



UNIVERSITE ABDERRAHMANE MIRA - BEJAIA
FACULTE DE TECHNOLOGIE

DEPARTEMENT DES MINES ET GEOLOGIE

Mémoire de fin d'études

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

M^{elle} : MAROUF Nesrine

Thème

Etude des paramètres d'exploitation à ciel ouvert de la mine de Rouina (Ain Defla)

Soutenu le 21 /09 /2015 devant le jury composé de:

Président: Mr. AYADI Ibrahim
Encadreur: Mr. MAZARI Messaoud
Examineur: Mr. BOUKARM Riadh

Année Universitaire: 2014-2015

Remerciements

*Avant tout je remercie Dieu le tout puissant de m'avoir donné la force et la foi et de m'avoir permis d'arriver à ce stade là, Au terme de ce travail je tiens à remercier chaleureusement mon encadreur **Mr. MAZARI Messaoud** qui m'a fait découvrir le sens de responsabilité et qui a assuré la direction scientifique pour la qualité de son encadrement, Je le remercie pour sa patience à mon égard et ses nombreux conseils et sa disponibilité et son soutien sans faille tout au long de ce travail qu'il trouve ici toute ma reconnaissance et ma gratitude*

*J'adresse mes vifs remerciements au professeur **Mr. AYADI Ibrahim** pour le grand honneur qu'il me fait en président le jury de ma soutenance. J'exprime également mes chaleureux remerciements au **Mr. BOUKARM Riadh** pour l'honneur qu'il m'a fait d'avoir accepté de faire partie du jury.*

Plus précisément, je voudrais remercier tous les enseignants de département des mines.

Je tiens à remercier mes camarades MAHDI, KARIM, YUCEF, SALAH, de la promotion pour leur aide à la réalisation de ce travail et pour leurs précieux conseils.

*Mes remerciements les plus profonds vont à tous les cadres de la société de **SOMIFER** pour leurs aides.*

La réalisation de ce travail n'aurait pas été possible sans le soutien moral et effectif de mon père. Un grand merci de ton affection et pour ton encouragement.

Je m'excuse auprès de ceux que j'ai sans doute oubliés dans cette liste, mais que je remercie également.

Dédicace

*Je dédie ce modeste travail en premier lieu à **mon cher Père** qui m'a notablement encouragé à poursuivre mes études et à ma chère **Mère** et Je me demande à DIEU d'accueillir sa défunte dans son vaste paradis. Je le dédie aussi :*

 *A ma famille.*

 *A ma chère sœur **Anissa**.*

 *A mes frères **Youcef, Yacine et Lotfi**.*

 *A tous(tes) mes amis (es).*

 *A tous ceux qui me sont chers.*

A tous Merci ;

Nesrine

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Réserves géologiques au niveau de ravin sud jusqu'au niveau 220.....	11
Tableau I.2 : Réserves géologiques de la butte entre les niveaux 280 à 315.....	11
Tableau II.1 : Résultats de tamisage pour le minerai de fer de la mine de Rouina	17
Tableau II.2 : Description de la minéralisation observée	20
Tableau II.3 : Résultats de la teneur du minerai de fer de Rouina	22
Tableau II.4 : Propriétés physiques et chimiques du minerai de fer de Rouina	23
Tableau II.5 : Certaines propriétés de la roche encaissante (calcaire).....	23
Tableau II.6 : Essai de compression du minerai de fer de Rouina	25
Tableau III.1 : Récapitulatif des réserves de la mine de Rouina.....	27
Tableau III.2 : Temps de déchargement d'un camion Nissan 419.....	35
Tableau III.3 : Temps du trajet d'un camion Nissan 419 à vide	35
Tableau III.4 : Temps du trajet d'un camion Nissan 419 en charge	36
Tableau III.5 : Temps de déchargement d'un camion Nissan 419.....	36
Tableau III.6 : Temps de manœuvre d'un camion Nissan 419	36
Tableau III.7 : Classes de granulats d'après la norme européenne [1 ^{er} juin 2004]	38
Tableau IV.1 : Longueur des tranchées d'accès au gisement de fer de Rouina	44
Tableau IV.2 : Caractéristiques de MARMANITI	57
Tableau IV.3 : Classification de la tirabilité des roches	58

