



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation Minière

Présenté par

SERIDJ Khaled

TRIKI Ali

Thème

L'ouverture et l'exploitation d'une carrière à ciel ouvert de Sour EL Ghozlane

Soutenu le 20 / 06 /2017 devant le jury composé de:

Président:Mr.DJEMAA

M.A.A

U.A.M.B

Promoteur:Mr. GUELMAMI.A

M.A.A

U.A.M.B

Examineur:Mr. SAADOUN.A

M.A.B

U.A.M.B

Année Universitaire: 2016-2017

Remerciements

En préambule à ce mémoire, nous tenons tout d'abord à remercier le Dieu de tout puissant et miséricordieux qui nous a donné la force et la patience d'accomplir ce modeste travail.

En second lieu, nous tenons à remercier notre promoteur Mr GUELMAÏA, pour l'orientation, la confiance, la patience qui a constitué un apport considérable sans lequel ce travail n'aurait pas pu être menée à bon port. Qu'il trouve dans ce travail un hommage vivant à sa haute personnalité.

*Nous tenons également à remercier tous les membres du jury qui ont bien voulu
Consacrer à notre mémoire une partie de leur temps.*

Nous remercions Mr DJEMA pour avoir acceptée de présider le jury.

*Nos remerciements sont tout autant dédiés à l'examineur Mr. SAADOUNA, pour le
temps qu'il a consacré pour l'évaluation de ce mémoire.*

Mes remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de la société de ciment de Sour el Ghozlane en particulier :

✓ Le directeur de l'unité

✓ Les ingénieurs responsables de l'exploitation du gisement de Mr. MEHAMMEDI A

*Ces remerciements vont aussi au corps professoral et administratif de la faculté (Mines et
Géologie), pour la richesse et la qualité de leur enseignement et qui déploient de grands
efforts pour assurer à leurs étudiants une formation*

Actualisée :

*Mr ; M .MAZA, Mr ; R. BOUKAREM, Z. AIT HABIB et à tous ceux dont nous n'avons
pas cité leurs noms.*

*Enfin, nous tenons également à remercier toutes les personnes qui ont participé de près ou de
loin à la réalisation de ce travail.*

Dédicaces

*Je tenue à remercier en premier lieu **Dieu** le tout puissant de m'avoir donné le souffle et l'aptitude pour mener à terminer ce travail.*

Je dédie ce travail tout d'abord à mon cher père et à ma mère qui m'ont aidé et soutenu tout long de ma vie en m'accordant toute l'attention et l'affection qui m'ont guidés et permettent d'arriver à réaliser tout mes projets.

Sans oublier mes tantes, mes oncles, a ceux qu'ont contribués de près ou de loin à L'élaboration de ce travail je citerai.

A mon collègue Khaled et toutes ses familles.

Et à tous mes ami(e)s et à tous ceux qui j'aime.

Et sans oublie mon ami prisonnier Nasser.

T. Ali

Dédicaces

Je tenue à remercier en premier lieu Dieu le tout puissant de m'avoir donné le souffle et l'aptitude pour mener à terminer ce travail.

Je dédie ce travail tout d'abord à mon cher père et à ma mère qui m'ont aidé et soutenu tout long de ma vie en m'accordant toute l'attention et l'affection qui m'ont guidés et permettent d'arriver à réaliser tout mes projets.

A mes frères : FATEH et Mustapha et NASSER, et ABDEERZAK,

A mes sœurs Oirdia et Fatima et Farida et Lamia.

Et ma professeur de physique on lycée Moulay nadjia qui m'en courage dans mon carrière de lycée et l'université.

Sans oublier mes tantes, mes oncles, a ceux qu'ont contribués de près ou de loin à L'élaboration de ce travail je citerai.

A mon collègue ALI et toutes ses familles.

Et particulièrement à tous mes ami(e)s et à tous ceux qui j'aime.

S.KHALED

Sommaire

Liste des figures

Liste des tableau

Introduction général

Chapitre I : Partie géologique.

Introduction	1
I.1. Situation administrative	1
I.2. Situation géographique régional	1
I.3. La localisation du gisement	2
I.4. Le relief de la région	4
I.5. Géologie du gisement	4
I.5.1. Stratigraphie de la région de djebel beccouche	4
I.5.1.1. Marnes argileuses - MA-1	4
I.5.1.2. Calcaire principal - CM -2	5
I.5.1.3. Marnes MA3	5
I.6. Conditions climatique et réseau hydrographique	05
I.7. Sources d'énergie	06
I.7.1. Tectonique.....	06
I.7.2. Hydrogéologie	06
I.8. Infrastructure	07
I.9. Caractéristiques qualitatives	07
I.9.1. Composition chimiques des gisements	07
I.9.1.1. Marnes argileuses supérieures MA-1	07
I.9.1.2. Calcaires principaux CM-2	07
I.9.1.3. Marnes MA-3	08

I.9.2. Caractéristiques physico-mécaniques des matières premières sur dosées	08
I.9.2.1. Humidité et poids volumétriques	08
I.10. Caractéristiques physico-mécaniques des argiles.....	09
I.11. Estimation des réserves:	10
I.12. Les conditions technico-minières de la carrière de Sour el ghozlane	11
I.12.1. Régime de travail de la carrière pendant une année	11
I.12.2. Capacité annuelle de production	12
I.12.3. Production mensuelle	12
I.13.4. La production journalière	12

Chapitre II : Mode ouverture et système d'exploitation du gisement

Introduction.....	13
II.1.Travaux d'ouverture	13
II.1.1. Mode d'ouverture et l'accès au gisement de Sour el ghozlane	13
II.2. Rendement postier du bulldozer	15
II.3. Traçage de la piste et ses caractéristiques	16
II.4. Paramètres technologiques des demi-tranchées	16
II.4.1. Itinéraire de la piste	17
II.4.2. Pente de la piste	17
II.4.3. Largeur de la piste	17
II.5. L'exploitation du gisement de Sour el ghozlane	19
II.5.1.Méthode d'exploitation du gisement de Sour el ghozlane	19
II.5.2.Paramétrer de la méthode d'exploitation du gisement	20
II.5.2.1. Le gradin	20
II.5.2.2. Le front des travaux du gradin et de la carrière	21
II.5.2.3. Déplacement du front de taille	21
II.5.2.4. Longueur du bloc	21

II.5.2.6. Vitesse d'avancement du front de taille	22
II.5.2.6. Vitesse d'approfondissement de la carrière.	22
II.6. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert.....	23
II.6.1. Hauteur de gradin	23
II.6.2. L'angle de talus de gradin	23
II.6.3. Largeur d'enlevure	23
II.6.4. Largeur de la plate-forme.....	24
Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux	
III.1.1. Introduction	27
III.2. Influence de l'angle d'inclinaison du flanc de coteau	32
III.2.1. Sur le mode de réalisation des voies de transport	32
III.2.2. Sur la forme du tracé de la demi-tranchée d'accès	34
III.2.3. Sur les paramètres géométriques de la demi-tranchée	34
III.3. Particularités du transport des charges dans les carrières /mines à ciel ouvert lors du relief montagneux	35
III.3.1. Transport par gravité : couloirs à chute.	35
III.3.2. Transport par dispositifs aériens	38
III.4. Construction d'une carrière à relief montagneux	40
III.4.1. Construction de la demi-tranchée d'accès	40
III.4.1.1. Modalités d'implantation d'une demi-tranchée d'accès	40
III.4.2. Construction des tranchées de découpage :	40
III.5. Modes de creusement des demi-tranchées	41
III.6. Définition des paramètres des demi-tranchées	42
III.6.1. largeur de la demi-tranchée d'accès	42
II.6.2. Valeur des demi-tranchées	44
Conclusion.....	46

Chapitre IV : Travaux d'ouverture et exploitation et exploitation de la zone

2 (Beccouche 2) Erreur ! Signet non défini.

Introduction.....	47
IV.1. Création de la demi-tranchée d'accès.....	47
IV-2 Choix du tracé de la demi-tranchée d'accès.....	48
IV.3. Déterminer l'inclinaison moyenne de la demi-tranchée.....	50
IV.4. Définition des paramètres de la demi-tranchée.....	52
IV.4.1. La largeur de la demi-tranchée.....	52
IV.4.2. La longueur de la demi-tranchée d'accès.....	53
IV.4.3. Volume des demi-tranchées.....	54
IV.4.3.1. Les coupes et les sections de la demi-tranchée d'accès.....	54
IV.5. Détermination des profondeurs de trou.....	57
IV.6. création de la demi-tranchée de découpage.....	59
IV.6.1. Les étapes de création de la demi-tranchée de découpage.....	59
IV.6.1.1 traçage de la demi-tranchée de découpage (création de premier niveau 1000m).....	59
IV.6.1.2 Etape d'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate-forme de travail.....	60
IV.6.1.3. Traçage et création de la demi-tranchée de découpage du 2 ^{eme} niveau.....	61
IV.6.1.4. Etape d'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate-forme de travail.....	61
Conclusion.....	62

Chapitre V : Travaux de forage et l'abattage à l'explosif

Introduction.....	63
V.1.Travaux de forage.....	63

V.1.1. Choix du matériel de forage.....	64
V.1.2. Paramètres caractérisant l'engin de forage.....	64
V.1.3. Types de perforatrice	65
V.1.3.1. Perforatrices à percussion.....	65
V.1.3.2. Perforatrices rotatives.....	65
V.1.3.3. Perforatrice à rotation et percussion.....	65
V.1.3.4. Perforations à fond de trou.....	66
V.1.4. Choix du diamètre de foration.....	66
V.1.5. Vitesse de perforation	66
V.1.6. Réalisation de la foration.....	67
V.1.7. Techniques de foration.....	67
V.1.8. Caractéristiques de foration de la carrière de Sour el ghozlane	67
V.1.8.1. Rendement de la foreuse.....	68
V.1.8.2. Nombre des sondeuses.....	69
V.2. Les opérations principales de l'exploitation du gisement.....	70
V.2.1. Abattage.....	70
V.2.1.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur.....	70
V.2.1.2. Mode d'abattage à l'explosif.....	71
V.2.2. La conception du plan de tir.....	71
V.2.3. Choix de l'explosif.....	74
V.2.3.1. Types d'explosifs.....	75
a) Les dynamite.....	75
b) Les explosifs nitrates.....	76
c) Les nitrates fuels.....	76
d) Les explosifs bouillis.....	76
e) Les émulsions.....	76
V.3. Caractéristique de l'explosif.....	76

V.3.1. capacité de travail.....	77
V.3.2. Densité.....	77
V.3.3. Puissance.....	77
V.3.4 .Vitesse de détonation	78
V.3.5. Résistances à l'humidité et l'eau.....	78
V.3.6. Résistances à la chaleur et au froid.....	78
V.4. Caractéristiques des explosifs utilisés dans le domaine minier.....	79
V.4.1. La théorie du travail à l'explosif.....	79
V.4.1.1. Les explosifs déflagrants.....	79
V.4.1.2. Les explosifs détonants.....	79
V.5. Explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive »	80
V.5.1. GELANIT.....	80
V.5.2. MARMANIT.....	80
V.5.3. TEMEX.....	81
V.6. Accessoires de tir.....	81
V.6.1. La mèche lente.....	81
V.6.2. Le cordeau détonant.....	81
V.6.3. Les Détonateurs pyrotechnique.....	82
V.6.3.1. Détonateurs instantanés.....	82
V.6.3.2. Détonateurs sismiques.....	82
V.6.3.3. Détonateurs à retard.....	82
V.6.4. Le fil de tir.....	82
V.7. Amorçage.....	82
V.7.1. Différents systèmes d'amorçage.....	83
V.7.2. Types d'amorçages.....	83
V.7.2.1. Amorçage latéral.....	83
V.7.2.2. Amorçage ponctuel.....	84

V.8. Les principaux paramètres du plan de tir.....	85
V.8.1. calcul des paramètres par la méthode de LANGEFORS.....	85
V.8.1.1. Banquette maximale.....	85
V.8.1.2. Banquette pratique.....	87
V.8.1.3. Espacement entre trous de mine.....	87
V.8.1.4. Profondeur de Sur – forage.....	88
V.8.1.5. Profondeur du trou.....	88
V.8.1.6. Distance entre deux rangées.....	88
V.8.1.7. Construction de la charge.....	88
V.8.1.8. Volume de roche abattu par un trou.....	90
V.8.2. Schéma d’un plan de tir (méthode Langefors).....	91
V.9. Travaux de chargement et de transport.....	91
V.9.1. Travaux de chargement.....	91
V.9.1.1. Choix de type de chargement.....	91
V.9.1.2. Caractéristiques techniques de la chargeuse.....	92
V.9.1.3. Dimensionnement des engins de chargement.....	92
V.9.1.3.1. Rendement de la chargeuse.....	92
V.9.1.3.2. Nombre de chargeuse.....	93
V.9.2. Travaux de transport.....	93
V.9.2.1. Choix du moyen de transport.....	94
V.9.2.2. Dimensionnement des engins de transport.....	95
V.9.2.2.1. Rendement de camion.....	95
V.9.2.2.2. Nombre de camion.....	95
Conclusion.....	96

Conclusion générale

Référence bibliographie

ANNEXE

La liste des figures

Fig.I. 1: Le gisement d'argile.....	2
Fig.I. 2: Le gisement de calcaire.	3
Fig. I. 3 : Situation géographique de gisement de Sour el ghozlane.....	4
Fig.II. 1: Image de bulldozer.	14
Fig.II. 2: la tranchée d'accès d'une forme serpentine.	17
Fig.II. 3: Schéma de la largeur de la piste. [4]	18
Fig.II. 4: Les paramètres du système d'exploitation.	20
Fig.II. 5: Schéma de la plate-forme de travail [6].	24
Fig.III. 1: Premier groupe de gisements à relief montagneux à N.I.C au N.B.....	31
Fig.III. 2: Deuxième groupe de gisements à relief montagneux au N.I.C inférieur au N.B. ..	33
Fig.III. 3: Disposition des voies de transport sur le flanc de coteaux.	34
Fig.III. 4: Demi-tranchée sur un flanc de coteaux à forte pente (avec utilisation de mur de soutènement).	34
Fig.III. 5: Section de la demi-tranchée.	35
Fig.III. 6: profil de couloir à chute.	37
Fig.III. 7: schéma d'ensemble de la mécanisation avec le transport aérien.	40
Fig.III. 8: wagonnet de transporteur aérien.	40
Fig.III. 9: schéma de creusement des demi-tranchées.....	42
Fig.III. 10: schéma de détermination de la largeur de la demi-tranchée d'accès.	43
Fig.III. 11: courbe d'insertion dans une demi-tranchée d'accès.	45
Fig.III. 12: Section d'une demi-tranchée horizontale.....	46
Fig.IV. 1: carte topographique présente la zone 02.....	49
Fig.IV. 2: schéma présente la variance des altitudes de la demi-tranchée.....	50
Fig.IV. 3: profile présent la forme latéral de la zone qui contient la demi-tranchée.	50
Fig.IV. 4: La forme de la demi-tranchée d'accès.	Erreur ! Signet non défini.
Fig.IV. 5: Profil de la 1ère partie.	52
Fig.IV. 6: Profil de la 2nd partie de la demi-tranchée d'accès.	52
Fig.IV. 7: profil de la 3ème partie.	53
Fig.IV. 8: schéma de détermination de la largeur de la demi-tranchée d'accès.	54
Fig.IV. 9: La coupe 1-1'.	55

Fig.IV. 10: La coupe 2-2' .	56
Fig.IV. 11: La coupe 3-3' .	56
Fig.IV. 12: La coupe 4-4' .	57
Fig.IV. 13: Schéma de détermination des profondeurs de trou.	58
Fig.IV. 14: L'ouverture de la demi-tranchée de découpage au 1er niveau.....	60
Fig.IV. 15: L'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate- forme de travail.	61
Fig.IV. 16: création de la demi-tranchée de découpage du 2eme niveau.....	62
Fig.IV. 17: 'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate- forme de travail.	62
Fig.V. 1: Sondeuse d'ATLAS COPCO utilisée dans la carrière	68
Fig.V. 2: plan de tir ciel ouvert.	73
Fig.V. 3: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.	74
Fig.V. 4: Schéma du dispositif géométrique d'un tir. (Ciel ouvert).....	75
Fig.V. 5: la vitesse de décomposition d'explosifs	80
Fig.V. 6: L'amorçage latéral	84
Fig.V. 7: L'amorçage ponctuel	84
Fig.V. 8: Schéma d'un plan de tir (méthode Lang fors).	92
Fig.V. 9: chargeur.	93
Fig.V. 10: Camion Caterpillar.....	95

La liste des tableaux

Tableau.I. 1: Résultat des analyses chimiques des MA-1.1: Résultat des analyses chimiques des MA-1.....	7
Tableau.I. 2: Résultat des analyses chimiques des CM-2.....	7
Tableau.I. 3: Résultat des analyses chimiques des MA-3.....	8
Tableau.I. 4: Caractéristiques physico- mécaniques des roches.	8
Tableau.I. 5: Caractéristiques physico-mécaniques des argiles.....	9
Tableau.I. 6: Quantité des réserves.....	11
Tableau.II. 1: Caractéristiques techniques de bulldozer.....	15
Tableau. III. 1: Classification des gisements à relief montagneux. (D'après V. Rjevsky). ...	28
Tableau.IV. 1: L'angle des talus utilisé d'après la dureté.....	49
Tableau.V. 1: Caractéristiques de la sondeuse d'ATLAS COPCO.....	68
Tableau.V. 2: Caractéristiques des explosifs(ONEX).	78
Tableau. V. 3: Résistance au tirage de quelques roches.	86
Tableau.V. 4 : Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous.....	87
Tableau.V. 5: Paramètres des travaux de forage et de tir (proposé).	92
Tableau.V.6: les caractéristiques du chargeur.....	94
Tableau.V. 7 : Caractéristique du camion.....	96

Liste d'abréviations

SPA : Société Par Action.

RN : Route Nationale.

CETIM : Centre Etude Technologie Industriel des Matériaux

DMR : Détonateur Microretards.

DEI : Détonateur Electrique Instantané.

NGL : Nitroglycéroglycol.

ONEX : Office Nationale des substances Explosives.

PVC : Polychlorure de Vinyle.

TNT : Trinitrotoluène.

Km : Kilomètre.

m : Mètre.

m³ : Mètre cube.

t : Tonne.

s : seconde

min: Minute.

h: Heure.

W : watt.

CICA : groupe industriel des ciments d'Algérie.

SEG: Sour EL Ghozlane.

Kg: kilo gramme.

Kw: kilo watt.

m²: metre carré.

N: newton.

Introduction

Générale

*Introduction
Générale*

Introduction Générale

Introduction générale

L'Algérie semble, marquer une nouvelle étape de son existence, les actions programmées et mises en œuvre, autour d'une industrie lourde, n'ont pas permis de réaliser le passage d'une économie gravement déséquilibrée à une économie en voie de développement. Cette stratégie a engendré une structure incohérente de l'économie en général, et industrielle en particulier.

Notre présent mémoire s'intéresse à l'étude du gisement de calcaire de la carrière de Sour el Ghozlane (Beccouche) qui participe au développement de l'économie nationale, de par sa production et nous proposons une variante qui inclue tous les travaux d'ouverture ainsi que l'exploitation du gisement de beccouche 02.

Notre objectif, par cette étude, est de trouver la meilleure méthode d'ouverture afin de faciliter le transport, la rapidité des travaux et d'assurer la production (rentabilité) de l'entreprise.

Dans ce contexte, nous avons structuré notre mémoire de la manière suivante :

Le premier chapitre est le résultat d'une étude bibliographique où nous présentons les conditions naturelles du gisement, et les caractéristiques de celui de Sour el Ghozlane.

Le deuxième chapitre traite de la méthode d'ouverture et du système d'exploitation de la zone appelé beccouche 01.

Le troisième chapitre du mémoire, que nous avons pris en charge, dans notre étude, est consacré à l'étude théorique pour l'ouverture d'un gisement à relief montagneux, qui nous donne une explication générale, car celui-ci est situé dans un relief montagneux.

Dans le quatrième chapitre nous préparons un plan d'ouverture qui présente la structure de la carrière, qui trace suivant les données de la carte topographique et les coupes géologiques, afin de tracer les demi-tranchées d'accès et de découpage.

Le cinquième chapitre traite des travaux de forage et l'abattage à l'explosif de la zone Beccouche 02.

Chapitre I

Partie

géologique

Introduction

Ce chapitre présente l'étude géologique du gisement de Beccouche 1 de Sour el Ghozlane, Wilaya de Bouira, exploité par la SPA. Filiale du groupe GICA (groupe industriel des ciments d'Algérie). L'estimation des réserves exploitables de ce gisement, basant sur les considérations régionales du gisement, notamment ; les structures géologiques, la stratigraphie et les caractéristiques des massifs rocheux.

Les travaux géologiques ont été effectués en trois phases :

- prospection géologique (septembre à octobre 1974).
- recherches préliminaires (de novembre 1974 à février 1975).
- Recherches détaillées (d'octobre 1975 à février 1976). [1]

I.1. Situation administrative

Le gisement de Beccouche est situé à Sour el Ghozlane dans la wilaya de Bouira, au nord de l'Algérie, Sour el Ghozlane et Lakhedaria en sont les agglomérations les plus importantes et éloignées de 130 km et à 70 km à Alger respectivement. [1]

I.2. Situation géographique régionale

Située à 120 km au sud d'Alger, et 25 km de Bouira, chef-lieu de la wilaya. La société occupe une position géographique stratégique, En effet, implantée aux limites du tell et des hauts plateaux, cette position lui permet de jouer un rôle économique important dans la région du centre du pays. Elle assure ainsi la satisfaction des besoins en ciment de plusieurs wilayas, Au nord : Médéa, Tizi-Ouzou, Bejaia. Au centre : Djelfa, Laghouat. Au sud : Ghardaïa, Illizi, Ouargla.

L'autre atout majeur de la société, c'est son encadrement et, son personnel dynamique, compétent et expérimentés qui veillent continuellement à la qualité du produit et à l'écoute des besoins des clients. [1]

I.3. La localisation du gisement

a- Gisement d'argile



Fig.I. 1: photo de gisement d'argile.[3]

Le gisement d'argile est situé à :

- 7 km au Nord-Est de la ville de SEG.
- à proximité immédiate de l'usine (environ 700 m).
- à côté de la route départementale n°127 Bouira – SEG.
- à 1 km au Nord du gisement de calcaire.

Il forme une plaine au Nord du gisement de calcaire où affleurent des couches d'argile schisteuse. La différence d'altitude ne dépasse pas 30 m.

Les coordonnées Lambert du centre du gisement sont :

- X = 595 600
- Y = 320 800

De l'Est à l'Ouest le gisement est délimité par des ravins.

b- Gisement de calcaire

Fig.I. 2:photo de gisement de calcaire.[3]

Le gisement de calcaire est situé à :

- 4 km au Nord-Est de la ville de SEG.
- 28 km de BOUIRA.
- 124 km à l'Est d'ALGER

Les coordonnées Lambert du centre du gisement sont :

$$X = 594\ 500$$

$$Y = 319\ 600$$

L'altitude du gisement varie entre + 940 et + 1014 m mais la différence moyenne entre la crête et la cuvette est de 74m.

Actuellement le niveau d'exploitation le plus élevé est de + 985 m et le niveau le plus bas est de + 925 m. [1]



Fig.I. 3 : Situation géographique de gisement de Sour el ghozlane. [3]

I.4. Le relief de la région

La région qui est objet de notre étude est divisée morphologiquement en deux parties :

- Au sud, s'étend le massif des Bibans, formé par une alternance régulière de crêtes calcaire ou gréseuses et de comme marneuses, orientés E-W (altitude de +850 à 1800 M)
- Au nord de relief est très doux constituée par les argiles feuilletées de la plaine des arobes. (altitude +600m).

Les points les plus hauts du gisement de calcaire dépassent 1000m (max 1044m), tandis que le site d'usine est située sur la plaine, dont les cotes oscille aux environs de +900m.

[1]

I.5. Géologie du gisement

I.5.1. Stratigraphie de la région de djebel beccouche

L'étude comparée des sondages, des tranchées et de la prospection sur le terrain conduit à reconstituer une succession qui est la suivante :

I.5.1.1. Marnes argileuses - MA-1

(Puissance environ 50 m-Cénomanién)

Avec intercalation des Marnes plus gréseuses, de couleur grise à grise foncé par endroit décoloré.

En ce qui concerne la composition minéralogique, la marne est constituée de petites cristaux de calcite, de minéraux argileux associés avec la matière organique, des grains de quartz (1-4%), de pyrite (2-5%) et Oxydes de fer. La dimension Des cristaux de la calcite sont environ 80 microns et celle du quartz de 24 à 82 microns

I.5.1.2. Calcaire principal - CM -2

La puissance de gisement est de (38 à 42 m ALBIEN supérieur-Vraconien) gris foncés, dur, massif, micro granulaire, en bancs de 30 à 90 cm. Il est découpé par de nombreuses de calcite dont l'épaisseur moyenne est de 0,1 à 5 cm, rarement plus que 50 cm.

A la suite de l'érosion des calcaires se désintègrent en petits et gros blocs. La couleur du calcaire varie du gris foncés au gris clair, parfois allant vers le beige et brun.

Leur composition minéralogique est la suivante :

- Calcite 83-90%.
- Argile + matière organique 8-12%.
- Quartz 0,5-1%.
- Pyrite 1-3%

I.5.1.3. Marnes – MA-3

(Puissance 22-26m-ALBIEN supérieur)

- Elles sont grise foncées assez dures, micro granulaire, avec de nombreuses intercalations de calcaires marneux dans la partie supérieure (environ 7,5m) et des marnes faiblement gréseuses vers le bas.
- D'après les analyses pétrographiques elles sont composées en principe de petits grains de calcite (63-70%) avec les minéraux argileux et la matière organique (25-30%), de petite quantité de pyrite et des grains de quartz (1-2%) dont le diamètre de foration est de 145mm.

I.6. Conditions climatique et réseau hydrographique

La région de Sour el ghozlane subit les influences du climat méditerranéen.

Les pluies tombent en grosses averses durant les mois d'hiver et de printemps. Les mois d'été sont pratiquement secs.

Cette région est morcelée par un réseau de petits oueds. Ruisseaux et leurs ramifications.

Les deux oueds lakehal et zeroua convergent leurs eaux vers une dépression développée au nord de la chaîne de Bibans. [1]

On a envisagée l'utilisation des eaux superficielles à partir d'un barrage qui devrait être construit éventuellement au sud de la ville de Sour el Ghozlane sur l'oued hadjera.

I.7. Sources d'énergie

Actuellement il existe une ligne de haute tension de 60KV passant à 15Km au Nord du gisement, reliant Ain Bessem et Maillot une autre ligne de 220KV.

D'après les renseignements qui nous sont communiqués par la société SONELGAZ, il existe un projet de relier en 1977 Sour-EL-Ghozlane par une ligne de 60KV avec la ligne principale.

Quant à l'alimentation en énergie thermique (combustibles) ce problème sera résolu par un gaz du Hasse R'mel - Bou Saada-Alger. (Projet SONATRACH).il passera à environ 5Km à L'est du site de la future cimenterie. [1]

I.7.1. Tectonique

Le style tectonique régional est déterminé par la chaîne des Bibans. La structure est développée sur la majeure partie de la région exploitée.

Le front Nord de la chaîne des Bibans passe abruptement dans la zone de plaines où sont développés. Les roches argileuses d'ALBO-APTIEN. Sur le plan tectonique le front Nord de la chaîne des Bibans forme un large anticlinorium dont l'axe a la direction Ouest-est

I.7.2. Hydrogéologie

Les conditions hydrogéologiques de la région ont été l'objet de notre étude et les études de D.E.M.R.H. (1967,1975) et d'une reconnaissance de KHD (Allemagne).

Les études effectuées en 1967 ont abouti à la réalisation de deux forages en 1969 :

1. près de l'oued Souagui à 1 Km à l'ouest de la ville de Sour -EL-Ghozlane.
2. près du col de Beccouche, sur le flanc Sud du gisement principal du calcaire, à 4 Km au Nord-est de la ville Sour -EL-Ghozlane.

