

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

**Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire
dans la carrière d'Ifri (unité de Keddara)**



Proposé par :

ENOF

Dirigé par :

Dr. Mohamed Aguid

Bachar Assed

Etudié par :

BENFERDI Youcef

LAICHAOUI Essaid

Promotion 2012

Remerciement

Nous voudrions avant d'entamer la présentation de ce mémoire remercier DIEU tout puissant de nous avoir donné la volonté et le courage d'établir ce travail.

Nous adressons également nos vifs remerciements à tous ceux et celles, de près ou de loin, qui nous ont aidé à élaborer ce mémoire.

Notre gratitude va plus particulièrement à :

Notre promoteur Dr. Mohamed Aguid Bachar Assed car ces appréciations et remarques ont été précieuses pour mener à terme ce travail.

Notre immense reconnaissance à toute l'équipe travaillante à la carrière d'IFRI, leur contribution en données et leurs générosités si rare méritent un grand éloge. Ainsi que l'ensemble des enseignants qui nous ont suivis durant notre cycle d'étude, plus spécialement ceux du département Génie Minier.

Je tiens également à remercier tous les enseignants ayant contribué à notre formation et ce depuis le tronc commun jusqu'à la dernière année de graduation.

Enfin, je remercie les membres du jury qui ont accepté d'évaluer ce modeste travail.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail A

Ma mère et mon père, Mes frères Et ma sœur Toute la famille

LAICHAOUI Proches et lointains Tous mes amis et mes

camarades, Et tous les étudiants de G. Minier

LAICHAOUI Essaid

Je dédie ce modeste travail :

À mes parents, pour leurs sacrifices, soutien et encouragements,

Mon frère, et Mes sœurs.

A toute ma famille.

A tous mes amis.

A ma promotion 2012.

BENFERDI youcef

ملخص

من أجل تغطية الحاجيات المتزايدة على الحصى قررت FONE فتح محجره جديدة للكلس تسمى إفري توجد بالقرب من موقع قدارة الذي لديه مدة حياة محدودة بخمسة سنوات من أجل هذا قمنا بتقدير كلفة المادة الأولية من طبقة المعدن الجديدة إفري إلى محطة الجرش إعتامدا على معلومات محجرة قدارة قمنا كذلك بخط الطريق الرئيسي وحققنا مخططات الفتح والاستغلال باستعمال برنامج أوتوكاد وهكذا قمنا بتقدير الاحتياطات الممكن استغلالها حقا من كل مستوى.

كلمات مفتاحيه كلس- استغلال على الهواء الطل- التكلفة- نقل- إفري- احتياطات- أوتوكاد.

Résumé :

Pour couvrir les besoins toujours croissants en granulats, Entreprise Nationale des Produits Miniers Non-Ferreux et des Substances Utiles(ENOF) a projeté d'ouvrir une nouvelle carrière de calcaire à ciel ouvert, dénommé Ifri, située à coté de site de Keddara, qui lui à une durée de vie limitée à une cinq(5) d'années. Pour cela une estimation des coûts de transport de la matière première du site d'Ifri vers la station de concassage a été faite en se basant sur des données recueillies du site de l'unité de Keddara. Une piste principale ainsi que de l'appréciation des réserves ont été réalisés à l'aide d'Auto-CAD.

Mots clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, transport, coûts, et Ifri, Auto-CAD, réserves.

Summary:

To meet the always increasing requirements out of aggregates, the national company of the aggregates projected to open a new in the open pit limestone quarry, named Ifri, located next to a site of Keddara, which him at one lifespan limited to five years. For that an estimate of the costs of transport of the raw material of the site of Ifri towards the station of crushing was made while being based on data collected of the site of Keddara. A principal track as of the plans of exploitation was carried out using Auto-CAD.

Key words: limestone, opencast mining, transport, costs, and Ifri, Auto-CAD.

Tables des matières

Introduction générale.....	16
Chapitre I . Cadre géographique et géologique du gisement d’Ifri	
Historique.....	18
I.1.Localisation géographique de l’unité.....	18
I.2.Cadre Géologie régionale du gisement	19
I.2.1 Géologie régionale.....	19
I.2.2 Litho–stratigraphie du gisement.....	19
I.2.3 Tectonique régionale:....	22
I.2.4 Conditions climatiques de la région.....	24
I.2.5 Caractéristiques hydrogéologiques.....	24
I.2.6 Caractéristiques hydrauliques.....	25
I.3.Cadre Géologie locale du gisement.....	25
I.3.1.Localisation et Situation géographique du gisement.....	25
I.3.2 Géologie locale.....	27
I.3.3 Tectonique locale.....	28
Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d’Ifri	
Introduction.....	29
II.1. Les propriétés du massif rocheux.....	29
II.1.1. Propriétés physico–mécaniques des roches.....	29.
II.1.1.1. Densité.....	30
II.1.1.2. Taux d'absorption d'eau.....	30
II.1.1.3. Perméabilité.....	31

II.1.2. Propriétés mécaniques.....	32
II.1.2.1. Résistance à la compression.....	32
II.1.2.2. Résistance à la traction.....	32
II.1.2.3. Résistance au cisaillement.....	33
II.1.2.4. L'angle de frottement interne.....	33
II.1.2.5. Cohésion.....	34
II.1.2.6. Les déformations.....	34
II.1.2.7. La plasticité.....	34
II.1.2.8. L'élasticité.....	35
II.1.3. Propriétés intrinsèques.....	35
II.1.3.1. Coefficient de broyabilité.....	35
II.1.3.2. Coefficient Los- Angeles.....	35
II.1.3.3. Coefficient Deval et Micro-Deval.....	37
II.1.4. Propriétés dimensionnelles.....	38
II.1.4.1. La granulométrie.....	38
II.1.5. Propriétés technologiques des roches.....	38
II.1.5.1. Dureté de la roche.....	38
II.1.5.2. Degré de fissuration.....	39
II.1.5.3. Degré de la viscosité.....	40
II.1.5.4. Coefficient de foisonnement.....	40
II.1.5.5. Indice de forabilité.....	42
II.1.5.6. L'indice de tirabilité.....	43

II.2. Analyses chimiques.....	43
II.3. Etude de la stabilité des talus.....	44
Conclusion.....	45
Chapitre III : Notions d'exploitation à ciel ouvert	
III.1 Choix de l'implantation d'une mine à ciel ouvert	47
III.1.1 Critères géologiques.....	47
III.1.2 Critères techniques.....	47
III.1.3 Critères économiques.....	47
III.2 Les aspects technico-économiques dans une exploitation minière.....	49
III.2.1 Aspects techniques.....	49
III.2.2 Aspect économique	49
III.3 Le secteur des exploitations minières.....	49
III.3.1 Types d'exploitations minières.....	49
III.3.2 Exploitation à ciel ouvert.....	50
III.3.3 Mode d'extraction à ciel ouvert.....	50
III.4 Le choix d'une méthode d'exploitation.....	50
III.4.1 Critère de choix de la méthode d'exploitation.....	50
III.4.2 Infrastructure d'exploitation a ciel ouvert.....	52
III.4.3 Détermination des paramètres de la piste principale.....	60
III.5. Stabilité des talus.....	61

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement d'Ifri

Introduction.....	63
IV.1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert.....	63
IV.2. Principaux éléments du système d'exploitation.....	64
IV.2-1. Le gradin.....	64
IV.2.1.1. La hauteur du gradin.....	65
IV.2.1.2. L'angle de talus du gradin	65
IV.2.2. Plate-forme de travail.....	65
IV.2.3. Forme et dimensions du bloc.....	67
IV.3. Technologie d'exploitation du gisement.....	68
IV.3.1. Abattage	68
IV.3.1.1. Abattage à l'explosif.....	69
IV.3.1.2. Plan de tir.....	69
IV-3-1-3. Paramètres du plan de tir.....	71
IV.3.1.3.1. Le diamètre du trou.....	71
IV.3.1.3.2. Ligne moindre résistance.....	71
IV.3.1.3.3. L'inclinaison du trou.....	71
IV.3.1.3.4. La longueur de sous-foration.....	73
IV.3.1.3.5. La longueur du trou.....	74
IV.3.1.3.6. La distance ménagée entre deux trous.....	74
IV.3.1.3.7. Nombre de rangées.....	75
IV.3.1.3.8. La distance entre les rangées.....	75

IV.3.1.4. Répartition de la charge.....	75
IV.3.1.4.1. Le choix de l'explosif.....	75
IV.3.1.4.2. Coefficient de puissance de l'explosif	76
IV.3.1.4.3. Résistance au tirage.....	77
IV.3.1.4.4. Charge linéaire de pied.....	78
IV-3-1-5. Foration.....	86
Généralité.....	86
IV.3.1.5.1. Les paramètre caractérisant l'engin de Foration.....	87
IV.3.1.5.2. Choix du matériel de foration.....	87
IV.3.1.5.3. Types de perforatrice.....	87
VI.3.1.5.4. Choix du diamètre de foration	89
IV.3.1.5.5. Caractéristiques de foration de la carrière d'Ifri.....	90
IV.3.1.6. Amorçage et système d'amorçage.....	91
Chargement	94
IV.4.Mesures de sécurité et d'hygiène envisagée.....	97
IV.4.1.Consignes et règles générales.....	98
IV.4.2.Examens médicaux.....	98
IV.4.3.Vêtement de travail.....	98
IV.4.4.Propretés des locaux et machines.....	99
IV.4.5.Consignes de sécurité.....	99
IV.4.6.Règles concernant la manutention lourde.....	100
IV.4.7.Règles concernant les courants électriques.....	100

IV.4.8. Emploi des explosifs.....	100
IV.5. Plan de gestion environnement et remise en des lieux.....	101
Chapitre IV: Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri	
Réserves préparées.....	103
Conclusion.....	108
Chapitre VI : Etude comparatives technico-économique du transport	
VI .1 Travaux d'infrastructures.....	110
VI .1. 1 Réalisation des pistes d'accès.....	110
VI.1.1.1. Caractéristique de la piste.....	110
VI.1.2 Les plateformes de réception.....	111
VI.1.3 Aménagement des couloirs naturels.....	111
VI.2. Conditions Technico minières de la carrière.....	111
VI.2.1 Régime de fonctionnement de la carrière	111
VI.2.1.1 La production annuelle de la carrière	112
VI.2.1.2 La production mensuelle.....	113
VI.2.1.3 La production journalière	113
VI.2.1.4 Production horaire	114
VI.3. Transport	114
VI.3.1. Variante (1)	114
VI.3.1.1. Rendement des camions.....	114
VI.3.1.2. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production	115

VI.3.2.Variante (2)	116
Au niveau inférieur (Plateforme de réception - niveau 590 m).....	116
VI.3.2.1. Rendement des camions.....	116
VI.3.2.2.Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production	117
Au niveau inférieur (Plateforme de réception - niveau 250 m).....	118
VI.3.2.3. Rendement des camions.....	118
VI.3.2.4. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production	118
VI.3.3. Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre.....	119
A. Les coûts fixes du transport.....	119
A.1.Les amortissements des engins de transport.....	119
A.2.Les frais du personnel.....	120
B. Les coûts variables du transport.....	123
VI.3.4.Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre.....	126
Variante(2)	126
C. Les coûts fixes du transport.....	127
C.1.Les amortissements des engins de transport.....	127
C.2.Les frais du personnel.....	127
D. Les coûts variables du transport.....	129

V.3.5.Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre	
Variante(2)	131
V.4.Etude technico-économique de la piste proposée.....	131
V.4.1.Traçage de la piste et ses caractéristiques.....	131
V.4.1.1.Itinéraire de la piste.....	131
V.4.1.2.Largeur de la piste.....	131
V.4.1.4.Longueur de la piste.....	133
V.4.2.Évaluation des volumes des travaux envisagés pour la piste principale	134
Profil en travers.....	135
V.4.3.Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée de la nouvelle piste...	137
Variante(3)	137
Rendement des camions	137
Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production	138
Les coûts fixes du transport.....	139
Les coûts variables du transport.....	140
Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre.....	144
Les coûts travaux d'infrastructures minières.....	144
Aménagement de la piste d'accès.....	144
Réalisation de la plate forme de réception (Pour la variante (2))	144
Conclusion générale.....	147
Annexes.....	150

Liste des figures

Chapitre I

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

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

Figure I.3: Coordonnées du périmètre et levé topographique à l'échelle 1/5000.

Figure I.4: Localisation du gisement de DJEBEL IFRI.

Chapitre II

Figure II.1: Principe de l'essai brésilien

Chapitre III

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

Figure III.2 : Exploitation par gradins (méthode de la fosse).

Figure III.4 : Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.

Figure III.5 : Coupes à travers les gradins.

Figure III.6 : Détermination de l'angle du talus du bord inexploitable.

Figure III.7 : Ouverture du premier gradin.

Figure III.8 : Développement du premier gradin et ouverture du deuxième gradin.

Figure III.9 : Développement du deuxième gradin.

Chapitre IV

Figure IV-1 : *schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif).*

Figure IV-2 : *Choix du couple diamètre-hauteur de front.*

Figure IV-3 : *L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.*

Figure IV-4: *coupe d'un plan de tir avec distribution des charges.*

Figure IV-5: *Chargeur CATERPILLAR 980h*

Chapitre V

Figure V.1. Le contour de réserve a calculé(en bleu)

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1. Coordonnées U.T.M du périmètre

Chapitre II

Tableau II.1: Taux d'absorption.

Tableau II.2: Porosité.

Tableau II.3: échelle de broyabilité.

Tableau II.4: Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire d'Ifri.

Tableau II.5: Coefficient Los- Angeles dans les principales utilisations du granulat.

Tableau II.6: Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire d'IFRI.

Tableau II.7: type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN.

Tableau II.8: Classification des massifs suivant la fissuration.

Tableau II.9: Analyses chimiques sur les échantillons de la roche d'IFRI.

Tableau II.10: angle de talus.

Chapitre III

Tableau III.1 : mode d'extraction des gisements d'affleurement et principale matières première extraites.

Tableau III.2 : Angle de talus du gradin du bord inexploitable.

Tableau III.3 : Hauteur maximale du gradin pour différents types de pelles mécaniques.

Chapitre IV

Tableau IV-1: Caractéristiques des explosifs utilisés.

Tableau IV-2: résistance au tirage de quelques roches.

Chapitre V

Tableau V.1. Coordonnées UTM de la zone encadrée.

Tableau V.2. Pendage de calcaire.

Tableau V.3. Pendage de calcaire.

Tableau V.4. Dénivelée et la distance.

Tableau V.5. Tableau des calcule des surfaces.

Tableau V.6. Tableau récapitulatif des calcule des volumes.

Chapitre VI

Tableau VI.1. Comparaison en produit fini les deux variantes

Tableau VI.2. Amortissements des engins

Tableau VI.3. Frais annuels du personnel de transport

Tableau VI.4. Consommation en pièces de rechange pour l'année 2011

Tableau VI.5 . Consommation annuelle en lubrifiant pour l'année 2011

Tableau VI.6. Consommation annuelle en pneumatiques pour l'année 2011

Tableau VI.7. Consommation annuelle en gasoil pour l'année 2011

Tableau VI.8. Frais totaux du transport

Introduction générale

Introduction générale

L'épuisement du gisement de Keddara d'une part et le besoin croissant dans la zone en matière de granulats, d'autre part, ont incité l'entreprise ALGRAN à projeter l'exploitation de site d'Ifri. Si les réserves semblent être en perte de vue, les conditions techniques laissent à désirer. L'ouverture du site par un trajet de 8 Km ou le culbutage des calcaires d'une hauteur de 350 m ne donnent pas un effet économique et un environnement sain d'exploitation d'Ifri dans la région.

Notre projet intitulé : **problèmes d'ouverture et déplacement des calcaire dans la carrière d'Ifri**, se penche donc sur ces problèmes à la fois techniques et économiques. Technique d'abord parce que la topographie et l'hydrographie du gisement imposent l'ouverture et de déplacement des calcaire jusqu'au concasseur des procédés optimaux, économique et sécurisants pour l'environnement.

Pour atteindre ces objectifs nous avons restructuré notre travail nous allons commencer par le cadre géologique, ébaucher quelques notions d'exploitation, étaler les processus d'exploitation avant, apprécier les réserves pour mieux fonder la production annuelle de la carrière et réaliser une étude comparatifs techno économique de l'ouverture du gisement et déplacement de calcaire jusqu'au concasseur.

Chapitre I :
Cadre géographique et géologique du
gisement d'Ifri

Historique :

Le gisement de djebel Ifri a fait l'objet des travaux d'exploration sur la base du titre minier délivré à ALGRAN par le ministère de l'Energie et des Mines sous le N° 171 du 16/05/2004.

L'exécution des travaux projetés a été confrontée à des grandes difficultés liées aux conditions sécuritaires qui prévalent dans la région.

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

I.1 Localisation géographique de l'unité

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

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



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

I.2 Cadre Géologie régionale du gisement :

I.2.1 Géologie régionale

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

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

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

I.2.2 Litho-stratigraphie du gisement :

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

❖ Précambrien

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

❖ Trias

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

❖ Jurassique

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

- **Jurassique inférieur (Lias) e** : il est subdivisé en deux unités.
 1. **unité inférieur L3-6** : constitué essentiellement par des calcaires et des dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500m environ.
 2. **unité supérieure L7-6** : repérée sur les versants Sud de Djebel Bouzegza et Dra Sahar en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150m environ.
- **Jurassique 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 silexoides 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 grés quartzeux 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 grés et surtout des argilites, d'une puissance de 1000m 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 1000m.

❖ 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 écaillés. 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 grés grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 1000m environ.

2. **Eocène supérieur –Oligocène inférieur e4b-g** : C'est une formation 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 grés et des marnes .Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise au dessus des marnes prédominent les grés arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'au gravelites).

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

❖ Quaternaire (g6)

Représenté par plusieurs types génétiques :

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

➤ **Roches Intrusives**

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

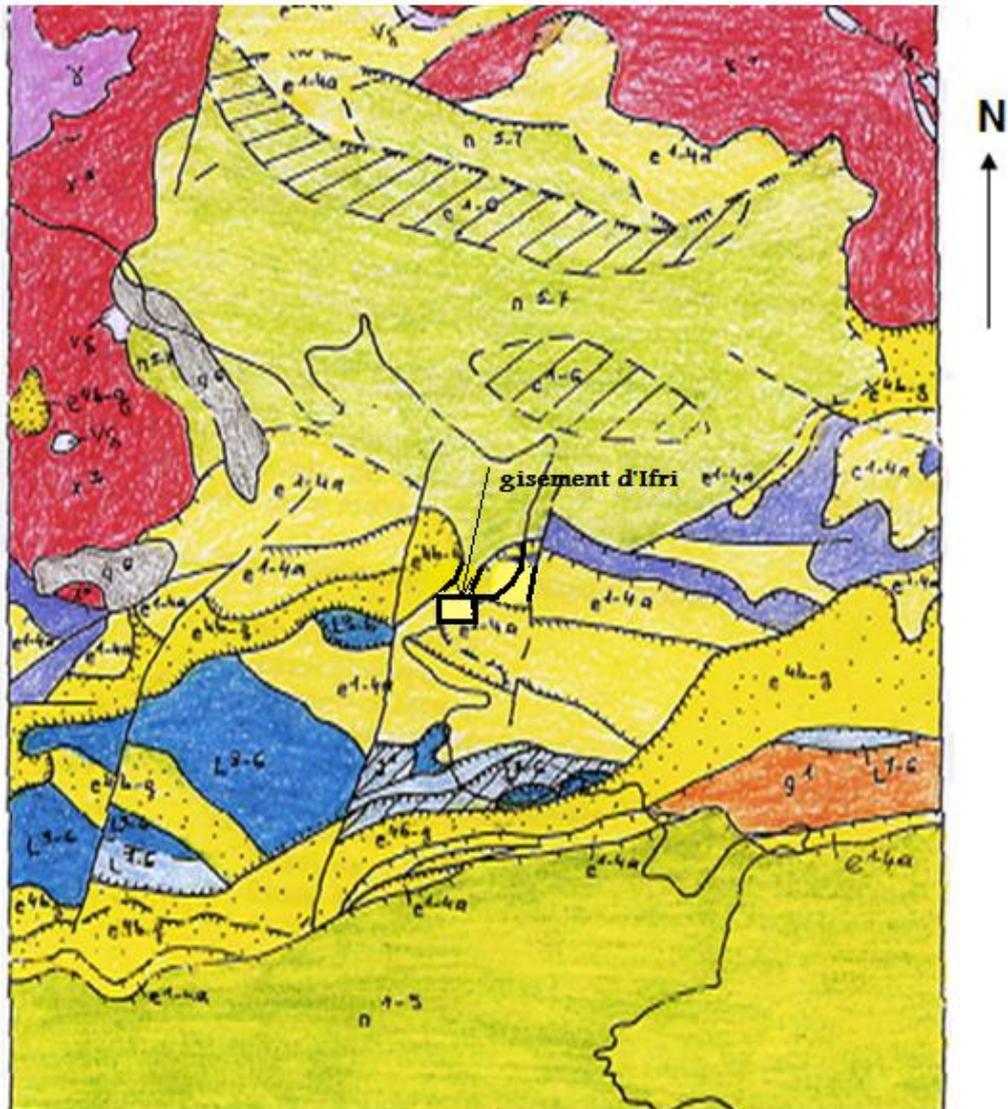
1. **Méta-gabbro-diorites (Ys)** : Ce sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....
2. **Granito-gneiss (X)** : Ce sont des roches grises à gris clair, rarement rosâtres, comportant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

I.2.3 Tectonique régionale:

Le périmètre d'exploitation, objet de notre étude, se confond avec le flanc Sud d'un synclinal affectant les terrains et allongé NE-SO. Ce synclinal symétrique est large d'environ 1Km. une formation détritique grésoconglomératique est plus ou moins conservée dans la gouttière de ce synclinal. Le relief constitué de calcaires jurassiques suit l'allongement NE-SW d'une faille régionale. On note deux types de déformations dans la région :

- 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.



LEGENDE

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

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

I.2.4 Conditions climatiques de la région :

Le climat de la région est méditerranéen, sec et aride en été et froid et pluvieux en hiver. Le réseau fluvial de la région est largement développé, avec une pluviométrie moyenne de la région est de 500 mm.

Le taux d'humidité maximum enregistré dans la région atteint les 78% aux mois de Janvier et Décembre, tandis qu'un taux minimum de 70% est atteint durant les mois de Juillet et d'Août.

Compte à la température, les maximums absolus sont compris entre 10°C pendant la saison froide et 39 °C durant la saison sèche.

Le gel est présent de janvier à avril, avec une moyenne annuelle de 15 jours par an.

La vitesse moyenne mensuelle des vents varie entre 2 et 4,3 m/s, et les maximums sont enregistrés dans la période mai à juillet. Par ailleurs, les vents, de vitesse supérieure à 20 m/s, ont été enregistrés durant 4 à 5 jours par an.

I.2.5 Caractéristiques hydrogéologiques:

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

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 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.

Chapitre I : Cadre géographique et géologique du gisement d'Ifri

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

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

I.2.6 Caractéristiques hydrauliques :

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

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

I.3 Cadre Géologie locale du gisement :

I.3.1 Localisation et Situation géographique du gisement :

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

Les coordonnées U.T.M du périmètre sont :

N° des points	X	Y
1	540 200	4 050 800
2	541 400	4 050 800
3	541 400	4 049 700
4	539 500	4 049 700
5	539 500	4 050 400
6	540 000	4 050 400
7	540 000	4 050 700
8	540 200	4 050 700

Tableau I.1. Les coordonnées U.T.M du périmètre

Chapitre I : Cadre géographique et géologique du gisement d'Ifri

La superficie du périmètre est de 187 hectares.