Liste des figures

Figure I.1 : Situation géographique de la mine de Rouina.....	3
Figure I.2 : Schéma du périmètre du gisement de fer de Rouina.....	4
Figure I.3 : Topographie en 3D du ravin sud de la mine de Rouina.....	5
Figure I.4 : Stratification de la région de Rouina.....	6
Figure I.5 : Carte géologique du massif de Rouina.....	6
Figure I.6 : Carte géologique du gisement de fer de Rouina.....	7
Figure II.1 : Terrains fissurées au niveau de ravin sud.....	14
Figure II.2 : Filon du minerai de fer, et cavité souterraine (la mine de Rouina).....	14
Figure II.3 : Echantillon représentatif du minerai de fer de Rouina.....	16
Figure II.4 : Courbe granulométrique de Rouina.....	17
Figure II.5 : Géodes à remplissage de Quartz dans le minerai ferrugineux.....	19
Figure III.1 : Foreuse ATLAS COPCO CM470.....	30
Figure III.2 : Chargeuse HITACHI	31
Figure III.3 : Camion Nissan 419 de 14 m ³ (20T).....	33
Figure III.4 : Largeur de la piste d'une seule voie.....	33
Figure III.5 : Largeur de la piste d'un double voie.....	34
Figure III.6 : Tout venant de minerai de fer.....	39
Figure III.7 : Station de concassage.....	39
Figure IV.1 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin.....	40
Figure IV.2 : Plate-forme de travail	42
Figure IV.3 : Vue générale sur les gradins de la mine de Rouia.....	46
Figure IV.4 : Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux.....	49
Figure IV.5 : Onde de pression engendrée par une déflagration [selon guide PPRT-CSTB 2007].....	50
Figure IV.6 : Onde de pression engendrée par une détonation selon guide PPRTCSTB 2007.....	51
Figure IV.7 : Propagation de l'onde de choc et expansion de pression de gaz.....	52
Figure IV.8 : Paramètres géométriques d'un tir.....	53
Figure IV.9 : Choix du couple diamètre-hauteur de front.....	55
Figure IV.10 : MARMANIT III.....	57
Figure IV.11 : Disposition des trous.....	62

Figure IV.12 : Schéma d'un plan de tir.....	65
Figure IV.13 : Coupe d'un détonateur électrique.....	67
Figure IV.13 : Amorçage ponctuel postérieur et antérieur.....	68
Figure IV.14 : Amorçage latéral.....	68
Figure IV.15 : Détonateur instantané (0) – DEI.....	70
Figure IV.16 : Détonateur à retard – DER.....	71
Figure IV.17 : Schéma d'un micro connecteur.....	71
Figure V.1 : Etat initial de Ravin sud.....	75
Figure V.2 : Etat final de Ravin su.....	76

Table des matières

Liste des tableaux	i
Liste des figures	ii
Résumé	iii
Table des matières	iii
Introduction générale.....	1
Chapitre I : Géologie de gisement	
Introduction	3
I.1 Situation géographique	3
I.2. Géologie régionale.....	5
I.2.1. Stratigraphie	5
I.2.2. Tectonique.....	7
I.3. Géologie local	8
I.3.1. Minéralisation	8
I.3.2. Hydrogéologie du gisement	8
I.4. Réserves géologiques.....	9
I.4.1. L'évaluation des réserves géologiques	9
Conclusion.....	12
Chapitre II : Propriétés et caractéristiques d'un massif rocheux	
Introduction	13
II.1.Caractéristiques d'un massif rocheux de Rouina	13
II.1.1. Faille et fracturation.....	13
II.1.2. Instabilité des terrains	15
II.2. Etude minéralogique du minerai de fer	15
II.2.1. Description des minéralisations et de leurs encaissants	19
II.2.2 Propriétés physiques et chimiques de la roche du gisement.....	20
II.2.3. Propriétés mécaniques	24
Conclusion.....	25
Chapitre III : Conditions Technico Minières	
Introduction	26
III. Les conditions technico-minières de la carrière	26
III.1 Régime de fonctionnement de la carrière	26
III.2 Capacité de production.....	26
III.2.1 Production annuelle.....	26
III.2.2 Production mensuelle	26
III.2.3 Production hebdomadaire.....	26
III.2.4 Production journalière	26
III.2.5 Production horaire	27
III.3 Réserves exploitables	27
III.4 Durée de vie de l'exploitation de la mine de Rouina	27
III.5.1 Les paramètres de la mécanisation pour l'exploitation.....	28
III.5.2 Laforation	28
III.5.2 Le chargement	30