D'après les informations verbales du subdivisionnaire à l'hydraulique de Sour -EL-Ghozlane sur toute la profondeur du forage de Oued Souagui on a traversé que des marnes.

Les résultats devaient être tout à fait négatifs malgré cela et jusqu'à présent ce sondage donne un débit de 41 L/sec

I.8. Infrastructure

- **Voies de communication**

La localisation des gisements est bien aménagée par un réseau de routes goudronnées. Les routes sont en assez bon état.

D'Est en Ouest passe la route nationale N°5 Constantine Alger et du Nord au Sud le route départementale N°127 (Bouira-Sour-El-Ghozlane)

Parallèlement à la route nationale (RN) N°5 passe le chemin de l'er Alger Constantine éloignée à 27 Km (à vol d'oiseau) de gisement en question.

Il y avait un projet : relier la ville de Bouira et Sour -EL-Ghozlane par un chemin de fer/ par Ain Bessem / mais lorsque l'assise de la voie ferrée était achevée, fut abandonnée.

Les gisements de calcaire et d'argile de Sour-EL-Ghozlane ainsi que le site d'usine sont situés à proximité immédiate de la route N°127. [1]

I.9. Caractéristiques qualitatives

I.9.1. Composition chimiques des gisements

I.9.1.1. Marnes argileuses supérieures MA-1

Tableau.I. 1: Résultat des analyses chimiques des MA-1.1: Résultat des analyses chimiques des MA-1. [1].

Valeur	COMPOSITION CHIMIQUE										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	F ₂ O ₅	PF	Total
Moyenne	20.37	6.75	2.64	34.65	2.06	0.46	0.77	0.17	0.17	30.70	98.5

I.9.1.2. Calcaires principaux CM-2

Tableau.I. 2: Résultat des analyses chimiques des CM-2. [1].

Valeu	COMPOSITION CHIMIQUE										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	F ₂ O ₅	PF	Total
Moyenn e	3.44	1.02	0.73	50.81	1.28	0.47	0.13	0.04	0.091	41.62	99.62

I.9.1.3. Marnes MA-3**Tableau.I. 3:** Résultat des analyses chimiques des MA-3. [1].

Valeur	COMPOSITION CHIMIQUE										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	F ₂ O ₅	PF	Total
Moyenne	15.58	5.13	2.13	38.71	2.57	0.64	0.84	0.17	0.126	33.49	99.38

I.9.2. Caractéristiques physico-mécaniques des matières premières sur dosées

Pour déterminer le poids volumétrique et la broyabilité des matières sur dosées, des tests ont été faits sur des échantillons prélevés au hasard dans les sondages et sur la surface. Parallèlement, il a été prélevé deux échantillons représentatifs (de 550Kg et 3000Kg) qui ont fait l'objet des essais technologiques.

Les résultats détaillés de ces essais sont présentés dans les tableaux suivants :

I.9.2.1. Humidité et poids volumique

Les moyennes des analyses physico-mécaniques pour les différentes matières sont reportées dans le tableau ci-dessous :

Tableau.I. 4: Caractéristiques physico- mécaniques des roches. [1].

Matière première	Résultats moyenne des analyses		
	Humidité naturelle	Poids volumique N/m ³	Absorptions d'eau
MA-01	7.07	2.46	-
CM-02	0	2.60	0.54-1.1
MA-03	3.52	2.3	-

Les données obtenues montrent que le calcaire principal est pratiquement sec. [1]

I.10. Caractéristiques physico-mécaniques des argiles

Les valeurs moyennes d'humidité des échantillons à l'état naturel et leurs poids volumétriques sont :

Tableau.I. 5: Caractéristiques physique des argiles. [1].

Matières Premières	Nombre d'échant.	Résultats moyens des analyses		
		Humidité Naturelle	Poids volumique	Absorption d'eau
Argile schisteuse	16	2,74	2,50	6,0

Les données obtenues montrent que les argiles schisteuses sont peu humides et relativement bien compactes.

IL faudra cependant tenir compte de l'humidité de la roche exploitée par bulldozer pendant les périodes de pluie.

Les essais de broyabilité ont été faits en principe pour les différents mélanges des matières premières. D'après un échantillon, leur broyabilité est de 17,0 kwh/t ce qui correspond bien avec les résultats de broyabilité du calcaire principal. [1]

I.11. Estimation des réserves

Les résultats des recherches détaillées ont servi de base pour le calcul des réserves du calcaire principal en catégories A (sûres), B (probables) et C (possibles).

Les réserves sont divisées en trois (3) catégories : B, C1 et C2, suivant le degré de prospection et d'étude du gisement.

1. Catégorie B (réserves certaines) :

➤ A1 : réserves entièrement prospectées

Étudiées et préparées pour l'exploitation ces réserves peuvent servir pour le calcul des travaux d'exploitation.

➤ A2: réserves entièrement prospectées et étudiées

Elles peuvent servir à la planification et à l'organisation de la partie minière des entreprises.

2. Catégorie C1(réserves probables)

➤ Réserves étudiées géologiquement,

Relativement prospectées et partiellement délimitée par des ouvrages miniers et sondages, échantillonnés pour étudier la composition et les propriétés du minerai et pour obtenir des renseignements qualitatifs sur la technologie des méthodes d'utilisation. On peut utiliser ces données comme bases des projets de grands travaux des mines et des entreprises utilisant les produits minières bruts et pour l'établissement des programmes.

3. Catégorie C2(réserves possibles) :

➤ E1 : réserve établies par l'étude géologique

D'après les affleurements naturels ou quelque fois artificiels ou d'après les données géophysique, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage approximatif ; on peut utiliser ces donnée pour la réalisation des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle.

➤ E2 : réserves relatives aux régions entières (Sour EL Ghozlane)

Calculées d'après leur étude géologique ; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes sont déterminée d'après la prévision géologiques ; ces données peuvent être utilisées pour la planification de perspective de l'économie nationale et pour la planification de perspective des travaux de recherche géologiques.

Au cours de l'estimation des réserves on a pris en considération les paramètres suivants :

- 1- Niveau de base d'exploitation : +925m
- 2- Largeur minimale du fond de la carrière : 150m
- 3- Rapport de découverte : 1
- 4- Puissance maximale de la couverture 20 m
- 5- Pente du talus d'exploitation : 85°
- 6- Teneur minimum en CaO : 34.65%

L'estimation des réserves a été effectuée à l'aide d'une méthode dite des coupes géologique que nous estimons la plus rationnelle pour ce type de gisement. [2]

La carte géologique du gisement de calcaire de Sour -El Ghozlane, à l'échelle 1/2000, et la carte géologique de ont servi de base pour cette estimation.

Les résultats de calcul des réserves d'après les blocs, les catégories et les types de matières premières sont présentés dans les tableaux suivants :

Les réserves totales des matières première sur dosées du gisement Sour -El Ghozlane sont comme suit : (tableau ci- dessous).

Tableau.I. 6: Quantité des réserves. [1].

Type de la matière première	Quantité des réserves en millions de Tonnes			Total en million de T
	Cat.B. (Sûre)	Cat C1 (probable)	Cat C ₂ (possible)	
Marne supérieur MA-1	2,8	3,9	1,0	7,7
Calcaire principal CM-2	22,6	42,7	6,5	71.8
Marne inférieur MA-3	3,8	6,5	0,8	11,1

I.12. Réserves géologique restant. [1].

Type de faciès	Réserve en catégorie B	Réserve en catégorie C1
Marne argileux	6 582 956.66	/
Calcaire marneux	7 907 736.21	18728 037.12
Argilemarneux	5 524809.72	19901247.43
Totale gisement par catégorie de réserve	20 015 502.59	38 629 288.95
Total- gisement en B+C1	58 644 791.54	

I.13. Les conditions technico-minières de la carrière de Sour el ghozlane

I.13.1. Régime de travail de la carrière pendant une année

$$N_j = N_{jc} - (N_{jf} + N_{jr} + N_{jc})$$

- N_j : nombre de jours ouvrables par an ;
- N_{jc} : nombre de jours du calendrier (365) ;
- N_{jf} : nombre de jours fériés (20) ;
- N_{jr} , nombre de jours repos (Week- end) (50) ;
- N_{jc} : nombre de jours des congés (45)

$$N_j = 365 - (20 + 50 + 45) = 250j.$$

- N_p : nombre de poste par jour= 2 postes/jour.

- T_p : temps de poste= 7h.

I.13.2. Capacité annuelle de production

La production annuelle de l'entreprise est de 1000000 t/an.

I.13.3. Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{Pa}{N\left(\frac{m}{a}\right)}$$

- $N\left(\frac{m}{a}\right)$: nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 12 mois.

Donc

$$P_m = \frac{1000000}{12} = 83333,33 \text{ t / mois.}$$

I.13.4. La production journalière

La production journalière (P_j) est déterminée par la formule suivante :

$$P_j = \frac{Pa}{N\left(\frac{j}{a}\right)}$$

$N\left(\frac{j}{a}\right)$: Nombre des jours ouvrable par an ;

Donc

$$P_j = 1000000 / 250$$

$$P_j = 4000 \text{ t/j.}$$

Chapitre II : Mode

d'ouverture
et système
d'exploitation

Introduction

Dans ce chapitre on a un aperçu sur les travaux d'ouverture de la carrière de Sour el Ghozlane, Wilaya de BOUIRA, ainsi que les critères de choix du système d'exploitation ainsi que la détermination de leur paramètre.

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées.

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentes, horizontales, pentes et horizontale ensuite.

On distingue : [2]

- Les tranchées principales qui donnent l'accès au gisement.
- Les tranchées de découpage qui préparent le champ de carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation. [10]

II.1.Travaux d'ouverture

Les modes d'ouvertures de la carrière sont classés généralement suivant le type d'ouvrages donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ de carrière, leur nombre et destination. Lorsque l'ouverture se fait par tranchées, elle peut être disposées en dehors du contour de la carrière ou à l'intérieur de celle-ci. Dans le premier cas, elles sont dites tranchées extérieures, dans le second, tranchées intérieures.

Le choix du mode d'ouverture dépend les paramètres de la carrière nécessitant d'être retenue et qui doivent faire l'objet d'une étude détaillée sont [2]:

- dimension de la carrière en plan ;
- profondeur finale ;
- réserve en minéraux utiles et volume des roches stériles ;
- production annuelle ;
- durée de l'exploitation de la carrière (durée de vie) ;
- les conditions géologiques et hydrogéologiques du gisement ;
- les capacités des engins miniers (bulldozer, chargement, transport, foration et abattage) et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur et largeur).

L'ouverture choisie doit assurer :

- L'exploitation du gisement la plus rentable.

- Le bon fonctionnement des engins.
- La productivité planifiée.
- La sécurité du travail.

II.1.1. Mode d'ouverture et l'accès au gisement de Sour el Ghozlane

Vue la topographique et les caractéristique géologique du gisement (pendage, puissance et profondeur finale du gisement), l'ouverture du gisement de Sour el Ghozlane, a été faite par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées (trace, piste principale) prennent la forme serpentine. Cette ouverture est faite par un accès composé d'une piste principale (20 m de largeur). Le creusement de ces demi tranchées sont réaliser par un chariot de foration ROC D50 et le bulldozer pour le culbutage.

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (portion de terrain aménagée à l'intérieur de la concession). [3]



Fig.II. 1: photo de bulldozer au niveau de la carrière de Sour el Ghozlane.

Tableau.II. 1: Caractéristiques techniques de bulldozer. [3]

N°	Paramètres	Valeurs	Unités
01	Marque	CATERPILLAR	-
02	Type de traction	D 8 K	-
03	Vitesse avant	9	km /h
04	Vitesse arrière	9	km/h
05	Poids	31980	kg
06	Puissance du moteur	250	w
07	Volume de la roche transporté	3	m ³

08		Longueur de lame	4240	mm
09		Hauteur de lame	1520	mm

II.2. Rendement postier du bulldozer

Le rendement du bulldozer est déterminé par la formule suivante :

$$Rb = \frac{3600 * Vb * Ku * Kf * Tp}{Tc * Kr} \dots\dots\dots m^3 / poste$$

Ou:

Tp:Durée de poste(7heures)

Ku : Coefficient d'utilisations du bulldozer (0.7 à 0.8)

Kr : coefficient de remplissage de la lame, Kr=0.9

Vb : Vitesse du bulldozer. **Vb**=9Km/h

Tc : durée d'un cycle

$$Tc = Tat + Tdép + Tr ;$$

Tat : temps d'attente :

$$Tat = 3.6 * \frac{Lat}{Vd}$$

Lat : Distance d'attaque : 13m

Vd : Vitesse de déplacement durant l'attaque. **Vd**=2.5 km/h

$$Tat = \frac{3.6 * 13}{2.5} = 18.72 \text{ s.}$$

Kf : coefficients de foisonnement de la roche. **Kf**=1.5

Tdép= temps de déplacement de la lame :

$$Tdép = \frac{(3.6 * Lt)}{Vd} : s$$

Lt : distance de transport. **Lt**=20m

$$Tdép = \frac{3.6 * 20}{2.5} = 28.8 \text{ sec.}$$

Tr : temps de retour en positions initiale.

$$\mathbf{Tr} = 3.6 * \frac{Lat}{Vre} \dots\dots\dots \text{sec}$$

Vre : Vitesse de retour en km/h. **Vb**=9km/h

$$\mathbf{Tr} = \frac{3.6 * (13 + 20)}{9} = 13.2 \text{sec}$$

$$\mathbf{Tc} = 18 + 28 + 13 = 1 \text{min}$$

$$\mathbf{Rb} = \frac{3600 * 9 * 0.9 * 7 * 0.7}{60 * 1.5} = 1587.6 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$\mathbf{Rb} = 1587.6 \text{ m}^3/\text{poste. [1]}$$

II.3. Traçage de la piste et ses caractéristiques

La demi-tranchée principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins de transport, de la production et la durée de vie de la carrière [2]. Cette piste à double voie.

II.4. Paramètres technologiques des demi-tranchées

Les demi-tranchées sont caractérisées par les paramètres suivants

- a- l'angle de talus de la demi-tranchée.
- b- La longueur de la demi-tranchée.
- c- La largeur de la demi-tranchée.
- d- La pente longitudinale.
- e- Le volume de la demi-tranchée.
- f- Le volume de la tranchée de découpage.

II.4.1. Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage. Dans une région présentant un relief montagneux. La piste principale présente un droit (forme serpentine), ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés [1].



Fig.II. 2: la tranchée d'accès d'une forme serpentine au niveau de la carrière de Sour el Ghozlane.

II.4.2. Pente de la piste

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10% Pour le cas de notre piste.

Cette pente est pratiquement surmontable par les camions envisagés pour le transport. Surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas) [1].

II.4.3. Largeur de la piste

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état des pistes. D'après les conditions de l'exploitation. Les pistes des carrières se divisent en principal et d'accès [1].

La largeur de la chaussée des routes dépend de la capacité de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle est déterminée d'après les formules suivantes [4] :

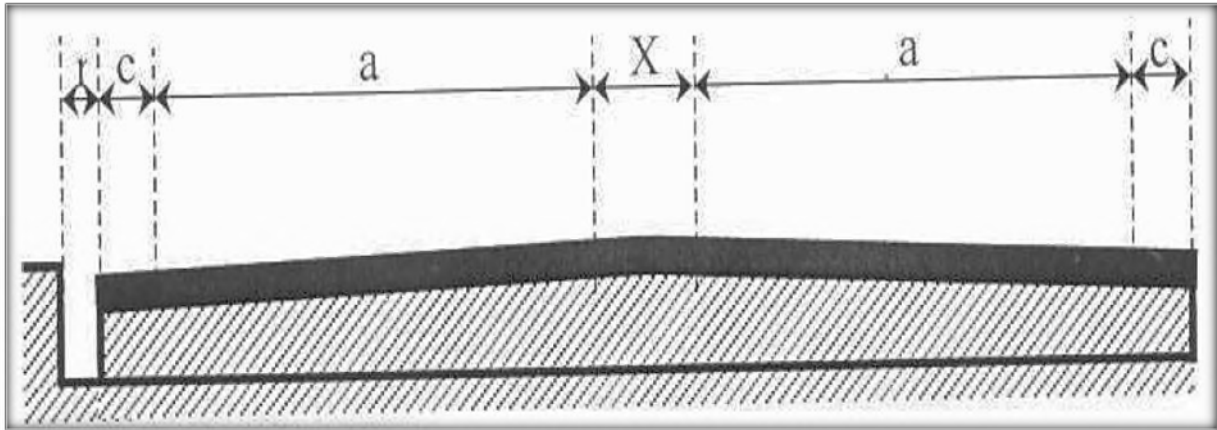


Fig.II. 3: Schéma de la largeur de la piste. [4]

- Pour circulation à une seule voie (pistes secondaires) :

$$T = a + (2 * c) ; \quad [m]$$

Où :

- **T**: Largeur de la piste ;
- **a**: Largeur de la benne du camion, ($a = 4.45 \text{ m}$) ;
- **c**: Largeur de la bande de sécurité, ($c = 1 \text{ m}$).

Donc :

$$T = 4.45 + (2 * 1)$$

$$T = 6.45 \text{ m.}$$

Alors, la largeur de la piste pour la circulation à une seule voie doit être $\geq 6.45 \text{ m}$:

- Pour circulation à double voie (piste principale) [4] :

$$T = 2 * (a + c) + X ; [m]$$

Où :

- **X**: Distance entre les bennes des camions.

$$X = 2 * c ; [m]$$

$$X = 2 \text{ m.}$$

Donc :

$$T = 2 * (4.45 + 1) + 2 ;$$

$$T = 12.9 \text{ m.}$$

Alors la largeur de la demi-tranchée d'accès pour une circulation à double voie doit être $\geq 12.9 \text{ m}$.

Généralement la largeur de demi-tranchée d'accès au niveau de la carrière de Sour el Ghozlane varie entre 13 et 20m.

II.5. système d'exploitation du gisement de Sour EL Ghozlane

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert de Sour EL Ghozlane 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 du nombre de mécanisme, d'engins utilisés à cet effet et de l'organisation de ces derniers.

L'élaboration du projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Sour el Ghozlane 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 progression des travaux miniers;
- la méthode d'exploitation;
- l'exécution des travaux miniers. [5]

II.5.1.Méthode d'exploitation du gisement de Sour el Ghozlane

D'après les données topographiques et géologiques, le gisement de la carrière de Sour el Ghozlane est à relief montagneux. Le système d'exploitation à ciel ouvert, dans la carrière, peut se définir suivant la disposition du front de taille, ainsi que par la mécanisation complexe employée. Lors du choix d'une méthode d'exploitation, on prend en considération les facteurs suivant :

- Les dimensions du gisement.
- La position du gisement.
- Les puissances de stériles et de minerai.
- Les propriétés physiques et mécaniques des stériles et de minerai.
- Le relief du gisement.
- Le niveau de développement des équipements miniers et de transport

La méthode d'exploitation choisie prédétermine les principaux paramètres et les indices technico-économiques de fonctionnement de la mine.

Les paramètres du système d'exploitation sont les suivants [2] :

- 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.

Les principaux indices sont :

1. La vitesse d'avancement du front.
2. La vitesse d'approfondissement de la carrière.

La méthode de l'exploitation du gisement de **Sour el Ghozlane** se fait à ciel ouvert à flanc de coteau, les travaux d'exploitation se fait de haut vers le bas avec 04 gradins de 15m de hauteur.

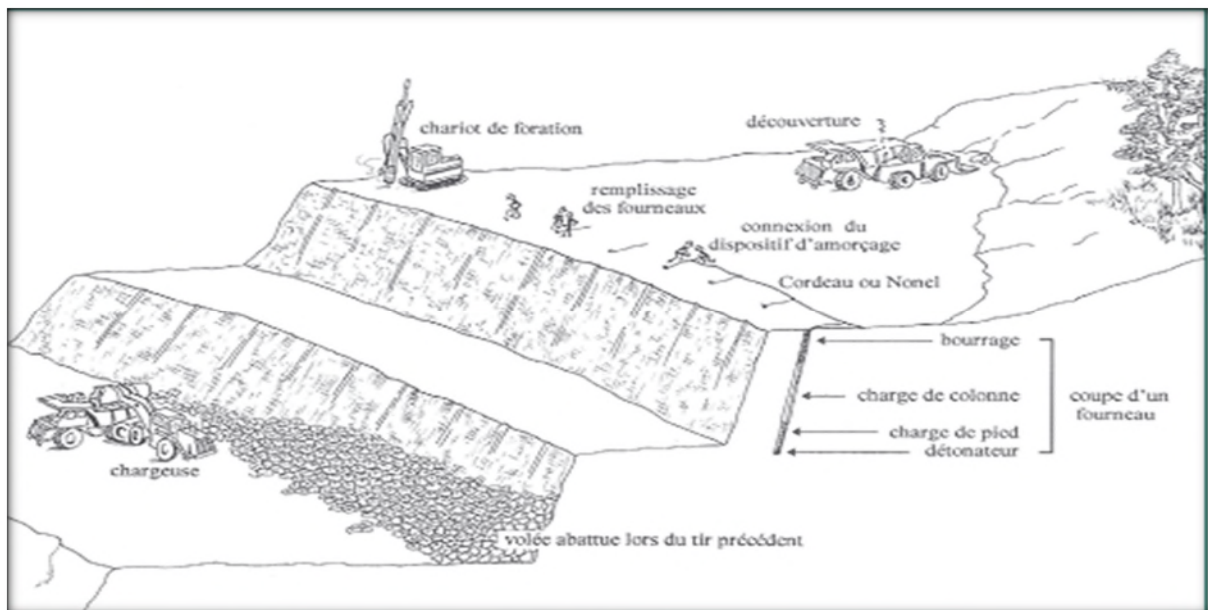


Fig.II. 4: Les paramètres du système d'exploitation.[8]

II.5.2.Paramétrer de la méthode d'exploitation du gisement

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

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

II.5.2.1. Le gradin

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste en l'exécution de travaux appropriés. 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 prix de revient se trouve diminué;
- . Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux. [11]

II.5.2.2. Déplacement du front de taille

Le front de travail peut se déplacer parallèlement, en éventail ou radialement. Dans le premier cas, la progression de tous les points du front se fait avec une même vitesse. Les gradins sont exploités par enlevures de même largeur. Le déplacement parallèle est pratiqué dans les gisements d'étendue considérable. Les outils de l'exploitation sont généralement des pelles en combinaison avec transport par camions, convoyeurs ou par train.

Lors de déplacement du front en éventail, la vitesse de progression de différents points varie de zéro (0) jusqu'à une vitesse maximum à l'extrémité du gradin est variable. Le déplacement en éventail est commode pour les excavateurs à chaîne à godets avec transport par wagons et locomotives. Le ripage des voies ferrées se fait alors par transporteurs à fonctionnement continu.

Le déplacement du front en éventail est appliqué également lorsqu'on ouvre le gisement par tranchée spirale. Le déplacement radial est caractérisé par la variation de l'étendue du front de travail à chaque gradin durant toute la période de l'exploitation de la carrière. On l'emploie pour les gisements pentes, de faible étendue afin de réduire le volume des travaux d'ouverture et de préparation. [7]

II.5.2.3. Longueur du bloc

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en blocs qui s'exploitent par des moyens d'abattage et de chargement indépendants. La longueur du bloc est de 200 à 400 m lors du transport par wagons et locomotives et de 100 m à 250 m lorsque le transport se fait par camions. [7]

II.5.2.4. Vitesse d'avancement du front de taille

L'avancement annuel du front de la carrière est déterminé par la formule suivante :

$$V_{av} = \frac{P_{an}}{L_f * N_{gr} * H_g} \dots\dots\dots m/an.$$

Ou:

Q_{an}: production annuelle de la carrière m³/an ;

$$Q_{an} = \frac{1000000}{2.65} = 377358.49. m^3/an.$$

L_f : longueur du front (60m) ;

H_g : Hauteur du gradin (15m) ;

N_{gr} : nombre du gradin en activités. (4 gradins)

$$V_{av} = \frac{377358.49}{90 * 15 * 4}$$

$$V_{av} = 69.88 m/an.$$

II.5.2.6. Vitesse d'approfondissement de la carrière.

Il est déterminé par la formule suivante :

$$A_{an} = \frac{H_f}{T_v} \dots\dots\dots m/an;$$

Ou:

H_f: profondeur final de la carrière.

H_f=60m ;

T_v : durée de vie de la carrière.

T_v=50 ans (donnée en stage) ;

$$A_{an} = 1.8 m/an.$$

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 du gradin;
- Tranches d'enlevures;
- La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

II.6. Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert

II.6.1. Hauteur de gradin [4]

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.

En Algérie, la hauteur du gradin autorisée ne doit pas dépasser 15 m. Pour le gisement de Sour el Ghozlane, la hauteur maximale des gradins est 15 m. Ce qui est conforme à la hauteur de la sécurité [1].

Lorsque de la détermination de la hauteur du gradin, il faut tenir compte de plusieurs facteurs :

- La sécurité des travaux miniers ;
- La productivité de la carrière.

D'après de la dureté de la roche, la hauteur du gradin dépend de la hauteur du creusement de l'engin de chargement. Tel que :

- Pour une roche dure : $hg \leq 1.5 * H_c^{\max}$
- Pour une roche tendre $hg \leq H_c^{\max}$

H_c^{\max} : hauteur maximal de creusement de l'excavateur(m)

Pour cette carrière, la hauteur de gradin $hg=15m$.

II.6.2. L'angle de talus de gradin

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche, des engins miniers et la stabilité de talus. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 65° et 85°; dans notre cas, l'angle du talus $\alpha = 85^\circ$ [2].

II.6.3. Largeur d'enlèvement

La largeur d'enlèvement dépend [2]:

- les propriétés physiques et mécaniques des roches ;
- la méthode de préparation de la roche à l'abattage ;
- Le type et dimension des engins utilisés;
- Le nombre et la distance entre ranges des trous de mines ;
- La ligne de moindre résistance.

Dans la carrière de Sour el ghozlane l'abattage se fait par travaux de forage et de tir, les roches étant dure (coefficient de la dureté, $f=8$).

La largeur de l'enlèvement calculée par la relation suivante:

$$A = W + b (n - 1).$$

Où ;

- **W**: La ligne de moindre résistance, (**4.5 m**) ;
- **b**: La distance entre les rangés, (**5.42m**) ;
- **n**: Nombre de rangés, (**n=2**).

Alors :

$$A = 5.42 + 4.5 (2 - 1).$$

Donc ; la largeur de l'enlèvement est :

$$A = 9.92 \text{ m.}$$

II.6.4. Largeur de la plate-forme

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'enlèvement); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme (figure II.5) est la suivante : [8]

Où :

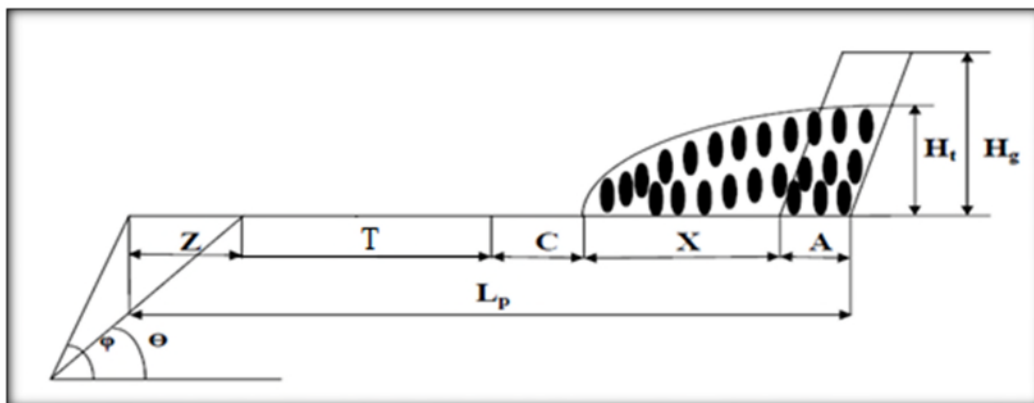


Fig.II. 5: Schéma de la plate-forme de travail [6].