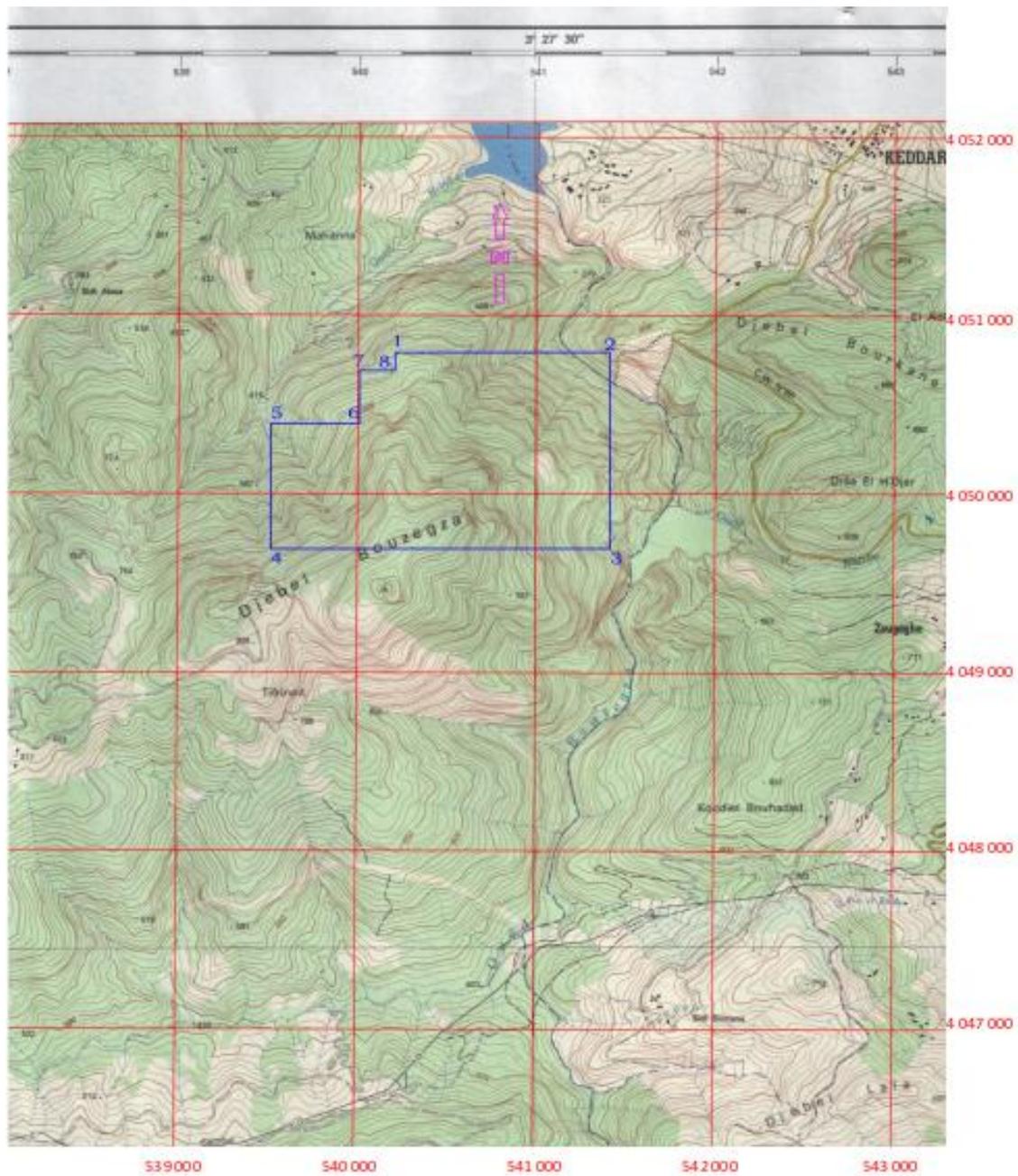


Figure I.3 : Coordonnées du périmètre et levé topographique à l'échelle 1/5000

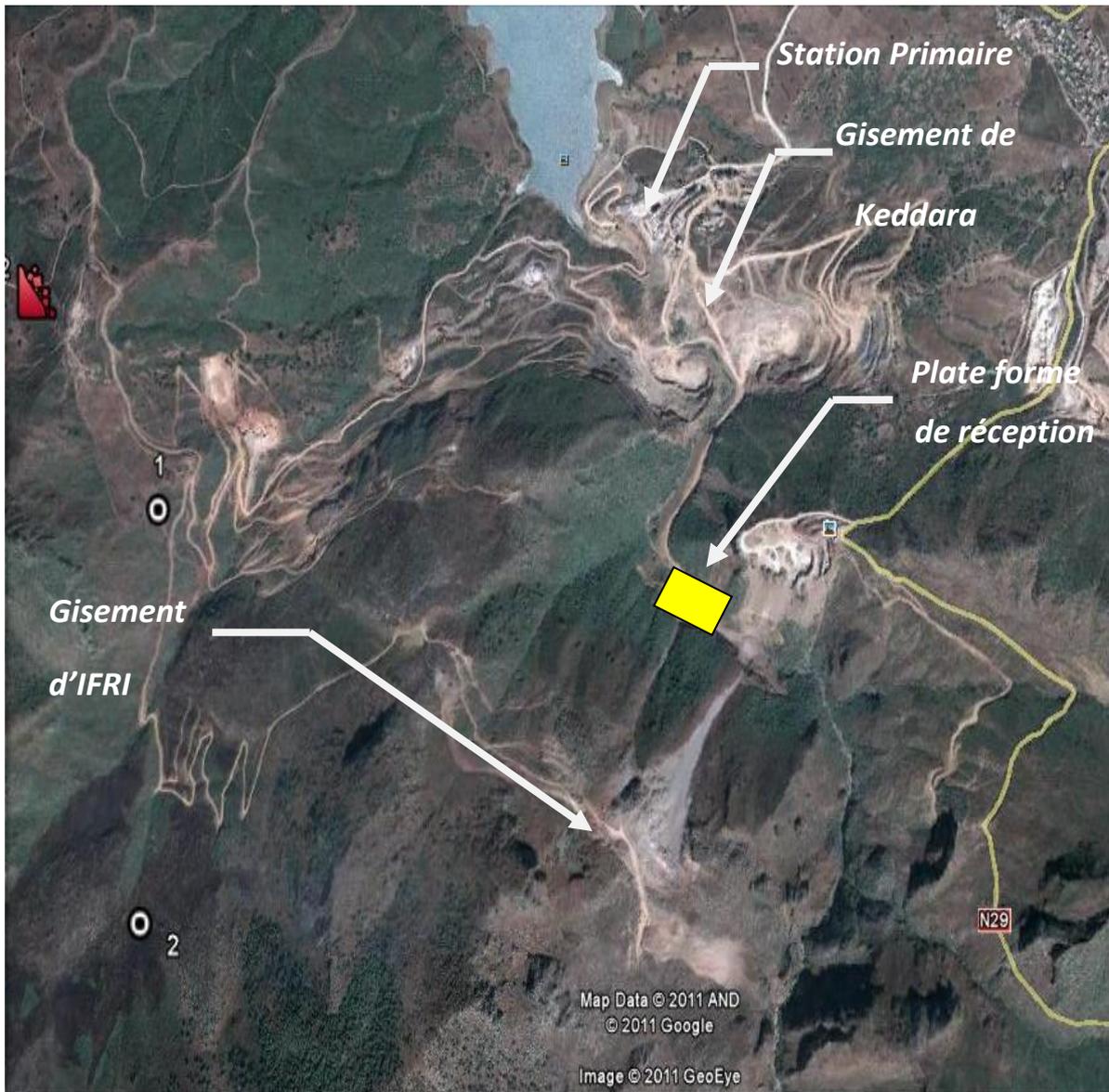


Figure I.4 : Localisation du gisement de DJEBEL IFRI

I.3.2 Géologie locale :

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

- des grès jaunâtres et des marnes versicolores qui occupent la partie Nord du terrain sur la rive gauche de l'Oued Keddara.
- des brèches de failles (produit de remplissage) polygéniques à grains grossiers repose sous forme de bloc tectonique en écaille chevauchant les formations calcaire de gisement de Djebel Ifri à forte inclinaison vers le nord c'est une zone boisée de chêne liège, et du maquis rendant l'accès très difficile voir même impossible dans certains endroits.

- des calcaires sous forme d'une grande montagne entaillée par de profondes coupures se Oued Keddara à l'est et Oued M'hanna à l'ouest, formant un relief très prononcé en plein milieu de Djebel Bouzegza dont les altitudes varie de 200m à 1035m à forte inclinaison des flancs.

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

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

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

I.3.3 Tectonique locale :

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

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

Chapitre II :
**Propriétés et caractéristiques du massif
rocheux d'Ifri**

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

II. Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Introduction :

Les caractéristiques spécifiques des massifs rocheux sont en grande partie liées à la présence des discontinuités ; à leurs caractéristiques géométriques et mécaniques.

Différents types de discontinuités :

On distingue les discontinuités majeures et les discontinuités mineures ;

Pour **les discontinuités majeures** (d'extension importantes) telles que :

- Failles ;
- Discordances ;
- Contacts veines.

Et pour **les discontinuités mineures** :

- joints de stratifications ;
- joints de schistosités ;
- diaclases ;
- Fractures ;
- Clivages.

Les discontinuités vont pouvoir être identifiées par certain nombre de caractéristiques (quantitatives, propriétés physiques et mécaniques); tel que :

- orientation ;
- distance ou espacement ;
- persistance ;
- extension ou étendue ;
- ouverture et continuité de l'ouverture ;
- remplissage (et nature du remplissage) ou absence de remplissage ;
- présence d'eau ;
- nature et l'état des épontes ;
- morphologie des épontes ;
- résistance mécaniques, et autre propriétés mécaniques.

Toutes ces caractéristiques vont influencer les propriétés du massif rocheux.

II.1. Les propriétés du massif rocheux :

II-1-1. Propriétés physico-mécaniques des roches :

Les propriétés physico – mécaniques des roches sont des facteurs essentiels qui influent sur le caractère de processus se produisant dans le massif rocheux après l'exécution des ouvrages.

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Les facteurs principaux déterminant les propriétés physico – mécaniques des roches sont:

- 1) profondeur du gisement;
- 2) tectonique de la région;
- 3) stratigraphie et âge géologique de la roche donnée;
- 4) érosion éolienne;
- 5) présence d'eau et son régime.

Les caractéristiques physico–mécaniques des minéraux et des roches encaissantes influent considérablement sur le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers et des engins des principaux processus.

Les principales propriétés physico–mécaniques des roches sont les suivantes : la densité, la masse volumique, la porosité, l'humidité, l'absorption en eau, le degré de saturation, ... etc.

II-1-1-1. Densité :

La densité c'est le rapport de la masse d'un certain volume d'un corps ou d'un échantillon, à celle du même volume d'eau. La densité s'exprime en g/cm^3 ou t/m^3 et dépend de la composition chimique ainsi que de la structure.

On distingue deux types de densité, l'une est la densité apparente, et l'autre est la densité absolue.

D'après les analyses, qui ont été faites par le laboratoire CETIM (centre d'études et de service technologiques de l'industrie des matériaux de construction) sur la roche calcaire du gisement de Djebel IFRI:

- La densité absolue varie entre 2,67 à 2,69 t/m^3 , alors la densité absolue moyenne est :

$$D_{\text{abs}} = 2,68 \text{ t/m}^3.$$

- La densité apparente varie entre 1,36 et 1,40 t/m^3 , alors la densité apparente moyenne est :

$$D_{\text{app}} = 1,38 \text{ t/m}^3.$$

II-1-1-2. 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 ($22 \pm 2^\circ\text{C}$).

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

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 l'eau distillée selon un rapport (1/3) (poids de l'échantillon/masse d'eau) à température ambiante (22 ± 2 °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.

Designations	Echantillon 1	Echantillon2	Moyenne
Taux d'absorption (%).	0,22	0,37	0,29

Tableau II.1: Taux d'absorption (%)

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 d'IFRI est donnée dans le tableau ci-dessous.

Designations	Echantillon 1	Echantillon 2	Moyenne
Porosité (%).	0,58	1,46	1,02

Tableau II.2: Porosité

II-1-1-3. Perméabilité : k (cm/s)

La perméabilité est exprimée par un coefficient de perméabilité (k [cm/s]), qui se détermine par la loi de Darcy.

Tableau 01 : exemple des intervalles de coefficient de perméabilité

Gravier	$10^{-1} < k < 10^{-2}$
Sable.....	$10^{-3} < k < 10^{-1}$
Limon et sable argileux	$10^{-7} < k < 10^{-3}$
Argile.....	$10^{-11} < k < 10^{-7}$
Roche apparemment non fissurées	$10^{-10} < k < 10^{-8}$

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

II-1-2. Propriétés mécaniques:

II-1-2-1. 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 (cm²).

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 :

R_c : la résistance à la compression (kg/cm²);

f : la dureté.

Pour le gisement de djebel Ifri la dureté de la roche varié entre 6 et 8, donc la résistance à la compression d'après la formule précédente varie entre : 600 et 800 kgf/cm².

On prend la moyenne arithmétique $R_c = 700$ kgf/cm² comme étant la résistance à la compression

II-1-2-2. Résistance à la traction:

La mesure de la résistance à la traction RT suivant l'essai brésilien est faite d'une manière indirecte en appliquant un effort de compression diamétral.

L'éprouvette doit avoir un élancement (H/D) égal à 0.5 de manière à générer une traction uniforme et homogène. L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Pour une force de compression F , la contrainte de traction générée RT est :

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Avec : H et D sont les dimensions de l'éprouvette

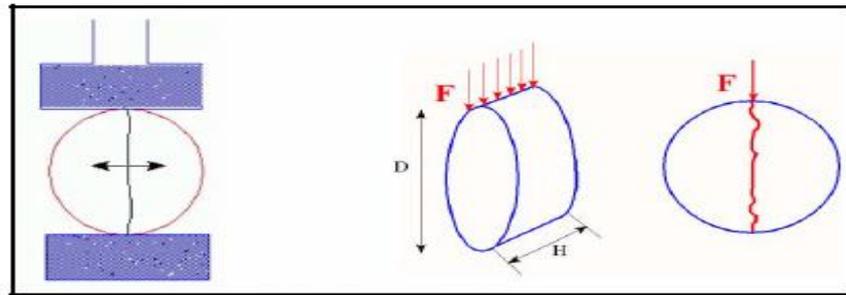


Figure II.1 : Principe de l'essai brésilien

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

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

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

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

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

II-1-2-3. Résistance au cisaillement :

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

$$R_{\text{cis}} = \frac{R_c}{3} = \frac{780}{3} = 260 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$R_{\text{cis}} = 260 \text{ Kgf/cm}^2$$

II-1-2-4. L'angle de frottement interne (φ) :

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

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

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

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

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

$$\varphi = \arcsin \frac{780 - 4 * 78}{780 - 2 * 78} = 48,59^\circ$$

$$\varphi = 48,59^\circ$$

II-1-2-5. Cohésion(C) : Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation :

$$C_r = \frac{R_T * R_c}{2 * \sqrt{R_T * R_c - 3 * R_T^2}} = \frac{78 * 780}{2 * \sqrt{78 * 780 - 3 * 78^2}} = 147,40 \text{ Kgf/cm}^2$$

$$C_r = 147,40 \text{ Kgf/cm}^2$$

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

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

Où :

a : coefficient de fissuration du massif rocheux (a = 0,1 = 10% =

$$= \frac{0,1 \text{ (I)}}{1 \text{ (la valeur moyenne entre III et IV du tableau II.8)}}$$

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

c : coefficient de la cohésion à cause du temps, il varie entre 0,7 à 0,8.

$$C_m = 147,40 * 0,1 * 1,5 * 0,75 = 16,58 \text{ Kgf/cm}^2.$$

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

II-1-2-6. Les déformations :

Les déformations peuvent être destructives et non destructives.

Les déformations destructives provoquent la désagrégation des roches.

Les déformations non destructives changent les dimensions, la forme et le volume des roches sans destruction.

Les déformations non destructives se répartissent en élastiques et plastiques.

II-1-2-7. La plasticité :

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

On appelle plasticité lorsque la capacité de la roche de changer sa forme sans que le volume ne varie.

Dans les conditions ordinaires les roches solides ne sont pas plastiques. La plasticité se manifeste dans les roches saturées par l'eau.

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

II-1-2-8. L'élasticité :

L'élasticité est la capacité des roches de reprendre leurs dimensions, forme ou volume initiaux, dès que les forces extérieures sont écartées.

II-1-3. Propriétés intrinsèques :

II-1-3-1. Coefficient de broyabilité BR (%) :

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

$$BR = \frac{M_s}{M_i} \times 100.$$

Où :

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

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

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

Tableau II.3: échelle de broyabilité

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

$BR \leq 35\%$; c'est-à-dire que la broyabilité faible.

II-1-3-2. Coefficient Los- Angeles; LA :

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

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

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

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

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

Avec :

m : masse des particules fines ($m < 1,6$ 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 :

Designations	Echantillon	Echantillon	Moyenne	Observations
	(1)	(2)		
LOS ANGELES (%)	26,18	33,54	29,86	< 30 %

Tableau II.4: Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire d'Ifri

On remarque que LA est $< 30\%$ donc le granulat d'IFRI à des qualités en conformité avec le tableau des normes utilise ci-après :

Utilisation	Coefficient LA
Gros granulat routier et pour bétons courants	$< 40 \%$
Granulat calcaire	$< 32 \%$
Pour béton de qualité	$< 30 \%$

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Pour béton exceptionnel	< 25 %
-------------------------	--------

Tableau II.5: Coefficient Los- Angeles dans les principales utilisations du granulat.

II-1-3-3.Coefficient Deval et Micro-Deval :

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

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

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

Le coefficient MDE (coefficient Micro-Deval) est donné par la relation suivante :

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

Où :

m: masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5 mm, 1,25 mm;

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

$$MDE = \frac{DE}{80}$$

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

La résistance à l'usure des gravillons a été appréciée par l'essai Micro-Deval (humide) MDE d'après la norme (NFP 18-572) :

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

Tableau II.6: Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire d'IFRI.

La valeur moyenne de l'essai Micro Deval obtenue sur 02 échantillons est inférieure à 20% en voie sèche et inférieure à 25% en voie humide ce qui montre que le calcaire du gisement d'IFRI présente une bonne résistance au frottement et surtout en voie sèche.

II-1-4. Propriétés dimensionnelles :

II-1-4-1. La granulométrie :

La granulométrie d'une roche concassée peut être caractérisée par un Coefficient d'uniformité ou coefficient de Hazen, qui est égal au rapport :

$$C_u = \frac{d_{60}}{d_{10}}$$

Où :

d_{60} : est l'ouverture du tamis au travers duquel passe 60 % du poids des grains;

d_{10} : est l'ouverture du tamis au travers duquel passe 10 % du poids des grains.

Selon que coefficient d'uniformité est plus ou moins voisin de 1, on parle d'une granulométrie serrée ou étalée.

Pour $C_u < 2$ la granulométrie du sol est dite uniforme ;

Pour $C_u > 2$ la granulométrie du sol est dite étalée.

Coefficient de HAZEN	Type de granulométrie
$C_u \leq 2$	Granulométrie très serrée
$2 \leq C_u \leq 5$	Granulométrie serrée
$5 \leq C_u \leq 20$	Granulométrie semi étalée
$20 \leq C_u \leq 200$	Granulométrie étalée
$200 < C_u$	Granulométrie très étalée

Tableau II.7: type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

II-1-5. Propriétés technologiques des roches :

II-1-5-1. Dureté de la roche :

La dureté représente l'une des propriétés les plus importantes. Elle se caractérise par la capacité de la roche de résister à la pénétration d'un autre corps.

La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV est la suivante :

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

Où :

σ_c : La résistance à la compression (MPa).

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

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

II-1-5-2. Degré de fissuration (la fissuration) :

En général les massifs des roches dures et mi-dures sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissures, appelé la fissuration. Cette dernière joue un rôle important et la connaissance de la fissuration permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autres problèmes y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

Selon la fissuration et la distribution des blocs en massif, suivant leurs dimensions, la fissuration des roches s'évalue par la distance moyenne entre les fissures, et déterminée par la formule suivante :

$$m = \frac{L}{n} \cdot [m],$$

Où :

- L : longueur de la partie du massif mesuré, [m];
- n : nombre de fissures sur la partie mesurée, [pièces].

D'après la distance moyenne (m) et la classification des massifs suivant la fissuration

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

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

Tableau II.8: Classification des massifs suivant la fissuration

D'après [le livre d'exploitation des carrières];V.KOVALENKO; [page 20] (Tableau 2-3 : classification des roches selon la dureté du prof, PROTODIAKONOV.M) ; on a la dureté du gisement varie entre 6 à 8 et par la comparaison avec le tableau précédent on déduit que la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

II-1-5-3. Degré de la viscosité :

La viscosité est la capacité de la roche à résister au détachement d'une certaine partie du massif. Le degré de viscosité est déterminé par la valeur de force de cohésion entre les particules de la roche et dépend de sa composition, sa structure, de la forme des particules, de la quantité de la substance cimentuse et de la teneur en eau. Les calcaires possèdent une viscosité minimale.

II-1-5-4. Coefficient de foisonnement :

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

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

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Où :

- K_f : le coefficient de foisonnement de roche;
- V_m : volume des roches en massifs;
- V_f : volume des roches foisonnées.

Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc. pour la même roche le coefficient de foisonnement dépend de la méthode de fragmentation, de la capitulation granulométrique, du temps de tassement, de la pression, de la teneur en eau ainsi que du volume et de la forme de récipients, où se trouve la roche.

Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement, en général, influent négativement sur les processus de l'exploitation miniers. Elles diminuent le degré de remplissage des godets des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des moyens de transport, et augmentation la surface nécessaire des terrils et des stocks. La roche du gisement de Djebel IFRI possède le coefficient de foisonnement :

$$K_f=1,6$$

II-1-5-5. Indice de forabilité (IF) :

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Ceci exige beaucoup de dépenses des forces humaines ainsi que les machines.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, à proposé son indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivantes :

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

Donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante :

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

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Avec :

R_c : résistance à la compression; Kgf/cm^3 (MPa)

R_{cis} : résistance au cisaillement; Kgf/cm^3

γ : la masse volumique; g/cm^3

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune se répartit en 5 catégories :

1. forabilité très facile $I_f = (1 \div 5)$.
2. forabilité facile $I_f = (5,1 \div 10)$.
3. forabilité moyenne $I_f = (10,1 \div 15)$.
4. forabilité difficile $I_f = (15,1 \div 20)$.
5. forabilité très difficile $I_f = (20,1 \div 25)$.

$$I_f = 0,007 \times (R_c + R_{cis}) + 0,7 \times \gamma = 0,007 \times (780 + 260) + 0,7 \times 2,68 = 9,15.$$

$$\mathbf{I_f = 9, 15.}$$

II-1-5-6. L'indice de tirabilité :

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

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

Où :

$K_s = 1,2 \times d_{ms} + 0,2$; avec d_{ms} dimension moyenne des blocs structuraux exprimée en (m) ;

R_c , R_T et R_{cis} : exprimé par kgf/cm^2

γ : le poids volumique ($2,68 \text{ g/cm}^3$) ;

On a $d_{ms} = 1 \text{ m}$ (d'après le tableau II.8) ; alors $K_s = 1,4$;

Donc :

$$I_q = 263,72 \approx 0,26 \text{ kg/m}^3.$$

$$I_q = 0,26 \text{ kg/m}^3.$$

II-2. 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

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

Element	Echantillon 1 (%)	Echantillon 2 (%)	Echantillon 3 (%)	Moyenne (%)
SiO₂	3,32	6,17	6,92	5,47
Al₂O₃	0,26	1,07	0,89	0,74
Fe₂O₃	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
Na₂O₃	<0,05	1,27	<0,05	< 0,45
K₂O	<0,05	0,30	0,23	<0,19
TiO₂	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
MnO	<0,01	0,01	<0,01	<0,01
P₂O₅	<0,05	0,15	0,17	<0,12
PAF	39,82	38,87	38,31	39

Tableau II.9: Analyses chimiques sur les échantillons de la roche d'IFRI.

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.

II-3. Etude de la stabilité des talus :

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

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

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert. L'effondrement et l'éboulement des roches dérangent tous les processus technologiques.

La stabilité s'exprime par l'angle de talus naturel (α) dont les valeurs varient de 45° à 70° suivant la nature des roches. Cet angle se forme par la surface libre de la masse minière foisonnée avec le niveau horizontal. L'angle de talus naturel dépend de

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux d'Ifri

l'aspérité des grains, de leur teneur en eau, de la granulométrie et de la forme, ainsi que de la masse volumique des roches. L'angle (α) augmente avec l'accroissement de la teneur en eau jusqu'à une certaine limite (par exemple pour les charbons jusqu'à 14%), ainsi que avec l'augmentation de la granulométrie et de l'aspérité des roches.

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

Pour une raison d'abattage, l'angle d'inclinaison des trous de mine étant pris égal à $\beta=15^\circ$ par rapport à la verticale (voir paramètre de tir; chapitre IV); cela confère une inclinaison du talus par rapport à l'horizontale une valeur de 65° . Cette valeur est vérifiée et confirmée suivant le tableau II.10.

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

Tableau II.10: angle de talus

Conclusion:

Les analyses chimiques et physico mécaniques réalisées sur des échantillons représentatifs ont montré que les agrégats d'IFRI 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 :
Notions d'exploitation à ciel ouvert

III. Notions d'exploitation à ciel ouvert

Au cours des temps géologiques, des gisements de minerais de différentes natures se sont constitués. Depuis l'antiquité, les hommes se sont mis à exploiter ces matériaux en employant différents procédés d'exploitation.

L'exploitation minière est une opération technologique qui consiste à extraire une substance utile du sol et du sous-sol et même en mer en quantité industrielle dans un objectif de commercialisation.

On appelle mine à ciel ouvert (CO) l'ensemble des ouvrages réalisés pour l'exploitation des gisements minéraux à ciel ouvert. L'extraction se fait à l'air libre, soit à flanc de colline, soit dans une fosse qui va en s'approfondissant et en s'élargissant.

III.1 Choix de l'implantation d'une mine à CO : L'implantation d'une carrière obéit à plusieurs critères :

III.1.1 Critères géologiques : Les caractéristiques géologiques d'un gisement et des terrains encaissants sont prépondérantes dans le choix des méthodes et du matériel d'exploitation :

- La structure du massif ;
- La profondeur, la puissance et le pendage du gisement ;
- L'importance et la qualité des réserves ;
- Tectonique locale et régionale (failles, plis...)
- Hydrogéologie locale et régionale

III.1.2 Critères techniques : Cela concerne principalement :

- Le choix du personnel d'exploitation;
- Le choix du matériel d'exploitation;
- Le mode d'attaque du gisement;
- L'aménagement des pistes et infrastructures d'exhaure de la mine ;
- L'emplacement de l'aire de stockage du minerai et des terrils ;

III.1.3 Critères économiques :

Telles quelles seront les considérations économiques, elles doivent s'appuyer sur les conditions naturelles données et sur les moyens techniques choisis.

Parmi les aspects qui doivent être analysés sont :

a) La limite d'exploitabilité :

C'est la profondeur maximale d'une exploitation à C O, qui garantit une stabilité des parois générales de la fosse minière.

C'est la raison pour laquelle on découpe le gisement et sa couverture en gradins caractérisés par une hauteur, une largeur et un angle de talus pouvant assurer une grande stabilité aux parois de la carrière à une profondeur la plus grande possible.

Afin de réduire le volume total de la découverte on doit minimiser le rapport :

$$x = \frac{T(\text{tonnage total de stérile})}{M(\text{tonnage total de minerai})}$$

Il y a intérêt à ce que la pente moyenne des parois de la fosse soit aussi forte que possible. Mais l'emploi d'engins puissants conduits à des banquettes plus larges.

D'autre part, la foration et les tirs ne permettent pas d'augmenter la hauteur des gradins dans les mêmes proportions que les largeurs des banquettes.

b) La limite économique :

C'est la profondeur maximale à laquelle le prix de revient total du m³ (ou de la tonne) de minerai dans l'exploitation à ciel ouvert (y compris la découverte) est égal au prix de revient du m³ (ou de la tonne) de minerai dans l'exploitation souterraine du même gisement.

La valeur du minerai est le critère économique des travaux à CO. La quantité de stériles nécessaire à déplacer, en m³, pour extraire 1 tonne de minerai est appelée coefficient ou rapport de découverte x. Soit :

c : prix de revient du m³ de stérile déplacé (prix de revient de la découverte).

T : volume total de stériles à exploiter.

M : tonnage total de minerai à exploiter.

Soit encore : Rapport de découverte :

$$x = \frac{T}{M}$$

La limite économique de l'exploitation à ciel ouvert résulte de l'égalité :

$$a = b + \frac{cT}{M}$$

$$\text{Où : } a = b + c.x$$

$$\text{D'où : } x = \frac{(a-b)}{c}$$

Cette relation exprime une condition nécessaire mais pas suffisante et un choix définitif doit se baser sur l'examen du mode d'exploitation, des moyens mis en œuvre, des conditions naturelles et de l'organisation des travaux.