III.5.3 Transport	32
III.6 Le traitement mécanique	37
III.6.1 Définition des deux produits à extraire	37
III.6.2 Station de concassage	38
Conclusion.....	39
Chapitre IV : Processus de la technologique de l'exploitation du gisement	
Introduction	40
IV.1 Eléments fondamentaux d'une mine à ciel	40
IV.1.1 Gradin.....	40
IV.1.2 Bords de la carrière	41
IV.1.3 Contour de la carrière.....	41
IV.1.4 Talus de la carrière	41
IV.2 Elément du système d'exploitation	42
IV.2.1 Hauteur du gradin	42
IV.2.2 Angle de talus du gradin	42
IV.2.3 La Plate-forme de travail.....	42
IV.3 Ouverture du gisement de Rouina.....	44
IV.3.1 Généralités	44
IV.3.2 Méthode d'exploitation	45
IV.4 Abattage de la roche.....	47
IV.4.1 Définition de l'explosif	47
IV.4.2 L'abattage de la roche	47
IV.4.3 Déflagration et détonation.....	50
IV.4.4 Objectifs du tir	52
IV.4.5 Dimensionnement d'un schéma de tir.....	53
IV.5 Méthodes de calcul des principaux paramètres des travaux de forage et de tir	54
IV.5.1 Le diamètre	54
IV.5.2 La longueur de trou	55
IV.5.3 Le sous forage	56
IV.5.4 Caractéristiques techniques d'explosif utilisé.....	57
IV.5.5 Construction des charges et calcul de leurs paramètres	57
IV.6 Amorçage	66
IV.6.1 Introduction.....	66
IV.6.2 Différents systèmes d'amorçage.....	66
IV.6.3 Types d'amorçage	67
IV.6.4 Effet de mode d'amorçage sur l'énergie libérée par l'explosif.....	68
IV.6.5 Différents types de combinaison.....	69
IV.7 Le tir électrique	69
IV.7.1 Introduction.....	69
IV.7.2 Détonateur électrique	69
IV.7.3 Classification des détonateurs électriques.....	70
IV.8 Les accessoires de tir	72
IV.8.1 Détonateurs	72
IV.8.2 la mèche lente ou de sureté	72

IV.8.3 Cordeau détonant	72
IV.8.4 Poudre noire	72
IV.8.5 Fil de tir	72
Conclusion.....	73
Chapitre V : plan d’extension/ ouverture et d’exploitation de la carrière de Rouina	
Introduction	74
V.1. la modélisation de la partie Sud	74
V.1.1. le planning et l’ordre d’exploitation.....	74
V.1.2. les phases d’exploitation	74
Conclusion.....	77
Conclusion générale	78

Introduction générale

Le fer est considéré comme l'un des éléments de transition les plus abondants dans la terre. On le trouve généralement sous forme de sels minéraux tels que FeCl_2 . Il compose environ 5 % (en masse) de la croûte terrestre. Le fer est un élément essentiel dans les compositions du clinker (pour la production du ciment), ainsi il est utilisé dans plusieurs domaines tels que : la construction des bâtiments, des ponts, la fabrication des véhicules, ...etc., le minerai de fer est exploité grâce à sa valeur importante à l'échelle mondiale.