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; [m]$$

- **L_{pt}**: Largeur de la plate-forme de travail, (**m**) ;
- **A**: Longueur de l'enlevure en massif, (**9.92m**) ;
- **X**: Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure, (**25.35m**) ;
- **C**: Berme de sécurité, (**1m**) ;
- **T**: Largeur de la voie de transport, (**12.9m**) ;
- **Z**: Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (**m**).
- **X**: La largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif **X** est calculée par la relation suivante :

$$X = A \left[\frac{2 \cdot k_f \cdot h_g}{h_t} - 1 \right]; [m].$$

Où :

- **K_f**: Coefficient de foisonnement des roches, (**1.6**) ;
- **H_g**: Hauteur du gradin, (**15m**) ;
- **H_t**: Hauteur du tas, (**0.5 - 0.9**) * **H_g**.

On prend :

$$H_t = 0.9 \cdot H_g ;$$

Donc :

$$H_t = 13.5m.$$

Alors :

$$X = 25.35m.$$

- La berme de sécurité **C** est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \cdot H_g; [m].$$

Donc :

$$C = 0.2 \cdot 15 ;$$

$$C = 3m.$$

- Largeur du prisme éventuel d'éboulement **Z** est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \cdot (\text{ctg} \gamma - \text{ctg} \alpha); [m].$$

Où :

- **γ**: l'angle de talus de gradin en liquidation, (60° - 70°), dans notre cas $\gamma = 65^\circ$;
- **α**: l'angle de talus de gradin en exploitation égale 75°.

Donc :

$$Z = 3.15\text{m.}$$

- La largeur de la voie de transport est de : **T = 12.9 m.**

En fin la largeur minimale de la plate-forme est : **L_{pt}=44.4 m.**

Conclusion

L'ouverture du gisement de Sour el Ghozlane, a été faite par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées est serpentine. La méthode de l'exploitation de ce gisement se fait à ciel ouvert à flanc de coteau de haut vers le bas.

Chapitre III :

Exploitation à ciel

ouvert des

gisements

lors du relief

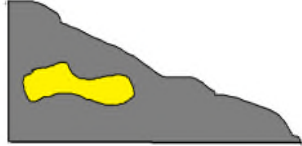
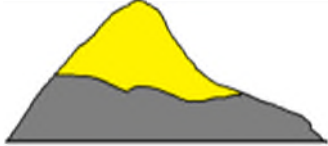








montagneux

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

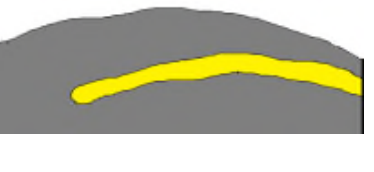

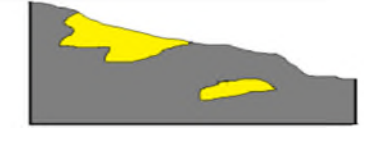





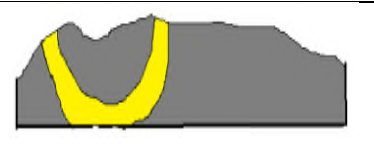
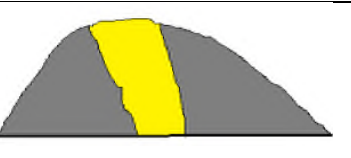
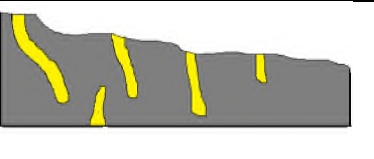


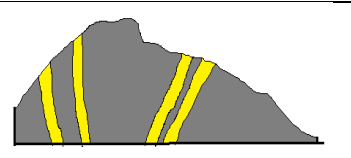
Introduction

Le problème majeur d'exploitation de gisements par mode à ciel ouvert dans une région montagneuse consiste dans la plupart des cas à réaliser un ouvrage minier (demi-tranchée ou route d'accès) partant de la base de la dépression (niveau où sont généralement installées les usines, station de concassage, ... etc.) jusqu'à son sommet. Cette réalisation n'est possible que lors de relief accessible qui ne présente pas d'ambiguïtés d'ordre topographique. En suite l'exploitation se résumera de la même manière que pour les gisements à relief plat.


Tableau.III. 1: Classification des gisements à relief montagneux. (D'après V. Rjevsky).

Angle d'inclinaison du flanc de coteau Particularités Q Des gites.		Pente douce $10 < Q \leq 20-24$		Pente raide $Q > 20-24^\circ$	
		classe	Groupe	forme	Vue de la coupe des gites
Platteurs (jusqu'à 8-10°)	Concentrés	Irrégulière			
		En couche			
	Dispersés	Irrégulière			
		En couche			
Inclinés (de 8-10° à 25-30°)	Concentré	Irrégulière			

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

Dressants (sup à 30°)	Dispersés	En couche		
		Irrégulière		
	En couche			
	Concentrés	Irrégulière		
		En couche		
	Dispersés	Irrégulière		
En couche				

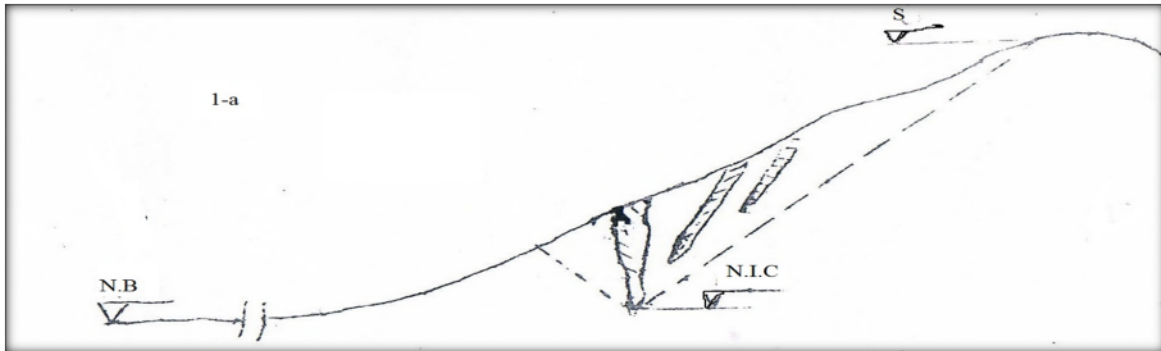
La legend :

Le minerai 

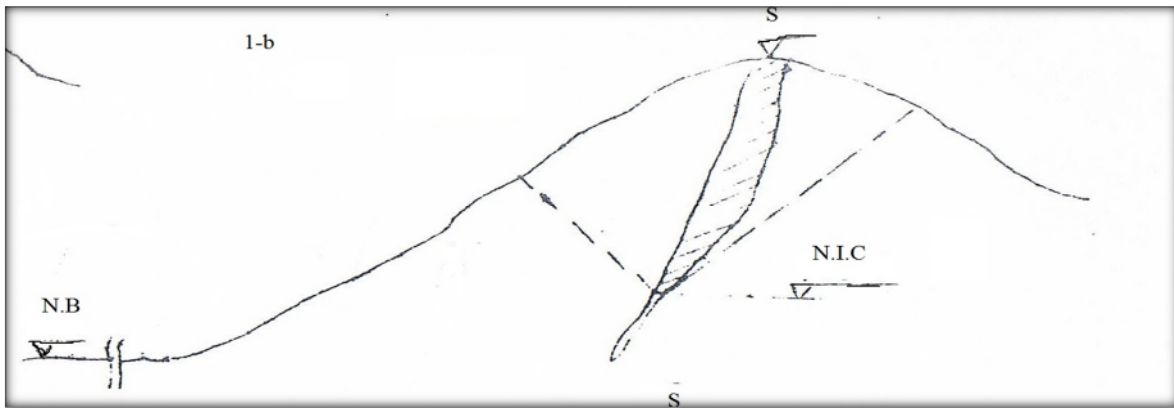
Le stérile 

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

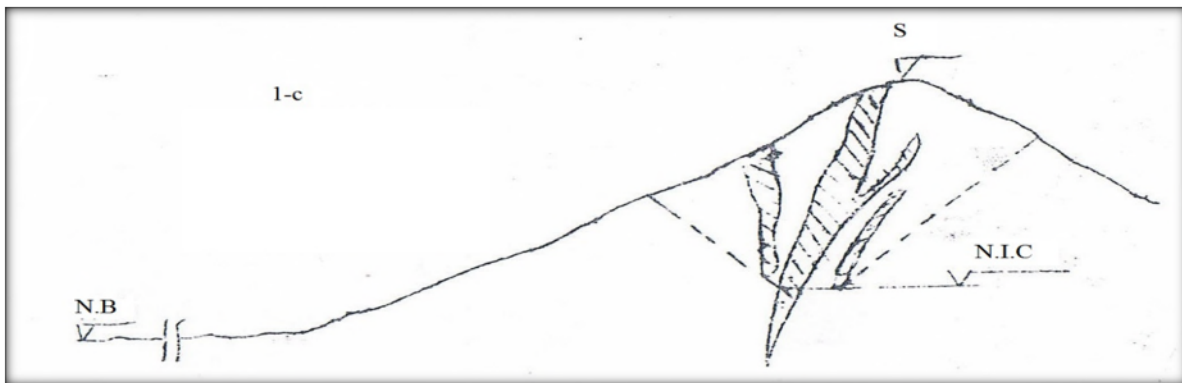
01



02



03



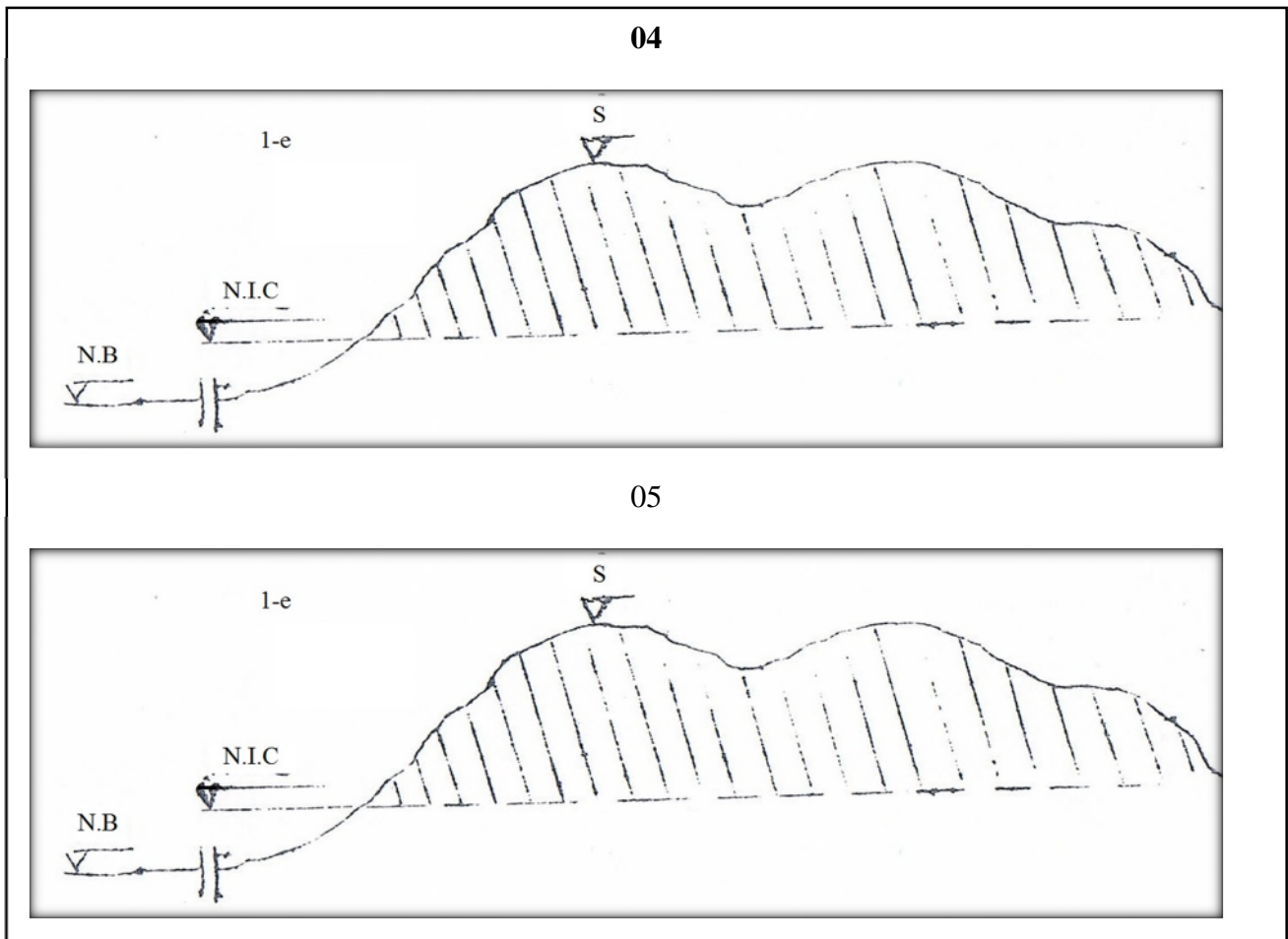


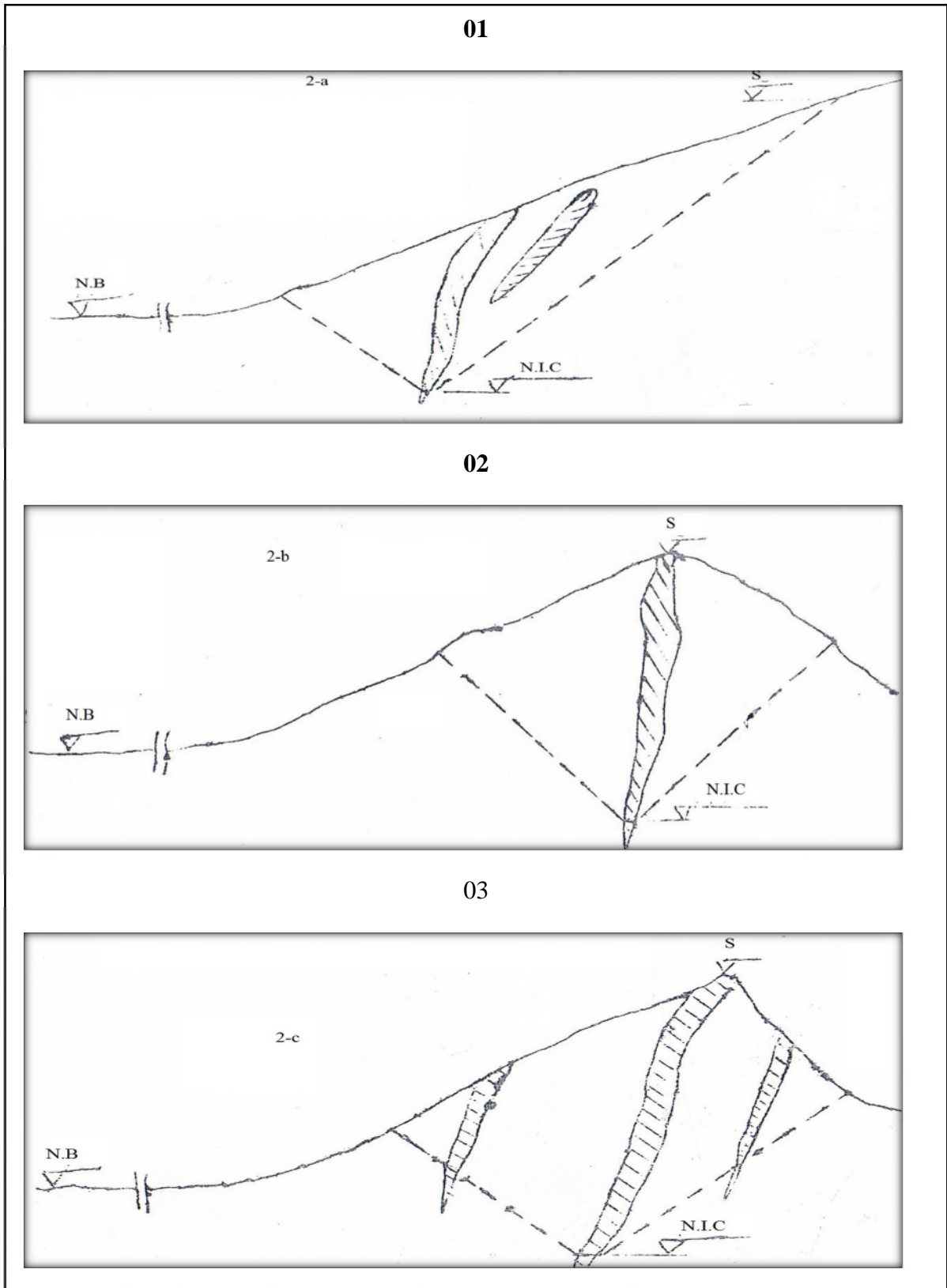
Fig.III. 1: Premier groupe de gisements à relief montagneux à N.I.C au N.B.

S :sommet d'exploitation

N.B: niveau de base (implantation des installations)

N.I.C : niveau inférieur de la carrière ou mine à ciel ouvert (d'exploitation)

----contour final de la carrière ou mine à ciel ouvert



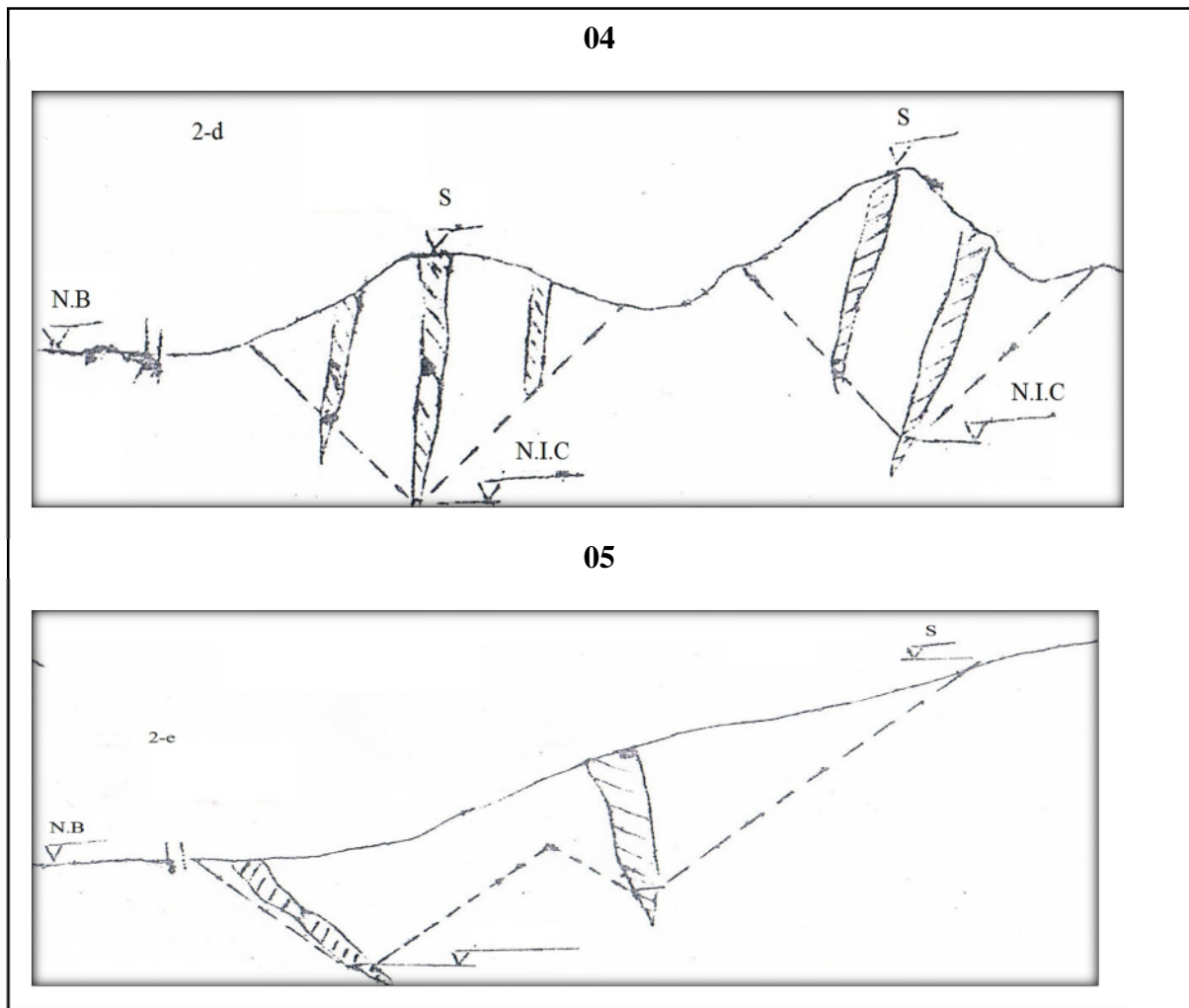


Fig.III. 2: Deuxième groupe de gisements à relief montagneux au N.I.C inférieur au N.B.

III.2. Influence de l'angle d'inclinaison du flanc de coteau

III.2.1. Sur le mode de réalisation des voies de transport

Il faut remarquer essentiellement que le volume de creusement des demi-tranchées d'accès augmente avec l'accroissement de l'angle d'inclinaison du flanc de coteau (B).

Si cet angle (B) est inférieur à 12% la demi-tranchée d'accès est réalisée sans avoir recours aux travaux de creusement. Ils sont alors remplacés par les travaux de remblayage.

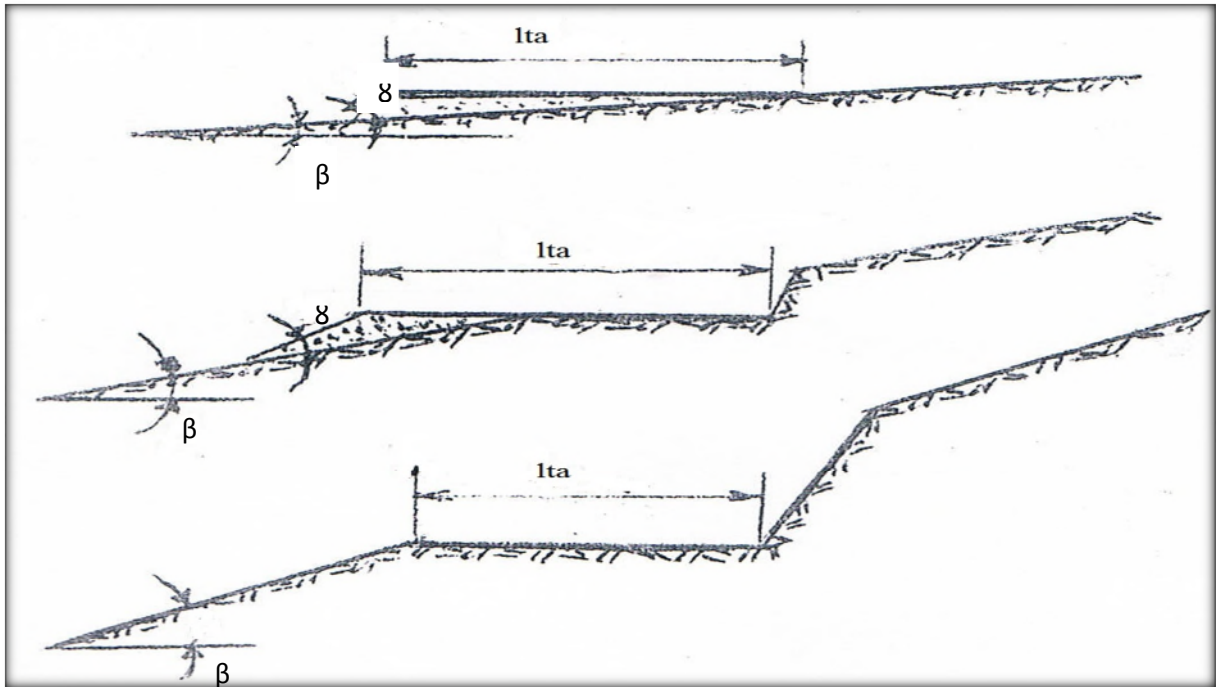


Fig.III. 3: Disposition des voies de transport sur le flanc de coteaux.

Si $\beta < \gamma$ (ou γ est l'angle d'éboulement des roches du remblai), la demi-tranchée est creusée sur une largeur égale à $(0.4-0.7)*L_{tr}$, L'autre partie de l'accès sera constituée de remblai.

Dans le cas ou $\beta > \gamma$, la demi-tranchée d'accès sera entièrement creusée.

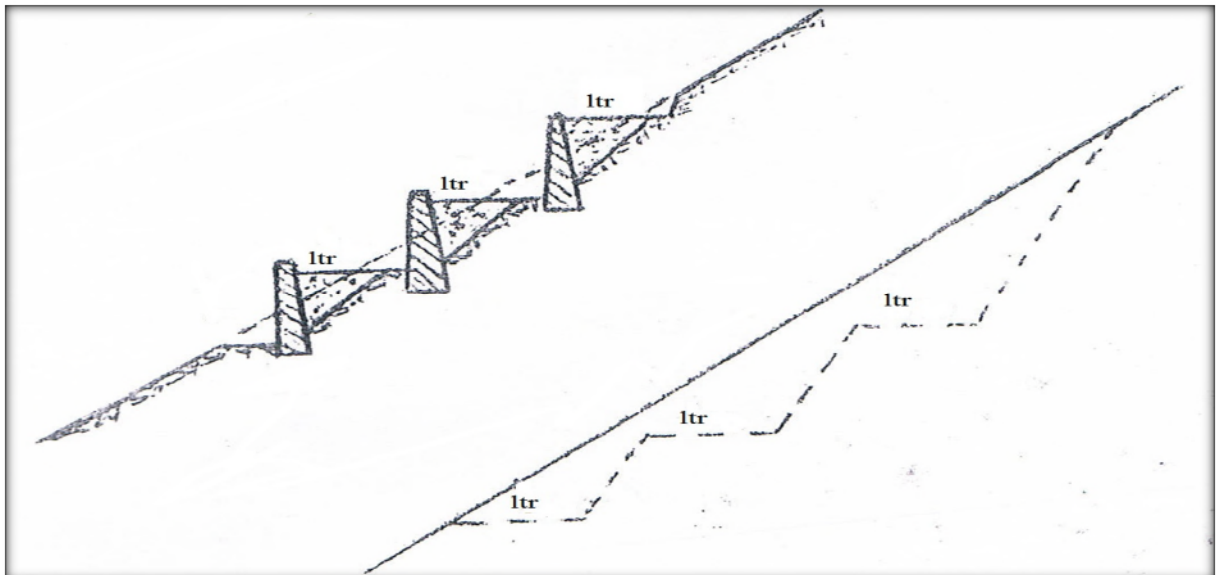


Fig.III. 4: Demi-tranchée sur un flanc de coteaux à forte pente (avec utilisation de mur de soutènement).

III.2.2. Sur la forme du tracé de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès peut avoir un tracé :

- rectiligne
- En serpentine
- Rarement en spirale

Si l'angle d'inclinaison du flanc (β) est inférieur à 12-14%. Le tracé de la demi-tranchée d'accès est alors rectiligne.

En d'autre cas, si l'angle d'inclinaison du flanc de coteau (β) est largement supérieur à la pente longitudinale (i) de la demi-tranchée d'accès, on utilise dans ce cas le tracé en serpentine.

III.2.4. Sur les paramètres géométriques de la demi-tranchée

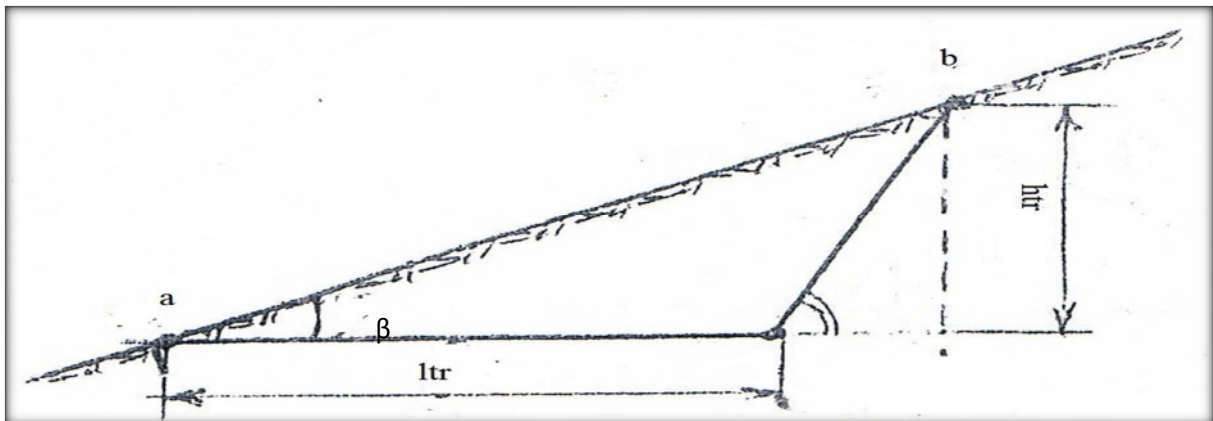


Fig.III. 5: Section de la demi-tranchée.