Les critères discutés ci-dessus et d'autres (environnementaux, sociaux, ...) interviennent directement dans le choix de l'implantation, de la méthode et du matériel d'exploitation d'une mine à C O.

III.2 Les aspects technico-économiques dans une exploitation minière :

III.2.1 Aspects techniques :

Il s'agit de l'ensemble des paramètres qui entrent dans la technologie d'extraction du minerai :

- L'importance du recouvrement au-dessus du matériau à exploiter en vue du calcul du coût de revient de la découverte.
- les conditions d'extraction des matériaux et du recouvrement (stérile, intercalaire, forme du gisement (à sec ou en eau).
- disponibilité de l'eau, énergie (électrique principalement).
- difficulté particulière d'élaboration des matériaux (traitement minéralurgique).

III.2.2 Aspect économique : Le coût d'extraction d'une manière générale est élaboré à partir des éléments liés à l'exploitation des gisements :

- ❖ La localisation qui conditionne les coûts de transport.
- ❖ Les conditions d'accès et les possibilités d'évacuation des matériaux.
- ❖ Le coût des terrains ou du forage (redevance à l'extraction), droit de concession.

III.3 LE SECTEUR DES EXPLOITATIONS MINIERES :

III.3.1 Types d'exploitations minières : Selon la profondeur du gisement et du prix de revient d'extraction du minerai ce secteur se subdivise en 2 types : exploitation à ciel ouvert et exploitation souterraine. Pour le secteur de l'exploitation à ciel ouvert les paramètres décisifs sont :

- ❖ Faible profondeur ou gisement affleurant.
- ❖ Prix de revient d'une exploitation à ciel ouvert inférieur au prix de revient d'une exploitation souterraine.
- ❖ Gisement s'étalant sur une grande surface.
- ❖ Sécurité et rendement accrus par rapport au souterrain.

Pour le secteur de l'exploitation souterrain les paramètres décisifs sont :

- ❖ Epaisseur du recouvrement important.
- ❖ Gisement est très souvent pente.

La mine doit avoir un projet économiquement viable.

III.3.2 Exploitation à ciel ouvert : Le secteur des exploitations à ciel ouvert englobe toutes les formes d'extraction des matériaux utiles à partir du gisement se trouvant à faible profondeur. Pour ce type de gisement le choix d'une exploitation à ciel ouvert est vite arrêté car il est beaucoup plus facile à mettre en place une telle technologie à moindre frais. Le gisement est mis à nu par enlèvement des roches de recouvrement (terrain de recouvrement ou mort terrain) pour permettre l'accès au gisement.

III.3.3 Mode d'extraction à ciel ouvert : Selon les propriétés physiques des matériaux bruts (dureté, densité, consolidation...) et les contraintes imposées par la nature du site, il existe différents modes d'extraction :

✓ **Extraction à sec:** substance dure ou tendre.

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

✓ **Extraction à l'eau:**

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

III.4 Le choix d'une méthode d'exploitation :

III.4.1 Critère de choix de la méthode d'exploitation : Le choix de la méthode adéquate est difficile car il repose sur plusieurs paramètres avant tout projet d'exploitation d'ouverture d'une mine ou d'une carrière. Une étude géologique et géotechnique doit être faite à fin de faire accepter l'ouvrage par la nature sans compromettre sa sécurité. La reconnaissance est loin d'être parfaite. Il est important de noter que la méthode d'exploitation retenue soit bien adaptée au contexte du moment puisque elle conditionne la récupération du gisement donc de réserves exploitables:

A- La forme géométrique des corps minéralisés :

Elle est rarement bien connue au départ. Elle décide en premier lieu du type de méthode et largement des infrastructures qui seront nécessaires.

B- La mécanique des roches : Elle permet dans la plupart des cas de dimensionner les ouvrages et de ce fait restreint l'éventail des méthodes possible.

C- Disponibilité du matériel : Elle est nécessaire pour réaliser les différentes opérations d'abattage (mécanisation ou explosif).

D- Déblochage et soutènement : Consistant à abattre le minerai et son évacuation ainsi que d'assurer le maintien de toit stable ce qui peut encore limiter le choix.

E- L'environnement de l'exploitation : Il peut faire rejeter des méthodes seraient techniques possibles.

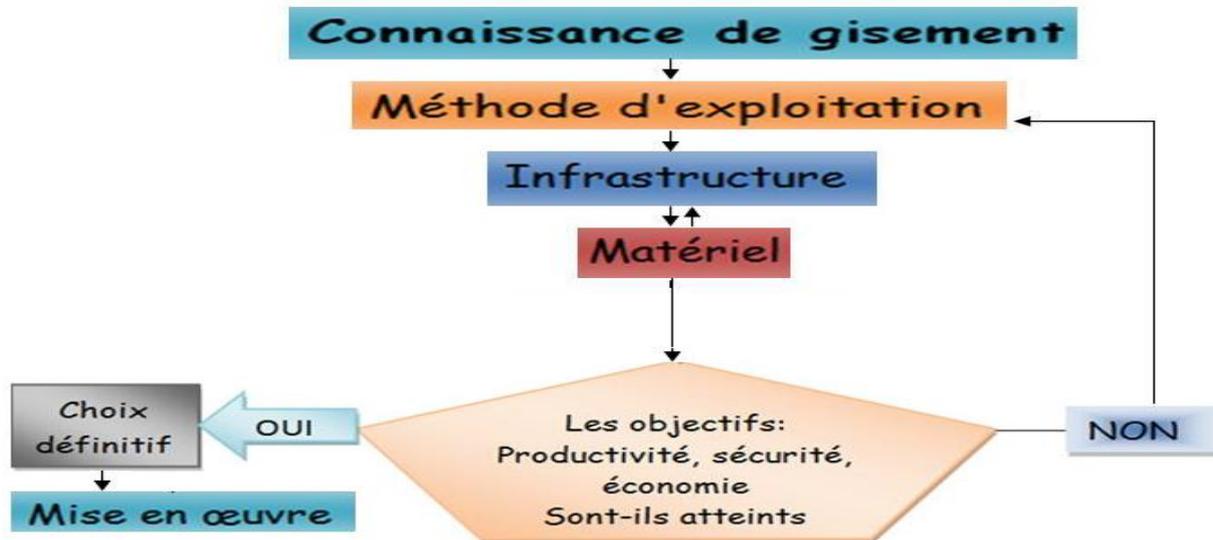


Figure III.1 : Organigramme du choix d'une méthode d'exploitation.

Gisement de matériaux consolidé	Gisement de matériaux non consolidé		
Extraction à sec	Extraction	Dragage	
-Matériaux de construction.	-Sable.	à l'intérieur des terres	Sur le plateau continental
-Calcaire.	-Gravier.		
-Gypse.	-Argile.	-Sable.	-Diamant.
-Feldspath.	-Phosphate.	-Gravier.	-Cassitérite.
-Pierres précieuses, rubis, saphier.	-Kaolin.	-Diamant, Or.	-Minéraux lourd (illuministe, Rutile, zircon, monazite).
-Diamant.	-Lignite.	-Minéraux lourd.	
-Schiste isitumineux.	-Cassitérite.	-Cassitérite.	
-Charbon.	-Diamant, Cu.		
-Minerai d'Uranium.	-Minéraux lourds (illuministe, rutile, zircon).		
-Minerai métallique (Cu, Fe, Ag, Si).	-Minerai riche en		
	-Terre rare.		

Tableau III.1 : mode d'extraction des gisements d'affleurement et principales matières première extraites.

III.4.2 Infrastructure d'exploitation à ciel ouvert :

a) Ossature d'une exploitation à ciel ouvert :

Elle est Constituée de deux grands ensembles d'ouvrage :

- ✓ Carreau de la mine (bâtiments, ateliers, usines, traitement, village minier, infrastructure routière).
- ✓ Ouvrages minières à ciel ouvert: piste principale, gradins (minerai, terri).

b) Les étapes d'une exploitation à ciel ouvert :

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

- **Délimitation sur le terrain de la surface du gisement (sur la surface du champ minier ou de la concession) :**

Bornage de la carrière ou de la mine à ciel ouvert dans le périmètre de la concession (travaux d'arpentage et implantation des limites).

- **Assèchement** du champ de la carrière à ciel ouvert et prise de mesure contre la venue d'eau (détournement des cours d'eau loin de la future mine ou carrière à ciel ouvert).
- **Ouverture de la mine.**
- **Travaux d'extraction** (enlèvement de la substance utile).
- **Aménagement des sites à stérile et réaménagement de site après l'exploitation.**

c) Principaux éléments d'une exploitation à ciel ouvert :

Pour exploiter un gisement à ciel ouvert on le partage en tranches horizontales suivant le caractère d'homogénéité du stérile et de matériaux utile.

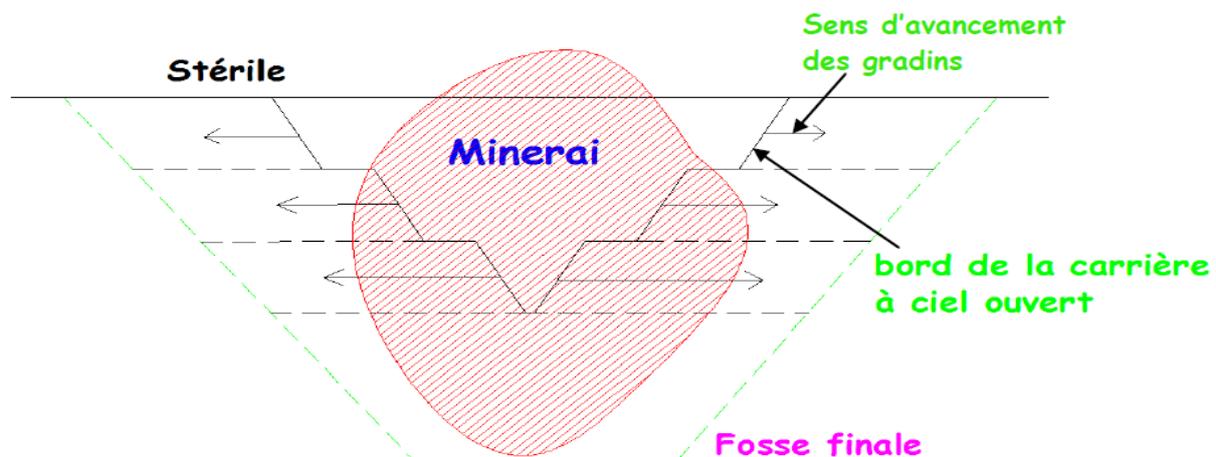


Figure III.2 : Exploitation par gradins (méthode de la fosse).

Au cours de l'exploitation les tranchées horizontales prennent la forme des gradins. Les gradins sont exploités par zone délimitées sur toute la largeur du gradin qu'on appelle : enlevure.

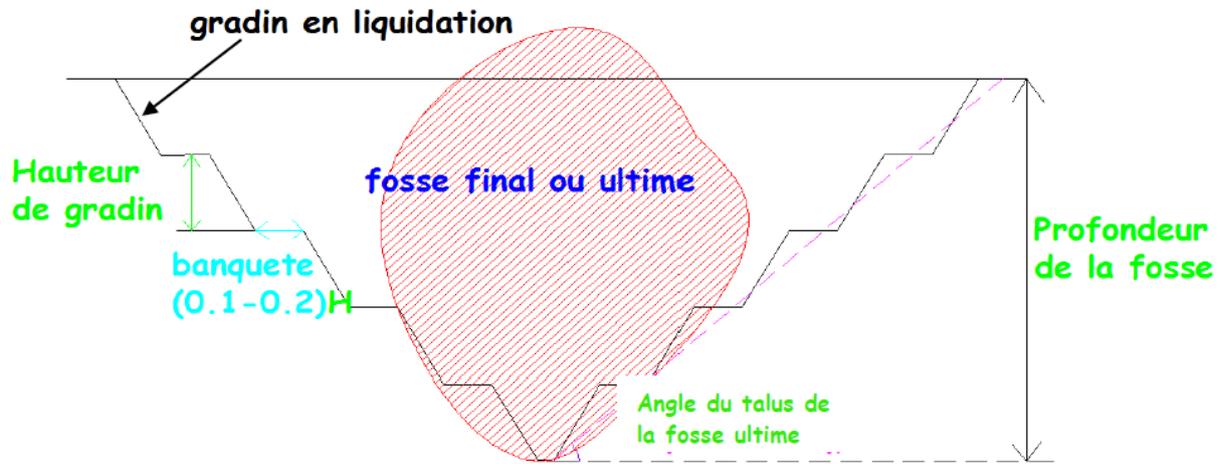


Figure III.3 : Schéma de la carrière en fin de l'exploitation.

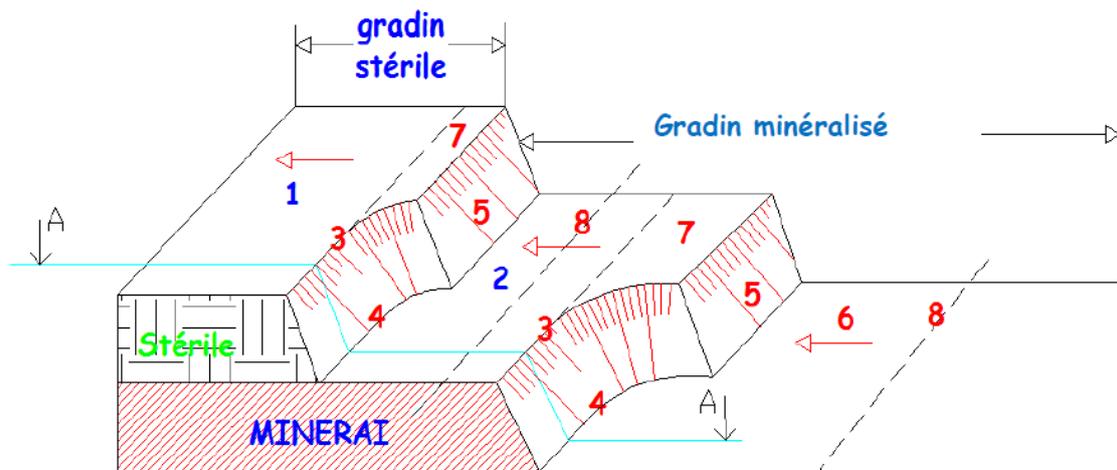


Figure III.4 : Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.

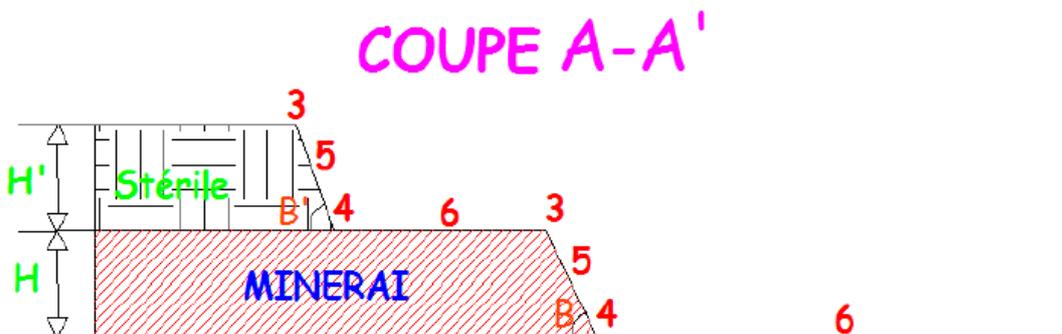


Figure III.5 : Coupes à travers les gradins.

- 1 : Gradin de stérile.
 - 2 : Gradin de minéralisation.
 - 3 : Arête supérieure.
 - 4 : Arête inférieure.
 - 5 : Talus.
 - 6 : Plate forme.
 - 7 : Tranche d'enlevure.
 - 8 : Axe de la tranchée ou piste d'accès au gradin.
- β' : angle de talus du stérile (**Tableau III.3**).
- β : angle de talus du minéral.
- H' : hauteur de stérile.
- H : hauteur de minéral.

Caractéristique de la roche	La dureté (f)	Les angles de liquidation (degré)	Angle limite des bords suivant la profondeur (degré)			
			90 m	180 m	240 m	300 m
Très dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	66-75	56-60	48-57	45-53	42-48
Moyenne	3-7	56-65	43-56	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	26-39	24-36
Très tendre	0.6-0.8	25-40	21-30	20-28	-	-

Tableau III.2 : Angle de talus du gradin du bord inexploitable.

L'angle de talus du bord inexploitable dépend aussi des particularités constructives de ce bord. Il peut être calculé par la formule suivante :

$$\tan \beta = \frac{Hc}{\sum b_s + \sum b_t + \sum h_g \times \cot \alpha}$$

Où :

Hc : profondeur finale de la carrière (m).

b_s : largeur de la berme de sécurité (m). (**Figure III.5**)

b_t : largeur de la berme de transport (m).

h_g : hauteur du gradin (m). (**Tableau III.4**)

α : Angle de talus du gradin (°). (**Tableau III.3**)

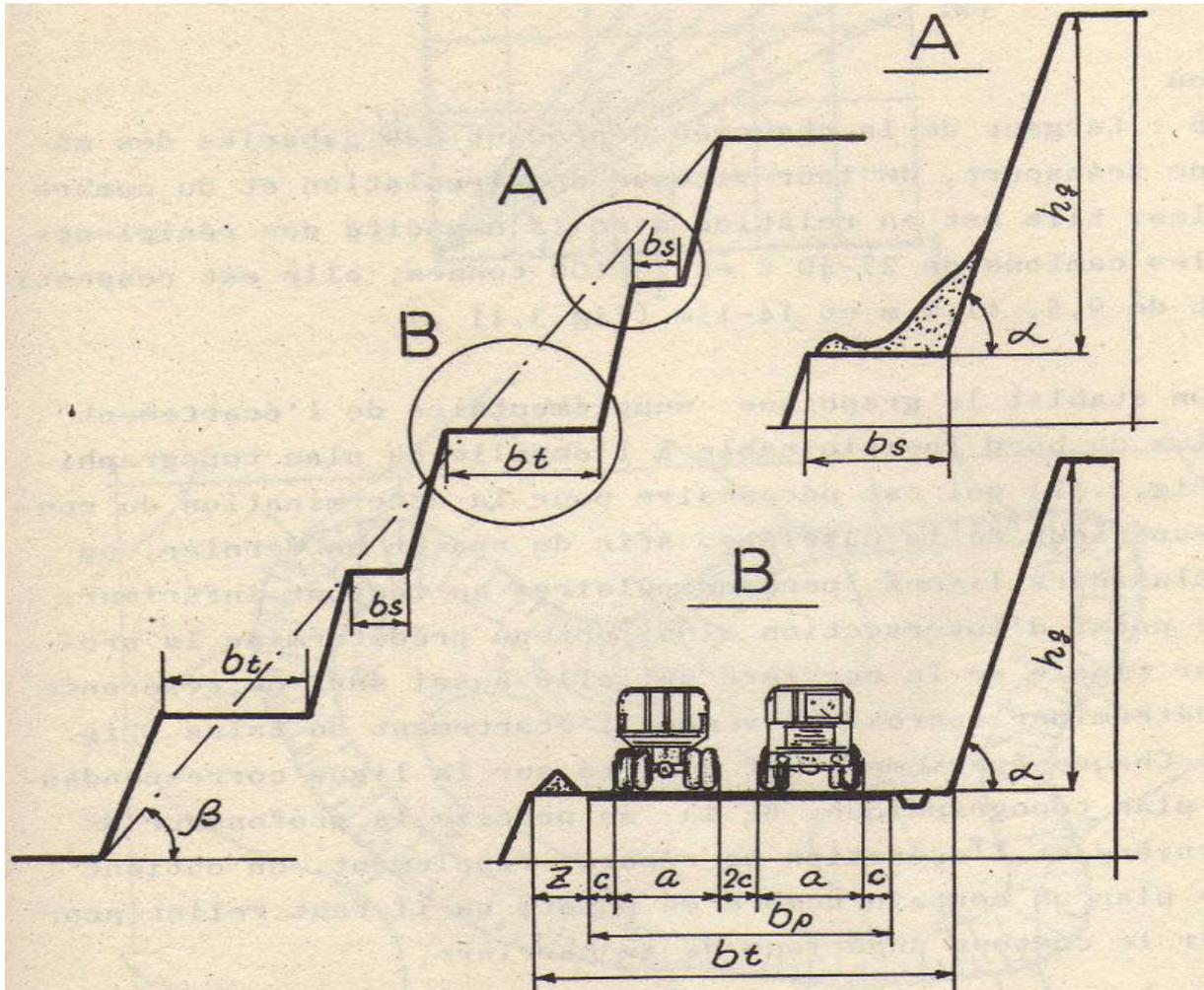


Figure III.6 : Détermination de l'angle du talus du bord inexploitable.

A : paramètre des bermes de sécurité.

B : paramètre des bermes de transport.

Capacité du godet de la pelle mécanique	Hauteur maximale du gradin (m)	
	Dans les roches tendres	Dans les roches dures
2 m ³	8.5	12.5
3.2m ³	10.0	14.5
5m ³	11.0	16.5
8 m ³	12.5	19.0
12m ³	15.6	23.5
20m ³	18.0	27.0

Tableau III.3 : Hauteur maximale du gradin pour différents types de pelles mécaniques.

c.1 Travaux d'ouverture : Les travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert comprennent les processus de dégagement et de déplacement des roches stériles et de recouvrement par la construction de piste ou rampe principale.

La construction de la tranchée au rampe principale d'accès au niveau supérieur se fait lors l'ouverture du gisement, celle-ci démarre de la station de concassage primaire jusqu'au niveau de préparation de premier gradin. On exécute son dessin sur le plan topographique du site puis en réalise son profil en long, en mentionnant ses paramètres ou ses caractéristique (longueur, largeur, pente, rayon de courbure), on calcule le volume de déblais enlevé et de remblai, grâce à l'exécution des profils en travers.

c.2 Travaux préparatoires : Les travaux de développement préparatoires signifient tout les travaux qu'il y a lieu d'entreprendre (réaliser), dans le cadre de la préparation de gradins pour l'abattage on l'appelle : **le gradin en préparation**, On y accède par une tranchée d'accès, à la côte de démarrage de la construction de la plateforme du travail, on prépare la construction d'un gradin qui évoluera au fur et à mesure de l'avancement des travaux ; jusqu'à atteindre la côte finale pour laquelle ce gradin atteindra la hauteur fixée dans le projet d'exploitation, à ce niveau le gradin est dit : **le gradin en production**.

c.3 Travaux de l'exploitation (d'extraction proprement dite) : Les gradins qui reculent au cours de l'exploitation à ciel ouvert sont appelés gradins en production ou en extraction, les

autres gradins, appelés **banquettes** qui limitent les plateformes étroites de largeur conventionnelle : $(0.1 \text{ à } 0.2) \times H$ sont destinées à augmenter la stabilité de leur talus. Les grands gradins sont dits en fin d'exploitation ou gradins en liquidation.

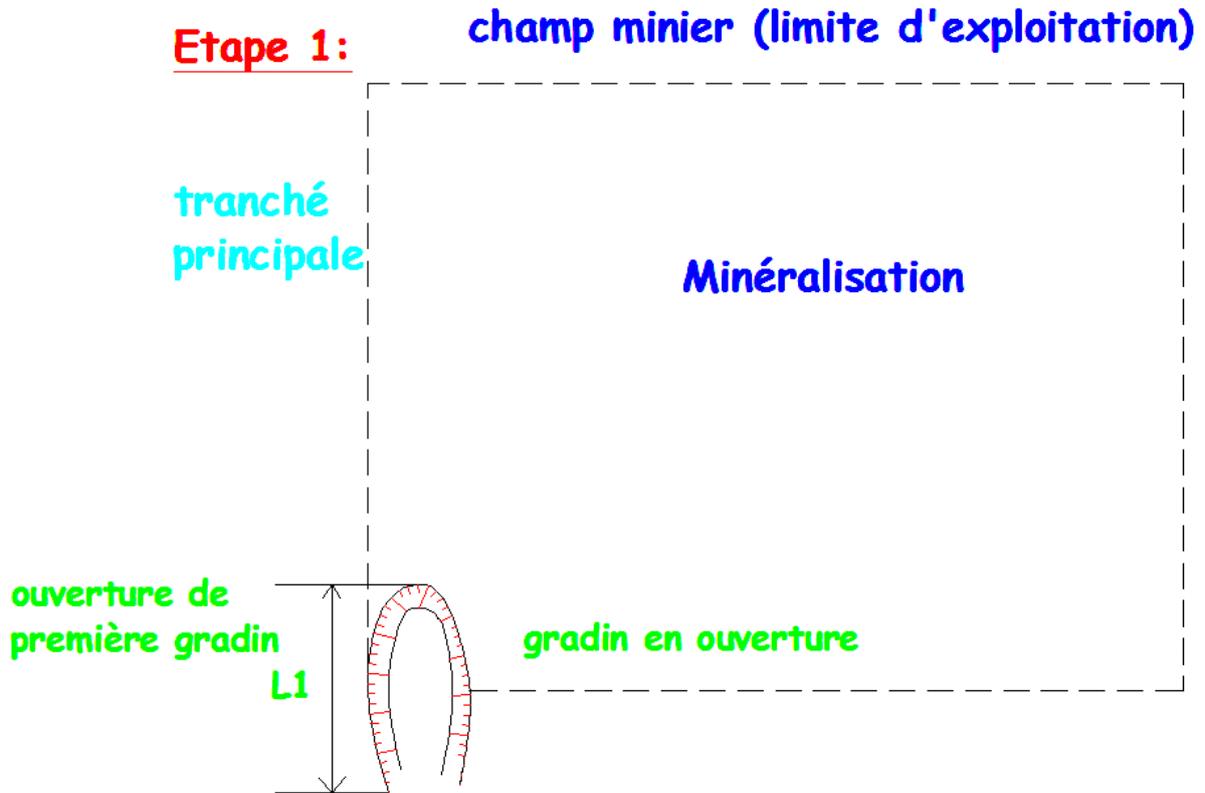


Figure III.7 : Ouverture du premier gradin.