L'activité minière joue un rôle primordial dans le développement de plusieurs secteurs dans une nation: industriel, socioéconomique, et même politique. L'exercice de cette activité consiste à fournir les moyens et dispositifs nécessaires pour avoir accès à la matière première dans son gisement naturel passant par les différentes étapes de l'exploitation à ciel ouvert puis enfin au produit fini pour la mettre au marché. Il s'agit des moyens techniques et financiers, compétences personnelles et réglementation.

L'exploitation minière joue un rôle important pour assurer la production des différentes classes granulométriques des agrégats, de sable et différents types de minerai et le mettre au marché. L'abattage des roches joue un rôle important dans la productivité d'une carrière suivi par une préparation mécanique (concassage, broyage et criblage). L'abattage à l'explosif est aujourd'hui la technique la plus répandue dans l'extraction des roches massives. Elle permet de fragmenter des volumes importants de roche avec un coût. Tout en amont, le processus d'exploitation de la mine de Rouina, commence par l'abattage à l'explosif, qui constitue un élément clé de la chaîne de production.

L'abattage se fait par la réalisation d'un plan de tir, tout en assurant la protection de l'environnement et la sécurité du personnel, le plan de tir se base sur la qualité des roches à abattre et des prévisions de l'entreprise en terme de production (le marché), qui convient aux conditions géologiques et économiques de la mine et par les calculs de ses différents paramètres (la maille, profondeur des trous, diamètre de trous, consommation spécifique et types d'explosifs utilisés).

Dans ce travail on décrit les différentes étapes indispensables au développement d'un projet de mine à ciel ouvert avec une application au gisement de fer situé à Rouina (wilaya de Aïn Defla). L'étude de l'exploitation se développe dans cinq chapitres, dont le premier a été consacré à la présentation de la mine, la géologie de la région ainsi que les conditions hydrogéologiques régionales. Le deuxième englobe les caractéristiques du massif rocheux, ses

propriétés physico-mécanique et minéralogique. Letroisième chapitre est consacré aux conditions technico-minières de la mine(les réserves géologiques et exploitablesen précisant les étapes à suivre pour une exploitation rationnelle de la mine de Rouina. Le processus technologique de l'exploitation du gisement estabordédans le quatrième chapitre.

Introduction

FERPHOS est l'une des plus importantes entreprises minières en Algérie. Avec ses activités minières relatives au minerai de fer, de phosphates et de pouzzolane connues en Algérie depuis plus d'un siècle. SOMIFER spa est la filiale conçue pour l'exploitation des mines de fer d'Algérie, la mine de Rouina (Wilaya d'Ain Defla) fait partie des mines de fer exploitées par SOMIFER [1]

I.1. Situation géographique

Le gisement de fer de SOMIFER est situé à 4,5 km au Sud de la commune de Rouina, sur la rive Ouest de l'Oued Rouina, et distant de 17 km à l'Ouest de chef lieux de la wilaya d'Ain Defla.