D'après cette figure, nous avons

$$ht = \frac{ac + cd}{ctg\beta} ;$$

$$Cd = ht * ctg\alpha ;$$

$$ht * ctg\alpha = ac + Htr * ctg\alpha ;$$

$$htr (ctg\beta * ctg\alpha) = ac.$$

Ou: $ac = Ltr$ (largeur de la demi-tranchée)

Donc :

$$htr = \frac{Ltr}{ctg\beta - ctg\alpha} ; (m);$$

$$\text{Soit : } \frac{1}{ctg\beta - ctg\alpha} = \psi ;$$

Alors :

$$htr = Ltr * \psi. (m) ;$$

La section de la demi-tranchée est égale :

$$Sabc = Sabd - Scbd ;(m)$$

$$Sabc = \frac{Htr * Ltr}{2} ; m^2.$$

On peut conclure que l'augmentation de l'angle β entraîne l'accroissement de la hauteur de la demi-tranchée ainsi que sa section.

Donc les paramètres géométriques d'une demi-tranchée varient suivant la grandeur de l'angle d'inclinaison du flanc de coteau.

III.3. Particularités du transport des charges dans la carrière /mines à ciel ouvert lors du relief montagneux

La masse minière lors de l'exploitation de gisements à relief montagneux est évacuée de haut en bas. Ceci constitue en plus d'une économie d'énergie par les moyens de transport, une possibilité particulière d'utiliser les skips et les installations de transport aérien, et essentiellement les couloirs à chute.

III.3.1. Transport par gravité : couloirs à chute.

Le transport par gravité utilise seulement lors du relief montagneux est très avantageux. Ne nécessitant que la réalisation d'un couloir, le transport par gravité est par excellence celui où l'investissement est pratiquement très faible.

Les couloirs à chute s'installent sur les talus naturels des carrières à relief montagneux.

Suivant l'angle d'inclinaison (β), les couloirs à chute se divisent en trois groupes :

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

- Inclines : $\beta < 45^\circ$: (pour produits durs).
- Dressants : $\beta = 45-60^\circ$ (pour produits mi-durs)
- Raides (abruptes) : $\beta = 60^\circ - 80^\circ$ (pour produits colmateux).

D'après leur constitution, les couloirs à chute peuvent être :

- Simples (sans installations supplémentaires).
- Composés en spéciaux (sont alors munies de trémie et de dispositifs de chargement),
Dans de tel cas, la hauteur du couloir est limitée à 60-80m.

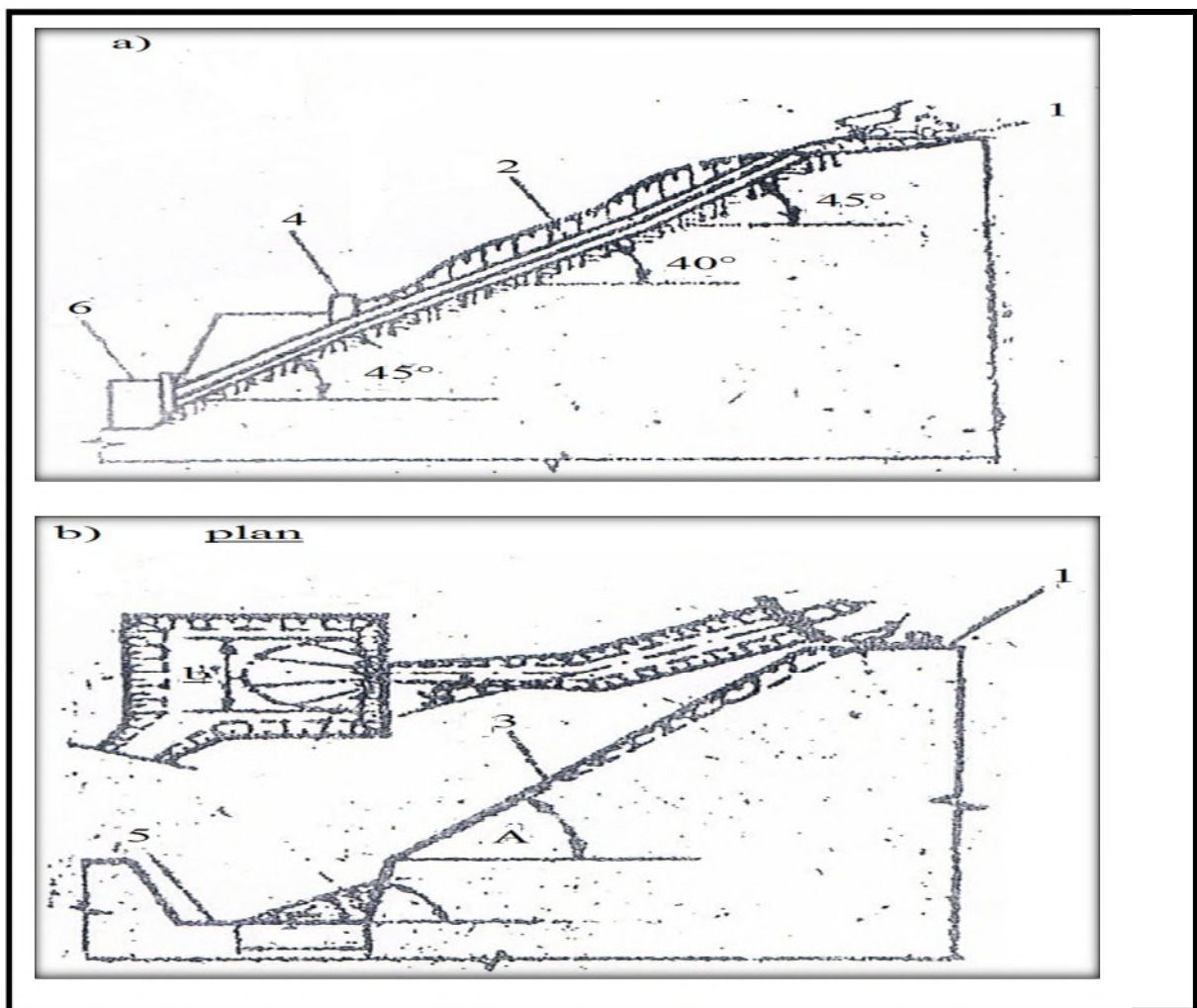


Fig.III. 6: profil de couloir à chute.

a- Avec dispositif de chargement

b- simple

1. Plate-forme de déchargement

2. Couloir avec revêtement

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

3. Couloir sans revêtement
4. Rampe de protection
5. Trémie avec dispositif de chargement
6. Plate-forme de réception

Le paramètre principal du couloir à chute est son angle d'inclinaison β .

La chute de la masse minière n'a bien que si $\text{tg } \beta > f_r$.

Les matériaux se déplacent le long du couloir avec une accélération constant :

$$a = g (\sin\beta - f_r \cos\beta). \text{m/s}^2.$$

Ou: **g**: accélération de la pesanteur, m/s^2 .

f : coefficient de frottement.

La grandeur **f** dépend de la dureté, des dimensions et de la forme des morceaux transportés, ainsi que du type de surface du couloir.

Exemple :

Produits	Valeur de coefficient de frottement (f_r)	
	Surface naturelle	Surface revêtue
• Charbon	0.7 – 0.8	0.3 – 0.5
• Minerais métallifères	1.3 – 1.7	0.7 – 1.3

Pour le revêtement des couloirs, on utilise les tôles d'acier d'épaisseur 25 -40 m, ou les rails des voies ferrées.

Le mouvement de la masse minière ne dépend pas seulement de l'angle d'inclinaison, mais aussi de la hauteur (**h**), ainsi que des valeurs de la vitesse initiale (V_i) et de la vitesse finale (V_f).

L'angle minimal d'inclinaison du couloir à chute a été défini par L. Tymovsky de la façon suivante :

$$B_{\min} = \arctg \frac{2 g h f}{2 g h + v_i^2 - v_f^2}$$

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

On détermine la vitesse initiale de couloir d'inclinaison β par la formule suivante :

$$V_i = \sqrt{\left[\frac{2 g h f - (2 g h - V_f^2) t g \beta}{t g \beta} \right]}, \text{ m/s.}$$

Pour: $\beta = 40^\circ \rightarrow V_f = 0.5 \text{ m/s.}$

La largeur du fond du couloir est estimée à :

$$B_c = 3 * L_b^{\text{max}}, \text{ m.}$$

Ou : L_b^{max} : dimension maximale des blocs. m.

On peut déterminer le volume à dégager pour la réalisation du couloir par la formule suivante :

$$Q = St * L_c * K_e, \text{ m}^3.$$

Ou :

- St : section transversale du couloir, m^2 .
- L_c : longueur du couloir, m.
- K_e : coefficient qui tient compte de l'élargissement du couloir sur sa partie supérieure, $k_e = 1.05 - 1.1$.

III.3.2. Transport par dispositifs aériens

Dans les régions montagneuses où la construction des voies est confrontée à de nombreuses difficultés et souvent s'avère pratiquement impossible, le transport du minerai vers les usines d'enrichissement se fait à l'aide de transporteurs aériens (voir figure 6)

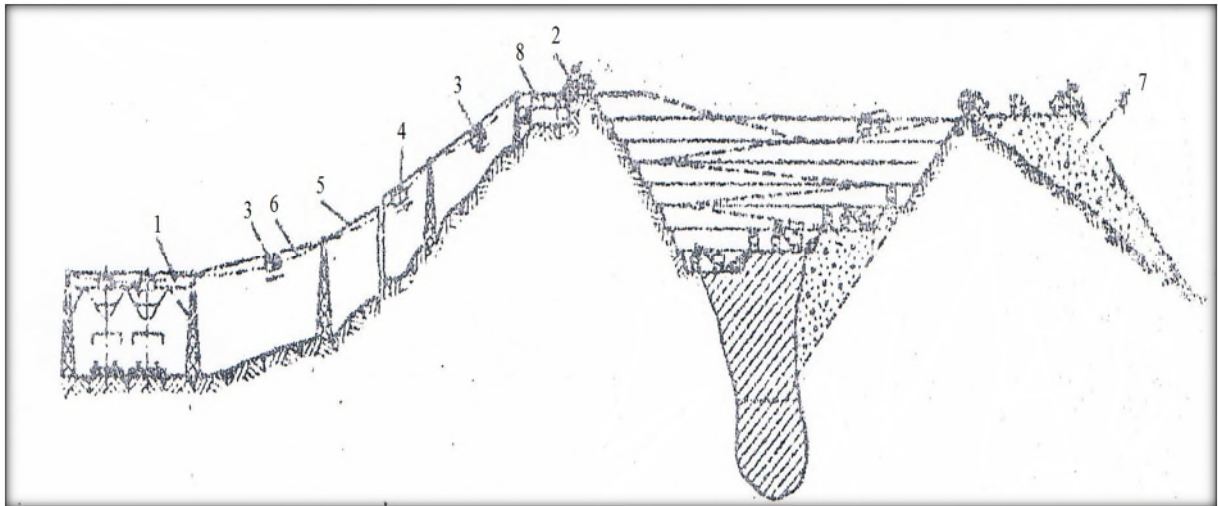


Fig.III. 7: schéma d'ensemble de la mécanisation avec le transport aérien.

1- Camion ; 2- point de chargement ; 3 :wagonets chargé ; 4- wagonet à vide ; 5- câble porteur ; 6- câble tracteur ; 7- point de déchargement ; 8- terrils.

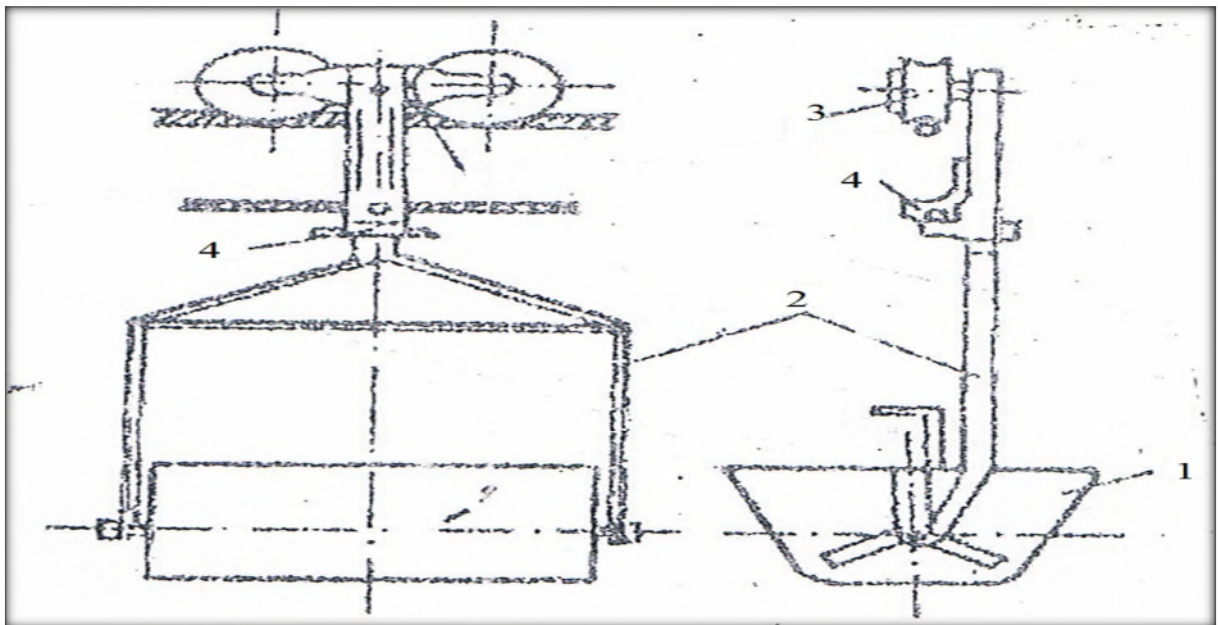


Fig.III. 8:wagonet de transporteur aérien.

1- Caisse ; 2- suspension ; 3- chariot de roulement ; 4- dispositif d'accouplement de câble tracteur ou wagonet.

III.4. Construction d'une carrière à relief montagneux

Elle consiste à creuser les excavations minières appelées demi-tranchée dans l'ordre suivant :

- 1) Demi-tranchée d'accès.
- 2) Demi-tranchée de jonction.
- 3) Demi-tranchée de découpage.

III.4.1. Construction de la demi-tranchée d'accès

Tout d'abord il faut souligner que la demi-tranchée d'accès a la particularité essentielle d'être commune à tous les gradins.

Contrairement aux demi-tranchée de jonction ou de découpage, la demi-tranchée d'accès est toujours inclinée parce qu'elle permet principalement d'évacuer le minerai des chantiers vers les installations de traitement se trouvent au niveau de base et d'assurer le trafic des engins miniers.

En outre, il faut savoir :Le creusement de la demi-tranchée s'effectue de bas en haut ;

III.4.1.2. Modalités d'implantation d'une demi-tranchée d'accès

Les opérations d'implantation de la trace sont les suivantes :

- 1) On prend et on étudie le plan topographique sur lequel il est porté le contour du champ minier.
- 2) Sur ce plan, on fixe le point de départ de la demi-tranchée d'accès (niveau inférieur d'exploitation).

III.4.3. Construction des tranchées de découpage

La demi-tranchée de découpage est une excavation horizontale. Elle passe donc le long des courbes de niveau. Contrairement aux tranchées de jonction, celle de découpage avancement dans l'espace et le temps.

Le principe de leur construction est simple, mais il faut savoir :

- Le découpage se fait successivement de haut en bas ;
- La première demi-tranchée de découpage commence à partir de la ligne du contour supérieur de la carrière ;
- La demi-tranchée de découpage est le prolongement de la tranchée de jonction ;
- Le bord de la plate-forme du gradin suit la courbe de niveau sur laquelle est portée l'excavation de jonction ;

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

- Le bord supérieur du talus du gradin suit la courbe de niveau de dénivelée égale à celle de la plate-forme à laquelle on ajoute la hauteur du gradin

Graphiquement, nous aurons :

III.5. Modes de creusement des demi-tranchées

Le creusement des demi-tranchées sur le flanc de coteau peut être effectué mécaniquement dans le cas de roches tendres, ou alors par travaux de forage et de tir si la dureté des roches est assez importante.

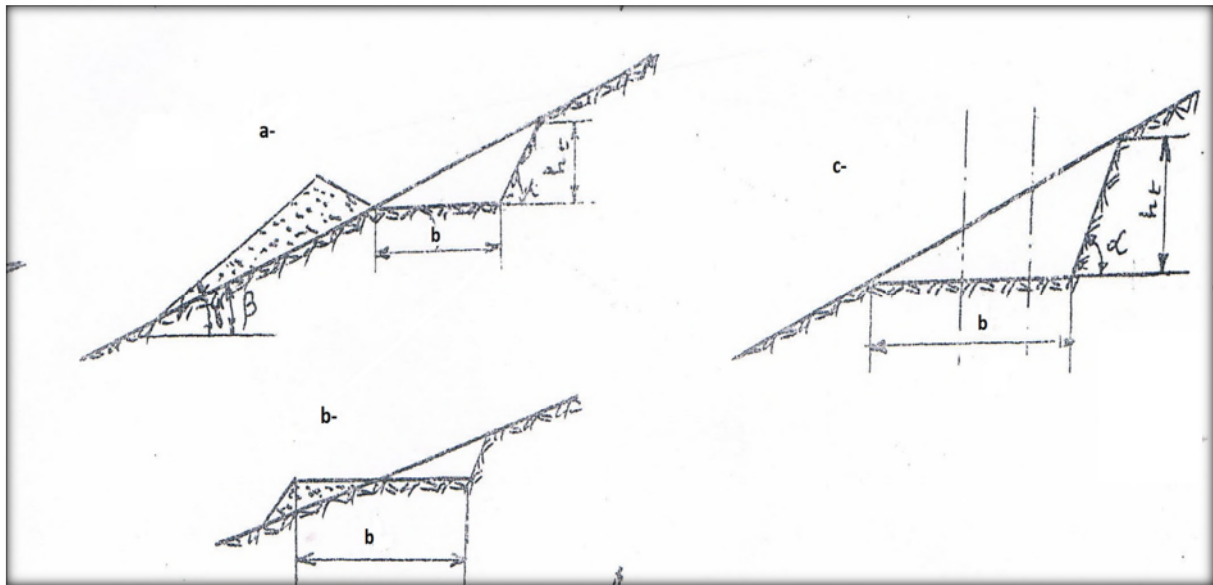


Fig.III. 9: schéma de creusement des demi-tranchées d'accès.

a- b- sans transport

a- Avec transport

Les schémas de creusement sans transport sont utilisés si l'angle du flanc de coteau est inférieur à l'angle de l'éboulement des roches de remblai. Ils sont applicables pour la réalisation de la demi-tranchée d'accès ou de jonction

III.6. Définition des paramètres des demi-tranchées

III.6.1. largeur de la demi-tranchée d'accès

On peut déterminer d'après le schéma suivant :

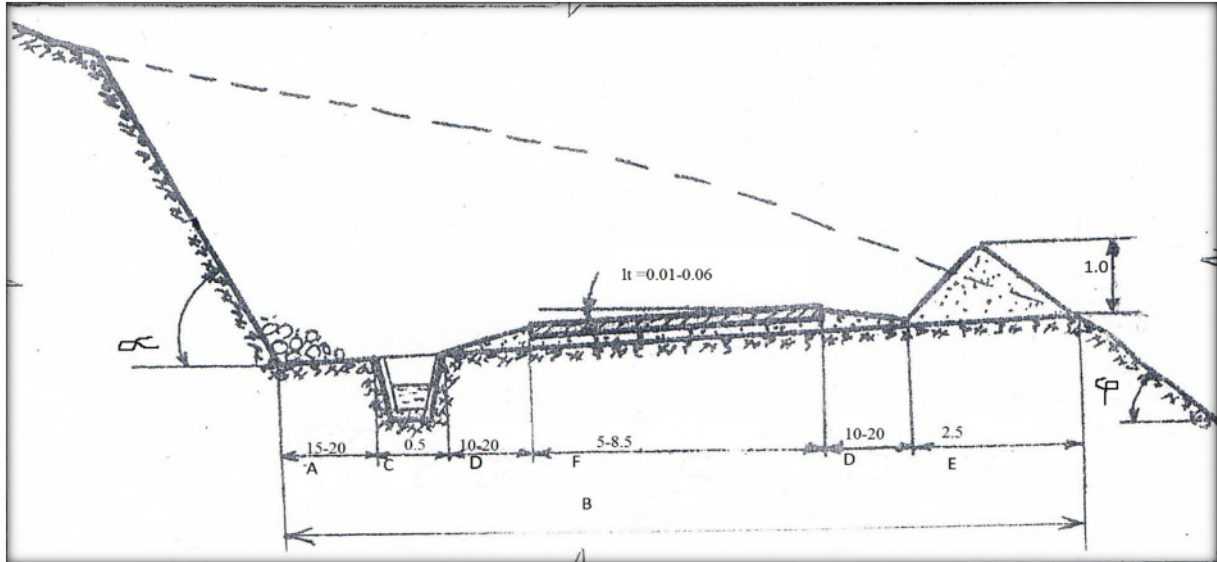


Fig.III. 10: schéma de détermination de la largeur de la demi-tranchée d'accès.

$$B=A+C+2D+F+E, \text{ m.}$$

- **A** : largeur de sécurité de chute de pierres, m.
- **F**: largeur de la chaussée, m.
- **C** : largeur de règle, m.
- **D** : largeur des accotements, m.
- **E** : largeur de la digue de protection, m.

La largeur de la chaussée dépend naturellement de largeur des camions, du nombre de voies et de la vitesse de déplacement des véhicules.

Ou la déterminer par la formule suivant : $H_f - H_i$

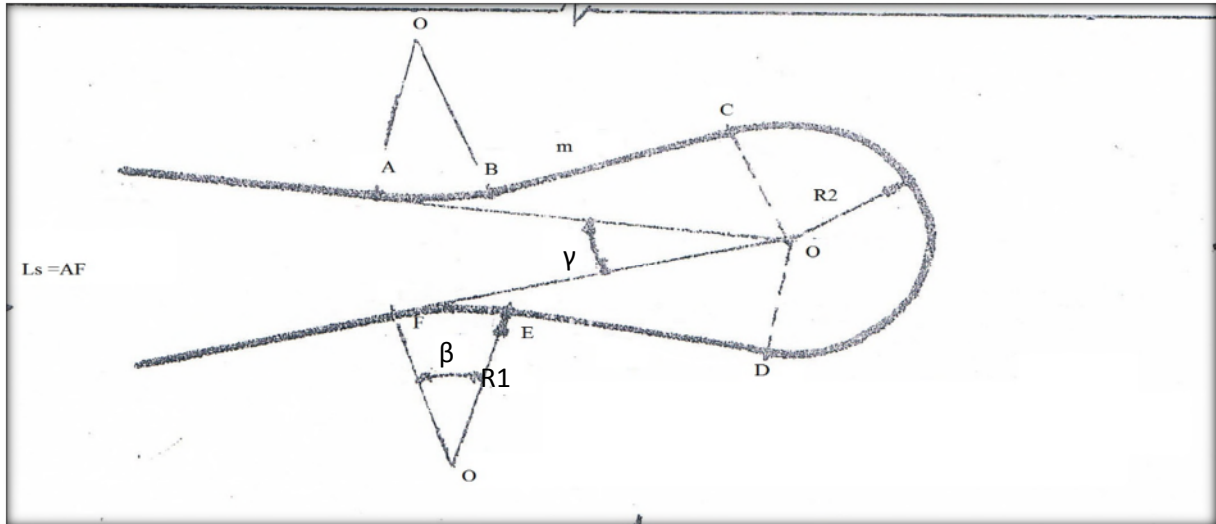
$$L = \frac{H_f - H_i}{i} * K_a, \text{ m}$$

- **H_f** :niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès
- **H_i** :niveau de base (inférieur) de la demi tranchée d'accès
- **i** :pent directrice de la demi tranchée d'accès (0.08 ;0.12)
- **K_a** :coefficient d'allongement du tracé. Il dépend du type de jonction et de la forme tracé.

Chapitre III : Exploitation à ciel ouvert des gisements lors du relief montagneux

Type de jonction	Coefficient d'allongement Ka
1- Raccordement à pente direct rée.....	1.1-1.2
2- Raccordement à réduction de la déclivité ...	1.2-1.4
3- Raccordement à paliers.....	1.4-1.6

La largeur du tracé de la serpentine peut être définie comme suit :



$$L_s = 2\pi * R_1 * \beta / 90 + \pi * R_2 * \alpha / 90 + 2m ; m.$$

Ou

- R1 : rayon de courbe de jonction, m ;
- R2 : rayon de la serpentine, m ;
- α : angle de détournement de la serpentine, degré ;
- β : angle de la courbe de jonction, degré ;
- m : longueur d'insertion horizontale de la serpentine, m.

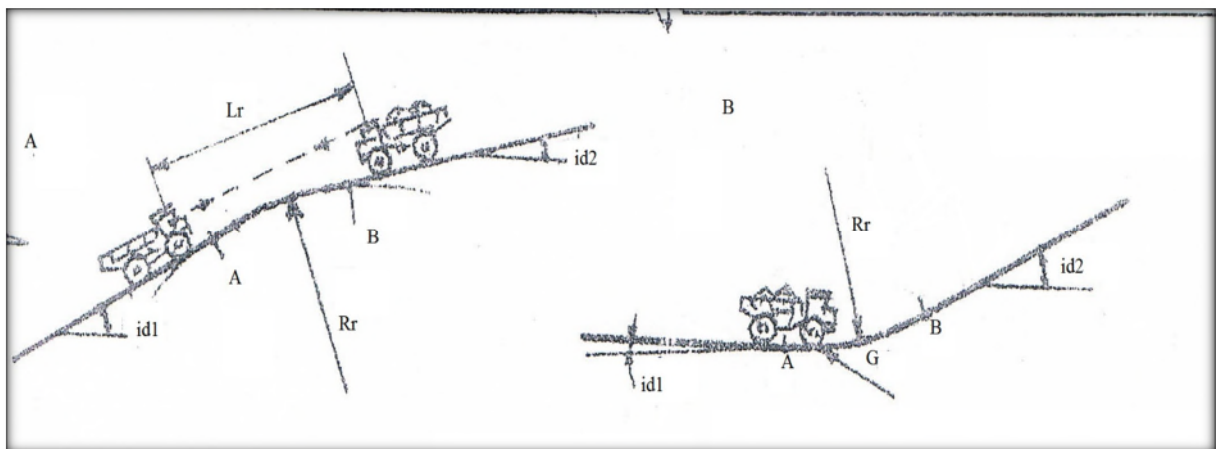


Fig.III. 11: courbe d'insertion dans une demi-tranchée d'accès.

A- Courbe convexe.

B- Courbe concave.

$AB_{\min}=10\text{m}$. Longueur de la courbe d'insertion.

III.6.2. Volume des demi-tranchées

Nous procédons pour cela par la méthode des sections. Ainsi, si nous déterminons les différentes sections de l'excavation et les distances entre elles, nous pouvons calculer facilement le volume de la demi-tranchée d'accès par la formule suivante :

$$V = \left[\frac{S_0 + S_1}{2} \right] * L_1 + \left[\frac{S_1 + S_2}{2} \right] * L_2 + \dots + \left[\frac{S_{(n-1)} + S_n}{2} \right] * L_n, \text{ m}^3.$$

Où:

$$S = \pi b^2.$$

$S_0, S_1, S_2, \dots, S_n$: surface des sections de la demi-tranchée d'accès, m^2 .