Etape 2:

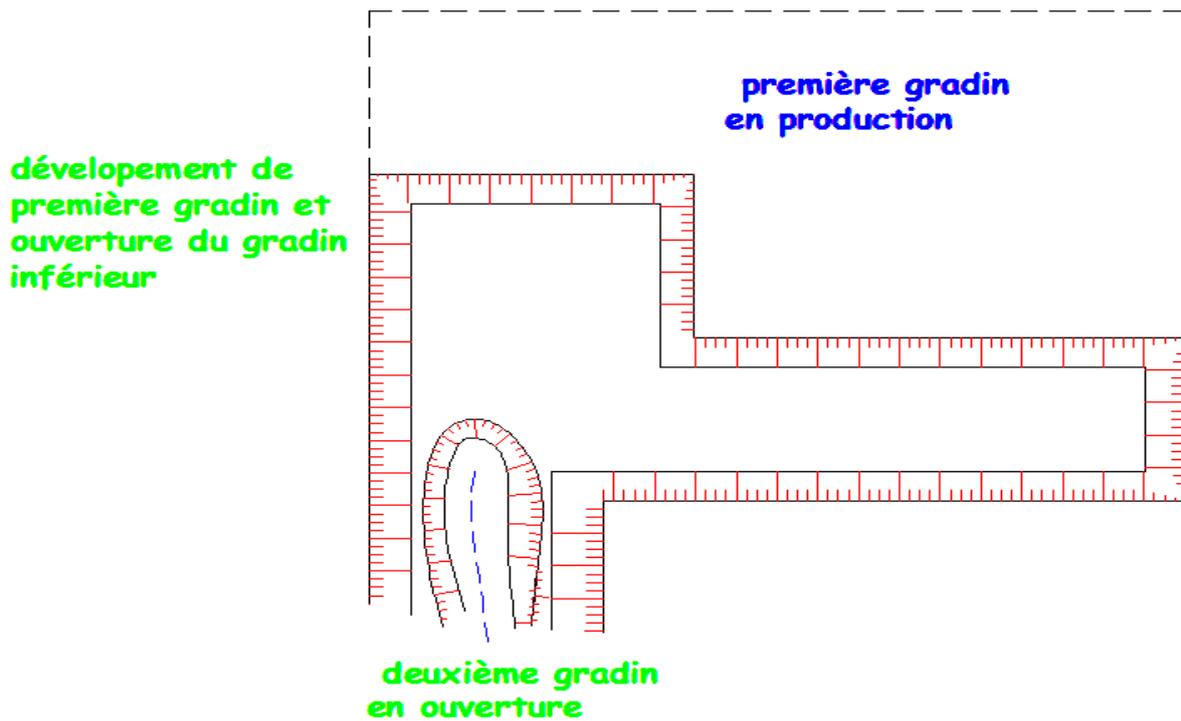


Figure III.8 : Développement du premier gradin et ouverture du deuxième gradin.

Etape 3:

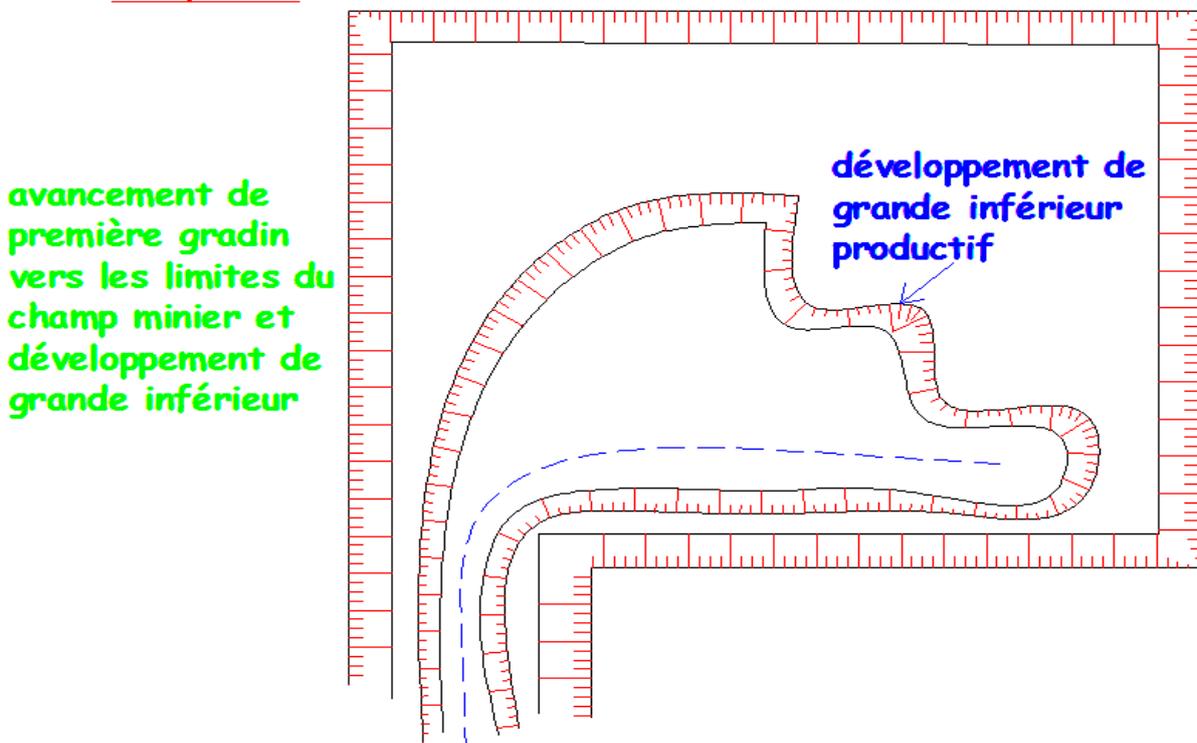


Figure III.9 : Développement du deuxième gradin.

c.4 Les travaux d'extraction dans une exploitation à ciel ouvert : La condition principale pour le choix du mode d'extraction à ciel ouvert des minéraux utiles est les meilleurs indices technico-économiques. L'extraction englobe les travaux d'abattage, de chargement et de transports de la substance utile de son lieu d'extraction (gradin) jusqu'au lieu de préparation mécanique (concassage, stockage).

d) Technologie des travaux miniers à ciel ouvert :

Dans le processus de production minier d'une exploitation à ciel ouvert, on distingue deux grands types de travaux, il y a les travaux principaux et les travaux auxiliaires.

- **Les travaux principaux :**
- Préparation de la roche à l'abattage.
- Les travaux d'extraction (abattage, chargement, transport).
- Stockage du minerai.
- **Les travaux auxiliaires:**

Ce sont les travaux de service qui viennent en aide aux travaux principaux comme l'approvisionnement de l'énergie, l'entretien, fourniture des pièces de recharge, il y a également l'aplanissement de la plateforme de travail. Le choix de la méthode de préparation à l'abattage dépend du type de roche (propriétés physiques et mécaniques ; paramètres techniques des engins et des équipements de minerai).

d.1 Préparation mécanique :

Il s'agit de destruction de la roche en place jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension acceptable et admissible pour le travail efficace des engins de déchargement et de transport :

- **Abattage des roches dures :**

La fragmentation des roches dures dans une exploitation à ciel ouvert fait par deux méthodes :

Méthodes 1 :

Principalement pour la préparation des roches dures, elle a une grande influence sur les indices techno-économiques des processus technologique postérieur c'est un problème qui toujours d'actualité, les travaux des forages et de tir en carrière à ciel ouvert doivent assurer :

- Le degré nécessaire et régularité, fragmentation des roches
- Etat normal de pied de gradin c'est-à-dire surface plat sans rebord.
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaire.

- Volume nécessaire de la même manière pour le travail régulière des engins de chargement.
- Action sismique minimal pour les installations au jour et les habitations avoisinante.
- Dépense minimal et grande sécurité de travail.

Méthode 2 : Il est utilisé pour le décapage dans de bloc de forme bien défini dans un matériau non fissuré tel que le marbre ou la calcaire, ce découpage est réalisé avec scie à fil diamanté.

III.4.3 Détermination des paramètres de la piste principale :

a) traçage de la piste principale :

Il est planifié en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins (largeur de la benne) de transport, de la production et de la durée de vie de la carrière ou mine à ciel ouvert.

b) Caractéristiques de la piste :

La piste principale démarre de la station de concassage où le relief est pratiquement plat, jusqu'au point supérieur de premier niveau à ouvrir, si cette piste présente un virage ou plusieurs celui-ci doit avoir un rayon de courbure "R" supérieur au rayon de braquage du camion.

❖ Pente :

La pente de la piste est un facteur important pour l'opération transport, à fin d'assurer de bonnes conditions de travail et de sécurité. En ligne droite :

Cette pente est de 10% et parfois 12%-15%, donc on peut aller à 12%.

Dans un virage : cette pente ne doit pas dépasser 6%.

Cette pente est en général pratiquement surmontable pour les camions destinés au roulage, surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide (en montée) et chargé (en descente) si l'exploitation est du haut vers le bas.

❖ Largeur :

La largeur de la piste d'accès dépend des paramètres techniques de camion circulant à une voie ou à double voies.

La largeur d'une voie : $L+(a + 2c) + r$

La largeur de deux voies : $L + 2(a + c) + x + r$

Où :

r : largeur de la rigole d'évacuation d'eau (généralement : $r = 0.5\text{m}$ et une profondeur de 0.4m).

a : largeur de la benne de camion.

c : largeur de la bande de sécurité entre le camion et le bord de la piste tel que :

$$C = 0.5 + 0.005v = \frac{1}{2} \left(1 + \frac{v}{100} \right)$$

Où :

v : vitesse moyenne de déplacement des camions à vide (km/h).

x : bande de sécurité entre camion-camion.

La largeur minimale de la piste est donc déterminée par l'expression avec la largeur de la benne du camion.

Dans le cas de virage cette distance doit être augmentée à cause du croisement de véhicule.

$$W = 2(U + Fa + Fb + Z) + C$$

$$C = Z = 0.5 (U + Fa + Fb)$$

$$W = 3.5 (U + Fa + Fb)$$

Où :

U : largeur de véhicule (centre à centre des pneus).

Fa : largeur de surplomb avant.

Fb : largeur de surplomb arrière.

C : dégagement latéral total.

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

La cote de la pente dangereuse, la hauteur de la rampe supérieure au rayon du plus grand engin

III.5. STABILITE DES TALUS : Certaines formes, des mines à ciel ouvert en fin d'exploitation sont susceptibles de présenter des instabilités : chute de bloc, glissement de terrain, des éboulements à cause de la présence des escarpements naturels. Les causes probables des accidents sont liées à la géométrie fortement redressée prise par le plan d'exploitation, pour tout projet à ciel ouvert un calcul de stabilité de pente pendant l'exploitation est recommandé pour éviter tout risque de rupture en définissant l'angle de talus du gradin ainsi que celui de la pente intégratrice de la fosse finale.

Chapitre IV :
Processus technologique d'exploitation du
gisement d'Ifri

IV. Processus technologique d'exploitation du gisement

Introduction :

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution dans le temps et dans l'espace d'un ensemble de travaux d'enlèvement des stériles et du minerai, établi pour des conditions déterminées. Cet ordre dépend de la variété et du nombre de mécanisme et d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

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

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

Ainsi pour l'élaboration du projet on doit déterminer les paramètres suivants :

- le contour de la carrière et ses éléments;
- le plan topographique ;
- les réserves géologiques exploitables ;
- la durée de vie de la carrière et la production annuelle et le calendrier de l'exploitation ;
- le sens de propagation des travaux miniers;
- la méthode d'exploitation;
- l'exécution des travaux miniers.

Le système d'exploitation à ciel ouvert, dans la carrière d'Ifri peut se définir suivant la disposition du front des travaux miniers et ainsi que par la mécanisation complexe employée. Les paramètres du système d'exploitation seront donc les suivants :

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

IV-1. Classification des systèmes d'exploitation à ciel ouvert :

La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert peut être comme suit :

- 1) **méthode d'exploitation sans transport** : cette méthode est divisée en deux types :
 - a) **Simple** : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs;

- b) **Avec remaniement des déblais au terril** : les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrains;
- 2) **Méthode avec emploi d'engins de transfert** : les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transfert mobiles (ponts de transfert);
- 3) **Méthode spéciale** : les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues.
- 4) **Méthode avec transport des déblais** : les déblais sont transportés par locomotives et wagons ou par des camions vers des terrils externes ou internes;
- 5) **Méthodes mixtes** : les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'au terril intérieurs ou extérieurs sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins de transferts; autres combinaisons entre les quatre premières méthodes.

IV-2. Principaux éléments du système d'exploitation :

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

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

IV-2-1. Le gradin :

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche consiste en l'exécution de gradin approprié.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement;
- La production journalière est plus élevée;
- Le déroulement des travaux est amélioré;
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux;
- Le prix de revient se trouve diminué.

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

- leur hauteur;
- le talus;
- l'angle du talus du gradin;
- arête inférieure et supérieure;
- enlevures;
- la largeur des plates-formes de travail supérieur et inférieur.

IV-2-1-1. La hauteur du gradin :

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- caractéristiques des excavateurs employés;
- stabilité des roches;
- nécessité d'exécuter des tirs d'abattage;
- règles de sécurité;
- production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

Pour les roches du gisement de Djebel Ifri, la hauteur maximale des gradins est fixée à 15 m. ce qui est conforme à la hauteur de la sécurité.

IV-2-1-2. 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 60° et 80°; dans notre cas on prendra l'angle du talus $\alpha = 80^\circ$.

IV-2-2. Plate-forme de travail :

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico–mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de 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 :

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

Où :

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

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

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

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 :

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

W : ligne de moindre résistance, (3,2m);

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

Donc, **A = 3,31 m.**

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

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

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

H_g : hauteur du gradin, (m);

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

$$H_t = 0,9 \times 15 = 13,5 \text{ m.}$$

Donc, **X = 8,46 m.**

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

$$C = 0,2 \times H_g, (\text{m})$$

$$C = 3 \text{ m.}$$

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

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

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 = 2,47 m;**

- La largeur du chemin de transport est de : **T = 2A + B_c + 2b**

A: la largeur du camion (m).

$$A = 4.5 \text{ m}$$

B_c: distance entre deux camions (m).

$$B_c = 0.7 - 1.7 \text{ .on prend } B_c = 1.5 \text{ m}$$

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

$b=0.4-1\text{m}$. On prend $b=1\text{m}$.

Donc : $T=12.5\text{m}$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 29,67 \text{ m.}$$

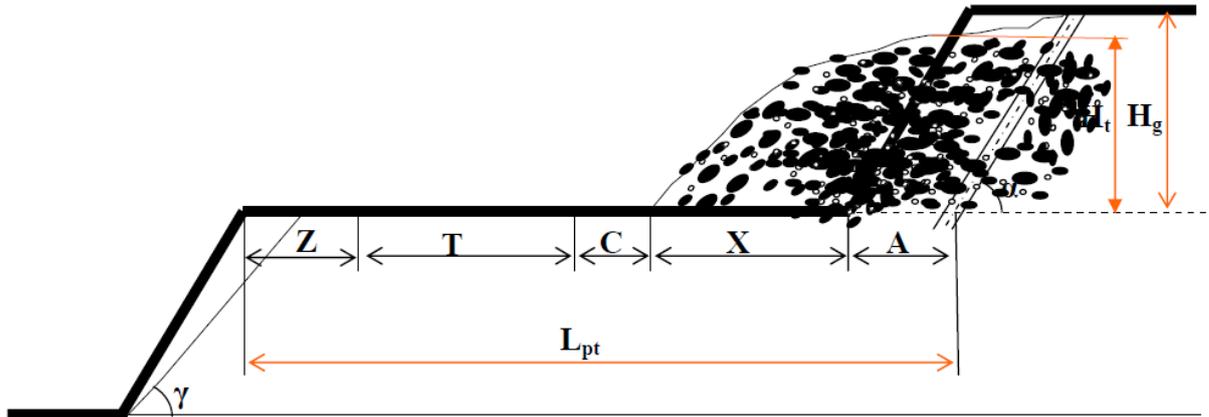


Figure IV-1 : schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif).

IV-2-3. Forme et dimensions du bloc :

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

Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

Les principales exigences au tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur et près du talus elle doit être minimale.

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

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

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

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

$$d \leq 1,45 \text{ m.}$$

- des dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur (B_{ou}),

1,25 m :

$$d \leq 0,8 \times B_{ou}, (m);$$

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

$$d \leq 1m.$$

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

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

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

$$d \leq 1,14 m. (\text{si } d > 1,14; \text{ on utilise la brise de roche})$$

Il est nécessaire non seulement que les blocs ne dépassent pas les dimensions admissibles mais aussi que toute la masse minière soit fragmentée à telle granulométrie où ces engins aient a productivité maximale.

Le tas répondant aux exigences indiquées assure la meilleure utilisation des excavateurs, des moyens de transport, de main-d'œuvre ainsi que la sécurité maximale des travaux dans le chantier.

La forme et les dimensions du tas peuvent être réglées par les paramètres des travaux de forage et de tir et par l'explosion successive des charges en utilisant le tir à microretard.

IV-3. Technologie d'exploitation du gisement :

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

- 1 – Abattage des roches;
- 2 – Chargement des roches;
- 3 – Déplacement et transport des roches;
- 4 – Formation des terrils.

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

IV-3-1. Abattage :

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend:

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

IV-3-1-1. Abattage à l'explosif :

L'abattage des roches par explosion est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5m et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

L'abattage des calcaires de la carrière d'Ifri ce fait à l'explosif à l'aide des trous de mines sensiblement parallèles au talus du gradin.

IV-3-1-2. Plan de tir :

- ✓ les trous de mines seront disposés suivant plusieurs rangées sur la banquette supérieure;
- ✓ L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac (charge de colonne), et TEMEX I de diamètre de cartouche de 65 mm (charge de pied) ;
- ✓ L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 12g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- ✓ Le branchement des charges sera en série.

IV-3-1-2-1. La conception du plan de tir

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement:

- l'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);
- la création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

1. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts;
2. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités);
3. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture);
4. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau;
5. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

Ces cinq éléments recensés ci-dessus permettent de choisir, parmi les paramètres de base du tir :

- le diamètre de foration;
- la nature de l'explosif;
- les conditions géométriques (hauteur du front, faces libres);
- le nombre de rangées.

Dans les chantiers en exploitation, les paramètres précédents sont déjà fixés; par contre, chaque fois qu'une seule donnée du chantier est modifiée tout peut être remis en cause avec profit

Ensuite il faut déterminer par des calculs ou des considérations plus approfondies les conditions de sautage liées aux paramètres de base en gardant néanmoins en mémoire les objectifs et les contraintes d'environnement.

Ce sont:

- la banquette;
- l'amorçage (fond de trou, latéral, énergie et pression de détonation);
- la séquence d'initiation des différents trous.

On notera que les objectifs techniques, économiques et l'environnement interviennent encore dans les conditions de sautage.

En outre, des paramètres secondaires sont à prendre en considération:

- rapport banquette/espacement (rapport de maille);
- sur-profondeur de foration;
- bourrage.

IV-3-1-3. Paramètres du plan de tir :

Le plan de tir élaboré à partir des résultats des essais préliminaire et après reconnaissance géologique du terrain.

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

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

- la hauteur du gradin, (H_g);
- la profondeur du trou (L_{tr});
- la sous-foration (L_s);
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (β) ;
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), (W) ;
- le diamètre du trou (d);
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous;
- la distance entre les trous dans une rangée (a);
- la distance entre les trous (b);
- la qualité et quantité de la charge;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

IV-3-1-3-1. Le diamètre du trou (d) :

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne. 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=89mm** et **D=110mm**.

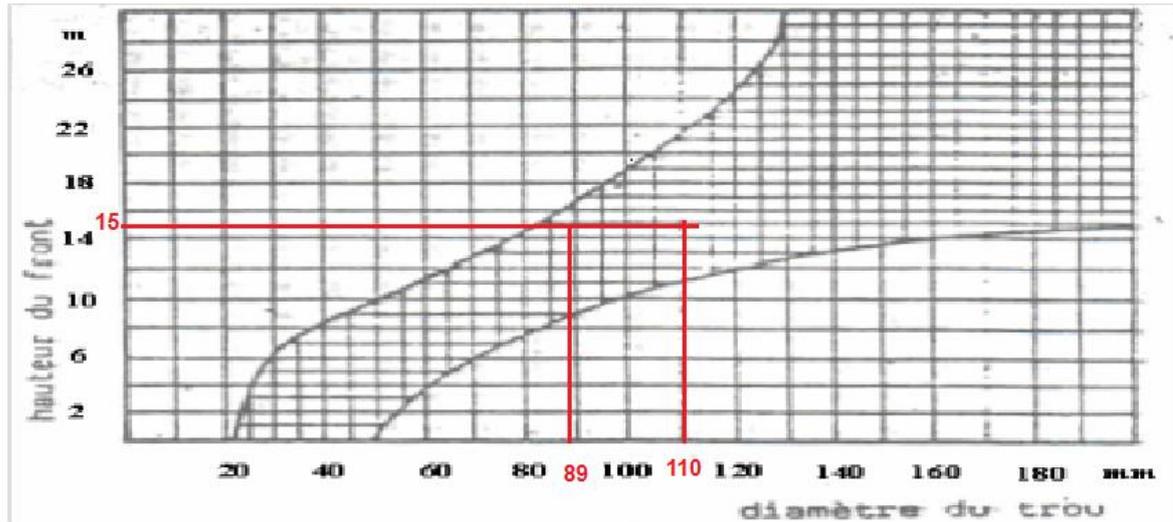


Figure IV-2: Choix du couple diamètre-hauteur de front

IV-3-1-3-2. Ligne moindre résistance (W) :

On donne le non de la ligne moindre résistance de gradin à la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Le diamètre (d) du trou donné en millimètre, la valeur maximale possible de résistance au pied de gradin (W_{\max}) sera la suivante :

$$W_{\max} = 40 \times d$$

$$W_{\max} = 40 \times 89 \times 10^{-3}$$

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

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{\max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire, suivant la valeur la plus ou moins grande précision du forage. Ces résistances vont, généralement, de la 10 à 20%, en sorte que la résistance au pied de gradin prévu sera de:

$$W = 0,9 \times W_{\max}$$

$$W = 0,9 \times 3,56 = 3,204 \approx \mathbf{3,2 \text{ m.}}$$

$$W = 3,2 \text{ m}$$

IV-3-1-3-3. L'inclinaison du trou (β) :

La constriction « action d'exercer un resserrement par pression circulaire » de la roche dans la partie inférieure du trou diminue si les trous sont inclinés. En inclinant les trous, l'énergie d'onde de choc est mieux exploitée. L'angle de rupture devient tel que l'onde de choc se reflète contre une plus longue surface libre. Si les trous sont verticaux, beaucoup de l'énergie d'onde de choc dans la partie inférieure sort de la roche sans être réfléchi et ne casse pas la roche. La fragmentation de roche devient meilleure avec les trous inclinés. Une inclinaison de 0.33 m/m est recommandée

pendant la foration, la figure IV.3 montre l'effet de l'onde de choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines.

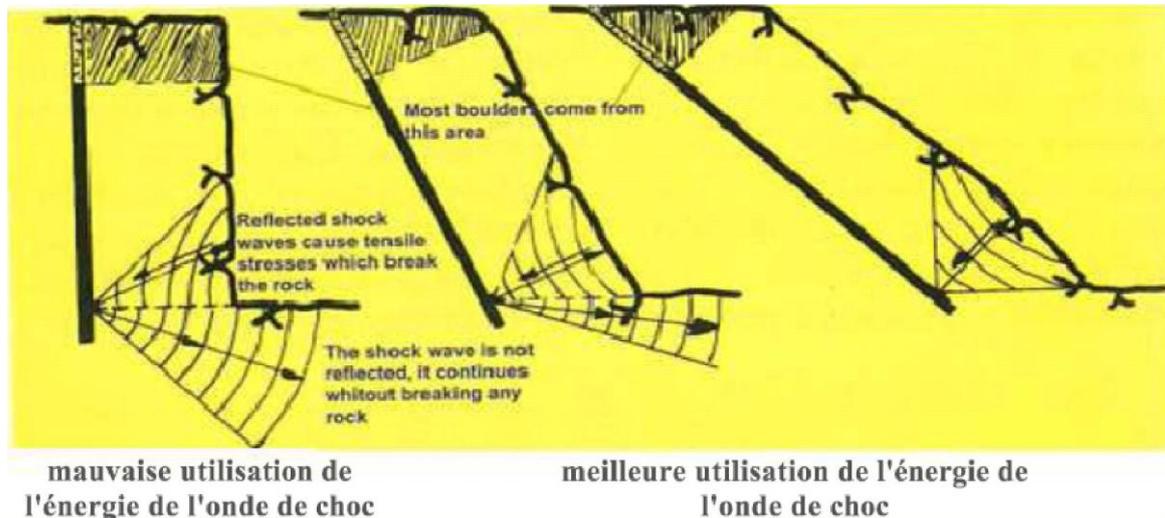


Figure IV-3: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.

Selon les méthodes modernes, l'exécution de gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinées. On aboutit, grâce à cette manière de procéder, aux avantages suivants :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison ;
- La fragmentation de la roche est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
- La consommation d'explosif est moindre ;
- Les trous peuvent être plus espacés et plus écartés ;
- L'inconvénient du « rebord » se trouve éliminé ;
- Les hors gabarits sont diminués ;
- Les vibrations sont moindres.

Pour ces raisons, on choisit un angle d'inclinaison du trou « $\beta=15^\circ$ ».

IV-3-1-3-4. La longueur de sous-foration (L_s) :

Le 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, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

La longueur du sous-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance au pied (moindre résistance), des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc.

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

D'habitude, la longueur de sous-foration varie de 0,5 à 3 m. Avec l'augmentation de la dureté de la roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur du sous-foration doit augmenter.

La longueur de sous-foration est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_S = 0,3 \times W, \text{ (m).}$$

D'où : W: la résistance au pied du gradin.

$$L_S = 0,3 \times W = 0,3 \times 3,2 = 0,96 \text{ m.}$$

$$L_S = 0,96 \text{ m.}$$

IV-3-1-3-5. La longueur du trou (L_{tr}) :

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

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_S \text{ (m).}$$

Où :

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

L_S : longueur du sous-foration, (m);

W : résistance au pied de gradin;

α : angle du talus, (en degré(°)).