L_1, L_2, \dots, L_n : distance entre ces sections, m.

L'aire des sections de tronçon rectiligne de la demi-tranchée d'accès est définie par la formule suivante :

$$S_d = \frac{b^2 * \sin \alpha * \sin \gamma}{2 * \sin(\alpha - \gamma)} ;$$

Celle des sections des traçons curviligne est calculée par la formule suivante :

$$S_d = \frac{b^2 * \sin(\alpha + \beta) * \sin \gamma}{2 * \sin(\alpha + \beta - \gamma)}, \text{ m}^2.$$

Où:

α : angle du talus de la demi-tranchée, degré;

γ : angle de la pente du flanc de coteau, degré ;

β : angle de la pente transversale du fond de la demi-tranchée d'accès, degré.

Concernant les demi-tranchées horizontales (de découpage) lors d'un versant à pente régulière, le calcul de leur volume se détermine comme suit :

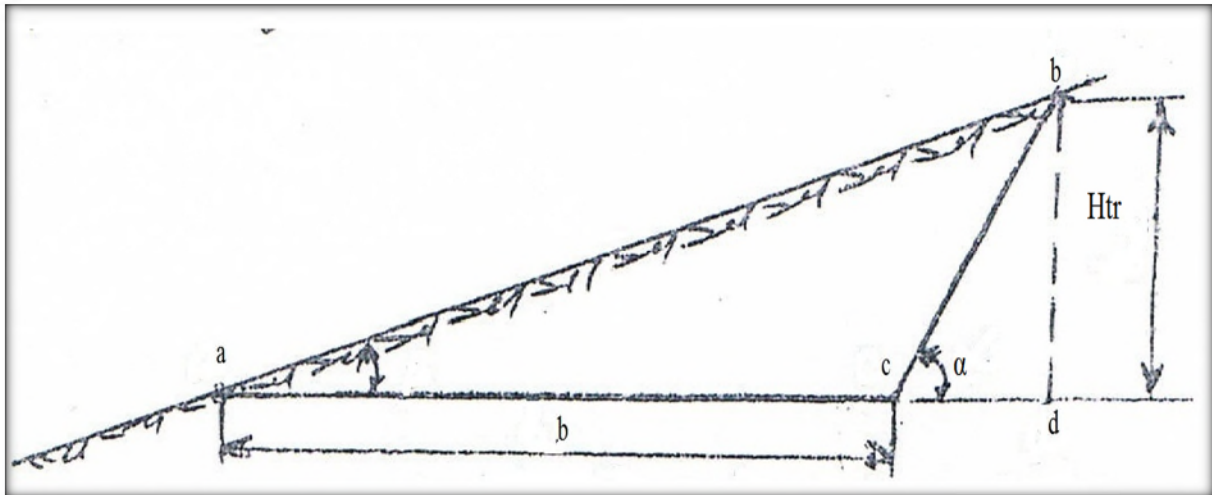


Fig.III. 12: Section d'une demi-tranchée horizontale.

$$S_{abc} = \frac{H_{tr} * b}{2}, m^2.$$

$$S_{abc} = \frac{b^2}{2(\cotg\beta - \cotg\alpha)}, m^2.$$

$$V_d = \frac{b^2 * Lt.d}{2(\cotg\beta - \cotg\alpha)}, m^3.$$

Ou:

Htr: hauteur de la demi-tranchée, m;

b : largeur de la demi-tranchée, m ;

Lt.d : longueur de la demi-tranchée de découpage, m.

Conclusion

Pour construire une carrière à ciel ouvert dans un relief montagneux il faut savoir l'inclinaison(i) de flanc de coteau pour déterminer la forme de la demi-tranchée d'accès, Si (i) inférieur à 12% on prend forme rectiligne sinon on prend forme serpentine

La construction de la carrière se compose de

- Demi-tranchée d'accès
- Demi- tranchée de découpage
- Demi-tranchée de jonction

La construction de la carrière il faut assurer :

- Le travail dans des conditions convenables et sécuriser
- La facilite et la rapidité de travail
- Diminution des couts et augmentation des profits (rentabilité) plus que possible.

Chapitre IV : Travaux

d'ouverture et
l'exploitation

de la zone 2

(Beccouche2).

Introduction

Après certain temps de production et avec l'augmentation de la demande des clients, l'entreprise décider d'exploiter la zone appeler « zone 2 », pour cela on varéaliser dans ce chapitre les travaux d'ouverture et d'exploitation de cette zone2.

Tout d'abord on creuse la demi-tranchée d'accès à l'aide des cartes topographique et géologique, afin de déterminer leur forme (rectiligne ou serpentine) et leur pente.

IV.1. Création de la demi-tranchée d'accès

En creuse la demi-tranchée d'accès selon les données des cartes topographique qui nous donne la variance des altitudes et nous permet de donner une image réelle du relief de cette zone, Aussi la carte et les coupes géologique qui nous donne la structure stratigraphique pour déterminer la méthode de creusement soit par l'explosif s'il y a des roche dure soit par culbutage par bulldozersi les roches sont tendre.

La duretédu calcaire $f=8$ (roche est dure) ; donc les travaux de creusement de ces tranchée sont réaliser à l'aide des explosifs

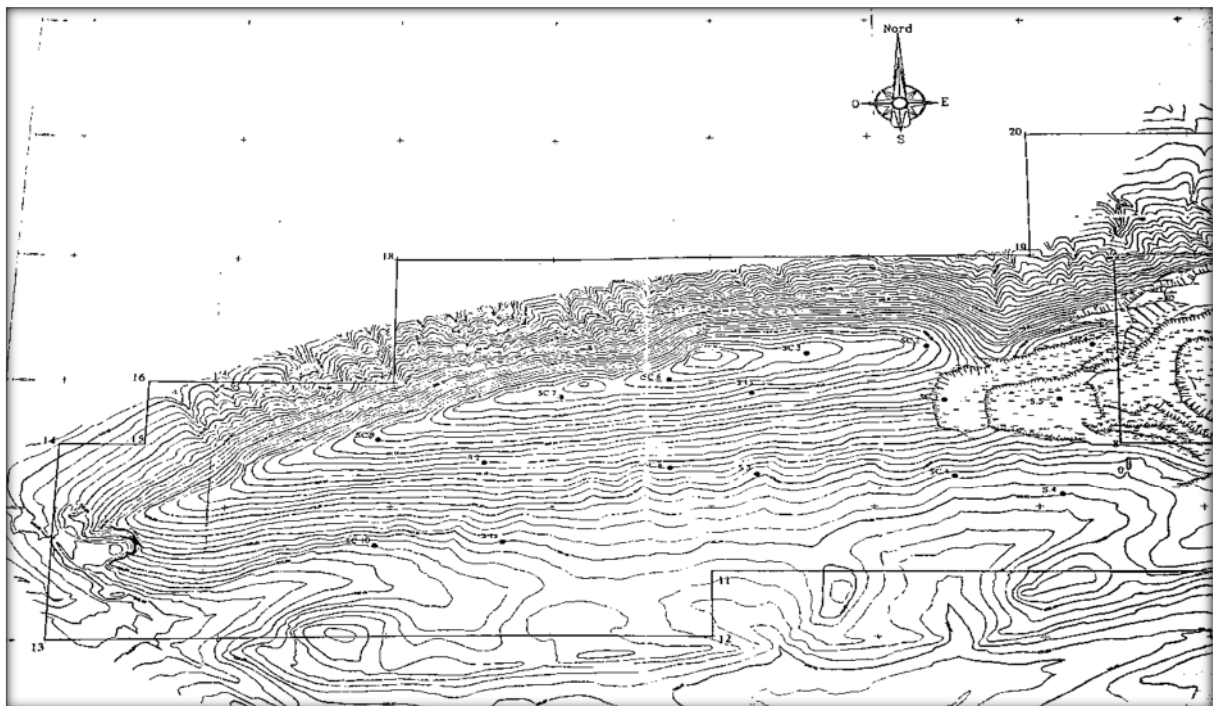


Fig.IV. 1: carte topographique présente la zone 02.

IV-2 Choix du tracé de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès peut être prise sous une forme rectiligne ou sinueuse suivant l'inclinaison de flanc du coteau de la zone concernée.

- Si l'inclinaison est inférieure à 12% la demi-tranchée prend une forme rectiligne
- Si elle est supérieure à 12% prend une forme sinueuse.

D'après la carte topographique l'ouverture de la demi-tranchée se fait de niveau 990m (la base) jusqu'à le niveau 1015m (le sommet).

Tableau.IV.1: L'angle des talus utilisé d'après la dureté.

Tranchée	Angle des talus d'après f (degré)			
	2-4	5-9	10-14	15-20
Découpage	60	65	70	80
D'accès	60	70	75	85

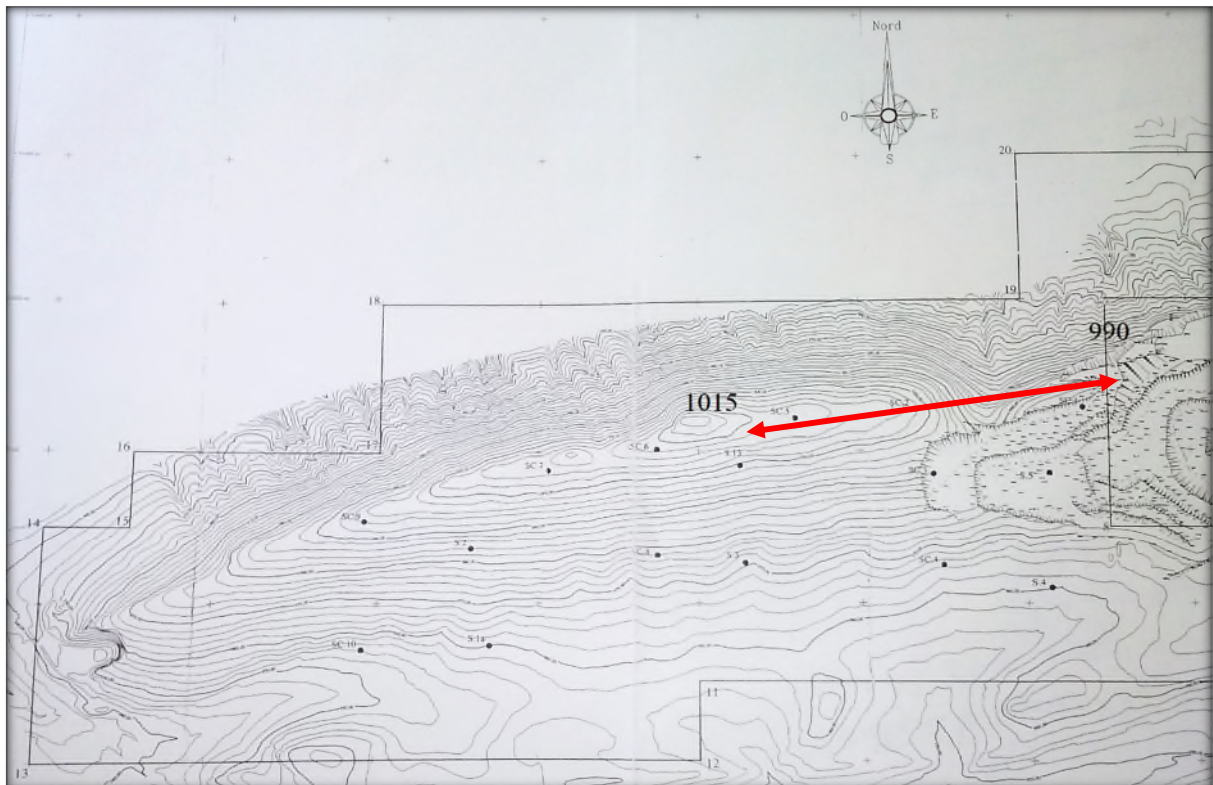


Fig.IV. 2: schéma représentatif la variance des altitudes de la demi-tranchée.

Chapitre IV : Travaux d'ouverture et système l'exploitation de la zone 2.

Pour calculer l'inclinaison la première étape est dessiner le profil qui relie entre la base et le sommet, on prend l'échelle d'après le schéma puis on calcule l'inclinaison moyen de flanc de coteau.

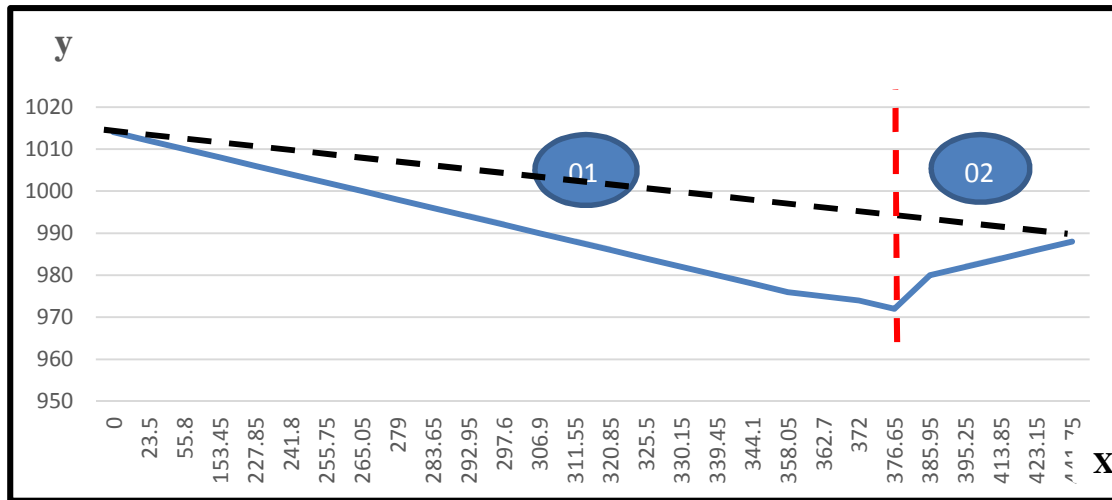


Fig.IV. 3: profile présent la forme latéral de la zone qui contient la demi-tranchée.

Y : les niveaux d'altitude, m.

X : la distance horizontale, m.

IV.3. Déterminer l'inclinaison moyenne de la demi-tranchée :

On a l'échelle sur la carte topographique :

1cm sur la carte= 46.5m sur le terrain.

D'après le profile on calcul l'inclinaison moyenne de flanc du coteau des deux parties :

$$I1 = \frac{1015 - 976}{376.65 - 0} = 15\%.$$

$$I2 = \frac{990 - 976}{441.75 - 375.65} = 21\%.$$

On remarque que l'inclinaison moyenne de flanc du coteau est supérieure à 12%, alors la forme convenable pour notre demi-tranchée est la forme serpentine.

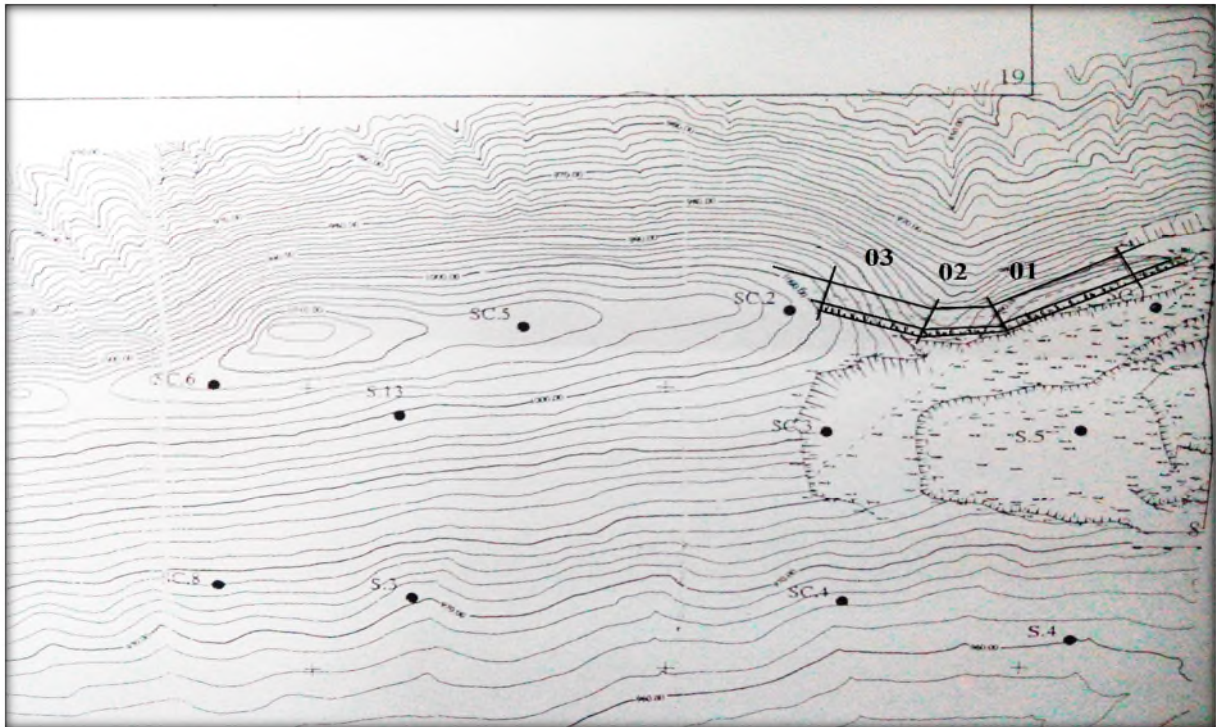


Fig.IV. 4: La forme de la demi-tranchée d'accès.

IV.4.3.1. Les profils

D'après les calculs on prend la forme serpentine. Qui est divisé en 03 parties pour présent les profils de la demi-tranchée d'accès.

a- Profil A :

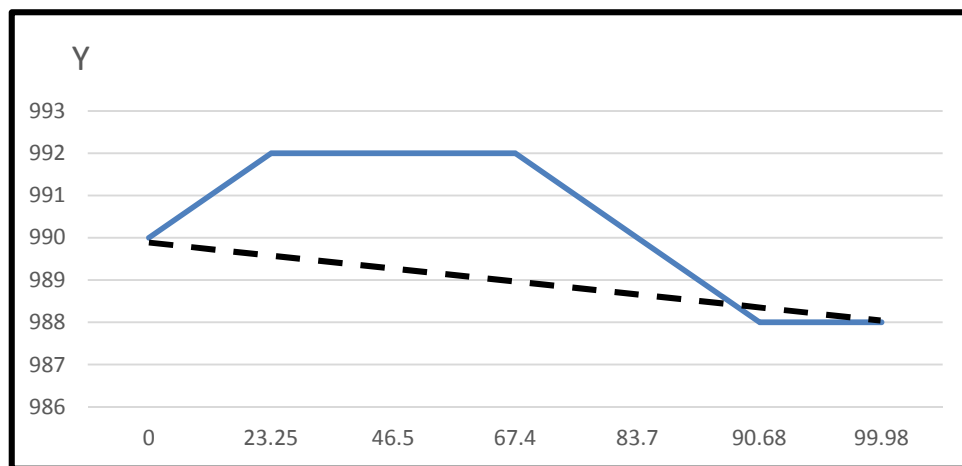


Fig.IV. 5: Profil de la 1ère partie.

a- Déterminer l'inclinaison de la 1ère partie :

$$i_1 = \frac{H_f - H_i}{L_1} = \frac{990 - 988}{99.98 - 0} = 2\%.$$

b- Partie B

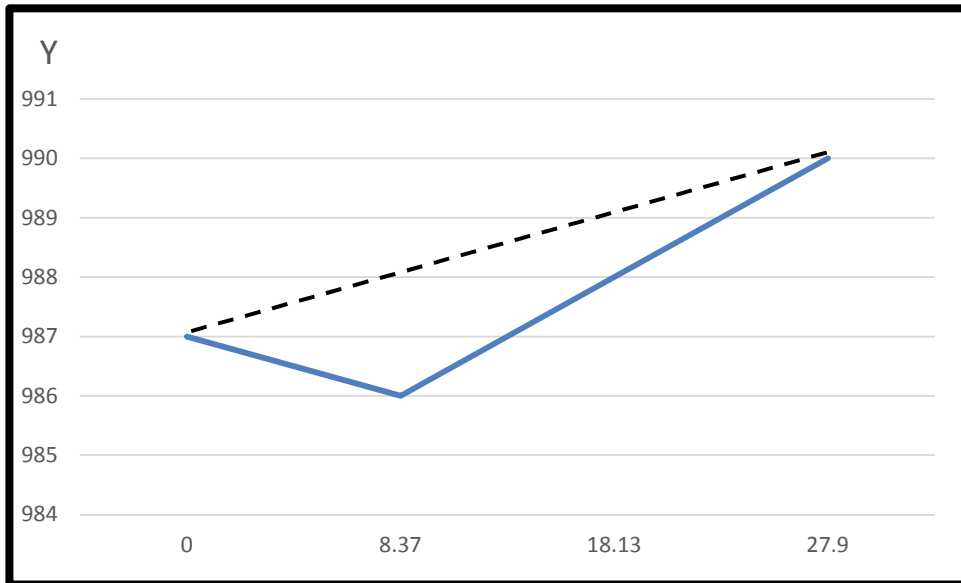


Fig.IV. 6: Profil de la 2nd partie de la demi-tranchée d'accès.

$$i_2 = \frac{H_f - H_i}{L_2} = \frac{990 - 987}{27.9} = 10.75\%$$

c- Partie 03 :

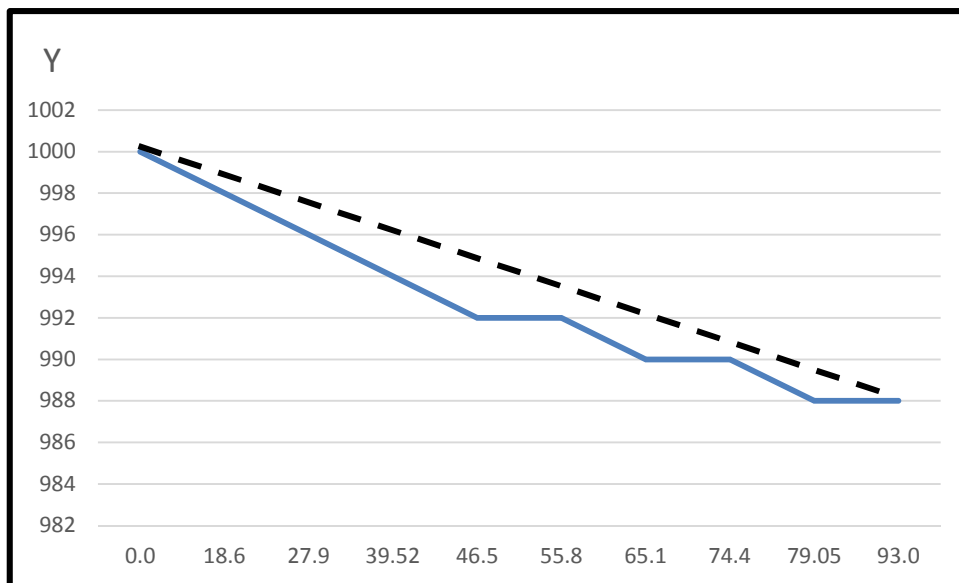


Fig.IV. 7: profil de la 3ème partie.

$$i_3 = \frac{1000 - 988}{93} = 12\%$$

La largeur et la forme de cette demi-tranchée assurer la sécurité des engins et des personnes et la meilleur organisation de travail qui apparait par la facilite de circulation des engins la réalisation baser à diminuer les couts

Chapitre IV : Travaux d'ouverture et système l'exploitation de la zone 2.

On lié entre la base et le sommet par une ligne discontinue présente l'axe de la demi tranchée puis on trace les bornes de ce dernière, on a la largeur de la demi-tranchée est de 13m sur le terrain et d'après l'échelle on trouve 0.3 cm sur la carte topographique puis on trace les bordesa les cote de l'axe chacun loin de 0.15 cm à ce dernier. (Voir la carte topographique)

IV.4. Définition des paramètres de la demi-tranchée

IV.4.1. La largeur de la demi-tranchée

La largeur de demi-tranchée on peut déterminer suivant le **Fig. III.24**. Par la formule suivant :

$$T= A+C+2D+F+E.$$

A : berme de sécurité de chute de pierres

F : largeur de la chaussée,m.

C : largeur de la rigole, m.

D : largeur des accotements, m.

E : largeur de la digne de protection, m.

$$T= 1.5+0.5+2+7+2+2.5 ;$$

$$T= 15.5m.$$

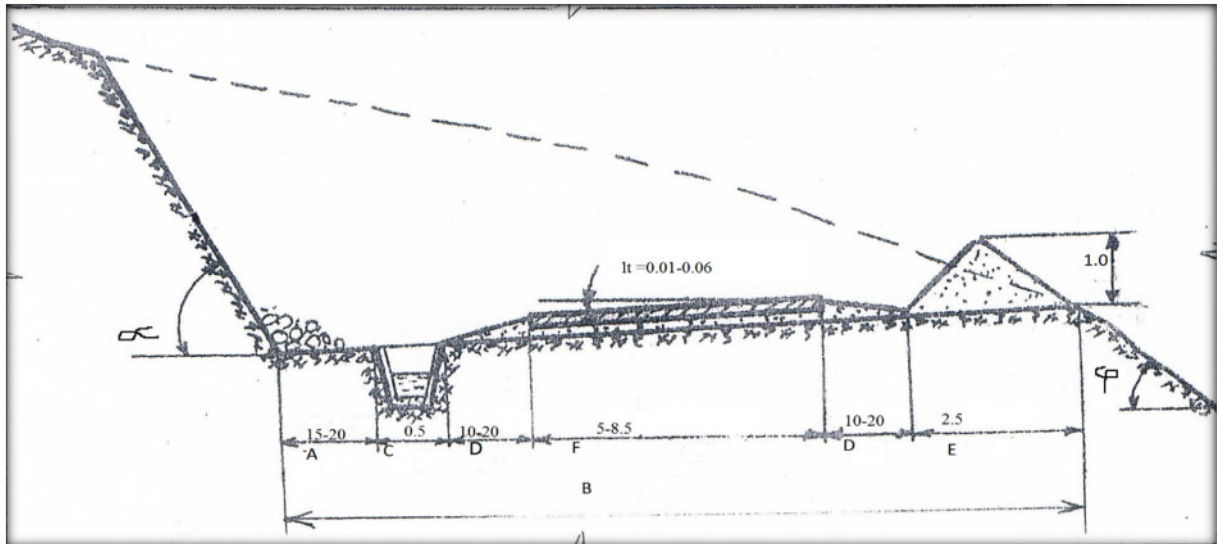


Fig.IV. 8: schéma de détermination de la largeur de la demi-tranchée d'accès.

IV.4.2. La longueur de la demi-tranchée d'accès

$$L = \frac{H_f - H_i}{i} * K_a.$$

Ou' :

H_f : niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès ; H_f= 1015m.

H_i : niveau de base de la demi-tranchée ; H_i= 990m.

i : l'inclinaison de demi-tranchée 0.06

K_a : coefficient d'allongement de tracé. On prend K_a= 1.2.

$$L1 = \frac{1015 - 976}{0.15} * 1.2 ;$$

$$L1 = 472m.$$

$$L2 = \frac{990 - 976}{0.21} ;$$

$$L2 = 80m.$$

$$L = L1 + L2 ;$$

$$L = 552m.$$

IV.4.3. Volume des demi-tranchées

IV.4.3.1. Les coupes et les sections de la demi-tranchée d'accès :

➤ Coupe 1-1

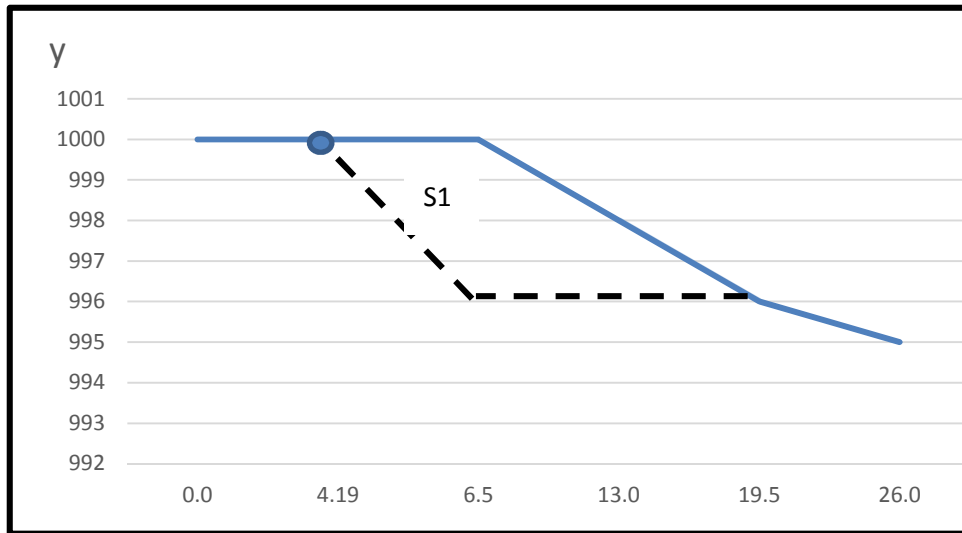


Fig.IV. 9: La coupe 1-1'.