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_S = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + 0,3 \times W$$

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 75} + 0,3 * 3,2 = 12,489$$

$$L_{tr} = 16,50m$$

IV-3-1-3-6. La distance ménagée entre deux trous (a) :

C'est la distance d'une même rangée qui porte le non l'espacement peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = 1,25 \times W.$$

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de a et de W de telle façon que le produit $a \times W$ reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

- en augmentant a et en diminuant W, la roche est plus fragmentée, et les blocs sont plus petits;
- en diminuant a et en augmentant W, la fragmentation est moindre, et les blocs obtenus sont plus gros.

$$a = 1,25 \times 3,2 = 4\text{m.}$$

$$a = 4\text{m.}$$

IV-3-1-3-7. Nombre de rangées :

Lorsqu'il est fait recours, pour les besoins de production, au tir à plusieurs rangées, l'emploi du tir aux microretards est indispensable pour mieux contrôler :

- la fragmentation des blocs;
- les variations de projection;
- les vibrations du sol;
- les dégâts commis sur la roche en place.

Le nombre de rangées 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 à 4 rangées de trous.

IV-3-1-3-8. La distance entre les rangées :

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin.

$$b = 0,85 \times a$$

$$b = 0,85 \times 4 = 3,4 \text{ m.}$$

$$b = 3,4 \text{ m.}$$

IV-3-1-4. Répartition de la charge :

IV-3-1-4-1. Le choix de l'explosif :

L'explosif sera choisi essentiellement en fonction :

- Du massif rocheux : l'humidité détermine une première sélection forcément respectée : un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adopté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré facturé en place on privilégie un explosif qui exerce surtout un effet de poussée (quantifiée par son énergie des gaz et par son volume des gaz).
- Des objectifs technico-économiques et autres engins de l'exploitation même si le coût de l'explosif est relativement faible dans le coût de l'exploitation. Par ailleurs, les objectifs de fragmentation et de foisonnement interviennent sur le choix de l'explosif.

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

La charge de fond de trou de mines est chargée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale ; et la partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge en colonne est chargée par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet; ou bien discontinue en charge étagée qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

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. TEMEX I, pour la charge de fond avec :

- * Diamètre de cartouche de 65 mm;
- * Longueur de cartouche est 50 cm;
- * Poids de cartouche est 2 kg;

2. Anfomil :

-En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

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

Caractéristiques	TEMEX I	Anfomil
Densité, (g/cm ³)	1.22	0.9
Vitesse de détonation, (m/s)	4500-5000	3000
Volume gaz, (l/kg)	/	975
Energie, (kJ/kg)	/	3803.8
Résistance à l'eau	Très bonne résistance	Médiocre

Tableau IV-1: Caractéristiques des explosifs utilisés.

IV-3-1-4-2. Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength (S)) :

La puissance de l'explosif désigne son énergie propre utilisable à un travail déterminé. Cet indice d'énergie est défini à partir de la chaleur d'explosion Q et du volume de gaz V dégagé par unité de masse. Il est déterminé par la formule de Langefors suivante :

$$S = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

Q_0 et V_0 étant respectivement la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. Langefors a pris comme dynamite de référence, la "dynamite M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

$$Q_0 = 1160 \text{ kcal / kg} = 4848,8 \text{ kj / kg};$$

$$V_0 = 850 \text{ l/kg}; \text{ avec } Q_0 \text{ et } V_0 \text{ dans les conditions normales (CNTTP)};$$

Q : chaleur d'explosion dégagé par l'explosif, kj / kg;

V : volume de gaz dégagé par l'explosif, l/kg;

$V_{\text{exp}} = 5000 \text{ m/s}$: vitesse de détonation de l'explosif.

$\gamma_0 = 1,4 \text{ kg/dm}^3$: masse volumique de l'explosif.

Par comparaison avec la gamme des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX, avec celui de référence pris par Langefors on constate que la TEMEX I est la plus proche, donc elle aura pour indice "Weight strength" égal à :

$$S = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

$$S_p = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{4807}{4848,8} + \frac{808}{850} \right)$$

$$S_p = 1 \text{ (strength de pied du gradin)}$$

Pour le cas de la charge de colonne, un calcul par la formule de Langefors avec l'anfomil nous donnera un strength égal à :

$$S_c = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{Q}{Q_0} + \frac{V}{V_0} \right)$$

$$S_c = \frac{1}{6} \times \left(5 \times \frac{3803,8}{4848,8} + \frac{975}{850} \right) = 0,84$$

$$S_c = 0,84 \text{ (strength de colonne)}$$

IV-3-1-4-3. Résistance au tirage (rock constant) :

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1m^3 de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau ci-dessous.

Roche	R (kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

Tableau IV-2: résistance au tirage de quelques roches.

Pour les calcaires durs (notre cas) on prend la valeur de :

$$\mathbf{R = 0,40 \text{ kg/m}^3.}$$

IV-3-1-4-4. Charge linéaire de pied :

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$L_p = 0,88 \times \frac{f}{S_p} \times a \times \left[\frac{0,07}{W} + R + 0,004 \times W \right] \times W$$

Avec :

f : la facteur de la contrainte dépendant de l'inclinaison du trou; voire le tableau ci-dessous qui nous indique la variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous :

Inclinaison du trou, β (°)	0	15	30	45
Facteur de contrainte, f	1,11	1,02	0,92	0,83

Pour notre cas $\beta = 15^\circ$, en prendra la valeur de f égale à 1,02.

$$\mathbf{f = 1,02.}$$

Donc la charge linéaire de pied est :

$$L_p = 0,88 \times \frac{f}{S_p} \times a \times \left[\frac{0,07}{3,2} + R + 0,004 \times W \right] \times W$$

$$L_p = 0,88 \times \frac{1,02}{1} \times 4 \times \left[\frac{0,07}{3,2} + 0,40 + 0,004 \times 3,2 \right] \times 3,2 = 4,99 \approx 5$$

$$L_p = 5 \text{ kg/m.}$$

a- Charge explosif de fond (L_f)

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

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

Où :

P_c : poids de la cartouche ;($P_c = 2 \text{ kg}$).

L : longueur de la cartouche ;($L = 50 \text{ cm}$).

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

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0.4 (L_{tr} - H_0) = 5.32 \text{ m}$$

Avec L_t : longueur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)/ $H_0=W$

C- Hauteur réelle de charge de fond (H_f)

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = (N_r \times L) / 100 = 5 \text{ m}$$

Avec :

L : longueur de la cartouche ;($L = 50 \text{ cm}$).

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

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

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

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

L : longueur de cartouche ;(cm)

Donc :

$$N_{th} = 1064 \Rightarrow N_r = 10$$

d- Poids de la charge de fond (Q_f)

Il est calculé par la formule suivante :

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

Avec :

N_r : nombre de cartouche real ;

P_c : poids de la cartouche ;($p_c= 2 \text{ kg}$)

e- 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 :

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

Avec :

D : diamètre de trou ;(mm).

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

f- Hauteur de charge de colonne (H_c)

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f) = 8.3 \text{ m}$$

Avec :

L_t : profondeur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

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

g- Poids de charge de colonne (Q_c)

Il est calculé par la formule suivante :

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

Où :

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

H_c : hauteur de charge de colonne ;(m)

D : diamètre de trou ;($D= 89$ mm)

D_c : diamètre de la cartouche ;($D_c= 65$ mm)

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

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

$$Q_c = 59.53 \text{ kg}$$

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

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

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

$$Q_{ch} = Q_f + Q_c = 79.53 \text{ kg}$$

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

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

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

$$H_{ch} = H_f + H_c = 13.9 \text{ m}$$

IV-3-1-4-10. Bourrage :

Le bourrage a pour objectif 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).

IV-3-1-4-11. Longueur du bourrage :

Le bourrage réalisé avec du sable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections. La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_b = L_{tr} - H_{ch} \text{ (m)}.$$

$$L_b = 16,50 - 13,9 = 2.60 \text{ m}.$$

$$L_b = L_{bt} + L_{bi}$$

Avec :

L_{bi} : le bourrage intermédiaire;

L_{bt} : le bourrage terminal.

$$L_{bt} = 0,6 \times W = 0,6 \times 3,2 = 1,92 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage terminal est :

$$L_{bt} = 1,92 \text{ m.}$$

$$L_{bi} = L_b - L_{bt} = 2,60 - 1,92 = 0,68 \text{ m.}$$

Donc la longueur du bourrage intermédiaire est :

$$L_{bi} = 0,68 \text{ m.}$$

c- Consommation spécifique d'explosif (Q_s)

La consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour l'abattage de 1m^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 :

$$Q_s = (Q_{ch} \times 1000) / (W \times a \times H_{gr} \times \gamma) \approx 154,56 \text{ g/m}^3 = 0,155 \text{ kg/m}^3$$

Avec :

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 ;($\gamma = 2,68$)

IV-3-1-4-15. Calcul des paramètres du tas de roches abattues :

Il est caractérisé par sa largeur (B_{ts}), et sa hauteur (H_{ts}), si l'on utilise ne seul rangée la largeur du tas est égale à :

$$B_{ts} = K_r \times K_\beta \times H_{gr} \times \sqrt{Q_s}$$

Avec :

Q_s : consommation spécifique d'explosif $Q_s = 0,155 \text{ kg/m}^3$

K_r : coefficient dépendant de la résistance des roches au tir ; dans notre cas : $k_r = 2,25$

K_β : coefficient prenant en considération l'angle d'inclinaison des trous :

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

$$K_{\beta} = 1 + (0.5 \times \sin 2(\beta)),$$

β : angle d'inclinaison du trou par rapport à la vertical, en degré, ($\beta=15^{\circ}$).

Donc :
$$K_{\beta} = 1 + (0.5 \times \sin 2 \times 15);$$

$$K_{\beta} = 1.25$$

$$B_{ts} = 2,25 \times 1,25 \times 15 \times 0,155 = 6,54 \text{ m}$$

$$B_{ts} = 6,54 \text{ m.}$$

Et pour deux ou plusieurs rangées la largeur du tas peut être déterminée par :

$$B_{tp} = K_{\tau} \times B_{ts} + (n - 1) \times b$$

Où :

n : nombre des rangées ;

b : la distance entre les rangées, $b = 3,4 \text{ m}$.

K_{τ} : coefficient, qui tient compte de l'intervalle de retard du détonateur : dans notre cas on utilise $K_{\tau} = 0,9$ qui correspond de l'intervalle de retard du détonateur $\tau = 20 \text{ ms}$.

Si, on prend le nombre des rangées $n = 4$ (comme valeur maximum).

$$B_{tp} = 0,9 \times 6,54 + (4-1) \times 3,4$$

$$B_{tp} = 16,08 \text{ m.}$$

La hauteur du tas des roches abattues dans ce cas est déterminée comme :

$$H_{ts} = 0,9 \times H_{gr} = 0,9 \times 15 = 13,5 \text{ m}$$

$$H_{ts} = 13,5 \text{ m}$$

c- 4-Volume de la roche abattue par un trou (V_{tr})

$$V_{tr} = W \times a \times H_{gr} = 192 \text{ m}^3$$

Avec ;

W : banquette pratique ;(m)

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

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

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 192 \times 2,68 = 514,56$$

$$Q_{tr} = 514,56 \text{ tonnes}$$

c- 5- Nombre de trous forés nécessaire par mois (N_{tr})

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

-Le volume de production mensuelle (V_m);

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

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

$$N_{tr} = P_m / V_{tr} = 260,41 \approx 260 \text{ trou/mois.}$$

Où :

$$P_m = 50000 \text{ ;(T)}$$

$$V_{tr} = 192 \text{ ;(m}^3\text{)}$$

a-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.

b - Nombre de trous forés nécessaire par tir N_{tir}

Il est donné par la relation suivante :

$$N_{tir} = N_{tr} / 2 = 130 \text{ Trous}$$

Où :

N_{tr} : nombre de trous ;

2 : nombre de tir par mois

c -Quantité de roche abattu par tir (Q_{tir})

Il est donné par la relation suivante :

$$Q_{tir} = Q_{tr} \times N_{tir} = 66892,8 \text{ tonnes}$$

Où :

Q_{tr} : quantité d'un trou (tonnes);

N_{tir} : le nombre de trous par tir

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

d) Nombre de trous nécessaire par mois : (par sondeuse)

Le nombre de trous forés par mois est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = (N_j \times R_s) / L_t$$

Où :

N_j : nombre de jours ouvrables en une semaine (7 jours).

R_s : rendement de la sondeuse.

Son rendement est donnée par :

$$R_s = 60 * T * K_u * V_a$$

Où :

T : durée de travail d'un poste ($T = 09$ heures).

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

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

$$R_s = 60 * 9 * 0,85 * 0,26 = 119,34 \text{ m/jour}$$

L_t : longueur de trou (m). $L_t = 16,50$ m

$$N_{tr} = \frac{119,34}{16,50} = 7,23 \text{ trous/jour}$$

Donc

$$N_{tr/mois} = 7,23 \times 30 \approx 217$$

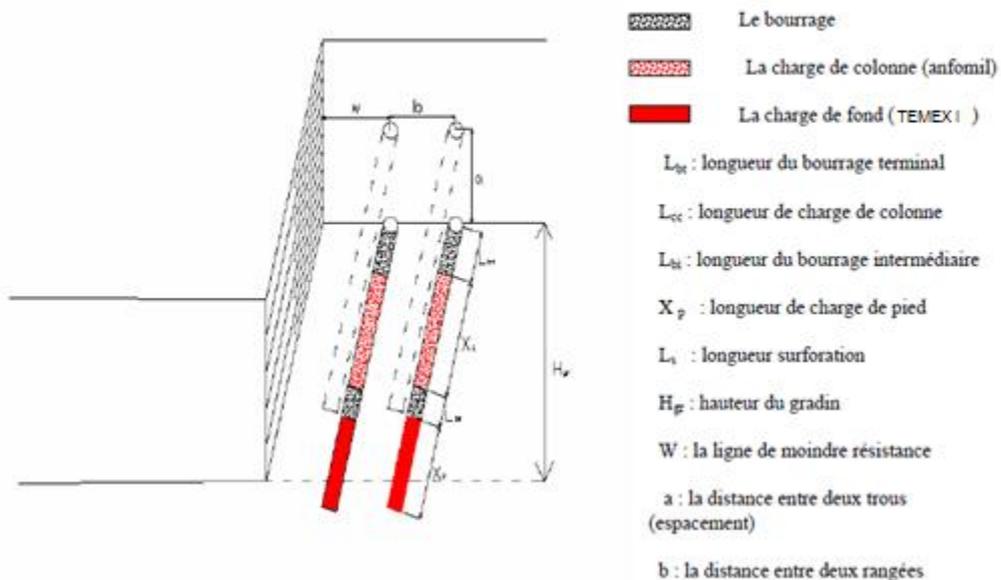
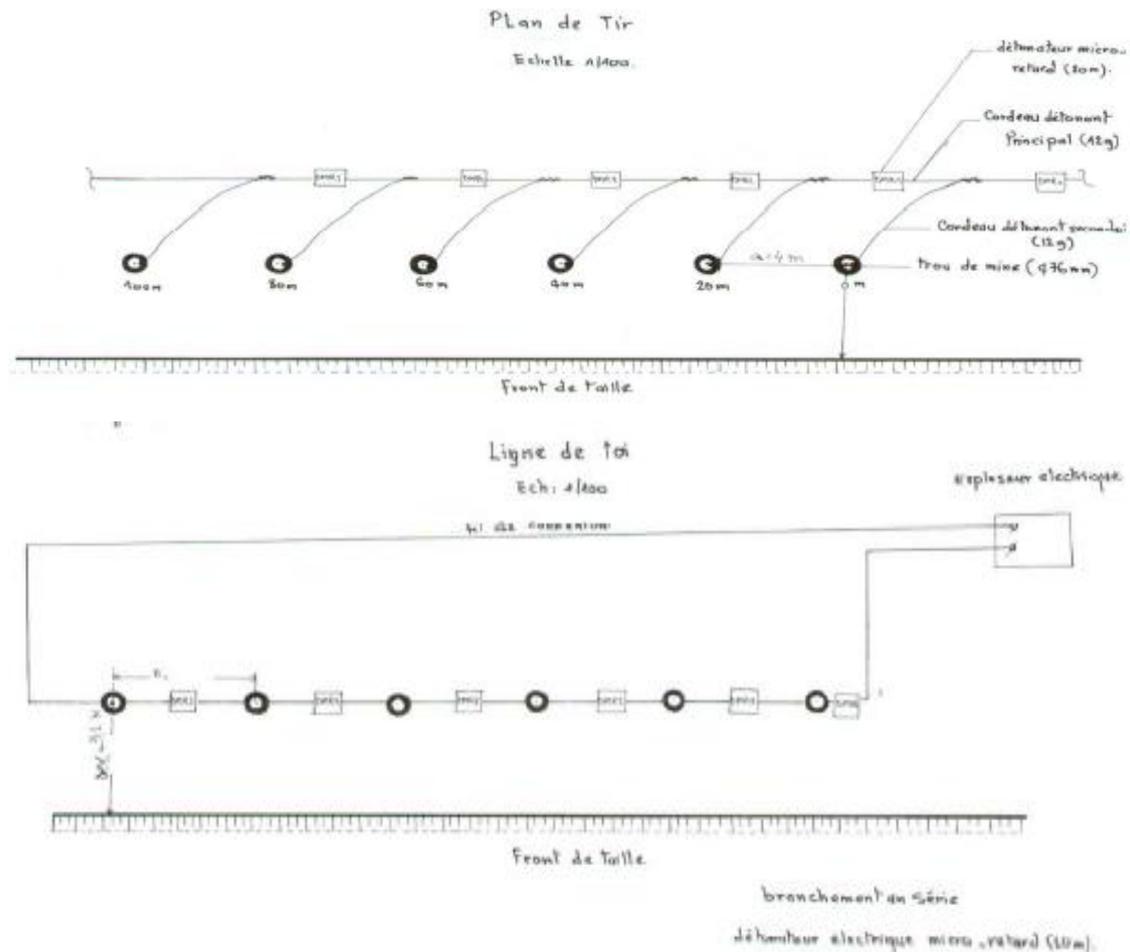


Figure IV-4: coupe d'un plan de tir avec distribution des charges.



IV-3-1-5. Foration :

Généralité :

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre; la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats.

La réalisation d'un abattage consiste en la mise en œuvre d'explosifs à l'intérieur de trous de forage. Le résultat dépend pour une part importante de la qualité des trous, donc de l'exécution et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant mieux transmise à la roche qu'elle est confinée dans le trou de mines, conduit à recherche d'une bonne qualité de la paroi de forage.

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion. Le forage des trous peut

être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.

La foration doit prendre en compte :

- ✓ Les caractéristiques mécaniques de la roche;
- ✓ La structure du massif;
- ✓ La géométrie du dérochement;

IV-3-1-5-1. Les paramètres caractérisant l'engin de Foration :

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par différents paramètres :

- le diamètre de foration : dans le pratique la gamme des diamètres disponibles peut varier de 40 à 800 mm;
- la profondeur à forer;
- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètre forés en fonction du diamètre et de la maille. Dans le cas d'une production importante, le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.
- la vitesse de perforation;
- le type de perforatrice.

IV-3-1-5-2. Choix du matériel de foration :

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de trois critères :

- ✓ Le gisement dont la forabilité dépend de la nature du matériau et de la géométrie de la masse rocheuse à abattre. Les caractéristiques de la roche (résistance à la compression, abrasivité), ainsi que la structure du massif (hétérogénéité, puissance, position du toit, discontinuité) sont généralement déterminantes;
- ✓ Les caractéristiques d'exploitation : matériel de reprise (pelle, chargeuse), granulométrie recherchée et programme de production;
- ✓ L'environnement : présence d'habitation, vibration et bruits, poussières.

IV-3-1-5-3. Types de perforatrice :

On distingue quatre Types différents de perforatrices :

- ✓ perforatrices à percussion;
- ✓ perforatrices rotatives;
- ✓ perforatrices à rotation et percussion;
- ✓ perforatrices à fond de trou.

1) perforatrices à percussion :

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint actuellement un maximum de progrès technique; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types.

2) perforatrices rotatives :

Toute l'énergie y est employée pour la rotation. Elles ont un rendement optimum dans les roches tendres. Leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. Leur commande est électrique ou hydraulique.

a) perforation par taille : le forage est exécuté à l'aide de pointes disposées sur le pourtour de la couronne. C'est ce qu'on nomme les drags bits.

b) Perforation par abrasion : elle est effectuée à l'aide d'une couronne diamantée et sert principalement au creusement de puits, aux sondages, etc.

c) Perforation par rupture : utilisé pour les forages pétroliers...

3) perforatrice à rotation et percussion :

L'énergie y est utilisée pour 80 % dans la rotation, et pour la quantité restante dans la percussion. Leur actionnement est hydraulico-pneumatique ou pneumatique. Le diamètre de leur sondage va de 20 mm à 50 mm.

Les types les plus communs de perforatrices à rotation et percussion emploient peu d'air comprimé en vue de la percussion, leur piston étant totalement libre. Elles présentent essentiellement les caractéristiques suivantes :

- séparation complète de la rotation et de la percussion;
- Pression constante et élevée sur la couronne, atteignant jusqu'à 1 000 kg;
- Contrôle indépendant de la rotation et de percussion, permettant son adaptation à chaque sorte de roche;
- Profil spécial de la couronne, en forme de pastille et constitué selon la nature de la roche; Les principaux avantages de ce type de perforatrice résident en :
 - Une diminution du nombre de pièces mobiles en vue de la percussion, permettant un meilleur rendement et une moindre consommation d'air comprimé;
 - Une rotation appropriée imprimée par un moteur hydraulique permettant une meilleure efficacité;

- Une transmission directe de la puissance à la douille d'emmanchement, permettant de diminuer le nombre des parties mobiles par comparaison avec les perforatrices à axe à cliquet;
- Une plus grande économie, due à une vitesse plus élevée de pénétration, à une diminution des frais d'entretien, à une moindre consommation d'air comprimé et à une plus longue durée de l'équipement d'allonge.

La vitesse de forage, avec des couronnes des 50 mm, est la suivante :

Calcaire tendre 3,00 à 3,60 m/mn.

Calcaire dure 1,50 à 2,00 m/mn.

Granit 0,90 m/mn.

Cette vitesse est deux ou trois fois supérieure à celle des perforatrices à percussion.

4) perforations à fond de trou :

A commande hydraulico-pneumatique ou pneumatique, elles sont identiques à celles dont nous avons parlé ci-dessus, mais elles exécutent des trous plus grands et plus profonds (0,10 à 0,25 m de diamètre). Elles sont composées de deux parties, le mécanisme de rotation (généralement hydraulique) reste hors du trou, et celui de percussion (généralement pneumatique) étant à l'intérieur de celui-ci, puisqu'il accompagne la couronne.

L'unique inconvénient de ces modèles réside dans leur faible vitesse de forage, mais on cherche à le surmonter, tout–au–moins partiellement, en employant une plus forte pression d'air, comme dans le type Holman (10 atm et 100 mm) et le type Mission (17atm et 150 mm), qui ont permis d'obtenir une augmentation de la vitesse de forage allant presque jusqu'à 100%.

VI-3-1-5-4. Choix du diamètre de foration :

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

- nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité;
- homogénéité, taille du massif;
- production journalière désirée, fragmentation recherchée;
- performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration;

Vitesse de perforation :

Pour une roche donnée, il s'agit de la vitesse, exprimée en cm/mn, avec laquelle une perforatrice fait avancer un fleuret dans celle-ci.

Cette définition implique que la vitesse de forage peut être très variable, dépendant de la perforatrice, du diamètre du fleuret, de la percussion de l'air, etc.

IV-3-1-5-5. Caractéristiques de foration de la carrière d'IFRI:

IV-3-1-5-5-a. la foration des trous dans la carrière d'IFRI est réalisée par l'engin de foration (chariot) de type : Atlas copco, pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou et récupération de poussières pour forer des trous de 76 mm. Avec compresseur d'air 7 bars séparé.

IV-3-1-5-5-b. La perforabilité du chariot :

Pour le calcul de la perforabilité, la vitesse de perforation étant connue, la formule simplifiée suivante :

$$B_b = \frac{B_v \times (6,5 - 2,5)}{(P_v - 2,5)} + \frac{(d_v + 30)^{2,3}}{(33 + 30)^{2,3}}$$

B_b : perforabilité (cm/mn);

B_v : vitesse de foration (cm/mn) : est l'ordre de 20 à 25 m/mn, pour simplifier les calculs on

prend la vitesse moyen $B_v = 22$ cm/mn ;

P_v : pression de fonctionnement (7 bars);

d_v : diamètre du fleuret (de tige), (76 mm).

$$B_b = \frac{22 \times (6,5 - 2,5)}{(7 - 2,5)} + \frac{(76 + 30)^{2,3}}{(33 + 30)^{2,3}} = 64,71 \text{ cm/mn}$$

$$B_b = 64,71 \text{ cm/mn}$$

IV-3-1-5-5-c. Rendement de la sondeuse :

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 76 mm et longueur de 16,50 m est de l'ordre de 22 cm/mn d'où le temps nécessaire pour faire un trou de $L_{tr} = 16,50$ m est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v} = \frac{16,50}{0,22} = 75 \text{ mn}$$

Donc :

Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail est déterminé par le nombre des trous, qui est calculé par la relation suivante :

$$N_{\text{trou}} = \frac{T \times K_u}{T_f} \text{ (trou/poste)}$$

- N_{trou} : nombre des trous, fait par la sondeuse (trou/poste);

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

- T : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail c'est 8 heures avec 1 heure de pause), c'est-à-dire: T = 7 heures = 420 mn;
- K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,85);
- Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, (56 mn).

$$N_{\text{trou}} = \frac{420 \times 0,85}{56} = 6,37 \approx 6 \text{ (trou/poste)}$$

$$N_{\text{trou}} = 6 \text{ (trou/poste)}$$

Et, on peut déterminer Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail par le nombre des mètres foré des trous par poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_S = L_{\text{tr}} \times N_{\text{trou}} = 12,32 \times 6 = 73,92 \approx 74 \text{ m / poste.}$$

$$R_S = 74 \text{ m / poste.}$$

IV-3-1-5-5-c. Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée :

Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurée la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{N_{\text{trou}} \times N_{p/j} \times N_j \times Q_{\text{tr}}}$$

Où :

P_a : puissance de la carrière (la production souhaitée $P = 550\,000$ T/an).

k_r : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ; 1.25); en prend $k_r = 1,22$;

N_{trou} : rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés),

($N_{\text{trou}} = 5$ trous/poste) ;

$N_{p/j}$: nombre de poste de travail par jour, ($N_{p/j} = 1$ poste) ;

N_j : nombre de jour de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_a = 300$ jours) ;

Q_{tr} : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou ($V = 514,56$ t/ trou).

$$N_s = \frac{550000 \times 1,22}{5 \times 1 \times 300 \times 514,56} = 0,87 \approx 1 \text{ sondeuse}$$

$$N_s = 1 \text{ sondeuse}$$

Donc, on utilise une seule sondeuse dans les travaux de foration;

Pour un meilleur rendement ce résultat peut être obtenu dans des conditions normales

et pour une meilleure exécution de la production, il faut 02 sondeuses, lorsque un chariot est arrêté pour entretien préventif ou curatif l'autre le remplace.

IV-3-1-6. Amorçage et système d'amorçage :

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- l'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement;
- l'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats;
- les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,
- l'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;
- l'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

IV-3-1-6-a. Cordeau détonant :

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux minage. Il sert principalement à :

- ✓ L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact.
- ✓ L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois.
- ✓ L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation.
- ✓ Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation.

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : Onacord 1, qui est disponible en l'ONEX, leurs caractéristiques, sont :

- nature : cordeau détonant 12 gr;
- couleur : rouge;
- étanchéité à l'eau : très bonne;

- vitesse de détonation : 6500 m/s (min);
- résistance à la rupture : 40 KP/24.

IV-3-1-6-b. Amorçage du cordeau détonant :

Pour amorcer un cordeau détonant, il suffit d'attacher l'extrémité libre du cordeau détonant à un détonateur pyrotechnique ou une amorce électrique.

- ✓ Amorce électrique instantanée ou à retard c'est l'amorce électrique.
- ✓ Cordeau détonant dont la mise à feu peut être fait par détonateur n°8 ou amorce électrique.

L'amorce d'une cartouche est réalisée par l'introduction du détonateur dans l'axe de celle-ci ou encore par la fixation solide de la cartouche au cordeau détonant.

La cartouche ainsi préparée est appelée cartouche amorce.

IV-3-1-6-c. Classifications Détonation électrique :

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classés selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

1. Détonateurs électriques instantanés DE.I.
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R.
3. Détonateurs électriques Micro–Retard DMR.

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Micro–Retard, pour les avantages décrits ci-dessous :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des micro–retards lors des tirs programmés aux environs des constructions;
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches inexplosées au front de taille ou dans les déblais;
- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement.

Le tir sera branché en série et réalisé avec détonateur Micro–Retard (DMR) de 20 ms, nombre de retard est 12 et résistance ohmique par détonateur est 1,5 ohm.

Chargement :

- ❖ Sur la base d'une chargeuse CATERPILAR de 7 m³



Figure IV-5: Chargeur CATERPILLAR 980h

1. Le rendement de la chargeuse :

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

- ◆ Type de la chargeuse ;
- ◆ Capacité du godet ;
- ◆ Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- ◆ Granulométrie des roches chargées ;
- ◆ Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- ◆ Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- ◆ La forme et les dimensions du chantier (la plate-forme de travail) ;
- ◆ L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Pour calculer le rendement effectif de la chargeuse, on peut utiliser la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times v \times k_r \times T \times k_u \times \gamma}{t_c \times k_f} \text{ t/post}$$

Où :

v : la capacité du godet de la chargeuse (marque CATERPILAR) (7m³).

k_f : Coefficient de foisonnement ($k_f = 1.6$).

k_r : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ($k_r = 0.85$) ;

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

T : Durée d'un poste de travail ($T = 09$ heures) ;

k_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ($k_u = 0.7$) ;

γ : Masse volumique de la roche $\rho = 2.68 \text{ t/m}^3$;

t_c : Durée d'un cycle de chargement;

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} \text{ (s)} = 20 + 8 + 4 + 8 = 40 \text{ s}$$

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 (20 s).

t_{pc} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (8s).

t_d : Temps de déchargement du godet ; $t_d = 4 \text{ s}$;

t_{pv} : Temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus), $t_{pv} = 8 \text{ s}$.

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 7 \times 0.85 \times 9 \times 0.7 \times 2.68}{40 \times 1.6} = 8\,072.66 \text{ t/poste}$$

2. Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion :

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

$$N_g = \frac{Q_c \times k_f}{v \times k_r \times \gamma}$$

Avec :

Q_c : Capacité du camion, $Q_c = 37.5 \text{ T}$.

k_f : Coefficient de foisonnement, $k_f = 1,6$;

v : Capacité du godet de la chargeuse, $v = 7 \text{ m}^3$;

k_r : Coefficient de remplissage du godet, $k_r = 0.85$;

γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,68 \text{ T/m}^3$.

$$N_g = \frac{37.5 \times 1.6}{7 \times 0.85 \times 2.68} = 3.76 \approx 4 \text{ godets}$$

3. La durée de chargement d'un camion :

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

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du gisement

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

t_c : La durée d'un cycle de chargeuse. $t_c = 40$ secondes.

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

$$T_{ch} = 40 \times 4 = 160 \text{ s}$$

Pour un meilleur rendement et une meilleure marche de la production il faut 03 chargeuses, qui assurent la réalisation du programme (une chargeuse pour le front de taille et une pour la plate forme de réception) et une chargeuse en réserve.

Au niveau de l'entreprise il y a 03 pelles chargeuses sur pneus (une chargeuses de marque KOMATSU WA600 de 6 m^3 de capacité de godet et deux pelles CATERPILAR de 7 m^3),

Et pour le réserve , Lorsque l'une des chargeuses est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace.

IV-4.MESURES DE SECURITE ET D'HYGIENE ENVISAGEES

IV-4-1.Consignes et règles générales :

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

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

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

IV-4-2.Examens médicaux :

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

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

IV-4-3.Vêtement de travail :

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

En règle générale, le personnel est tenu de porter tout vêtement ou accessoires

de protection dont le port est imposé pour le poste occupé, et d'en assurer le bon état de conservation.

IV-4-4. Propreté des locaux et machines :

- Le personnel est tenu de veiller à la propreté des locaux qui lui sont affectés.
- Les machines et postes de travail doivent être nettoyés à chaque fin de poste.
- Toutes déficiences ou mal fonctionnement ainsi que tout danger doit être immédiatement signalés au chef de chantier.
- Les membres du personnel doivent stationner leurs véhicules dans un parking prévu à cet effet.

IV-4-5. Consignes de sécurité :

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

- ❖ Interdiction de fumer dans les zones interdites.

IV-4-6.Règles concernant la manutention lourde :

≠!<■' L'alimentation en énergie d'un appareil de levage doit être coupée lorsque le conducteur quitte son siège. Il est strictement interdit :

- De monter sur les charges ou de se suspendre aux crochets.
- D'imprimer une traction oblique à la charge.
- De soulever une charge supérieure à celle marquée sur l'appareil
- De transporter des charges au-dessus du personnel
- De banquer les charges
- D'utiliser les appareils de levage pour le transport personnel
- De stationner sous les charges
- Les câbles, les chaînes et élingues devront être en bon état et suffisamment résistant pour supporter les efforts auxquels ils sont soumis.

IV-4-7.Règles concernant les courants électriques :

- ❖ Il est formellement interdit de toucher aux pièces métalliques ou aux conducteurs sous tension, même en cas de rupture accidentelle.
- ❖ Les opérations d'ordre électrique doivent être attribuées à des personnes qualifiées.
- ❖ Ne pas s'approcher de moins de 05 m d'une ligne électrique aérienne.
- ❖ Le port des gants isolants est obligatoire si la mise hors tension n'est pas possible.

IV-4-8.Emploi des explosifs :

Le personnel : Sur un chantier, les explosifs sont mis en œuvre sous la responsabilité d'un boute-feu, qui est responsable de toutes les opérations de tir.

L'explosif :

- Ne pas fumer en présence de produits explosifs.
- Charger et décharger les produits explosifs sans violence.
- Pendant le chargement des explosifs dans les trous de mines, il faut :
 - Evacuer le matériel inutile,
 - Ne conserver sur place que le personnel nécessaire,
 - Arrêter la foration des trous
 - Ne pas fumer

Avant le tir :

- ❖ Il faut s'assurer qu'aucun matériel ou produit explosif n'est resté à proximité de la volée à tirer.
- ❖ Assigner aux personnes des points de refuge sans aucun risque.
- ❖ Placer des gardes pour empêcher toute pénétration dans la zone où des projections peuvent se produire.

Après le tir:

- ❖ le boutefeu doit inspecter le chantier pour détecter d'éventuel incident de tir.
- ❖ Ne jamais laisser sans surveillance un raté de tir avec présomption qu'il contient de l'explosif.

IV-5.PLAN DE GESTION ENVIRONNEMENT ET REMISE EN DES LIEUX :

Ceci n'est qu'un rappel des obligations et ne prétend pas se substituer au plan de gestion environnementale qui, seul peut prendre en charge tous les aspects environnementaux avec précision et trouver des solutions aux problèmes réels posés.

Les travaux de remise en état des lieux ne débuteront, qu'une fois le gisement est épuisé ou au fur et à mesure que l'exploitation avance et ce conformément à la réglementation en vigueur. Ces travaux consisteront à :

- a) **Reboisement et aménagement** : sous réserve de la faisabilité pratique de cette opération, les gradins doivent être recouverts reboisés tout en participant à la reconstitution du patrimoine forestier et faunistique de la région.
- b) **Remise en état des excavations** : Toute excavation sera remblayée par les stériles.
- c) **Réutilisation de la terre végétale et des découvertes** : Les terrassements les conduits de façon à séparer les sols en vue de leur réutilisation pour un habillage des environs de la carrière et de ces abords.
- d) **Dépôts et dispositifs temporaires** : Tout dépôt inutile ou inutilisé sera retiré de la carrière en fin de vie de l'exploitation (matériels usés, stocks de matériaux non écoulés, ...etc.) et évacué vers une décharge adéquate.
- e) **Voies d'accès** : Les voies d'accès peuvent être étudiées avec les pouvoirs publics locaux pour :
- Supprimer
 - Maintenir
 - Aménager ou remettre en état toutes les surfaces laissées par l'exploitation....

Chapitre V :

**Appréciation des réserves et fondement de la
production de la carrière d'Ifri**

Chapitre IV : Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri

V. Réserves préparées :

Les réserves minières du gisement de DJEBEL IFRI sont contenues dans un périmètre de superficie 187 ha

On fait les calculs sur un contour de 79.74 ha comme la figure V.I

Les coordonnées UTM de la zone encadrée par le bleu sont représentées dans le tableau suivant (Tableau V.I) :

Points	Coordonnées UTM	
	X	Y
A	540 343.65	4 051 495.07
B	540 970.08	4051 623.3
C	540 802.89	4 050 509.61
D	541 263.06	4 050 522.91
E	541 472.73	4 051 129

Tableau V.I. Les coordonnées UTM de la zone encadrée

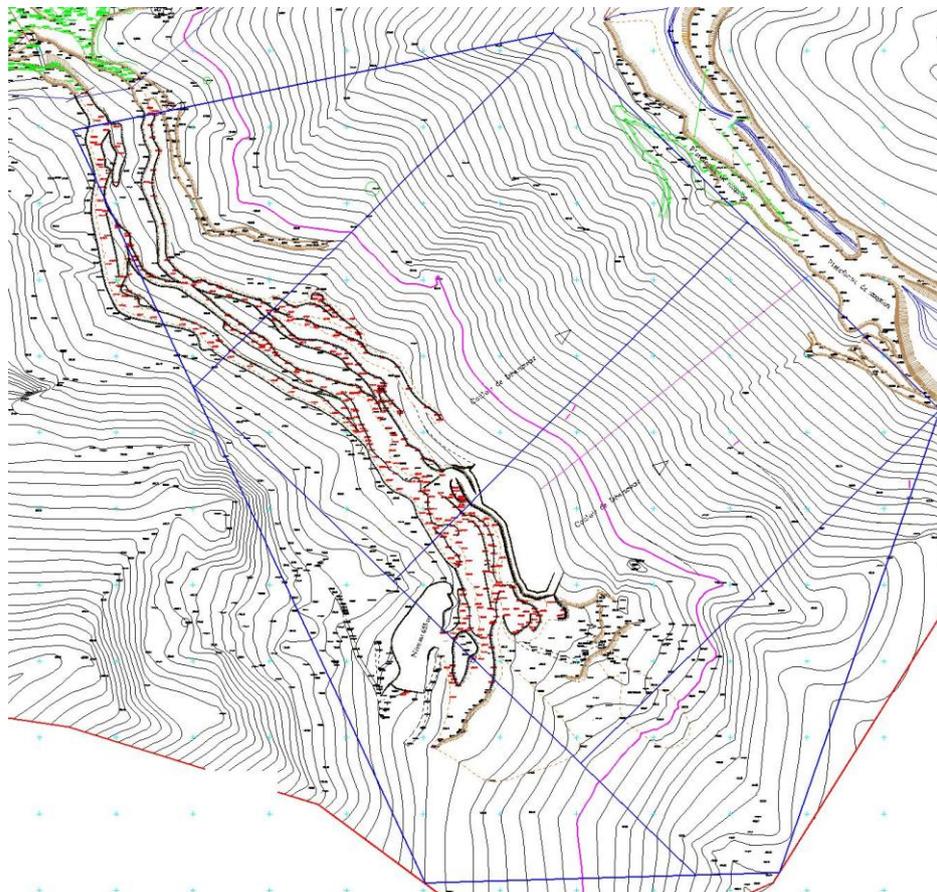


Figure V.I. Le contour de réserve a calculé (en bleu)

Chapitre IV : Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri

Le pendage de stérile est calculé à partir de niveau 540m jusqu'au 260m à l'aide de l'Auto CAD comme suite

Les coupes	La dénivelée(m)	La distance (m)	Le pendage (°)
1	280	372.2	38
2	280	380	36.4
3	280	426	33.3
Le pendage moyen			35.6

Tableau V.2. Le pendage de stérile

Le volume de surface en forme de triangle de niveau 260m jusqu'au 540m avec une dénivelé de 280m (V stérile+calcaire) :

Pour calculer le volume il faut calculer les surfaces :

$$S1 = \frac{L1 \times H1}{2} = \frac{372.2 \times 280}{2} = 52\,108m^2$$

$$S2 = \frac{L2 \times H2}{2} = \frac{380 \times 280}{2} = 53\,200m^2$$

$$S3 = \frac{L3 \times H3}{2} = \frac{524 \times 280}{2} = 59\,640m^2$$

Le volume

La distance entre les coupe (entre les surface) est de L =352.5m

$$v1 = \frac{S1 + S2}{2} \times L = \frac{52\,108 \times 53\,200}{2} \times 352.5 = 18\,560\,353m^3$$

$$v2 = \frac{S2 + S3}{2} \times L = \frac{53\,200 \times 59\,640}{2} \times 352.5 = 19\,888\,050m^3$$

$$Vs + c = V1 + V2 = 38\,448\,585m^3$$

Le volume de calcaire incliné

Le pendage de calcaire est calculé à partir de niveau 540m jusqu'au 590m à l'aide de l'Auto CAD comme suite

Les coupes	La dénivelée(m)	La distance (m)	Le pendage (°)
1	50	77	33
2	50	67	36.7
3	50	106.3	25.2
Le pendage moyen			31.6

Tableau V.3. Le pendage de calcaire

Chapitre IV : Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri

Le volume de surface en forme de triangle de niveau 260m jusqu'au 540m avec une dénivelé de 280m (V calcaire 1)

Il faut d'abord calculer les distances L1 L2 L3

$$L1 = h1 * tg(31.6) = 77 * tg(31.6) = 172.26m = L2 = L3 = L$$

Les surfaces

$$S1 = \frac{L1 \times h1}{2} = \frac{172.26 \times 50}{2} = 24\ 116.4m^2 = S2 = S3$$

Le volume

$$V1 = \frac{S1 + S2}{2} \times L = \frac{24\ 116.4 + 24\ 116.4}{2} \times 172.26 = 8\ 501\ 031m^3 = V2$$

Donc

$$Vc1 = 17\ 002\ 062m^3$$

$$Vs = Vs + c - Vc1 = 38\ 448\ 585 - 17\ 002\ 062 = 21\ 446\ 523\ m^3$$

Le volume de calcaire affleuré de niveau 540 jusqu'au 590 avec une dénivelé de 280m (V calcaire 2) :

$$S1 = \frac{50 \times 77}{2} = 1925m^2$$

$$S2 = \frac{50 \times 67}{2} = 1675m^2$$

$$S1 = \frac{50 \times 106.3}{2} = 2\ 657.2\ m^2$$

Le volume

$$V1 = \frac{S1 + S2}{2} \times L = \frac{1925 + 1675}{2} \times 352.5 = 634\ 500m^3$$

$$V1 = \frac{S2 + S3}{2} \times L = \frac{1675 + 2\ 657.2}{2} \times 352.5 = 763\ 603.12\ m^3$$

$$Vc2 = 1\ 398\ 103.12m^3$$

Chapitre IV : Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri

Le volume de surface en forme de rectangle de niveau 260m jusqu'au 540m avec une dénivelé de 280m (V calcaire 3) :

Les surfaces :

$$S1 = 280 \times 77 = 21\,560m^3$$

$$S1 = 280 \times 67 = 18\,760m^3$$

$$S1 = 280 \times 106.3 = 29\,764m^3$$

Le volume :

$$V1 = \frac{S1 + S2}{2} \times L = \frac{21\,560 + 18\,760}{2} \times 352.5 = 7\,106\,400m^3$$

$$V1 = \frac{S2 + S3}{2} \times L = \frac{18\,760 + 29\,764}{2} \times 352.5 = 8\,553\,060m^3$$

$$Vc3 = 15\,659\,460\,m^3$$

Le volume de surface en forme de triangle de niveau 540 m jusqu'au le niveau 705 (V calcaire 4)

Les dénivelées (par Auto CAD)

Les coupes	La dénivelée(m)	La distance (m)
1	155	372.2
2	165	380
3	15	426

Tableau V.4. La dénivelée et la distance

Les surfaces

$$S1 = \frac{155 \times 372.2}{2} = 43\,400m^2$$

$$S1 = \frac{165 \times 372.2}{2} = 46\,200m^2$$

Chapitre IV : Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri

$$S1 = \frac{15 \times 372.2}{2} = 4\,200\text{m}^2$$

Les volumes

$$V1 = \frac{S1 + S2}{2} \times L = \frac{43\,400 + 46\,200}{2} \times 352.5 = 15\,792\,000\text{m}^3$$

$$V2 = \frac{S2 + S3}{2} \times L = \frac{46\,200 + 4\,200}{2} \times 352.5 = 8\,883\,000\text{m}^3$$

$$Vc4 + \textit{stérile} = 24\,428\,250\text{m}^3$$

Avec un rejet de 1%

$$V \textit{ argile} = 244\,282.5\text{m}^3$$

Donc

$$Vc4 = 24\,428\,250\text{m}^3$$

Le volume de surface en forme de rectangle de niveau 260m jusqu'au 540m avec une dénivelé de 280m (V calcaire 5) :

Les volumes

$$V1 = \frac{L1 + L2}{2} \times 280 \times 352.5 = 37\,071\,720\text{m}^3$$

$$V1 = \frac{L2 + L3}{2} \times 280 \times 352.5 = 40\,082\,070\text{m}^3$$

$$Vc5 = 77\,153\,790\text{m}^3$$

Donc

$$\begin{aligned} V_{\textit{calcaire total}} &= Vc1 + Vc2 + Vc3 + Vc4 + Vc5 \\ &= 17\,002\,062 + 1\,398\,103.12 + 15\,659\,460 + 24\,428\,250 \\ &+ 77\,153\,790 = 135\,641\,665.1\text{m}^3 \end{aligned}$$

Chapitre IV : Appréciation des réserves et fondement de la production de la carrière d'Ifri

Pour les autres volumes nous avons fait les calculs à l'aide de l'auto CAD :

	S1	S2	S3	S4	S5
Les aires	464 824.80	115 901.03	115 547.9	93 307.5	8186.48
Les cotes	443	531.16	599	415	483

Tableau V.5. Tableau des calculs des surfaces

	Volume calcaire (m ³)	Volume stérile (m ³)	remarque
V1	135 641 665.1	21 446 523	Vc1 + Vc2 + Vc3 + Vc4 + Vc5
V2	60 928 125	615 634	1%
V3	68 521 060.18	692 131.92	1%
V4	38 243 012	386 293	1%
V5	3 914 530	39 540.7	1%
Volume total	305 248 392.2	1 733 599.62	

Tableau V.6. Tableau récapitulatif des calculs des volumes

Le réservoir géologique est de :

$$R_{geo} = 305\,248\,392.2 \text{ m}^3$$

La densité de roche est de 2.68cm/g

Donc

$$R_{geo} = 305\,248\,392.2 \times 2.68 = 818\,065\,691.1 \text{ Tonne}$$

Le réservoir industriel est de :

$$R_{ind} = R_{geo}(1 - P_{projet}) = 818\,065\,691(1 - 3\%) = 793\,523\,720.3 \text{ tonnes}$$

Le réservoir exploitation est de :

$$R_{exp} = R_{ind}(1 - P_{exploitation}) = 793\,523\,720.3(1 - 2\%) = 777\,653\,245.9 \text{ tonnes}$$

Conclusion :

Les réserves calculées sont énormes, et suffisent pour des décennies. Cependant nous recommandons de réaliser des prospections pour confirmer les paramètres géométriques de ces réserves.

Nous pensons également que nos propositions sur la disposition des fronts de la carrière et des gradins respectivement en direction transversale de la couche de calcaire confirmeront d'avantage l'épaisseur de la couche de calcaire.

La production de matière finie au concasseur est de 550 000 tonnes, il doit évoluer la production à travers le temps.

Chapitre VI :
Etude comparatives technico-économique du
transport

VI. Etude technico-économique du transport

VI.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 a la station de concassage.
- ❖ La plate forme de réception au niveau 250 m.
- ❖ Aménagement des couloirs naturels.

VI.1.1Réalisation des pistes d'accès :

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

Pour utiliser la méthode de déblocage par couloirs, une autre piste a été réalisée reliant le niveau de la station de concassage (niveau 200m) à la plate-forme de réception du niveau 250 m.

VI.1.1.1 Caractéristique 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 590 est de 8Km dans le cas d'un déblocage par camions. Cette piste est de 1km et 800m dans le cas d'un déblocage par couloirs.

b- largeur de la piste :

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

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.

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

VI.1.2 Les plateformes de réception :

La réalisation de la méthode de déblocage par couloirs nécessite de faire deux plateformes 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 plateformes ont des dimensions de 100m X50m ; elles sont reliées entre elles par un passage de 20 m de large.

VI.1.3 Aménagement des couloirs naturels

Deux ravinelements relient le niveau 590 m au niveau 250 m. Ces ravinelements seront utilisés pour constituer des couloirs d'évacuation par gravité du tout venant. La pente de ces couloirs est de 38%. 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.

VI.2. Conditions Technico minières de la carrière :

VI.2.1 Régime de fonctionnement de la carrière :

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

- Le déblocage du tout venant culbuté depuis la plate forme niveau 590 vers la plate forme de réception niveau 250 est programmé pour 19 jours par mois.
- Le déblocage de Tout venant depuis la plate forme de réception niveau 250 est programmé pour 9 jours par mois.

De ce fait le régime de travail est le suivant :

- Nombre de jours ouvrables 326 jours ;
- Nombre de jours ouvrables pour les travaux de culbutage.....209 jours/ ans ;
- Nombre de jours ouvrables pour les travaux de transport du TVC.....117 jours/ ans ;
- Nombre de jours ouvrables par semaine07 jours /semaine ;
- Nombre de postes de travail par jour 01 poste /jour ;
- Nombre d'heures de travail par poste 11 heures / poste.

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

(9 heures effectifs)

VI.2.1.1 La production annuelle de la carrière :

Pour la méthode de culbutage :

La production annuelle en produit fini est de $Q_{pf} = 550\,000$ t/an.

A cause des rejets de 12% lors du traitement du minerai, La production annuelle entrer au concasseur devient :

$$Q_{ec} = 550\,000(1+0.12) = 616\,000 \text{ t/an}$$

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

Avec compte tenu des pertes générales d'exploitation et de la possibilité de dilution la quantité de roche doit être abattu est :

$$Q_{abattu} = Q_{ec} \frac{1+p}{1-d}; \text{ t/an}$$

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

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

$$Q_{abattu} = 616\,000 \frac{1+0.02}{1-0.02} = 641\,142.86 \text{ t/an}$$

Avec la perte de 20% et 30% pendant le culbutage la quantité devient :

$$Q_C = 641\,142.86 (1+0.25) = 801\,428.6 \text{ t/an}$$

Q_C : La quantité de tout venant culbuté

Pour atteindre la production de 550 000 t/an en produit fini, la carrière doit être planifiée une quantité de 801 428.6 t/an.

Pour la méthode de transport :(proposé)

La quantité planifiée est de 801 428.6 t/an.

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Avec compte tenu des pertes générales d'exploitation et de la possibilité de dilution la quantité de roche doit être abattu est :

La quantité de tout venant entré au concasseur

$$Q_{ec} = Q_{planifier} \frac{1+p}{1-d}; \text{ t/an}$$

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

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

$$Q_{ec} = 801\,428.6 \frac{1 - 0.02}{1 + 0.02} = 770\,000 \text{ t/an}$$

A cause des rejets de 12% lors du traitement du minerai, La production annuelle entrer au concasseur devient :

$$Q_{pf} = 770\,000 (1-0.12)=677\,600 \text{ t/an}$$

La production annuelle en produit fini est de $Q_{pf} = 677\,600 \text{ t/an}$

produit \ méthode	Culbutage (t/an)	Transport par camion(t/an)
produit fini	550 000	677 600
Tout venant planifié	801 428.6	801 428.6

Tableau VI.1.comparaison en produit fini entre les deux variantes

VI.2.1.2 La production mensuelle :

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

$$P_m = \frac{P_a}{N_{m/a}}$$

$N_{m/a}$: Nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 11 mois.