Y : les niveaux d'altitude, m.

X : la distance horizontale, M.

Donc on va calculer la surface S1 c'est un trapèze, qui ont calcul par la formule :

$$S1 = \frac{a+b}{2} * c ;$$

$$S1 = 39 \text{ m}^2.$$

➤ La coupe 2-2' :

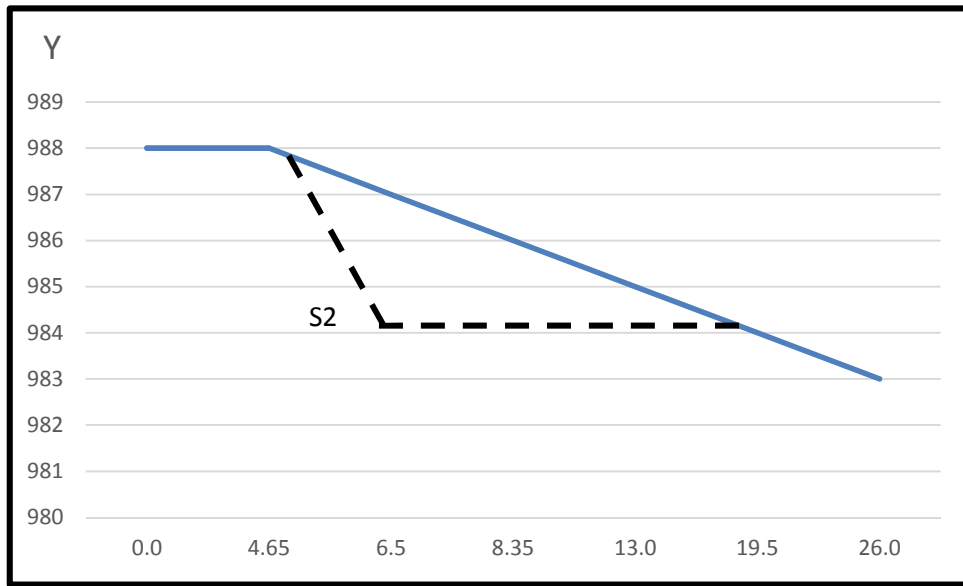


Fig.IV. 10: La coupe 2-2'.

Donc on va calculer la surface S2 c'est un triangle, qui ont calcul par la formule (Fig.IV.10) :

$$S2 = \frac{a \cdot c}{2} ;$$

$$S2 = 26m^2.$$

La coupe 3-3' :

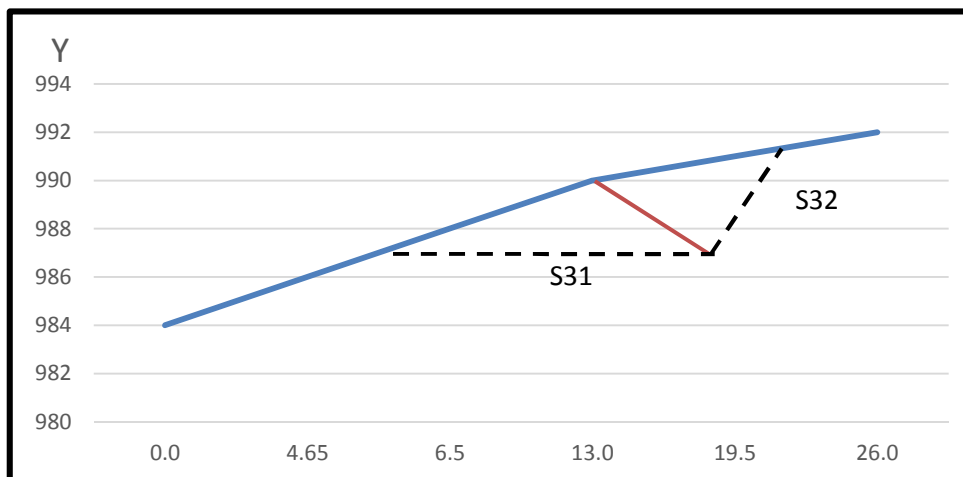


Fig.IV. 11: La coupe 3-3'.

$$S3 = S31 + S32$$

$$S31 = \frac{19.5 - 6.5}{2} * 2$$

$$S31= 13m^2.$$

$$S32= \frac{21-13}{2} * 3.5 ;$$

$$S32= 14m^2.$$

$$S3= 27m^2.$$

La coupe 4-4'

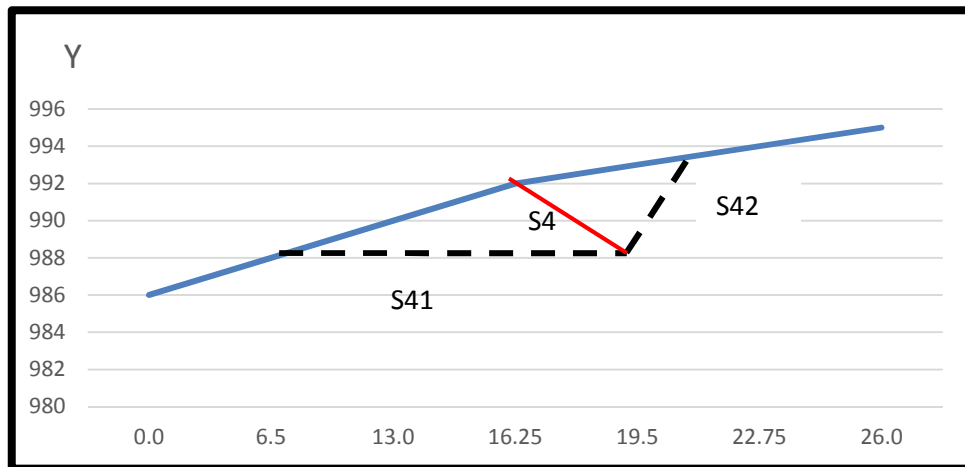


Fig.IV. 12: La coupe 4-4'.

$$S4= S41 + S42;$$

$$S41= \frac{19.5-6.5}{2} * 4 ;$$

$$S41= 26m^2.$$

$$S42= \frac{20.5-16.25}{2} * 5.5 ;$$

$$S42= 11.68m^2.$$

$$S4= 37.68m^2.$$

- Le volume de la demi-tranchée d'accès:

$$V= \frac{(S1+S2)}{2} * L1 + \frac{S2+S3}{2} * L2 + \dots + \frac{S(n-1)+Sn}{2} * Ln, m^3 ;$$

$$V= V1 + V2 + V3 ;$$

$$V1= \frac{(S1+S2)}{2} * L1 ;$$

$$V1 = \frac{39+26}{2} * 93 ;$$

$$V1 = 3022.5m^3.$$

$$V2 = \frac{26+27}{2} * 23.25 ;$$

$$V2 = 616.25m^3.$$

$$V3 = \frac{27+37.68}{2} * 99.98 ;$$

$$V3 = 3233.35m^3.$$

$$V = 6872.1m^3.$$

IV.05. Détermination des profondeurs de trou

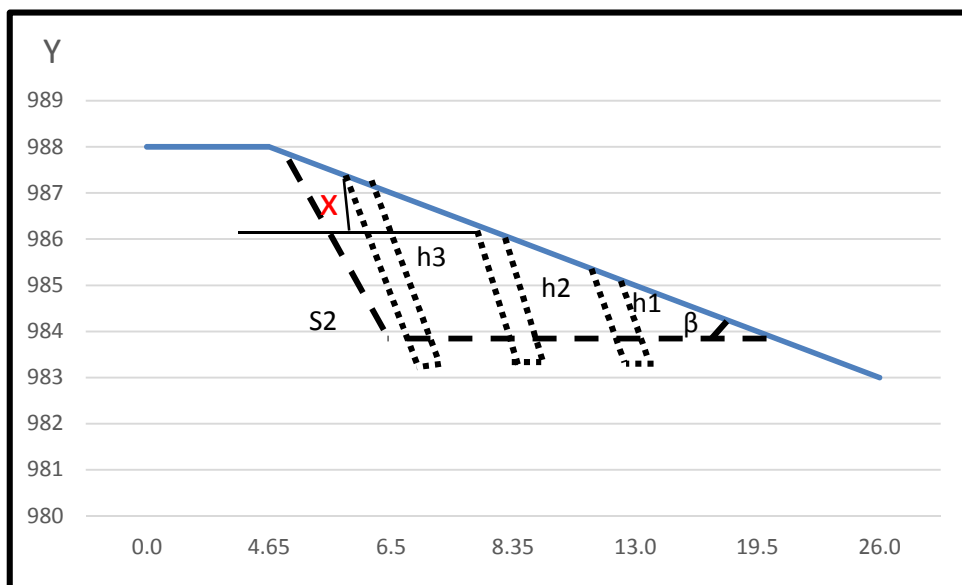


Fig.IV. 13: Schéma de détermination des profondeurs de trou.

$$h_n = h_{n-1} + \frac{b \cdot t \cdot g \beta}{\sin \gamma} ; m$$

$$h_3 = h_2 + \frac{b \cdot t \cdot g \beta}{\sin \gamma} ; m.$$

On à :

$$H1 = (0.8-1.2) ; m.$$

On prend:

$$h1 = 1m.$$

Chapitre IV : Travaux d'ouverture et système l'exploitation de la zone 2.

$$H_2 = h_1 + X ; m.$$

h₂ : hauteur des trous de la rangée précédents, m.

b : distance entre les rangés de trous.

$$b = (0.8 - 1.2) * a ;$$

a : distance entre les trous d'une même rangée ;

$$a = m * w ; m.$$

m : coefficient de rapprochement

$$m = (0.9 - 1.1) ;$$

On prend :

$$m = 1m.$$

w : ligne de moindre résistance, elle est définie en fonction du diamètre des trous, m.

$$w = (35 - 45) * d ; m.$$

$$w = 40 * 0.145$$

$$W = 5.5m.$$

Donc :

$$a = 5.5m.$$

Et :

$$b = 0.8 * 5.5$$

$$b = 4.5m.$$

$$h_2 = h_1 + x ;$$

$$x = b * \frac{\text{tg}\beta}{\text{sin}\gamma} ;$$

$$x = 4.5 * \frac{4.5 * \text{tg } 15}{\text{sin } 85} ;$$

x= 1.21m.

h2= 2.21m.

h3= 3.42m.

IV.6. création de la demi-tranchée de découpage

IV.6.1. Les étapes de création de la demi-tranchée de découpage

Après l'ouverture du niveau 1000m on procède aux travaux d'exploitation en descendant niveau par niveau. Ces travaux valent se faire par deux phases comme suit :

IV.6.1.1 traçage de la demi-tranchée de découpage (création de premier niveau 1000m)

➤ Phase N01 (niveau 1000-1015m)

Lorsque la demi- tranchée d'accès atteint le niveau 1000m on commence de creuser une demi-tranchée appelée tranchée de découpage aux mêmes paramètres que la demi-tranchée d'accès vers le sens sud-ouest.

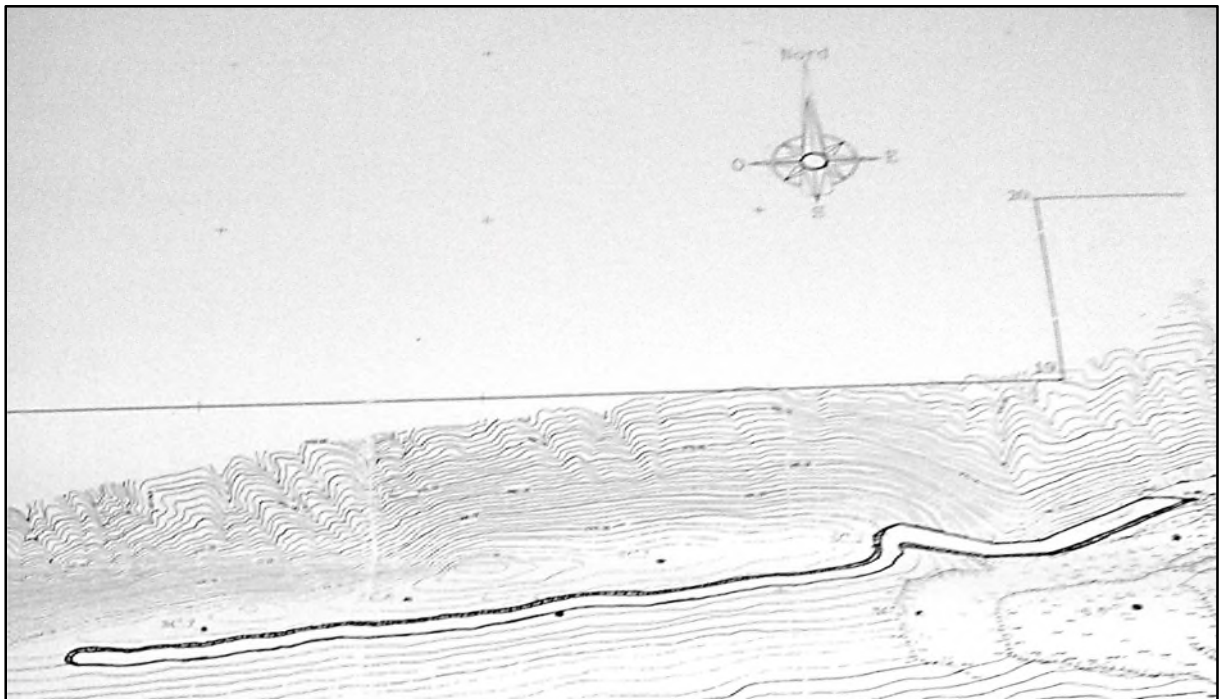


Fig.IV. 14: L'ouverture de la demi-tranchée de découpage au 1er niveau.

IV.6.1.2 Etape d'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate-forme de travail

Ce niveau va évoluer par le développement des travaux essentiellement vers le nord et le sud. Pour atteindre le niveau 1015m et nivellement la plate-forme a niveau 1000m à partir du quelle il devient productif c.à.d. hg = 15m.



Fig.IV. 15: L'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate-forme de travail.

IV.6.1.3. Traçage et création de la demi-tranchée de découpage du 2^{ème} niveau

➤ Phase 2(niveau 985-1000)

Dans la demi tranchée d'accès on va faire une déviation a niveau 985mpour la faciliter de transport après on creuser un demi- tranchées de découpage presque est parallèle à la première tranchée de découpage.

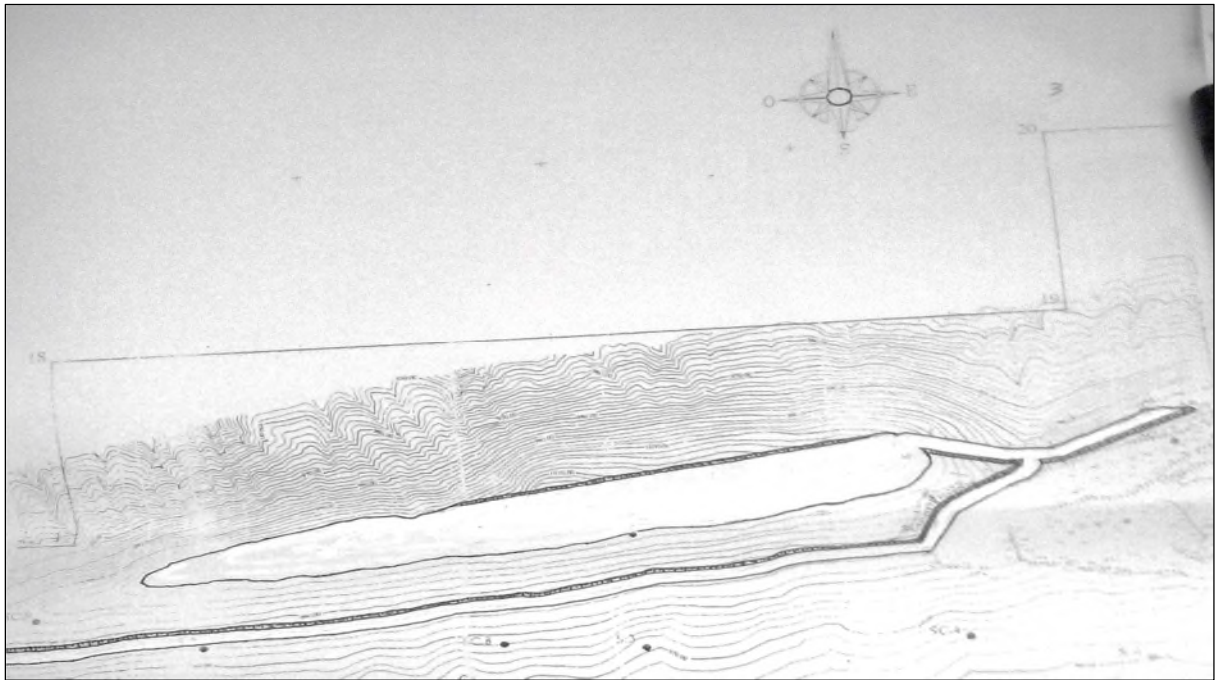


Fig.IV. 16: création de la demi-tranchée de découpage du 2eme niveau.

IV.6.1.4. Etape d'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate-forme de travail

➤ **Ouverture du niveau 985-1000m.**

Développement du gradin vers le Nord jusqu'à atteindre le niveau 1000m et c'est à ce niveau qu'il devient productif (hg=15m),

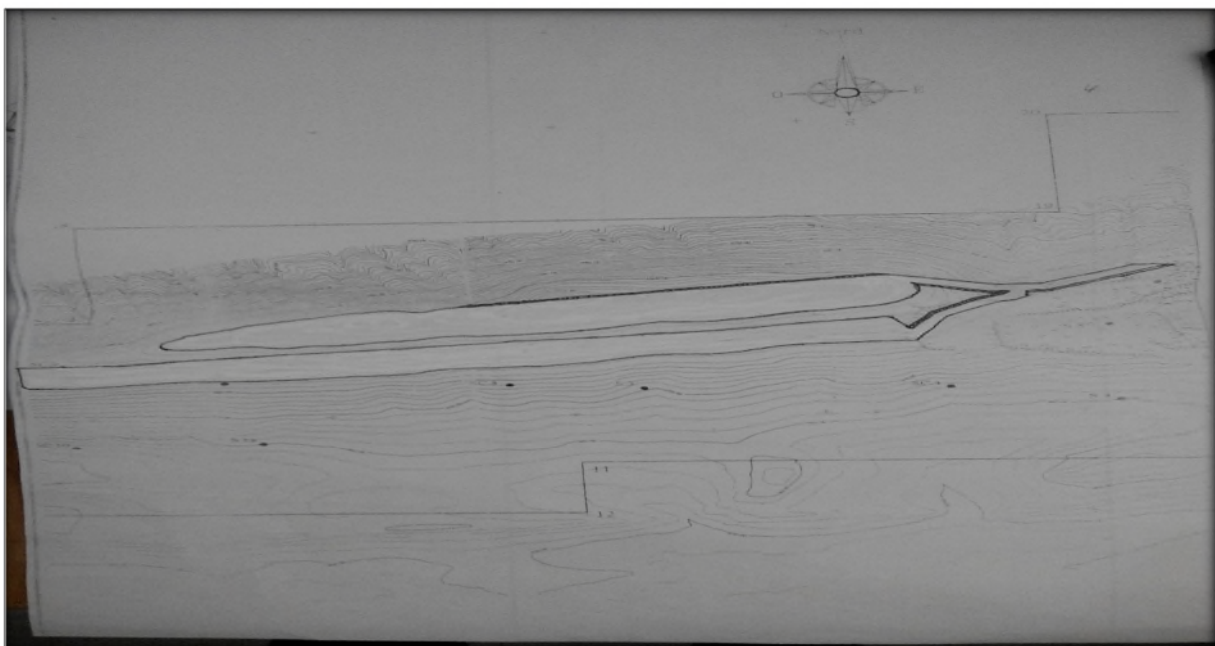


Fig.IV. 17: 'élargissement de la demi-tranchée de découpage suivant la largeur de la plate-forme de travail.

Conclusion

L'ouverture c'est l'opération principale dans l'exploitation d'un gisement, pour cela on trouve le mieux adapte à partir des donner géologique et topographique. On choisit la forme serpentine car l'inclinaison est de 15% qu'est supérieur à 12%. Notre travail a été basé sur les paramètres suivant :

- La longueur et la largeur de la demi-tranchée d'accès ;
- Le volume de stérile en lever ;
- La largeur de plate-forme.

Chapitre V :

**Travaux de forage
et**

**L'abattage à
l'explosif**

Introduction

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures, et ceci avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise).

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.

V.1.Travaux de forage

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 [2].

V.1.1. Choix du matériel de forage

Le matériel de forage est généralement choisi en fonction de:[9]

La forabilité de la roche, qui dépend de la nature de cette dernière et de ses caractéristiques (résistance à la compression et abrasivité) ;la structure du massif : hétérogénéités et discontinuités ;Les caractéristiques générales d'exploitation : granulométrie recherchée, objectif de production ; L'environnement: présence d'habitations, vibrations, bruits, poussières.

V.1.2. Paramètres caractérisant l'engin de forage

Le matériel de forage à utiliser peut être caractérisé par [9] :

- le diamètre de forage : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de forage varie de 45 à 152 mm ;
- la profondeur de forage : elle détermine le diamètre utilisable, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible dureté ;
- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille. Par exemple dans le cas d'une production importante, profondeur et en diamètre réduit. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;

- la vitesse de perforation ;
- le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.

V.1.3. Types de perforatrice [9]

V.1.3.1. 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.

V.1.3.2. 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.

V.1.3.3. 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 50mm. 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 1000 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.

V.1.3.4. 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 parvient 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 (17 atm et 150 mm), qui ont permis d'obtenir une augmentation de la vitesse de forage allant presque jusqu'à 100%.

V.1.4. Choix du diamètre de foration

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs [2] :

- 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.

V.1.5. Vitesse de perforation [9]

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.

V.1.6. Réalisation de la foration

Quel que soit le matériel retenu, et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage. Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (Inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate-forme bien réglée [9] :

- le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;
- le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration ;
- l'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre, intéressent un volume de matériaux bien défini.

V.1.7. Techniques de foration

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent [9] :

- un mouvement de rotation ;
- un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion ;
- un soufflage d'air comprimé destiné à permettre la remontée des débris de foration (l'air comprimé peut, dans certains cas, être remplacé par une injection d'eau, de boue ou de mousse).

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou).

A partir de là, on distingue quatre techniques de foration :

- foration par roto percussion avec marteau hors du trou ;
- foration par roto percussion avec marteau fond de trou ;
- foration par coupe rotative avec outil à lames ;
- foration rotary avec outil tricône

V.1.8. Caractéristiques de foration de la carrière de Sour el Ghozlane

La foration des trous dans la carrière de Sour el Ghozlane est réalisée par l'engin de foration (chariot), pneumatique sur chenilles avec perforatrice à percussion et récupération

depoussières, pour forer des trous de 145 mm de diamètre. Avec compresseur d'air mobile de 7bars. [3]



Fig.V. 1: Sondeuse d'ATLAS COPCO utilisée dans la carrière. [3]

Tableau.V. 1: Caractéristiques de la sondeuse d'ATLAS COPCO. [3]

N°	Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
01	Model	ATLAS COPCO	-
02	Moteur	Diesel	-
03	Diamètre de forage	110÷254	mm
04	Vitesse de rotation	60	Tr/min
05	Direction de forage	60÷90	Degré
06	Force de poussée axiale	20	KN
07	Pression de service	6÷30	Bars
08	Vitesse de déplacement	Jusqu'à 5,2	Km/h
08	Type de mécanisme de translation	Sur chenilles	-
09	Consommation de l'air	308	l/s

V.1.8.1.Rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail est déterminé par la relation suivante [9] :

$$Rs = \frac{T * Ku}{Tf}, \text{ [trous / poste].}$$

Ou :

- T : Durée d'un poste de travail effectif (T= 7h = 420min) ;
- Ku : Coefficient d'utilisation de la sondeuse (Ku=0.85) ;
- Tf : Temps nécessaire pour la foration d'trou.

Avec :

$$Tf = \frac{Ltr}{Va} ;$$

$$Ltr = \frac{Hg}{\sin \alpha} + Ls.$$

Ou :

- **Va** : vitesse d'avancement de taillant dans la roche ; (0.27 m/min) ;
- **Ltr** : longueur de trou ;
- **Ls** : profondeur de sous forage (1.5m) ;
- **Hg** : hauteur du gradin (15m).

Alors :

$$Ltr = \frac{15}{\sin 85} + 1.5.$$

$$Ltr = 16.5.$$

$$Tf = \frac{16.5}{0.27} ;$$

$$Tf = 61.67 \text{ min/trou.}$$

Donc :

$$Rs = \frac{420 \cdot 0.85}{61.67}.$$

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail : **Rs = 5.78** trou/poste.

V.1.8.2. Nombre des sondeuses

Le nombre de la sondeuse déterminé par la relation suivant [9] :

$$Ns = \frac{Pa \cdot Kré}{Rs \cdot N \left(\frac{p}{j}\right) \cdot N \left(\frac{j}{an}\right) \cdot Qtr}.$$

Avec

$$Qtr = W \cdot a \cdot Hg \cdot [t].$$

Ou :

- **Pan**: Production annuel (**Pan = 1000 000 t/an**) ;
- **Krés** : Coefficient de réserve de la sondeuse (**1.2 - 1.25**), **Krés = 1.25** ;
- **Np/j** : Nombre de postes de travail par jour ; (**Np/j = 2 postes**).
- **Nj/an** : Nombre de jours ouvrable par an ; (**Nj/an = 250 jours**).
- **Qtr** : le volume (en tonne) de la roche abatu par un trou ;
- **W** : la ligne de moindre résistance ; (**W = 4.5m**).
- **a** : distance entre deux trous ; (**a = 5.42m**).
- **ρ** : la masse volumique, (**2.65 t/m³**)

Donc :

$$Q_{tr} = 15 * 5.42 * 4.5 * 2.65 ;$$

$$Q_{tr} = 969.5 \text{ t.}$$

Alors :

$$N_s = \frac{100000 * 1.25}{5.84 * 2 * 250 * 969.5} ;$$

$$N_s = 0.44.$$

Le nombre de la sondeuse nécessaire afin d'assurer la production souhaitée par l'entreprise est : une (01) sondeuse.

V.2. Les opérations principales de l'exploitation du gisement

On distingue quatre opérations principales de l'exploitation du gisement qui sont:

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

A chaque opération principale correspondent les travaux auxiliaires dont la réalisation permet de faciliter son exécution. [6]

V.2.1. Abattage

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire).

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

- du type de roche, et leur état naturel;
- des 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.

On distingue l'abattage par pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

V.2.1.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport).

V.2.1.2. Mode d'abattage à l'explosif

L'abattage des roches à explosif 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 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/m².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [12]

- 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 abattue avec forme et dimensions nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière abattue 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.
- D'après les critères de choix de la méthode d'abattage des roches, on va appliquer le mode d'abattage à l'explosif dans le massif rocheux de calcaire du gisement de sour el ghozlane.