Donc :

$$P_m = \frac{550\,000}{11} = 50\,000 \text{ t/mois}$$

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

VI.2.1.3 La production journalière :

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/a}}$$

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an ;

Donc :

$$\frac{550000}{326} = 1\,687.1 \text{ t/jour}$$

VI.2.1.4 Production horaire :

$$P_h = \frac{P_a}{P_{h/j} \times N_{j/a}}$$

$N_{h/j}$: Nombre d'heures ouvrable par jour ;

$N_{j/a}$: Nombre des jours ouvrable par an ;

Donc :

$$\frac{550000}{326 \times 9} = 187.45 \text{ t/heure}$$

VI.3. Transport

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).

VI.3.1. Variante (1) : méthode de déblocage par camion (la piste de 8 Km)

VI.3.1.1. Rendement des camions :

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \text{ t/jour}$$

D'où :

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

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

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

t_c : Le temps de réalisation d'un cycle ;

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

$$t_a = \frac{3600 \times L_p}{V_a}$$

V_a : vitesse à vide ; (20 km/h).

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

$$t_r = \frac{3600 \times L_p}{V_r}$$

V_r : vitesse à charge ; (15 km/h).

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

$$t_c = 1440 + 240 + 1920 + 60 + 45 = 3705s$$

Donc, Le rendement du camion est :

$$R_c = \frac{3600 \times 27 \times 9 \times 0.85}{3705} = 200.7 \text{ T/ jour}$$

VI.3.1.2. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

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

N_c : Nombre de camions ;

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

P_j : La production journalière souhaitée par l'entreprise ; $P_j = 1687.1$ t/ jour

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

R_c : Rendement du camion durant une journée de travail ; 200.7 T/ jour.

$$N_c = \frac{1687.1 \times 0.9}{200.7} = 7.56 \approx 8 \text{ camions}$$

En terme de disponibilité, on fait les calculs juste pour 5 camions disposer.

VI.3.2. Variante (2) : méthode de culbutage par couloir (la méthode adaptée au niveau de la carrière)

- ◆ **Partie supérieur :** du front de taille jusqu'au couloir de culbutage
- ◆ **Partie inférieure :** du plateau de réception jusqu'à la station de concassage
- ✚ **Au niveau inférieur (Plateforme de réception - niveau 590 m)**

VI.3.2.1. Rendement des camions :

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \text{ t/ jour}$$

D'où :

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

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

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

t_c : Le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m$$

T_{ch} : Temps de chargement du camion, 240 s ;

T_{tr} : Temps du trajet en charge (en charge et en vide), 420 ;

T_d : Temps de déchargement du camion, 60 s ;

T_m : Temps de manœuvre, 45 s ;

$$t_c = 240 + 420 + 60 + 45 = 765 \text{ s}$$

Donc, Le rendement du camion est :

$$R_c = \frac{3600 \times 27 \times 9 \times 0.85}{765} = 972 \text{ T/ jour}$$

VI.3.2.2. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

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

N_c : Nombre de camions ;

P_j : La production journalière souhaitée par l'entreprise ; $P_j = 1687.1 \text{ t/ jour}$

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

R_c : Rendement du camion durant une journée de travail ;

$$N_c = \frac{1687.1 \times 0.9}{972} = 1.56 \approx 2 \text{ camions}$$

🚧 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 de concassage).

VI.3.2.3. Rendement des camions :

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \text{ t/ jour}$$

D'où :

Q_c : Capacité de la benne du camion BEML (37.5 tonnes),

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

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

t_c : Le temps de réalisation d'un cycle ;

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

$$t_a = \frac{3600 \times L_p}{V_a}$$

V_a : vitesse à vide ; (20 km/h).

$$t_a = \frac{3600 \times 2}{20} = 360s$$

$$t_r = \frac{3600 \times L_p}{V_r}$$

V_r : vitesse à charge ; (15 km/h).

$$t_r = \frac{3600 \times 2}{15} = 480s$$

$$t_c = 360 + 240 + 480 + 60 + 45 = 1185s$$

Donc, Le rendement du camion est :

$$R_c = \frac{3600 \times 37.5 \times 9 \times 0.85}{1185} = 871.52 \text{ T/ jour}$$

VI.3.2.4. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

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

N_c : Nombre de camions ;

P_j : La production journalière souhaitée par l'entreprise ; $P_j = 1687.1 \text{ t/ jour}$

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

R_c : Rendement du camion durant une journée de travail ;

$$N_c = \frac{1687.1 \times 0.9}{871.52} = 1.74 \approx 2 \text{ camions}$$

Il faut tenir compte aussi un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière.

Donc, il faut cinq (05) camions pour assurer la production souhaitée.

VI.3.3. Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

On utilise le nombre des camions calculé, pour chaque variante, il est nécessaire d'en tenir compte de leurs frais pour le calcul du prix de revient du transport.

A. Les coûts fixes du transport

Les coûts fixes correspondent à l'ensemble des coûts, indépendants du niveau d'activité, dont l'entreprise doit s'acquitter pour son bon fonctionnement. Ils comprennent, par exemple, les remboursements d'emprunts, les loyers, l'entretien des bâtiments, traitement et salaires indépendants de la production, amortissement, une partie des frais généraux qui doivent tous être supportés quelle que soit l'intensité de l'activité de production.

A.1. Les amortissements des engins de transport

A.1.1. Généralité

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

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

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

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

Dans ce projet on utilise l'amortissement lineaire.

A.1.2.Calcul des amortissements

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Annuité d'amortissement [DA]	3063310.39	3063310.39	3063310.39	1937527.4 5	1937527.4 5
Total [DA]	13 064 986.79				

Tableau VI.2. Les amortissements des engins

A.2.Les frais du personnel

Les frais du personnel, peuvent être considérés comme étant des coûts semi-fixes en raison de leur variation.

La masse salariale du personnel est constituée de deux parties à savoir :

1. Le salaire brut ;
2. Les primes : qui sont fonction de l'écart entre la quantité de production réalisée et celle prévue selon le plan des prévisions de l'année en cours.

Les frais du personnel se divisent en deux catégories:

- Les frais direct sont ceux que l'on peut affecter en totalité, sans calcul préalable, à un produit ou une activité déterminée (les frais des conducteurs d'engins de transport).

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

- Les frais indirects nécessitent un calcul préalable pour être répartie entre plusieurs produits. Les frais du personnel de la maintenance dans lequel plusieurs engins sont réparés. Les frais de chef service carrière et des chefs de poste, qui sont des responsables hiérarchiques de plusieurs ouvriers.

A.2.1. Les frais du personnel du transport

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

Les conducteurs du dumper

Il y'a cinq (5) conducteurs.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 124.93 DA ;

La masse salariale des conducteurs : $47\ 124.93 \times 5 = 235\ 624.65$ DA.

Les chefs de poste

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

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

La masse salariale des chefs de poste : 71 856.63 DA ;

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

Pour déterminer la part de participation des chefs de poste dans le transport, selon les effectifs de 12 ouvriers (5 ouvriers pour le Transport)

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

$$P_p = \frac{M_{sp}}{N_o} \times N_{ot} = \frac{71\ 856.63}{12} \times 5 = 29\ 940.26\ DA$$

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

P_p : Part de participation des chefs de poste;

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

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

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

Le chef service carrière

Il y'a un seul chef service carrière ;

Salaire brut du chef service carrière : 53 190.89 DA

On utilise la même méthode pour déterminer la part de participation du chef de service carrière,

$$P_s = \frac{S_s}{N_o} \times N_{ot} = \frac{53\,190.89}{12} \times 5 = 22\,162.87 \text{ DA}$$

Où :

P_s : Part de participation du chef de service carrière ;

S_s : Salaire brut de chef service carrière.

En résumé Les frais annuels du personnel de transport dans le tableau ci-dessous :

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (1)	Les conducteurs du dumper (5)
Salaire brut [DA]	53 190.89	71 856.63	47 124.93
La masse salariale [DA]	53 190.89	71 856.63	235 624.65
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	22 162.87	29 940.26	235 624.65
Sous total [DA]	265 954.45	359 283.12	2 827 495.8
Total [DA]	3 452 733.37		

Tableau VI.3. Les frais annuels du personnel de transport

A.2.2. Les frais du personnel de la maintenance

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

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

Le nombre de machines : 11

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

$$P_m = \frac{M_{sm}}{N_m} \times N_{mt} = \frac{24\,470\,500}{11} \times 5 = 11\,122\,954.55 \text{ DA}$$

Où :

M_{sm} : Masse salariale du personnel de la maintenance ;

N_m : Nombre totale des machines, 11 ;

N_{mt} : Nombre des engins de transport de la matière première, 5 ;

B. Les coûts variables du transport

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

B.1. L'entretien préventif

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

d'utilisation de lubrifiants, graisses et remplacement des pièces de rechange pour chaque engin.

B.2. Les pièces de rechange

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

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

Le coût total de la consommation en pièces de rechange pour l'année 2011 est donné dans le tableau

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation en pièce de rechange [DA]	473901.96	473901.96	473901.96	56699.21	56699.21
Total [DA]	1535104.3				

Tableau VI.4. La consommation en pièces de rechange pour l'année 2011

B.3. Les lubrifiants (Huiles et graisses)

La consommation annuelle en lubrifiant dépend de chaque type d'engin et de la cadence de son utilisation.

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation en lubrifiant [DA]	121 079.25	121 079.25	121 079.25	107 721.65	107 721.65
Total [DA]	578 681.05				

Tableau VI.5 La consommation annuelle en lubrifiant pour l'année 2011

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

B.4. Les pneumatiques

La durée de vie des pneus dépend non seulement de leur cadence de travail mais aussi de leur mode d'utilisation. L'état des pistes, et la façon de conduire du chauffeur jouent beaucoup sur la durée de vie d'un pneu.

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation pneumatique [DA]	1 038 850	1 038 850	1 038 850	1 038 850	1 038 850
Total [DA]	5 194 250				

Tableau VI.6. La consommation annuelle en pneumatiques pour l'année 2011

B.1. Le gasoil

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût on consommation en gasoil [DA]	1 061 147.6	1 061 147.6	1 061 147.6	289 659.1	289 659.1
Total [DA]	3 762 761				

Tableau VI.7. La consommation annuelle en gasoil pour l'année 2011

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total [DA]	13064986.79	14575687.92	2113785.35	5194250	3762761
Pourcentage [%]					
Total [DA]	27 640 674.71		11 070 796.35		
	38 711 471.06				

Tableau VI.8. Les frais totaux du transport

VI.3.4. Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Afin d'estimer le prix de revient annuel d'une tonne de minerai transportée, il est primordial de connaître les frais annuels du transport relatifs à l'année cédulaire

$$P_{ra} = \frac{\text{Les frais annuel du transport [DA]}}{\text{production annuelle [tonne]} \times \text{Longueur moyenne des pistes [km]}}$$

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c} \rightarrow P_j = \frac{R_c \times N_c}{K_i} = \frac{200.7 \times 5}{0.9} \times 326 = 363\,490 \text{ t/an}$$

Donc :

$$P_{ra} = \frac{38\,711\,471.06}{363\,490 \times 8} = 13.31 \left[\frac{DA}{t.km} \right]$$

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Variante(2)

VI. Les coûts fixes du transport

Calcul des amortissements

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Annuité d'amortissement [DA]	3 063 310.39	3 063 310.39	1 937 527.45	1 937 527.45
Total [DA]	11 939 203.13			

Les frais du personnel

Les frais du personnel du transport

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

Les conducteurs du dumper

Il y'a quatre (4) conducteurs.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 124.93 DA ;

La masse salariale des conducteurs : $47\,124.93 \times 4 = 188\,499.72$ DA.

Les chefs de poste

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

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

La masse salariale des chefs de poste : 71 856.63 DA ;

Pour déterminer la part de participation des chefs de poste dans le transport, selon les effectifs est de 11 ouvriers (4 ouvriers pour le Transport)

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

$$P_p = \frac{M_{sp}}{N_o} \times N_{ot} = \frac{71\,856.63}{11} \times 4 = 26\,129.68 \text{ DA}$$

P_p : Part de participation des chefs de poste;

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

N_o : Nombre d'ouvrier qui appartient au service carrière, $N_o=11$;

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

Le chef service carrière

Il y'a un seul chef service carrière ;

Salaire brut du chef service carrière : 53 190.89 DA

On utilise la même méthode pour déterminer la part de participation du chef de service carrière,

$$P_s = \frac{S_s}{N_o} \times N_{ot} = \frac{53\,190.89}{11} \times 4 = 19\,342.14 \text{ DA}$$

Où :

P_s : Part de participation du chef de service carrière ;

S_s : Salaire brut de chef service carrière.

En résumé Les frais annuels du personnel de transport dans le tableau ci-dessous :

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (1)	Les conducteurs du dumper (4)
Salaire brut [DA]	53 190.89	71 856.63	47 124.93
La masse salariale [DA]	53 190.89	71 856.63	188 499.72
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	19 342.14	26 129.68	235 624.65
Sous total [DA]	232 105.7	313 556.16	2 827 497.6
Total [DA]	3 373 159.46		

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Les frais du personnel de la maintenance

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

Le nombre de machines : 10

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

$$P_m = \frac{M_{sm}}{N_m} \times N_{mt} = \frac{24\,470\,500}{10} \times 4 = 9\,788\,200 \text{ DA}$$

Où :

M_{sm} : Masse salariale du personnel de la maintenance ;

N_m : Nombre totale des machines, 10 ;

N_{mt} : Nombre des engins de transport de la matière première, 4.

Les coûts variables du transport

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

L'entretien préventif

Les pièces de rechange

Le coût total de la consommation en pièces de rechange pour l'année 2011 est donné dans le tableau

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation en pièce de rechange [DA]	414177.91	414177.91	56699.21	56699.21
Total [DA]	941 754.24			

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Les lubrifiants

La consommation annuelle en lubrifiant dépend de chaque type d'engin et de la cadence de son utilisation.

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation en lubrifiant [DA]	121079.25	121079.25	107721.25	107721.25
Total [DA]	457 600.5			

Les pneumatiques

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation pneumatique [DA]	1 038 850	1 038 850	1 038 850	1 038 850
Total [DA]	4 154 320			

Le gasoil

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation en en gasoil [DA]	873 703.8	873 703.8	289 659.1	289 659.1
Total [DA]	2 326 725.8			

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total [DA]	11939203.13	13161359.46	1399354.74	4154320	2326725.8
Pourcentage [%]	47.56	52.44	17.76	52.72	29.52
	76.11		23.89		
Total [DA]	25 100 562.59		7 880 400.54		
	32 980 963.13				

V.3.5. Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Afin d'estimer le prix de revient annuel d'une tonne de minerai transportée, il est primordial de connaître les frais annuels du transport relatifs à l'année cadastrale

$$P_{ra} = \frac{\text{Les frais annuel du transport [DA]}}{\text{production annuelle [tonne]} \times \text{Longueur moyenne des pistes [km]}}$$

$$P_{ra} = \frac{32\,980\,963.13}{641\,142.86 \times 2} = 25.72 \text{ [DA/(t. km)]}$$

V.4. Etude technico-économique de la piste proposée

V.4.1. Traçage de la piste et ses caractéristiques

Dans une grande mesure, l'efficacité du travail de transport par camion en carrière, se détermine par l'état des pistes. Des pistes bien tracées et bien construites ont un effet positif sur la productivité, car elles autorisent des vitesses de circulation plus élevées, réduisent les temps d'arrêt nécessaires pour la maintenance et la réparation des camions et occasionnent moins de fatigue au volant. Un bon entretien des pistes de circulation réduit les coûts d'exploitation et de réparation ainsi que la consommation de carburant et augmente la durée de vie des pneus.

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, les périmètres des exploitants privés et des dimensions techniques des engins de transport.

Tout ceci nous a amené à tracer une piste à double voie, Celle ci a été dessinée avec le logiciel Auto-CAD.

V.4.1.1. Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale se fait au point de plate forme au niveau 590 m, au niveau 290m ; dans une région présentant un relief pente.

La piste principale présente sept (7) virages.

Ensuite, la piste suivra le niveau 290m jusqu'au niveau 240m (plate forme de réception) et puis jusqu'au la station de concassage de niveau 200m avec une distance de 2 Km, tout en respectant la pente limite (la pente de la piste ne doit pas dépasser 10%).

V.4.1.2. Largeur de la piste

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

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

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

Où :

T : c'est la largeur de la piste ;

a : largeur de la benne du camion, (a = 3 m);

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

$$C = 0.5 + 0.005 V$$

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Où :

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

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

Alors,

$$T = 3 + (2 \times 0.62) = 4.24 \text{ m}$$

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

$$\mathbf{T = 4.24 \text{ m.}}$$

Circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré dans la figure

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

Où :

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

X : distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C \text{ [m]}$.

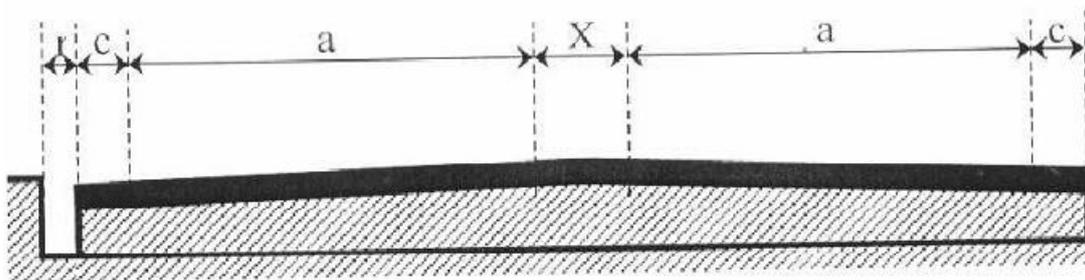
$$X = 1.24 \text{ m.}$$

Alors,

$$T = 2 \times (3 + 0.62) + 1.24 + 0.5 = 8.98 \approx 9 \text{ m.}$$

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

$$\mathbf{T = 9 \text{ m.}}$$



Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Figure : schéma de la largeur de la piste de roulage

V.4.1.4. Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 5 Km (déterminée avec Auto-CAD) divisée en deux parties

La première à partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la plate forme de réception au niveau 240m de 2Km et la deuxième de 3Km de niveau de 240 jusqu'au la plate forme de travail à 590m.

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

La longueur moyenne, la pente de chaque tronçon est donnée dans le tableau

Niveau de tronçon	Longueur [m]	Pente [%]
590-580	100.20	9.98
580-570	104.30	9.59
570-560	147.10	6.80
560-550	103.46	9.66
550-540	102.42	9.76
540-530	101.10	9.89
530-520	101.14	9.88
520-510	101.06	9.89
510-500	102.28	9.77
500-490	100.52	9.95
490-480	107.49	9.30
480-470	104.05	9.61
470-460	106.48	9.39
460-450	105.77	9.45
450-440	108.40	9.22
440-430	129.93	7.70
430-420	105.71	9.45
420-410	102.42	9.76
410-400	102.93	9.71
400-390	101.14	9.88
390-380	103.37	9.67
380-370	100.65	9.93
370-360	100.62	9.94

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

360-350	104.13	9.60
350-340	101.83	9.82
340-330	107.25	9.32
330-320	100.76	9.92
320-310	102.04	9.80
310-300	101.22	9.88
300-290	103.90	9.62
total	3070.64	9.54

V.4.2.Évaluation des volumes des travaux envisagés pour la piste principale :

Ces travaux seront réalisés en fonction des altitudes de la piste pour les différentes tranches (distance entre les différents points levés).

Pour évaluer et estimer ces volumes on procède par : les profils en travers

Profils en travers

Dans le cas des profils en travers proposés le principe est suivant :

On relève les côtes d'altitudes aux points où la déclivité change et on outre, à des points situés à des distances fixes de l'axe.

Et finalement on aura à la droite de l'axe une surface de remblai, et à gauche une surface de remblai, ou bien l'inverse.

Pour évaluer ces surfaces irrégulières, on les divise en figures simples (triangle), on fait les calculs des surfaces déblai et remblai a dessiné (voir l'annexe)

	S Déblai	S Remblai
1-1'	0	11,09
2-2'	6,237	5,544
3-3'	12,47	12,47
4-4	5,54	5,54
5-5,	15,939	16,632
6-6'	11,78	11,78
7-7'	13,16	13,86
8-8'	8,86	9,008
9-9'	19,246	10,394
10-10'	8,31	7,62
11-11'	12,47	12,47
12-12'	693	6,93
13-13'	29,106	29,798
14-14'	28,957	29,100
15-15'	3,811	4,158

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

16-16'	4,158	4,850
17-17'	5,544	6,237
18-18'	4,158	4,850
19-19'	15,938	15,246
20-20'	21,482	19,305
21-21'	20,79	22,176
22-22'	21,78	20,097
23-23'	15,938	15,938
24-24'	17,32	16,632
25-25'	11,781	13,167
26-26'	18,711	18,018
27-27'	18,710	20,79
28-28'	18,018	18,018

Puis on calcule les volumes par les formules suivantes :

Catégorie 1 : lorsque les coupes sont parallèles et si :

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

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

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

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

α : Angle entre les coupes en radian.

Les Coupe	Déblai (m ³)	Remblai (m ³)
1-1',2-2'	225.79	903.26
2-2',3-3'	697.99	667.63
3-3',4-4'	1662.41	1662.41
4-4',5-5'	2148.11	2210.38
5-5',6-6'	533.85	547.20
6-6',7-7'	1309.46	1346.21
7-7',8-8'	879.70	913.57
8-8',9-9'	1594.10	1127.02
9-9',10-10'	906.10	609.01
10-10',11-11'	3682.5	3560.22
11-11',12-12'	2046.98	2046.98
12-12',13-13'	1406.67	1430.05
13-13',14-14'	2751.57	2791.14
14-14',15-15'	1537.63	1572.63
15-15',16-16'	474.41	536.26
16-16',17-17'	2848.39	2960.95
17-17',18-18'	1057.44	1208.39
18-18',19-19'	850.78	864.59
19-19',20-20'	3029.59	2797.31
20-20',21-21'	3128.13	3069.59
21-21',22-22'	6107.94	6065.33
22-22',23-23'	3442.67	3289.06
23-23',24-24'	3463.21	3391.57
24-24',25-25'	2414.80	2472.72
25-25',26-26'	4128.88	4222.72
26-26',27-27'	2293.76	2378.77
27-27',28-28'	2880.24	3043.36
Total	55614.9	57688.33

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

V.4.3. Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée de la nouvelle piste

Variante(3)

1. Rendement des camions :

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \text{ t/ jour}$$

D'où :

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

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

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

t_c : Le temps de réalisation d'un cycle ;

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

$$t_a = \frac{3600 \times L_p}{V_a}$$

V_a : vitesse à vide ; (20 km/h).

L_p : la longueur de piste .

$$t_a = \frac{3600 \times 5}{20} = 900s$$

$$t_r = \frac{3600 \times L_p}{V_r}$$

V_r : vitesse à charge ; (15 km/h).

$$t_r = \frac{3600 \times 5}{15} = 1200s$$

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Donc, Le rendement du camion est :

$$R_c = \frac{3600 \times 27 \times 9 \times 0.85}{2445} = 304.12 \text{ T/jour}$$

2. Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

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

N_c : Nombre de camions ;

P_j : La production journalière souhaitée par l'entreprise ; $P_j = 1687.1 \text{ t/jour}$

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

R_c : Rendement du camion durant une journée de travail ; 304.12 T/jour .

$$N_c = \frac{1687.1 \times 0.9}{304.12} = 4.99 \approx 5 \text{ camions}$$

Il faut tenir compte aussi un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière.

Donc, il faut six (06) camions pour assurer la production souhaitée.

Les coûts fixes du transport

Les amortissements des engins de transport

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Annuité d'amortissement [DA]	2 500 418. 92				
Total [DA]	12 502 094.6				

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Les frais du personnel

Les frais du personnel, peuvent être considérés comme étant des coûts semi-fixes en raison de leur variation.

Les frais du personnel du transport

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

Les conducteurs du dumper

Il y'a cinq (5) conducteurs.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 124.93 DA ;

La masse salariale des conducteurs : $47\ 124.93 \times 5 = 235\ 624.65$ DA.

Les chefs de poste

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

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

La masse salariale des chefs de poste : 71 856.63 DA ;

Pour déterminer la part de participation des chefs de poste dans le transport, selon les effectifs est de 12 ouvriers (5 ouvriers pour le Transport)

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

$$P_p = \frac{M_{sp}}{N_o} \times N_{ot} = \frac{57\ 382.42}{12} \times 5 = 23\ 909.34\ DA$$

P_p : Part de participation des chefs de poste;

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

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

Le chef service carrière

Il y'a un seul chef service carrière ;

Salaire brut du chef service carrière : 53 190.89 DA

On utilise la même méthode pour déterminer la part de participation du chef de service carrière,

$$P_s = \frac{S_s}{N_o} \times N_{ot} = \frac{53\,190.89}{12} \times 5 = 22\,162.87 \text{ DA}$$

Où :

P_s : Part de participation du chef de service carrière ;

S_s : Salaire brut de chef service carrière.

En résumé Les frais annuels du personnel de transport dans le tableau ci-dessous :

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (1)	Les conducteurs du dumper (5)
Salaire brut [DA]	53 190.89	57 382.42	47 124.93
La masse salariale [DA]	53 190.89	57 382.42	235 624.65
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	22 162.87	23 909.34	235 624.65
Sous total [DA]	265 954.45	286 912.08	2 827 495.8
Total [DA]	3 380 362.33		

Les frais du personnel de la maintenance

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

Le nombre de machines : 11

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

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

$$P_m = \frac{M_{sm}}{N_m} \times N_{mt} = \frac{24\,470\,500}{11} \times 5 = 11\,122\,954.54 \text{ DA}$$

Où :

M_{sm} : Masse salariale du personnel de la maintenance ;

N_m : Nombre totale des machines, 11 ;

N_{mt} : Nombre des engins de transport de la matière première, 5.

Les coûts variables du transport

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

L'entretien préventif

Les pièces de rechange

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

Le coût total de la consommation en pièces de rechange pour l'année 2011 est donné dans le tableau

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation en pièce de rechange [DA]	235 438.56	235 438.56	235 438.56	235 438.56	235 438.56
Total [DA]	1 177 192.8				

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Les lubrifiants

La consommation annuelle en lubrifiant dépend de chaque type d'engin et de la cadence de son utilisation.