V.2.2. 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 :

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. [13]

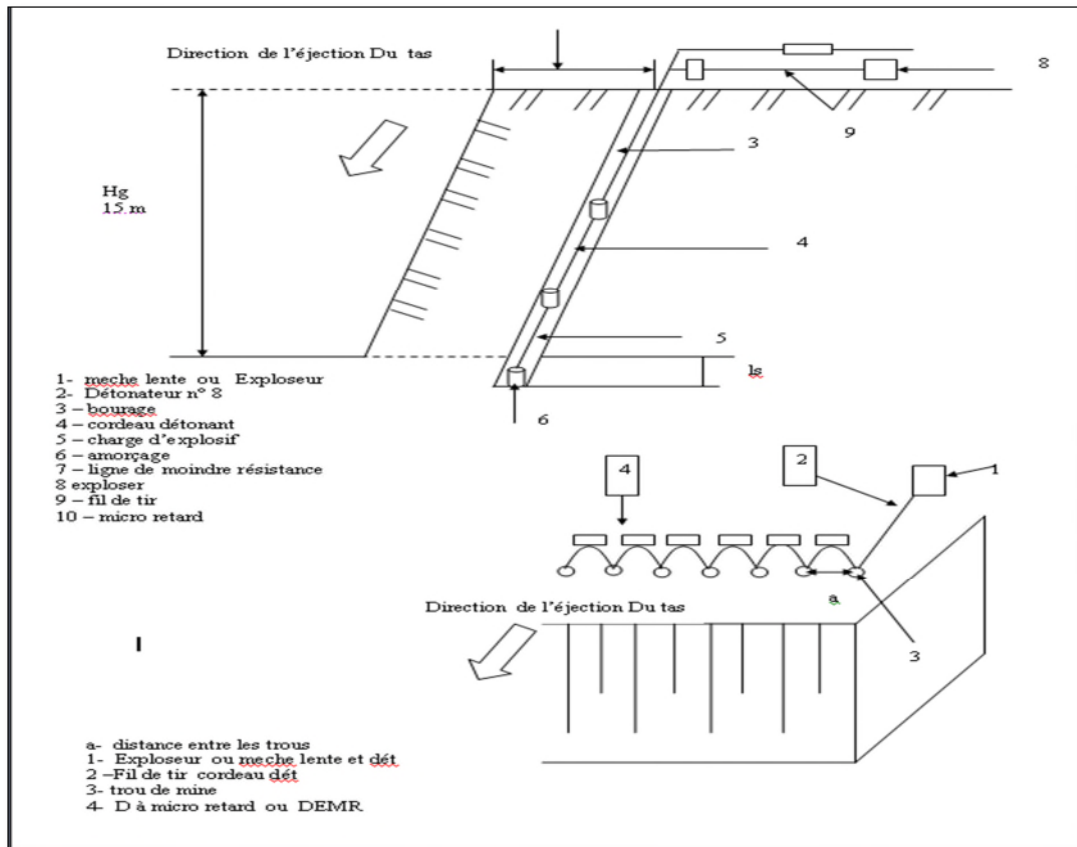


Fig.V. 2: plan de tir à ciel ouvert.

a- 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 0.33m/m est recommandée pendant la foration, la figure suivant montre l'effet de l'onde du choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines. [14]

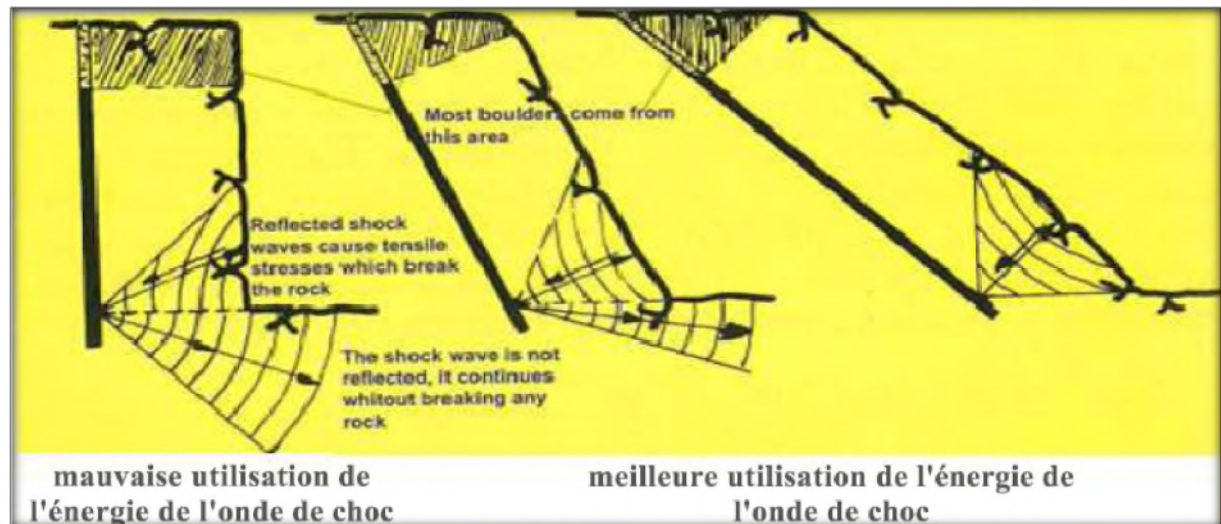


Fig.V. 3: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.

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 : [15]

- 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 « $\beta=10^\circ$ ».

V.2.3. 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 adapté à la roche, ou plus simplement par le choix d'un explosif de sa vitesse de détonation élevée dans une roche résistante. Si le massif est pré fracturé 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.

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante : La charge de fond du trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale. La partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge de colonne est remplie 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. [13]

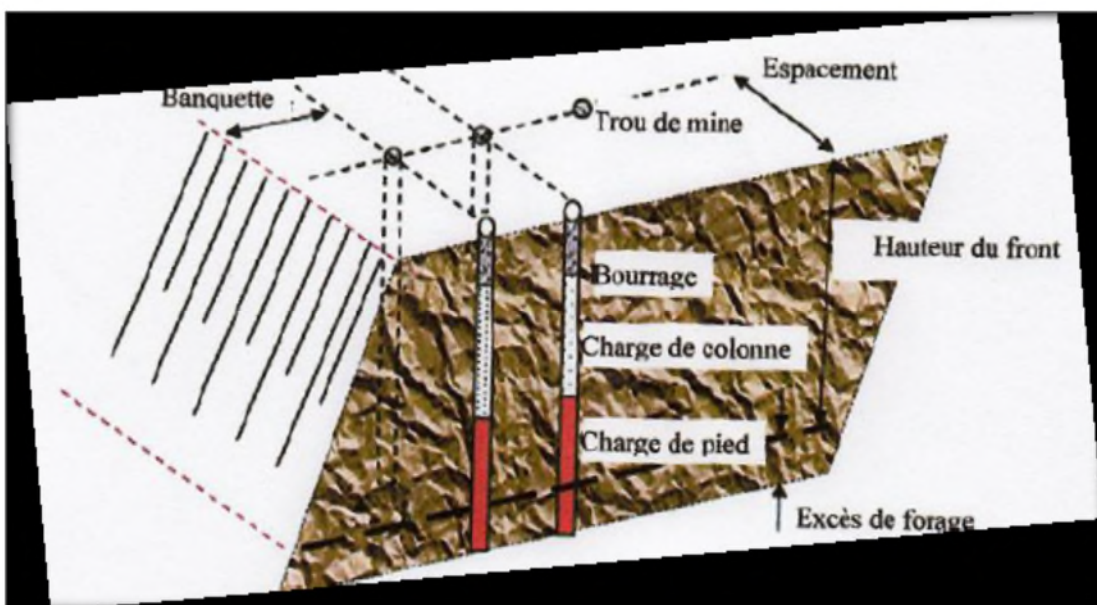


Fig.V. 4: Schéma du dispositif géométrique d'un tir. (Ciel ouvert) [17]

V.2.3.1. Types d'explosifs

a) Les dynamite

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité antigel d'une dynamite. Les autres composants sont des combustibles et des comburants. Selon le taux de (NGL), on distingue :

- Les dynamites plastiques, contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique ;
- Les dynamites pulvérulentes, contenant 10 à 20% de NGL. [8]

b) Les explosifs nitratés

Les explosifs nitratés sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) et d'un explosif pur.

c) Les nitrates fuels

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium et d'huiles minérales, en générale du fuel domestique, dans une proportion voisine de 5 à 6%. Dans certains cas, les nitrates fuels peuvent contenir une quantité plus ou moins importante de poudre d'aluminium.

d) Les explosifs bouillis

Les explosifs de type bouilli sont constitués par un mélange de combustible, de comburants et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins 5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous deux formes distinctes :

- Les gels à consistance pâteuse, qui sont généralement encartouchés ;
- Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage. [8]

e) Les émulsions

Les émulsions sont des mélanges de nitrate d'ammonium en solution aqueuse sous forme de gouttelettes microscopiques emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile contenant une faible proportion d'émulsifiant.

f) Les nitrates fuels alourdis

Les nitrates fuels alourdis sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate fuels sans en accroître la sensibilité.

Les nitrates fuels alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme :

- De produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité ;
- De pates plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%. dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par pompage. [8]

V.3. Caractéristique de l'explosif

Quand on veut étudier ou choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître ces caractéristiques techniques qui sont principalement :

V.3.1. capacité de travail

Elle caractérise l'aptitude de l'explosif à exécuter un travail mécanique à l'arrachement de la roche du massif. Elle dépend du volume de gaz, de la vitesse de détonation et de la quantité de chaleur dégagée lors de l'explosion. Elle peut être déterminée par l'essai de trautzl. [16]

V.3.2. Densité

C'est une caractéristique importante qui peut remettre en cause la réussite d'un travail à l'explosif.

Avec un explosif de haute densité l'énergie développée sera concentrée, ceci est conseillé dans des travaux de dérochage, de forage et d'abattage dans les sols résistants et rigides. Un explosif de faible densité un travail de fragmentation, de fissuration et de pré fissuration sera fait avec une grande répartition de l'énergie, ceci est conseillé pour des sols friables et des roches tendres. [16]

V.3.3. Puissance

La puissance qui fait intervenir le volume de gaz dégagé et la température exprime le travail utile effectué. Elle est mesurée par le C.U.P (coefficient d'utilisation pratique) de l'unité de masse.

Ces C.U.P varient à peu près de façon suivante :

- ❖ Explosifs très puissants ;
 - ✓ C.U.P=1,30 à 180.
- ❖ Explosifs nitrates brisants ;
 - ✓ C.U.P= 1 ,10 à 138.
- ❖ Explosifs de faible puissance.
 - ✓ C.U.P= 0,60 à 0,85.

On peut déterminer le C.U.P de façon suivante :

$$\checkmark \text{ C.U.P}=(100*15)/C.$$

Où C désigne la masse d'explosif qui provoque dans le bloc de plomb le même évasement que 15g de mélinite. [16]

V.3.4 .Vitesse de détonation

La vitesse de détonation est la rapidité de propagation d'une onde de détonation (onde de choc) qui est déterminée par la méthode de Dautriche ou l'enregistrement oxillographique.

V.3.5. Résistances à l'humidité et l'eau

La résistance à l'humidité détermine l'utilisation de l'explosif en milieu marin, humide ou sec.

La résistance à l'humidité est inversement proportionnelle au pourcentage de sels oxydants contenus dans l'explosif (par exemple : nitrate d'ammonium).

L'augmentation du taux d'huile explosive accroît résistance par exemple : mélange (nitroglycérine, nitroglycol).

L'ONEX produit toutes les gammes d'explosifs atteignant les résistances les plus performantes. Par un traitement de l'emballage de l'explosif, l'ONEX accroît encore plus ces résistances. [16]

V.3.6. Résistances à la chaleur et au froid

La chaleur ne doit pas faire exsuder l'un des constituants de l'explosif, ni en modifier la forme cristalline et celle-ci doit rester stable à des températures de 40°C à 50°C.

Tableau.V. 2: Caractéristiques des explosifs(ONEX).

Désignations	Densité g/cm ³	Vitesse de déformation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1,4-1,5	4000-6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitrates	1,0-1,15	4000-6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrate fuels	0,9	3000-4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1,2-1,5	4000-5000	Excellent	Roche dure

V.4. Caractéristiques des explosifs utilisés dans le domaine minier

La puissance d'un explosif est proportionnelle à la vitesse de détonation, dans laquelle cette décomposition se produit. Elle détermine le régime normal de la décomposition de l'explosif, ce qui permet de classer les explosifs en deux catégories :

- Explosifs déflagrants, appelés aussi « poudres », se décomposant à une vitesse inférieure à 100 m/s.
- Les explosifs détonants conventionnellement appelés « explosifs », dont la vitesse de décomposition est supérieure à 1000 m/s. Ce sont les dynamites, les explosifs nitrates... etc.

V.4.1. La théorie du travail à l'explosif

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptibles de se décomposer en un temps très court, sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température.

Les explosifs décomposent selon trois modes suivants :

- combustion simple ;
- déflagration ;
- détonation.

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage ;
- Son confinement.

Un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple. Si le confinement augmente, le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation. En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue : [17]

V.4.1.1. Les explosifs déflagrants

Leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde) ;

V.4.1.2. Les explosifs détonants

Leur décomposition est rapide (2000 à 8000 m/s) produisant ainsi une onde de choc. Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve [6]:

A- Les explosifs primaires

Très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc ;

B- Les explosifs secondaires

Relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

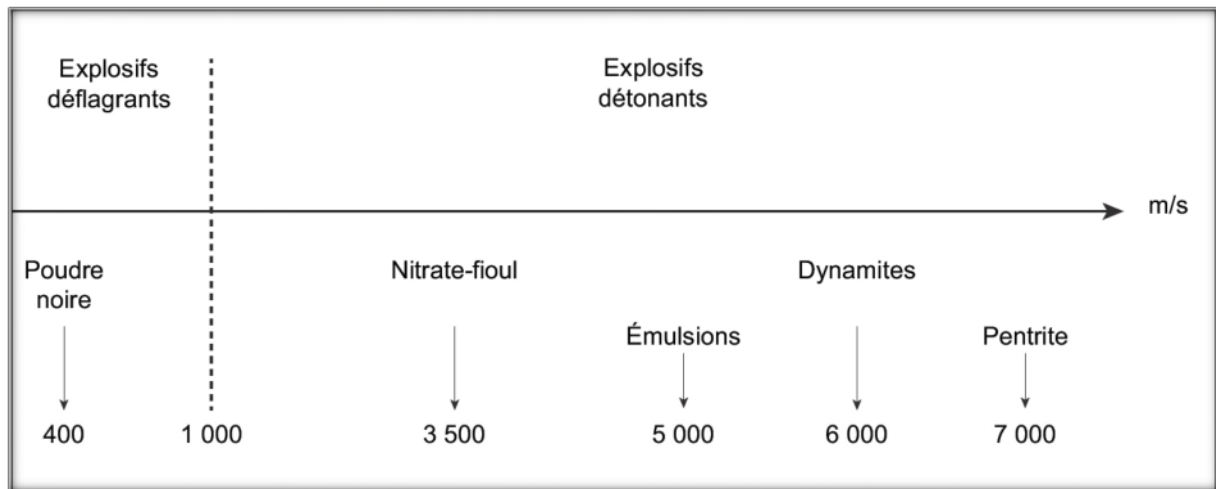


Fig.V. 5: la vitesse de décomposition d'explosifs. [19]

V.5. Explosifs produits en Algérie « Office National des substances Explosive » (ONEX) :

V.5.1. GELANIT

La gélanite est un explosif nitré d'une consistance gélaniteuse dont la couleur varie du jaune au marron clair. Ce type d'explosif est caractérisé par une densité élevée traduit par une vitesse de détonation importante.

Utilisation

Utilisée dans des terrains à roches dures à semi dures, pour des travaux d'abattage {ciel ouvert ou en souterrain. [8]

Travaux à ciel ouvert

Carrières, travaux publics, fonçage des puits ; Travaux d'aménagement des ports ...etc

Avantage

- consistance gélatineuse très résistante {l'eau ;
- Explosif dense traduit par une vitesse de détonation élevée ;
- Capacité d'abattage des roches très dures même en présence d'eau.

V.5.2. MARMANIT

La MARMANIT est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT. [8]

Utilisation :

- Utilisable dans les terrains secs ou faiblement humides
- Elle est adaptée aux terrains à roche tendre à mi-durs.

Avantages

- Explosif de sûreté, peu sensible aux actions mécaniques;
- Explosif caractérisé par une charge linéaire réduite qui favorise son utilisation pour les terrains mi-durs.

V.5.3. TEMEX

Le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX par rapport aux explosifs classiques des avantages substantiels à savoir :

- Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain, même en milieu subaquatique.
- Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage et de l'utilisation. [8]

V.6. Accessoires de tir

Pour la mise à feu des différentes charges explosives, il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de mine tels que : mèche lente, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau détonant etc...

Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise {feu, de leur mise en oeuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait. Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif. [8]

V.6.1. La mèche lente

La mèche lente est constituée d'une âme de poudre noire, entourée de plusieurs enveloppes de fils tressés, recouverts d'une gaine de PVC.

D'une bonne résistance aux efforts mécaniques, elle offre une résistance élevée {l'eau. Sa vitesse de combustion est de 90 à 120 m/s. Elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques. [8]

V.6.2. Le cordeau détonant

Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite. C'est un explosif très puissant, il est enveloppé de fils tressés recouverts d'une matière plastique. Cela lui confère une étanchéité et une résistance élevées {l'eau. Sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s.

Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs simultanés. Il peut remplacer, dans certains cas, la charge explosive pour certains types de

travaux tels que pré fissuration, découpage et post-découpage de la roche. Il peut amorcer par tous les types de détonateurs électriques et pyrotechniques.

V.6.3. Les Détonateurs pyrotechnique

Pour l'amorçage des charges d'explosifs, ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité {l'électricité selon trois catégories.

V.6.3.1. Détonateurs instantanés

Avec l'emploi de détonateurs instantanés, l'amorçage des charges explosives sont parfaitement simultanés. Il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

V.6.3.2. Détonateurs sismiques :

L'ONEX produit pour la recherche géophysique des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection).

V.6.3.3. Détonateurs à retard :

a. Détonateurs à retard demi-seconde « DER » :

L'emploi des détonateurs {retard de demi-seconde (DER), l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice. Les temps de retard varient de 0,5 seconde pour le n°1 jusqu' {6 secondes pour le n°12; il existe 12 numéros de retard, soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané).

b. Détonateurs microretard « DMR » :

Ces détonateurs diffèrent des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court de l'ordre de 20 ms.

L'ONEX fabrique des détonateurs à microretard avec 12 degrés de retard. La durée du retard en ms varie entre 0 à 240 ms;[8]

V.6.4. Le fil de tir

Le fil de tir est de diamètre de 0.6 mm et une section de 0.283 mm². Sa résistance pour 100 m est de 6,1Ω. [8]

V.7. Amorçage

Pour provoquer la décomposition d'un explosif il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation. Il existe plusieurs manières d'apporter cette énergie; chacune d'elles se traduit par un phénomène de transfert thermique rapide qui a pour origine des chocs, des frottements des étincelles, des inflammations, une onde de choc etc...

V.7.1. Différents systèmes d'amorçage

Les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs, électriques ou non, associés ou non, à des cordons détonants.

Les réactions pyrotechniques dans un détonateur, se développent de la façon suivante :

- La première énergie thermique est apportée par :
- une mèche ou cordon Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité) ;
- par un guide d'onde de choc à 200 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz ;
- une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique « DEI ». Ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général, la meilleure fiabilité.
- Les compositions retardatrices brûlent dans des temps qui sont des multiples d'un certain retard « DER » (par exemple 100, 200, ou 500ms) ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard « DMR » (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'il s'agisse d'un détonateur à retard ou à micro-retard.

V.7.2. Types d'amorçages

V.7.2.1. Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordon détonant. Ce cordon détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en g/m (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6000 à 7000 m/s). [7]

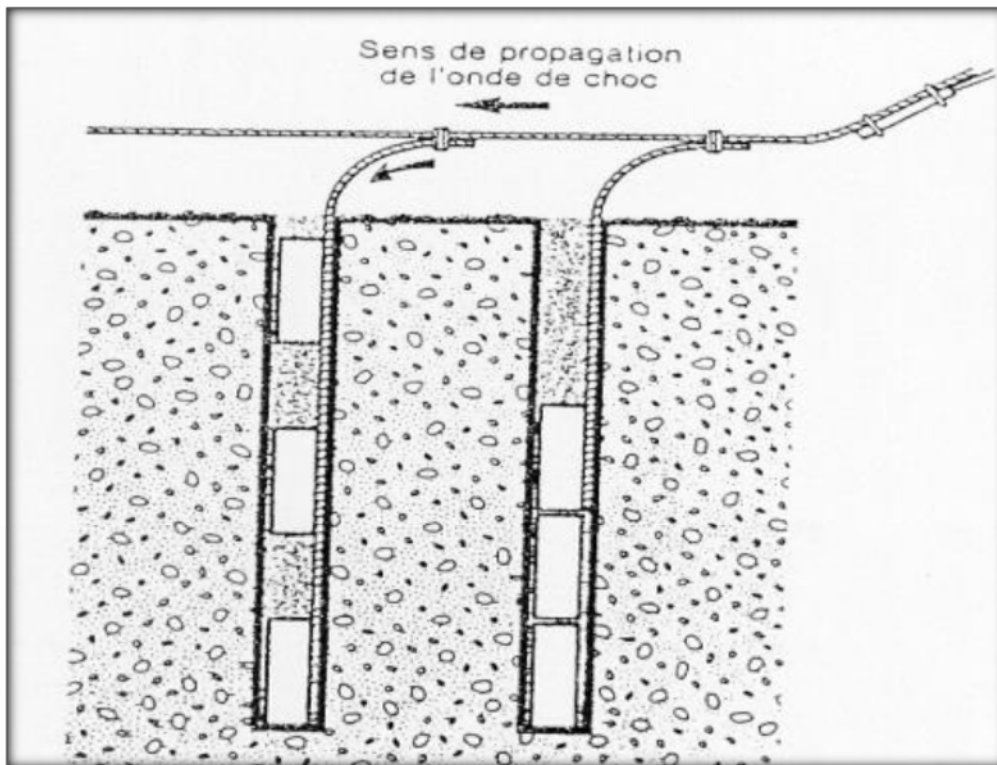


Fig.V. 6: L'amorçage latéral. [19]

V.7.2.2. Amorçage ponctuel

Avec un détonateur par trou placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif (figure ci-contre).

L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur. [9]

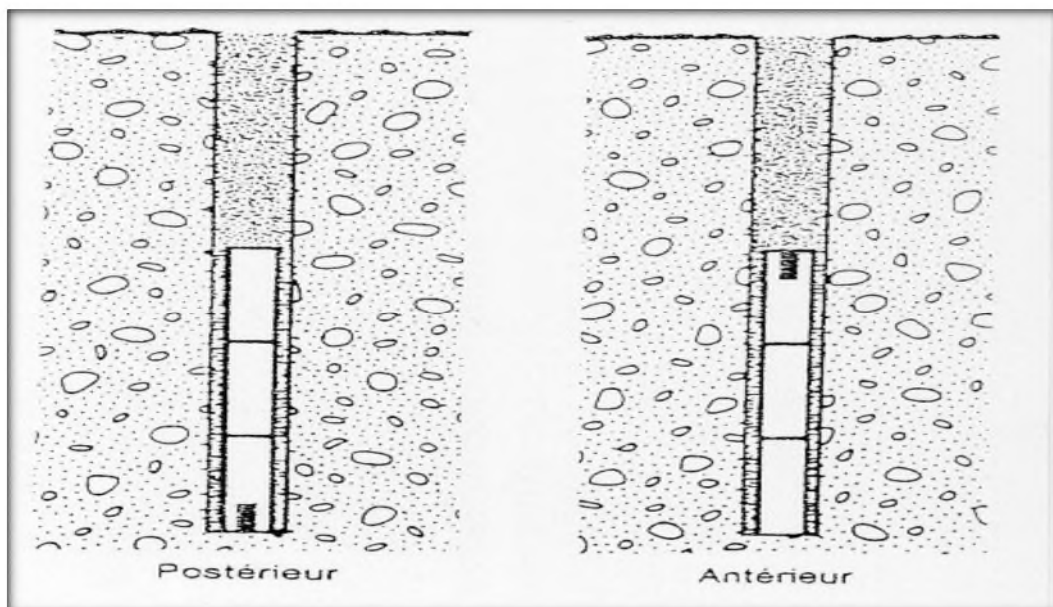


Fig.V. 7: L'amorçage ponctuel. [19]

V.8. Les principaux paramètres du plan de tir

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires 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. Les paramètres d'un plan de tir suivants :

- Hauteur de gradin ;
- Diamètre de trou
- Angle d'inclinaison de trou
- Profondeur du sur-forage
- Profondeur du trou
- Ligne de moindre résistance;
- Distance entre deux rangées
- Espacement entre trou de mine
- Chargement explosif de fond
- Charge de fond ;
- Charge d'explosif de colonne ;
- Hauteur de bourrage ;
- charge de colonne ;
- Quantité d'explosif par trou ;
- Quantité d'explosif totale ;
- Nombre de trous.
- Consommation spécifique d'explosif ;

Les paramètres d'un plan de tir calculent par plusieurs méthode parmi ces dernier on a longfors.

V.8.1. calcul des paramètres par la méthode de LANGEFORS [20]

V.8.1.1. Banquette maximale

La banquette maximale trouvée par la formule suivante :

$$B = 0.03 * Dtr * \sqrt{\frac{S * \rho}{C * f * \left(\frac{E}{B}\right)}} ; m.$$

Ou :

- **B**: Banquette maximale ;
- **Dtr**: diamètre du trou de mine (145 mm) ;

- **S**: puissance de la charge de fond de l'explosif ;
- **ρ**: densité de l'explosif utilise ($\rho = 1.22\text{g/cm}^3$) ;
- **C**: résistance au tirage, (0.37kg/m^3) ;
- **f**: facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (α) ;
- **E/B**: rapport de la maille.

a) Puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weightstrength)

La puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weightstrength) trouvé par la formule suivante :

$$S = \frac{5}{6} * \left(\frac{Et}{Eto} \right) + \frac{1}{6} * \left(\frac{Vg}{Vgo} \right)$$

Où :

- **Et**: énergie totale dégagée par l'explosif ($Et = 3987 \text{ KJ/Kg}$) ;
- **Vg**: volume de gaz dégagé par l'explosif ($Vg = 868\text{L/Kg}$) ;
- **Eto** et **Vgo** sont les valeurs correspondant à celle de la dynamite suédoise (Dynamite de référence) ; ($Eto = 4848.8 \text{ KJ/Kg}$; $Vgo = 850 \text{ L/Kg}$).

$$S = \left(\frac{5}{6} * \frac{3987}{4848.8} \right) + \left(\frac{1}{6} * \frac{868}{850} \right)$$

$$S = 85\%.$$

- **Résistance au tirage**

La valeur de la résistance au tirage illustré dans le tableau :

Tableau.V. 3: Résistance au tirage de quelques roches.

Roche	C
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

Pour les calcaires dures (notre cas) on prend la valeur de : **C = 0,37**

b) Facteur de contrainte

La variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous illustré dans le tableau IV.5 ci-dessous :

Tableau.V. 4 : 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 $\beta = 10^\circ$, on prendra la valeur de f égale à **1,11**.

c) Rapport de la maille (E/B)

E est l'espace entre trous et B la banquette. Ce rapport influe sur la granulométrie des produits :

- Pour l'obtention de granulats on recommande $1 < E/B < 1,3$
- Pour la production d'engrais on conseille $0,8 < E/B < 1$

Dans notre cas on prend le rapport de la maille E/B égal 1.25.

$$\frac{E}{B} = \frac{5.42}{4.5} ;$$

$$\frac{E}{B} = \mathbf{1.20.}$$

Donc :

$$\mathbf{B_{max} = 0.03 * 145 * \sqrt{\frac{0.85 * 1.22}{0.37 * 1.11 * 1.22}} ;}$$

$$\mathbf{B_{max} = 5.25m.}$$

V.8.1.2. Banquette pratique

La Banquette pratique trouvée par la formule suivante :

$$\mathbf{B = B_{max} - 0.05 * hg ; [m].}$$

Où :

- **B**: Banquette pratique, (m).

Donc :

$$\mathbf{B = 5.25 - 0.05 * 15 ;}$$

$$\mathbf{B = 4.5m.}$$

V.8.1.3. Espacement entre trous de mine

L'espace entre les trous est donné par la formule suivante :

$$\mathbf{E = 1.25 * B ; [m].}$$

Donc :

$$\mathbf{E = 1.25 * 4.5 ;}$$

$$\mathbf{E = 5.4m.}$$

V.8.1.4. Profondeur de Sur – forage

La profondeur de sur- forage est donnée par la formule suivante :

$$L_s = 0.3 * B_{\max}; [m].$$

Donc :

$$L_s = 0.3 * 5.25 ;$$

$$L_s = 1.5 \text{ m.}$$

V.8.1.5. Profondeur du trou

Dans notre cas nous avons des trous inclinés, alors la profondeur de trou est donnée par la formule suivante :

$$L_{tr} = \left(\frac{hg}{\sin\beta} \right) + L_s ;$$

Donc :

$$L_{tr} = \left(\frac{15}{\sin 85} \right) + 1.5 ;$$

$$L_{tr} = 18 \text{ m.}$$

V.8.1.6. Distance entre deux rangées

La distance entre deux rangées des trous dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin est donnée par la formule suivante :

$$b = \frac{B}{\sin\beta} : [m] ;$$

Donc :

$$b = \frac{5.25}{\sin(85)} ;$$

$$b = 5.42 \text{ m.}$$

V.8.1.7. Construction de la charge

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges :

- La charge de pied ;
- La charge de colonne.

a) La hauteur de la charge de pied

La zone qui assurée le cisaillement de la partie basse et son déplacement est définie par la formule suivante :

$$L_p = 1.3 * B_{\max}; [m].$$

Où :

- **L_p**: La hauteur de la charge de pied.

Donc :

$$L_p = 1.3 * 5.25 ;$$

$$L_p = 6.82 \text{ m.}$$

b) Charge linéaire de pied

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 * \left(\frac{f}{S}\right) * \left(\frac{E}{B}\right) * \left(\left(\frac{0.07}{B}\right) + C + 0.004 * B\right) * B^2 ; [\text{kg/m}].$$

Où :

- C_p : Charge linéaire de pied.

Donc :

$$C_p = 0.88 * \left(\frac{1.11}{0.85}\right) * \left(\frac{5.42}{4.5}\right) * \left(\left(\frac{0.07}{4.5}\right) + 0.37 + 0.004 * 4.5\right) * 4.5^2 ;$$

$$C_p = 13.65 \text{ Kg/m.}$$

c) Quantité d'explosif au pied du gradin

La Quantité d'explosif au pied du gradin défini par :

$$Q_p = L_p * C_p ; [\text{Kg}].$$

Où :

- Q_p : Quantité d'explosif au pied du gradin.

Donc :

$$Q_p = 6.82 * 13.6 ;$$

$$Q_p = 93 \text{ Kg.}$$

d) Longueur de bourrage

La hauteur du bourrage est définie par la formule suivante :

$$L_b = B ; [\text{m}].$$

Donc :

$$L_b = 4.5 \text{ m.}$$

e) La hauteur de la charge de colonne

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_c = L_{tr} - (L_p + L_b) ; [\text{m}].$$

Où :

L_c : La hauteur de la charge de colonne.

Donc :

$$L_c = 16.5 - (6.82 + 4.5) ;$$

$$L_c = 5.18 \text{ m.}$$

f) Charge linéaire de colonne

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon LANGEFORS, environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied.

$$C_c = 0.5 * C_p; [\text{kg/m}].$$

Où :

- C_c : Charge linéaire de colonne.

Donc :

$$C_c = 0.5 * 13.6 ;$$

$$C_c = 6.82 \text{ kg/m}.$$

g) Quantité d'explosif en colonne

La Quantité d'explosif en colonne est déterminée par la formule suivante, au niveau de la carrière de Sour EL Ghozlane en utilise le **TEMEX II**:

$$Q_c = L_c * C_c ; [\text{kg}].$$

Où :

Q_c : Quantité d'explosif en colonne.

Donc :

$$Q_c = 6.82 * 5.18 ;$$

$$Q_c = 35.32 \text{ kg}.$$

h) Quantité de charge d'explosifs dans un trou

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne.

$$Q = Q_c + Q_p ; [\text{kg}].$$

Où :

- Q : Quantité de charge d'explosifs dans un trou.

Donc :

$$Q = 35.32 + 6.82 ;$$

$$Q = 42.15 \text{ Kg}.$$

i) Consommation spécifique d'explosif

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage d'un mètre cube de roche.

$$q = \frac{Q}{hg * E * B} ; [\text{kg/m}^3] ;$$

Donc

$$q = \frac{42.15}{15 * 5.4 * 4.5} ;$$

$$q = 0.115 \text{ Kg/m}^3.$$

j) Quantité d'explosif totale dans un bloc

La quantité d'explosif total dans un bloc est définie par la formule suivante :

$$Q_{tot} = q * \left(\frac{Pan}{N \left(\frac{tir}{m} \right) * Nm * \rho} \right) ;$$

Donc :

$$Q_{tot} = 0.115 * \left(\frac{1000000}{3 * 12 * 2.65} \right) ;$$

$$Q_{tot} = 1205.45 \text{Kg.}$$

V.8.1.8. Volume de roche abattu par un trou

Le volume de la roche abattu par un trou est donné par la formule suivante :

$$V_{tr} = E * B * hg ; [\text{m}^3] ;$$

Donc :

$$V_{tr} = 5.25 * 4.5 * 15 ;$$

$$V_{tr} = 354.37 \text{ m}^3.$$

V.8.1.9. Nombre de trou dans un bloc

Le nombre de trou est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{Q_{tot}}{q} + 1 ; [\text{trou}].$$

$$N_{tr} = \frac{1205.45}{42.15} + 1 ;$$

$$N_{tr} = 30 \text{ trous.}$$

V.8.1.10. Longueur totale foré

La longueur totale forée est déterminé par la formule suivante :

$$L_{tf} = N_{tr} * L_{tr} ; [\text{m}].$$

Donc :

$$L_{tr} = 30 * 18 ;$$

$$L_{tr} = 540 \text{m.}$$

V.8.2. Schéma d'un plan de tir (méthode Langefors)

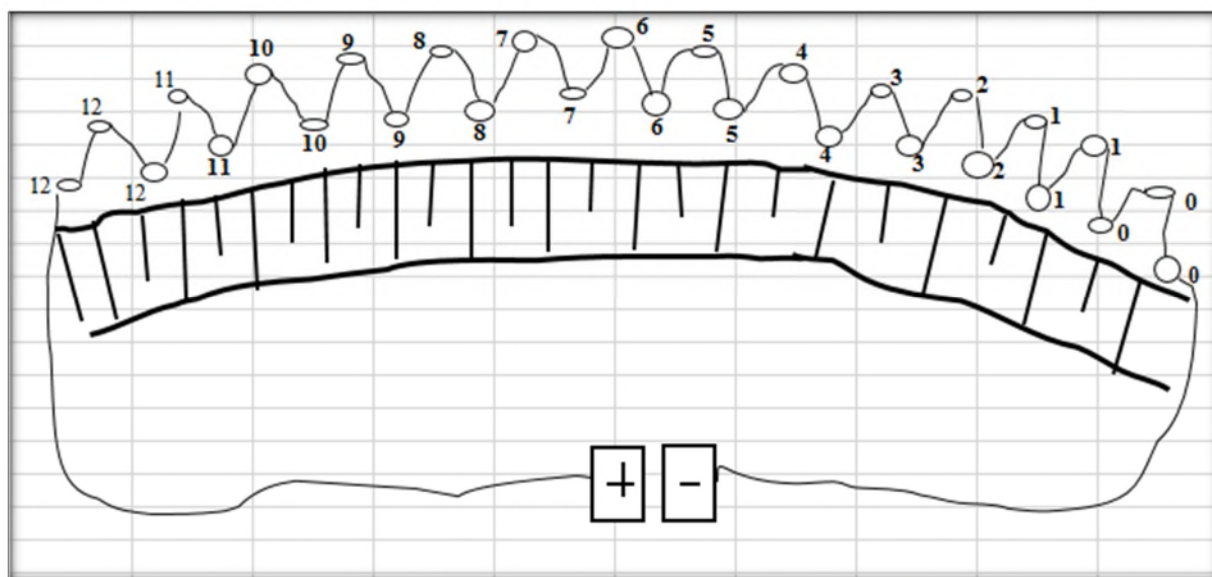


Fig.V. 8: Schéma d'un plan de tir (méthode Langefors).

Tableau.V. 5: Paramètres des travaux de forage et de tir. [3]

N°	Paramètres	Symboles	Unité	Valeur
01	Diamètre de trou.	D_{tr}	mm	145
02	Hauteur du gradin.	H_g	m	15
03	Longueur du trou.	L_{tr}	m	16.5
04	Longueur de sous forage.	L_{ex}	m	1.5
05	Consommation spécifique d'explosif.	q	kg/m ³	0.45
06	Ligne de moindre résistance.	W	m	4.5
07	Distance entre les trous.	a	m	5.42
08	Distance entre deux rangées.	b	m	1
09	Angle d'inclinaison des trous.	β	degré	10°
10	Longueur du bourrage.	L_b	m	-
11	Longueur de la charge dans un trou.	L_{ch}	m	-
	Pour la première rangée.	$L_{ch}(1)$	m	13.3
	Pour la deuxième rangée.	$L_{ch}(2)$	m	12
13	Nombre de rangées	n	rangée	2
14	Angle d'inclinaison du gradin	α	degré	85°
15	Quantité d'explosif dans un trou.	Q_{exp}	kg / trou	-
	Pour la première rangée.	$Q_{exp}(1)$	kg / trou	202
	Pour la deuxième rangée.	$Q_{exp}(2)$	kg / trou	182
20	Quantité totale d'explosif	$Q_{exp T}$	kg / bloc	18048 -
21	Nombre de trou dans un bloc	N_{tr}	trous	43
22	Volume total de la masse abattue	V_{bl}	m	28500
23	Largeur d'enlevure	A	m	9.92

V.9. Travaux de chargement et de transport

V.9.1. Travaux de chargement

Le chargement des roches abattues est un processus important contribuant au rendement d'une entreprise le chargement s'effectue avec des engins miniers tel que les pelles mécaniques et les chargeuses.

V.9.1.1. Choix de type de chargement

Le choix des engins de chargement dépend de la [4] :

- Capacité du godet ;
- Granulométrie de la roche charge ;
- Type des engins de transport et sa capacité de godet ;
- La forme et les dimensions du chantier (plate-forme de travail) ;
- Les caractéristiques de roches abattues ;
- La matière première de la fabrication du godet.

V.9.1.2. Caractéristiques techniques de la chargeuse.



Fig.V. 9: chargeur.

Tableau.V. 6: les caractéristiques du chargeur. [3]

N°	Paramètres	Valeurs	Unités
01	Marque Caterpillar	-	-
02	Type : 990	-	-
03	Capacité de godet	8.6	m ³
04	Puissance du moteur	455	kW
05	Poids vide	73480	Kg

06	Rendement horaire	900-1200	t/h
07	Rayon de braquage	10.3	M

V.9.1.3. Dimensionnement des engins de chargement

V.9.1.3.1. Rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante [4] :

$$Rch = \frac{3600 * Kr * T * Ku * \rho}{Tc * Kf} ;$$

Où :

- **V**: Capacité du godet de la chargeuse ($V=8.6 \text{ m}^3$) ;
- **Kr**: Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse, ($Kr=0.85$) ;
- **T**: Durée d'un poste de travail effectif, ($T=7 \text{ h}$) ;
- **ρ** : Masse volumique, ($\rho=2.65 \text{ t/m}^3$) ;
- **Ku** : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail
On prend (**Ku=0.9**)
- **Kf**: Coefficient de foisonnement (**Kf=1.6**) ;
- **Tc**: Durée d'un cycle de chargement : (**Tc=30 s**).

Donc :

$$Rch = \frac{3600 * 8.6 * 0.85 * 7 * 0.9 * 2.65}{30 * 1.6} ;$$

- **Rch**= 9153.03 t/poste.

V.9.1.3.2. Nombre de chargeuse

Le nombre de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante [4] :

$$Nch = \frac{Pan}{Rch * N\left(\frac{p}{j}\right) * N\left(\frac{j}{an}\right)} ;$$

Où :

- **Pan**: Production annuel de la carrière (**Pan=1000000t**) ;
- **Np/j**: Nombre de postes par jours ($Np/j=2 \text{ postes}$) ;
- **Nj/an**: Nombre de jours ouvrable par ans (**Nj/an=250 jours**).

Donc :

$$Nch = \frac{1000000}{2 * 250 * 9153.03} ;$$

$$Nch = 0.21 \text{ ch.}$$

Le nombre de chargeuse nécessaire pour assurer la production : **une (1) chargeuse** avec un rendement réel de **9153.03 t/poste**.

V.9.2. Travaux de transport

Le transport à ciel ouvert est prédéterminé dans une très large mesure. Le but principal du transport de la carrière est le déplacement des charges, vers le lieu de stockage ou la station de concassage. Dans les carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport [2].

Le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants :

- Production annuelle.
- Distance de transport.
- Type d'engin.
- Nature des roches ont transportés.
- Topographie du gisement.
- Méthode d'ouverture.
- Méthode d'exploitation.

Le type de transport choisi doit assurer les exigences suivantes :

- Distance maximale de transport.
- Rendement important avec temps mort réduit.

V.9.2.1. Choix du moyen de transport

Le choix des moyennes de transport dépend [2]:

- Capacité du la benne de camion ;
- Les caractéristiques de la benne de camion ;
- Granulométrie de la roche abattue ;
- La largeur de la plate-forme de travail ;

- Les caractéristiques de roches abattues.



Fig.V. 10: Camion Caterpillar.

Tableau.V. 7: Caractéristique du camion. [3]

N°	Paramètres	Unités	Valeurs
01	Caterpillar 773 D	-	-
02	Capacité de la charge	(t)	52
03	Puissance du moteur	kW	509
04	Volume chargé	m ³	21
05	Vitesse max	km/h	65.8
06	Longueur	m	9.21
07	Largeur	m	4.45
08	Hauteur	m	4.38
09	Poids vide	kg	40188

V.9.2.2. Dimensionnement des engins de transport

V.9.2.2.1. Rendement de camion

Le rendement du camion déterminé par la relation suivante [2] :

$$R_c = \frac{3600 * V_c * K_q * T * K_u * \dot{\rho}}{T_c * K_f} ;$$

Où :

- **V_c**: La capacité de la benne de camion, (**V_c=21m³**) ;
- **K_q**: Coefficient de remplissage du la benne de camion, (**K_q=0.9**) ;
- **ρ̇**: Masse volumique **ρ̇= 2.65 t/m³** ;

- **Tc**: La durée d'un cycle de transport (**Tc= 25 min**).
- **Ku** : coefficient de l'utilisation **Ku=0.85**

Donc :

$$Rc = 447 \text{ t/poste.}$$

V.9.2.2.2. Nombre de camion

Le nombre de camion déterminé par la relation suivante [2] :

$$Nc = \frac{Pj * Kir}{Rc * N\left(\frac{P}{j}\right)} ;$$

Où :

- **Pj**: Production journalière de la carrière (**3000 t**) ;
- **Kir**: Coefficient d'irrégularité (**Kir= 0.9**).

Donc

$$Nc = 4.5.$$

Donc le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est de **cinq (5) camions**. Les engins de transports disponibles au niveau de la carrière de sour el ghozlane quatre (4) Dumpers Caterpillar ont capacité 18 m³ et (6) Dumper TEREX.

V.10. Préparation de la station de concassage

En vue de réaliser les objectifs de l'entreprise et qui visent à atteindre une production évaluée à 1000000 tonnes par an. Une station de concassage fixe d'une capacité de 3000 tonnes par jour, soit une moyenne de 228 T/h.

Conclusion

L'abattage à l'explosif est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière, il consiste à bien déterminer les paramètres de forage et de tir en vue d'assurer la production souhaité.

Pour assurer l'opération de chargement et de transport des charges extraire jusqu'à leur préparation mécanique on est besoin de Quatre camions de capacité Caterpillar 18 m³ et 06 camions TEREX de capacités 21 m³ et une chargeuse de capacité de godet 8.6m³.

Conclusion

Conclusion
Générale

Conclusion générale

Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études intitulé "projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Sour el ghozlane", nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

L'étude géologique et topographique du gisement de beccouche, a permis l'évaluation de ses réserves exploitables lesquelles sont estimées à 58644791.54 tonnes. Et avec une production annuelle de 1000 000 tonnes.

Il reste entendu que les conditions géologiques, minières et techniques du gisement, sont amplement favorables pour son exploitation.

Au vu de l'inclinaison du flanc de coteau qui dépasse 12%, la forme des tranchées d'accès est serpentine, sur une longueur de 552m et 15.4m de largeur.

La zone 2 nous avons choisi et défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, à savoir : l'emplacement, l'aménagement et les paramètres de la piste d'ouverture et de transport ainsi que les éléments du système d'exploitation, etc.

Il va sans dire qu'en conclusion de notre projet d'études, il y'a lieu de relever notre souci constant de le rendre plus pragmatique aéré et rationnel.

Notre projet d'études nous a permis de se lancer dans une opération de recherche et d'évaluation des activités d'un secteur qui promet beaucoup pour l'économie de notre pays.

Référence

bibliographie

- [1] : **Rapport CETIM**, « plan annuel d'exploitation de la carrière de calcaire de col beccouche. 2017.
- [2] : **DJARFOUR. Djaâfar**,« Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar- Ain Smara, W. Constantine -», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier,ENP,d'Alger 2007.
- [3] : rapport de recherche de la société de Sour EL Ghozlane. 2015.
- [4] : **DJARFOUR. Djaâfar**, « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar- Ain Smara, W. Constantine -», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2007.
- [5] : **AMARI Gherici**, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès)», Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.
- [6] : **SAADOUNE.Abderrezak**, « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar -M'sila-», Diplôme de Magister en Mines Université badji Mokhtar annaba, 2012.
- [7] : **ALIOUCHE Mohamed**, «Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement ; Etude de cas dans l'Est Algérien (Les gisements de Djebel Salah, Région de Constantine) », Mémoire de magister en géologie, Constantine, 2008.
- [8] : **D. Salah et B. Islam**, « L'optimisation d'un plan de tir de gisement de calcaire -Ain Kbira- » Mémoire de master, Université Abderrahmane Mira Bejaia, 2015.
- [9] : **GHARBI. Kouider**, « L'adaptation du plan de tir au bolomètre: un enjeu capital pour un haut rendement minier», Diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier, ENP, d'Alger 2007.
- [10] : CHIBKA.N « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [11] : HERRMANN.K « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris 1971.
- [12] : LOUNIS.F, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de KefBatha». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2007.
- [13] : GHARBI.K, « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ». Mémoire de fin d'études de l'ENP, 2007
- [14]: OLOFSSON S.O «Applied explosives technology for construction and mining», 2002.
- [15] : HERRMANN.K « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris 1971.
- [16] :**MOULOUD NEFIS** : Diplôme de MAGISTER en Mines (Modèle d'un plan de tir). 2010.

[17]: **BERDOUDI. Said**, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes », Thèse de Doctorat en Mines, UBM Annaba.

[18] : **PANET. M**, Livre « les vibrations produites par les tirs d'explosifs ». 2012.

[19]: **Abderrahmane. Neggazi**, « Projet d'Exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire à El-Maleh (AinTémouchent) », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.

[20]: **AMARI. Gherici**, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) », Diplôme d'ingénieur d'Etat en Génie Minier, ENP, d'Alger 2010.

Annexe

ANNEXE-1

Caractéristiques des explosifs O.N.E.X.

Tableau N°1

Destination commerciale	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume Gaz;(L/kg)	Utilisation
Géonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	18	733	Explosif sismique en région humide et offshore. Explosive pour roche dure.
Gélanit I	Bonne	1.4	6300	1.33	08	865	Abattage en carrières roches dure
Gélanit II	Bonne	1.45	6000	1.27	06	808	Explosif pour roches dures. Abattages souterrains
Carrinit	Médiocre	01	4500	1.27	10	892	Explosif pour roches dures à mi-dures
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	05	842	Explosif pour les roches de dureté moyenne. Abattages souterrains
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	02	868	Explosif pour roches de dureté moyenne
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	02	907	Explosif pour les roches tendres.
N.18 BIS	Médiocre	0.95	2500	1.16	4.5	/	Explosif sismique en réglons sèche. Explosif pour roches tendres.
Anfomil	Médiocre	0.85	3000	1.15	0	975	Explosif pour travaux a ciel ouvert, Explosif pour roches tendres
TEMEX I	Très bonne	1.22	4500	/	5	/	Explosif pour travaux a ciel ouvert. Explosif pour roches dure
TEMEX II	Très bonne	1.22	4000	/	4	868	Explosif pour travaux a ciel ouvert. Explosif pour roches dure

Caractéristiques des détonateurs O.N.E.X

Tableau N°2

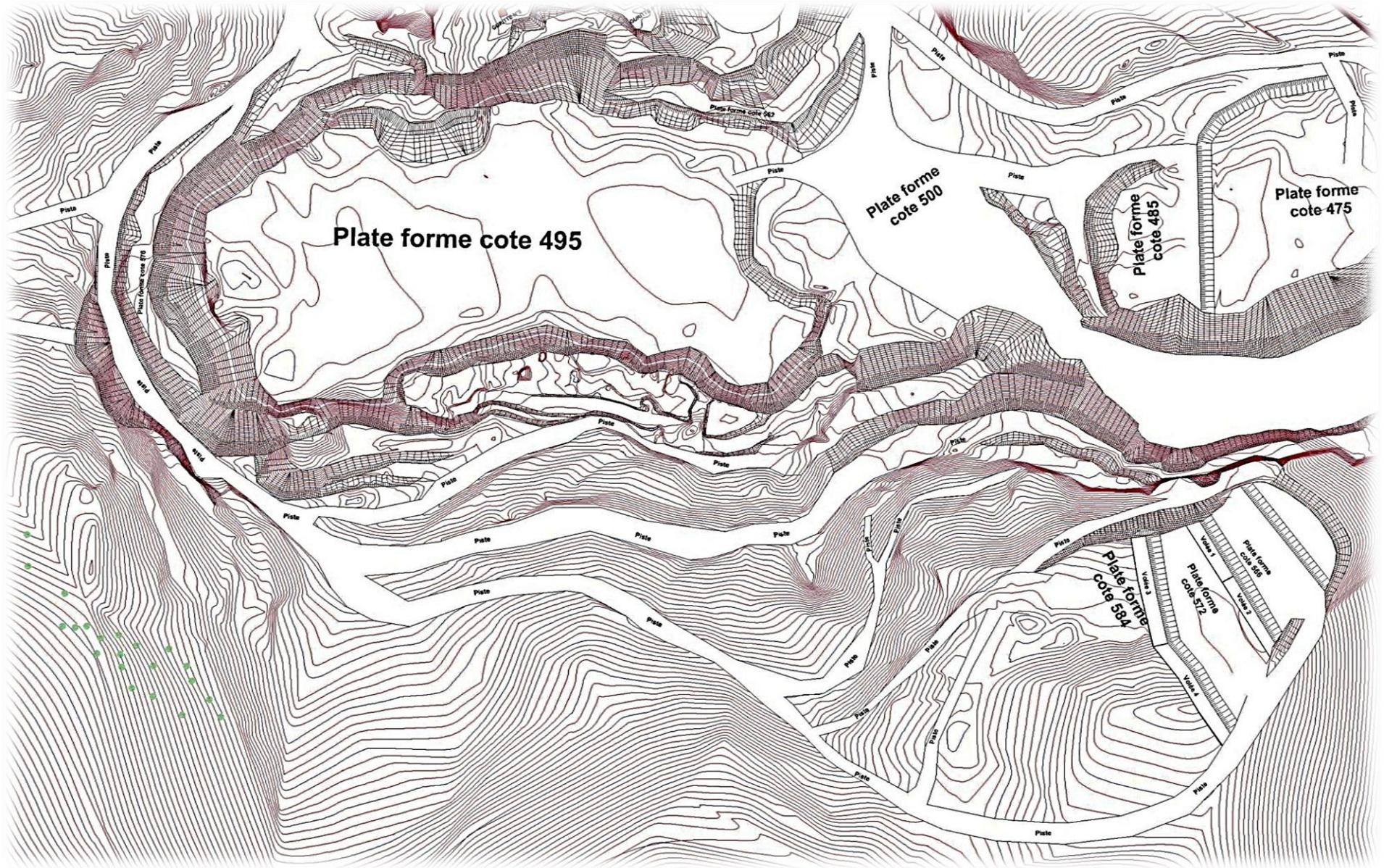
Produits	Type	Temps de retard (s)	Nombre de Retard	Résistance ohmique Par détonateur
Détonateur électrique instantané (D.E.I)	Basse Intensité	0	/	1,5 ohm
Détonateur électrique à retard (D.E.R)	Basse Intensité	1/2 S	12 (6 s)	1,5 ohm
Détonateur électrique à micro-retard (D.E.R)	Basse Intensité	20 millisecondes	12 (240 millisecondes)	1,5 ohm
Détonateur électrique sismique	Basse Intensité	0	/	1,5 ohm temps de réaction 1 milliseconde

Caractéristiques des accessoires de tir O.N.E.X

Tableau N°3

Désignation Commerciale	nature	couleur	Etanchéité à l'eau	Vitesse de détonation (m/s)	Vitesse de combustion	Vitesse de combustion
ONACORD1	Cordeau détonant 12GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	40KP/24H
TIDJCORD 1	Cordeau détonant 10 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	40KP/24H
TIDJCORD 4	Cordeau détonant 40 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	/
ONACORD	Cordeau détonant 24 GRS	Rouge	Très bonne	6500	/	100 KP/24H
TIDJMECHE	Mèche de sûreté	Noire	/	/	/	40KP/5min
ONAMECHE	Mèche de sûreté	Noire	Etanche	/	/	40KP/5min

ANNEXE-2



ملخص:

لتلبية الاحتياجات المتزايدة من الأسمنت، قررت شركة الاسمنت لسور الغزلان ولاية البويرة فتح محجر الحجر الجيري الجديد (المواد الخام) في العراء، المدعو بكوش 2، في محيط بكوش 1. للحصول على تقدير تكاليف نقل للمواد الخام من بكوش 2 لمحطة سحق نستند إلى البيانات التي تم جمعها من موقع بكوش في خريطة الطبوغرافية وخرائط المقاطع الجيولوجية. حيث ساعدتنا هذه الأخيرة على إعداد خطة افتتاح وتشغيل، والاحتياطات المقدرة من قبل CITIM ب 58,644,791 مليون طن تسمح بالعمل لمدة 31 عاما. والحصول على إنتاج سنوي يقدر بمليون طن.

كلمات البحث: الحجر الجيري، والتعدين السطحي والشحن والتكاليف،

Summary:

To satisfy the ever-increasing demand for cement, the Sour el Ghozlane wilaya of Bouira cement plant planned to open a new quarry of limestone (raw material) in the open air, called baccouche 2, in the vicinity of baccouche 1. For this purpose an estimate of the costs of transporting the raw material from the baccouche 2 site to the crushing station was based on data collected from the baccouche site in a topographic map and map of the geological cuts. These allow us to make an opening and exploitation plan, and the reserves are estimated by CITIM (58 644 791 million tons), allowing a duration of 31 years. For an annual production of one million tons.

Key words: limestone, surface mining, transport, costs,

Résumé :

Pour couvrir les besoins toujours croissants en ciment, la cimenterie de Sour el ghozene wilaya de Bouira projeté d'ouvrir une nouvelle carrière de calcaire (matière première) à ciel ouvert, dénommé Baccouche 2, située au voisinage de baccouche 1. Pour cela une estimation des coûts de transport de la matière première du site de baccouche 2 vers la station de concassage a été faite en se basant sur des données recueillies du site de baccouche dans une carte topographique et carte des coupes géologique. Ces dernier nous aident pour faire un plan d'ouverture et d'exploitation; les réserves sont estimées par CITIM (58 644 791 millions de tonnes) permettent une durée de vie de 31 ans. Pour une production annuelle d'un million de tonnes.

Mots clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, transport, coûts,