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation en lubrifiant [DA]	114400.45	114400.45	114400.45	114400.45	114400.45
Total [DA]	572 002.25				

Les pneumatiques

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation pneumatique [DA]	1 038 850	1 038 850	1 038 850	1 038 850	1 038 850
Total [DA]	5 194 250				

Le gasoil

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4	Dumper 5
Coût consommation en gasoil [DA]	581 681.45	581 681.45	581 681.45	581 681.45	581 681.45
Total [DA]	2 908 407.25				

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

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total [DA]	12502094.6	14503316.87	1749195.05	5194250	2908407.25
Pourcentage [%]	46.29	53.71	17.75	52.72	29.53
	73.27		26.73		
Total [DA]	27 005 411.47		9 851 852.3		
	36 857 263.77				

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

Afin d'estimer le prix de revient annuel d'une tonne de minerai transportée, il est primordial de connaître les frais annuels du transport relatifs à l'année cédulaire

$$P_{ra} = \frac{\text{Les frais annuel du transport [DA]}}{\text{production annuelle [tonne]} \times \text{Longueur moyenne des pistes [km]}}$$

$$P_{ra} = \frac{36\,857\,263.77}{801\,428.6 \times 5} = 9.20 \text{ [DA/(t.km)]}$$

On récapitule les prix de revient pour chaque variante dans le tableau ci-dessous

Les variantes	Variante(1)	Variante(2)	Variante(3)
Le prix de revient	13.31	25.75	9.20

Les coûts travaux d'infrastructures minières

Aménagement de la piste d'accès

Pour la variante (1)

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

Pour la variante (2)

Sur la base d'un ratio de 3750KDA/Km.

Chapitre VI : Etude technico-économique du transport

La longueur de la piste de la station de concassage à la plate forme de réception (niveau 250) est de 2 Km.

Donc le coût de l'aménagement de la piste (2 Km) est de $3750 \times 2 = 7500$ KDA

Pour la variante (3)

La longueur de la piste du niveau 590 jusqu'au le niveau 290 est de 3Km et a partir de ce dernier jusqu'au la station de concassage (niveau 200) est de 2 Km.

Sur la base d'un ratio de 3750KDA/Km.

Le coût de l'aménagement de la piste (5 Km) est de $3750 \times 5 = 18750$ KDA

Réalisation de la plate forme de réception (Pour la variante (2))

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 ; $V_{p.f} = 100 \times 50 \times 20 = 100\,000$ m³

V_p : Volume de la piste relie les deux plates formes ; $V_p = 120 \times 20 \times 10 = 24000$ m³

Donc

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

Donc le coût de préparation du niveau inférieur est de :

$$224000 \times 150 = 33600 \text{ KDA}$$

Le coût = 33600 KDA.

En peut résumer les résultats précédant dans le tableau suivant :

Ouvrages	Le coût de la réalisation (KDA)					
	Variante (1)	Total	Variante (2)	Total	Variante (3)	Total
Plate forme	---	30000	33600	65475	---	18750
Piste d'accès	30000		31875		18750	

Conclusion Générale

Conclusion Générale

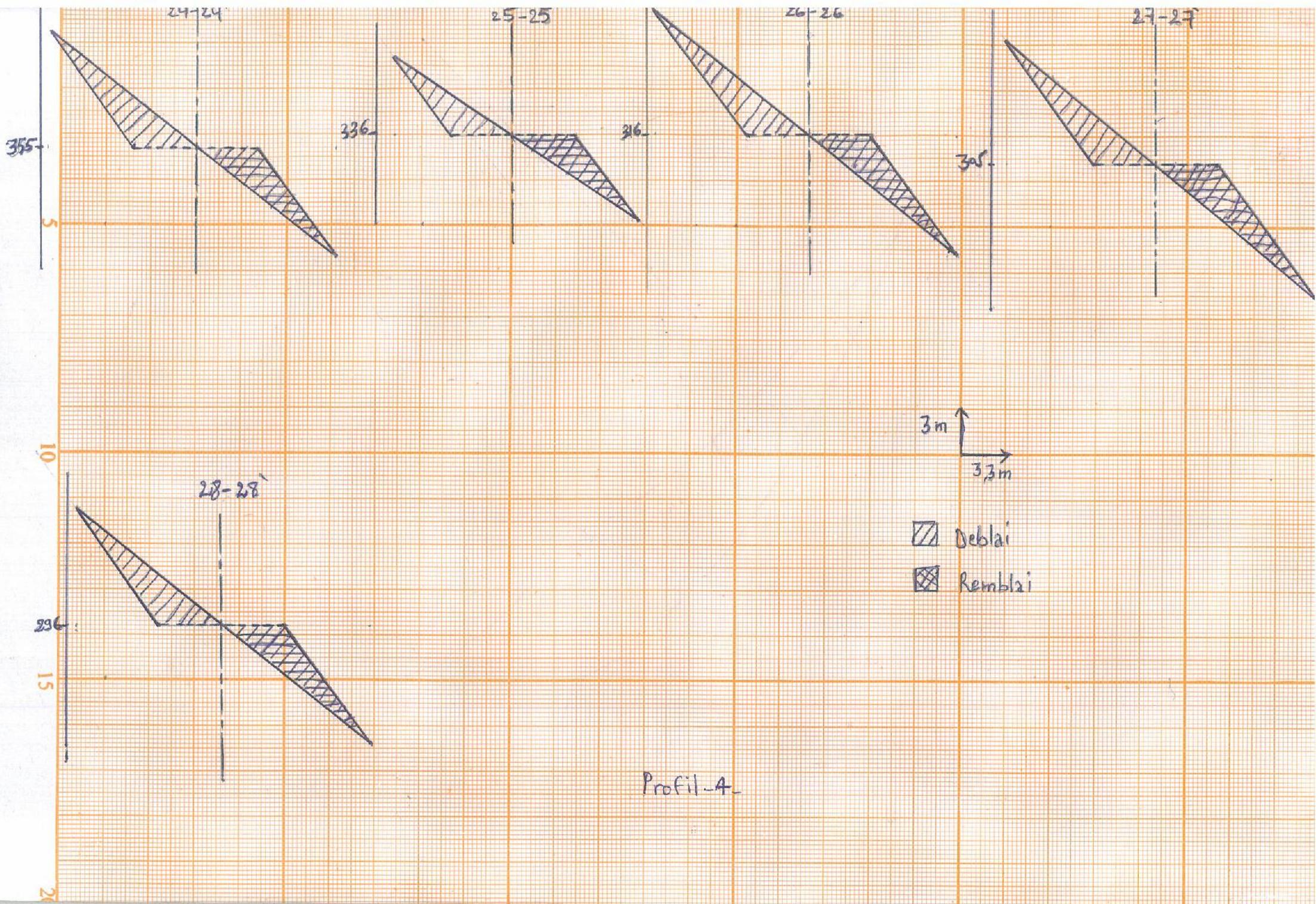
A travers l'analyse de condition géographiques, topographiques, géologiques, minières et technico-économiques, nous sommes arrivés aux conclusions et propositions suivantes:

- 1) l'absence de données de la prospection géologique apparentes vus a conduit a cadrer la zone susceptible d'exploitation et apprécier les réserves géologiques et industriels et exploitables.
- 2) Suite à l'analyse du rendement du concasseur nous pensons qu'il est possible d'augmenter la production en produit fini et ceci en réduisant au maximum les pertes dues un déplacement des roches.
- 3) Nous proposons une ouverture de la carrière de Djebel d'Ifri par le cote (590m) par une piste allant du niveau (590m) au (290m) et dont la longueur de 3 km
- 4) Aussi voulu l'analyse comparative, technico-économique de trois variantes de déplacement des calcaires jusqu'à le concasseur par:
 - le tracer initial de 8km.
 - le culbutage et transport de plate forme au concasseur.
 - le tracer de 3km que nous proposons.En terme de cout notre proposition est la meilleure.
- 5) nous proposons la disposition des fronts de la carrière et des gradins respectivement en direction et en direction transversal du gisement pour des raisons de sécurité de trajet des gros blocs, de l'impact de et de vibration dans la zone environ.

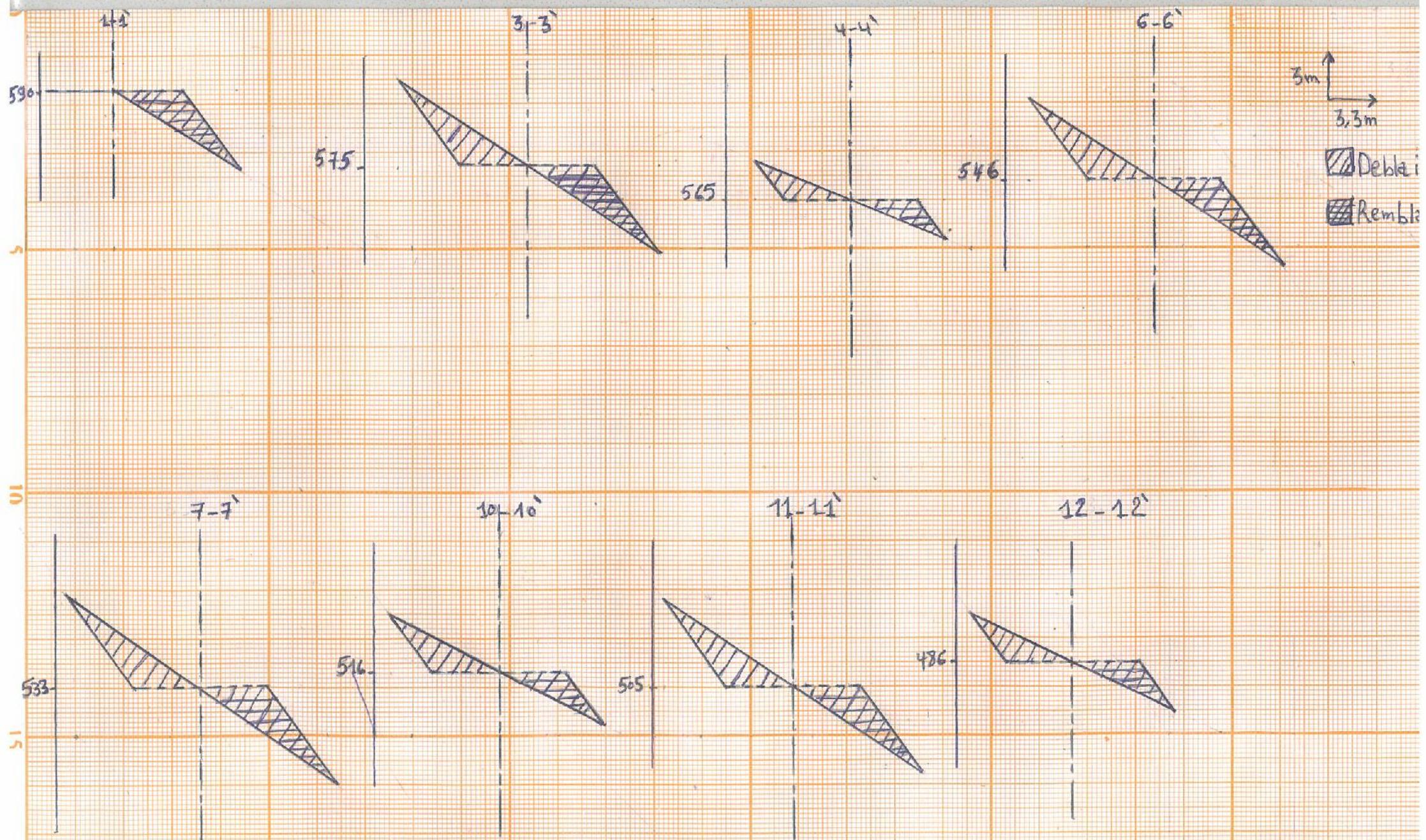
Bibliographie

- [01] :Amari.Gherici, «Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) » Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2010.
- [02] :LOUNIS.F, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2007.
- [03] : SEGHIR. Hichem, «Critique et réorganisation des travaux d'exploitation de la mine à ciel ouvert de Bentonite de Hammam Boughrara (Maghnia) » Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2010
- [04] : DJARFOUR. Djaâfar, «Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar – Ain Smara, W. Constantine –» Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2006.
- [05] : BEDJAOUI. Ala Eddine, «Etude Technico-économique de la mise en Exploitation du gisement de calcaire de Ifri (Unité de Keddara) » Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2008.
- [06] : Plan d'exploitation d'IFRI 2012
- [07] : Carrière d'agrégat de Keddara; Gisement de djebel IFRI
- [08] : Synthèse pour la mise en exploitation du gisement d'IFRI. Mai 2011.
- [09] : Messauod AYOUNE ; ingénieur expert agréé en géosciences et environnement. «Plan de développement et d'exploitation du gisement de calcaire d'Ifri» AOOUT 2006.

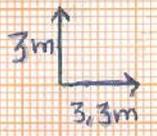
Annexe



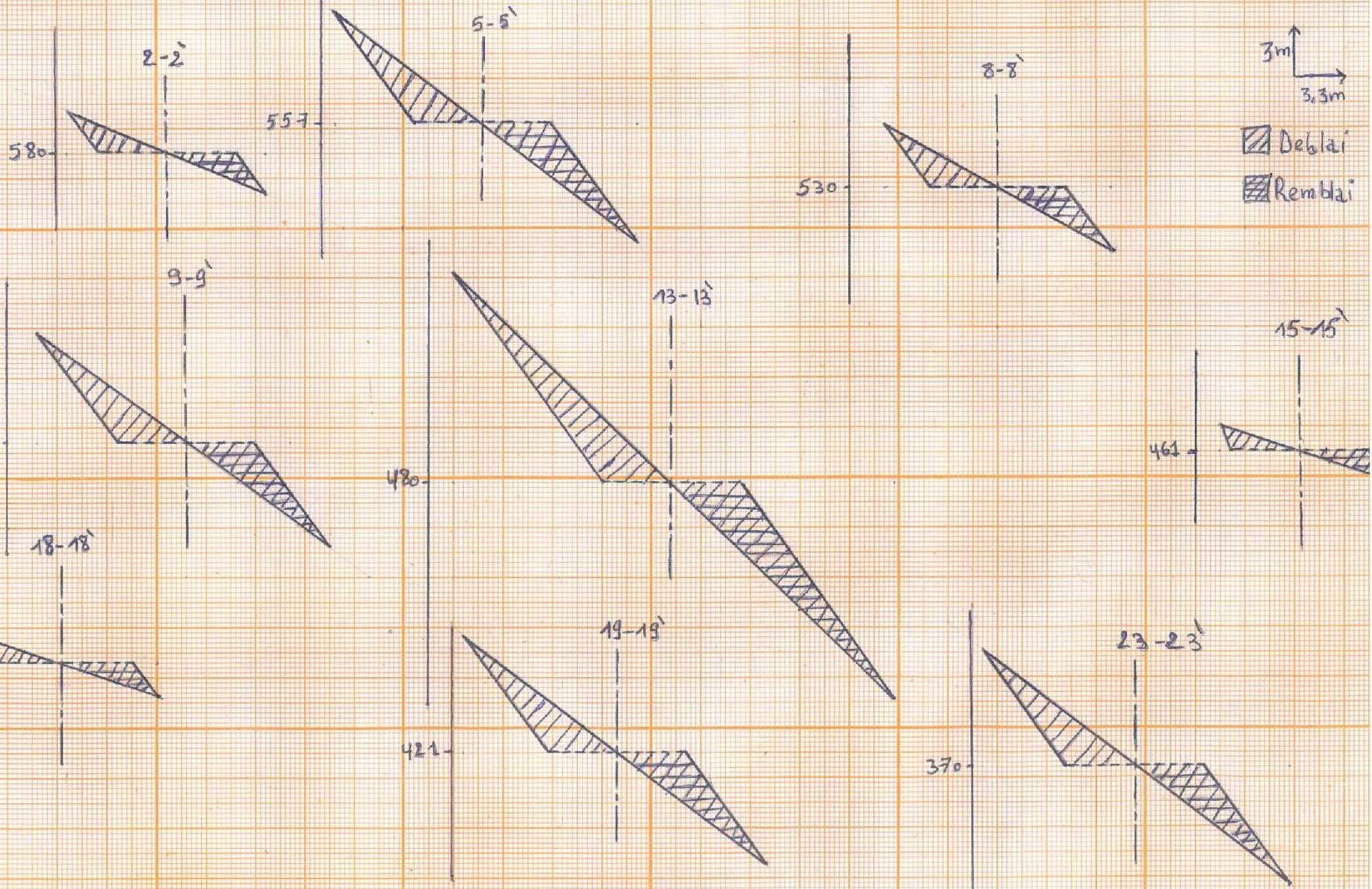
Profil-A



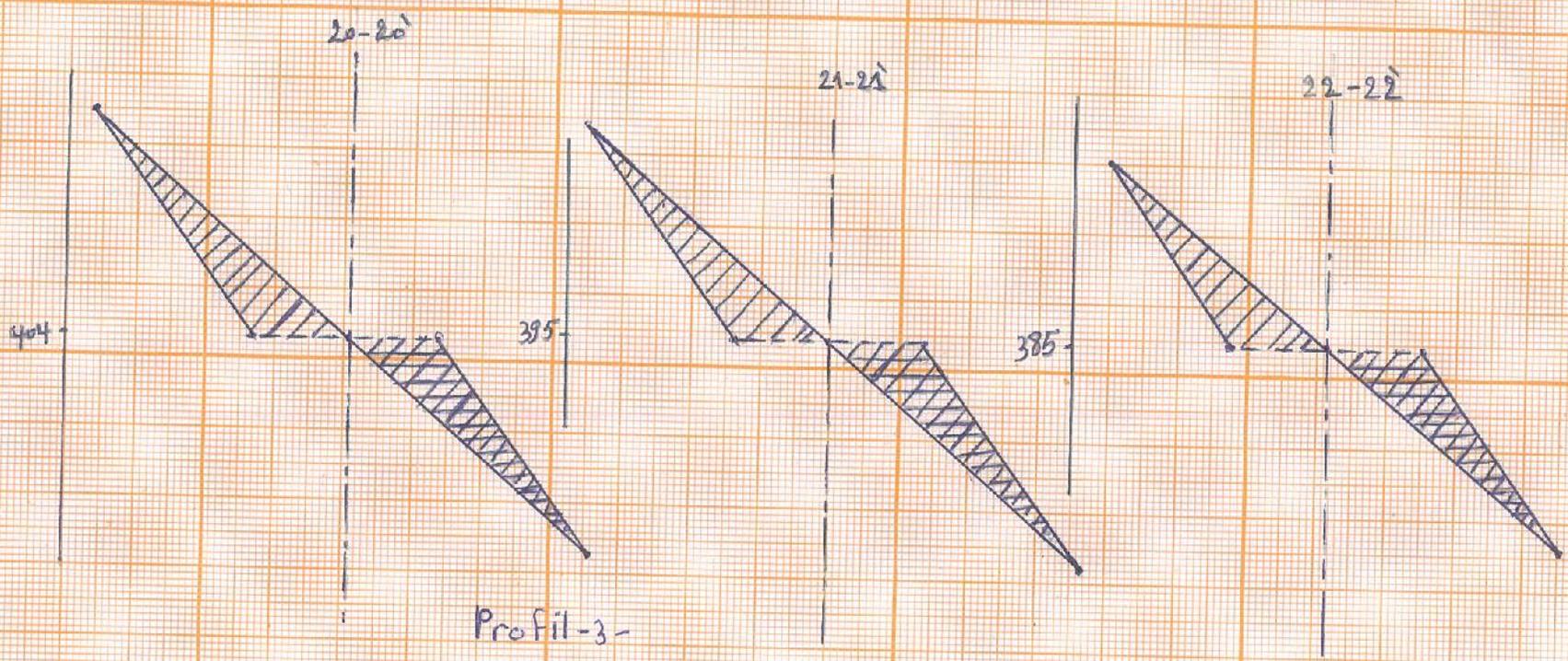
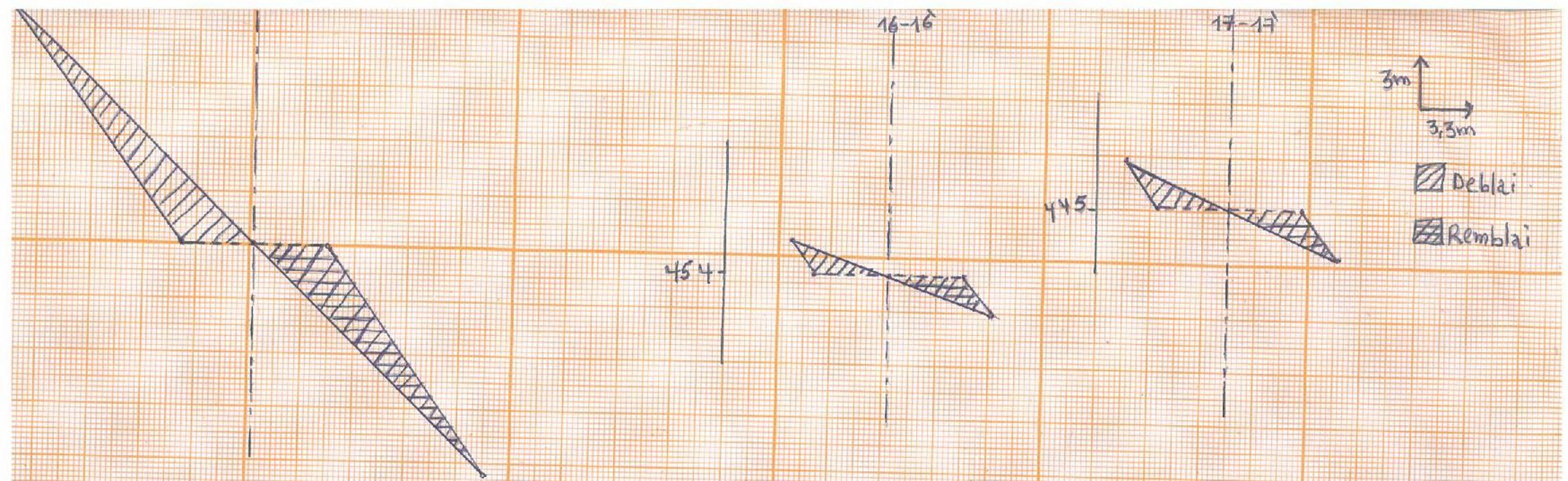
Profil-i-

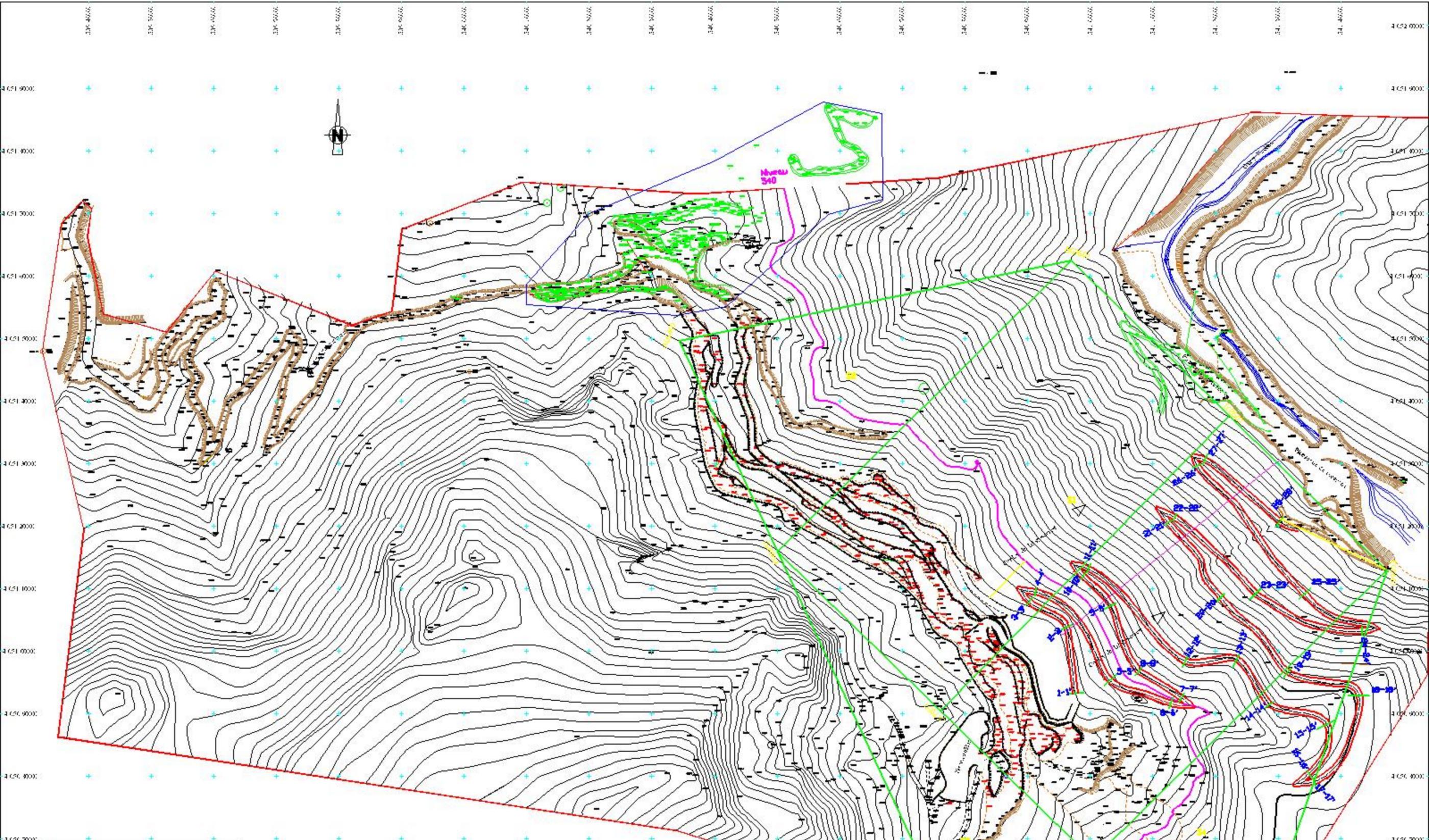


Deblai
Remblai



Profil-2-





Projet :
 Projet d'exploitation de gisement de calcaire
 de la région de Bouadougou

SARL GENERALE DES MINES <small>GM - Mémoire 2002 (Doc n°5) (Omnis) (Stage) (M. de) MEMOIRE</small>	
ALGRAN <small>1, 307, 100, 000, 1, 34, 12</small> <small>P. de Mécanisme, Mécanisme, Mécanisme</small>	
CLIENT	Exploitation du niveau 650 m
ÉCHELLE	1 / 1000 V I S A
DATE	Septembre 2011
VERIFIE PAR	N. HABELLAOUI