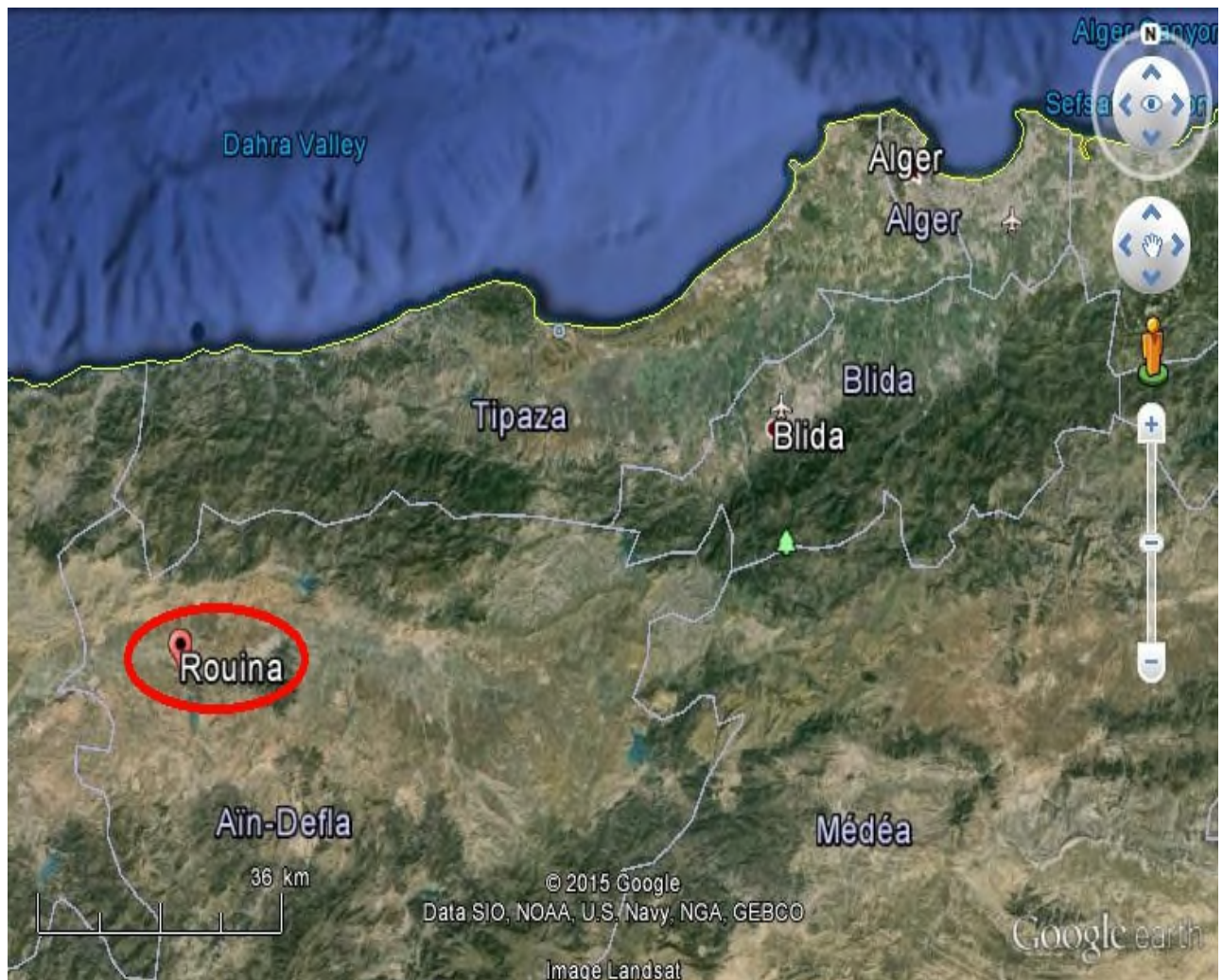


Figure I.1 : Situation géographique de la mine de Rouina.

Une route asphaltée reliant le gisement à Rouina ville, est bien aménagée avec l'existence des pistes d'accès. [1]

➤ Le climat

Le climat de la région de Rouina est typiquement méditerranéen avec des étés chauds et secs et des hivers frais et pluvieux. La pluviométrie est malgré tout très faible, les moyennes annuelles pour les stations d'El-Khémis, et Chlef sont respectivement de 473 et 400 mm, les évapotranspirations potentielles annuelles (formule de turc) sont entre 1145 et 1300.

Le vent souffle dans la région généralement avec une direction SO–NE. Par son intensité et sa fréquence influe sur le transport des poussières qui seraient éventuellement produites pendant les travaux. Cette région d'étude est caractérisée par un taux d'humidité faible, de l'ordre de 23%. [2]

Le périmètre du gisement est délimité par 46 points avec une superficie de 436 Ha (Titre Minier obtenu en date 15/05/ 2013).

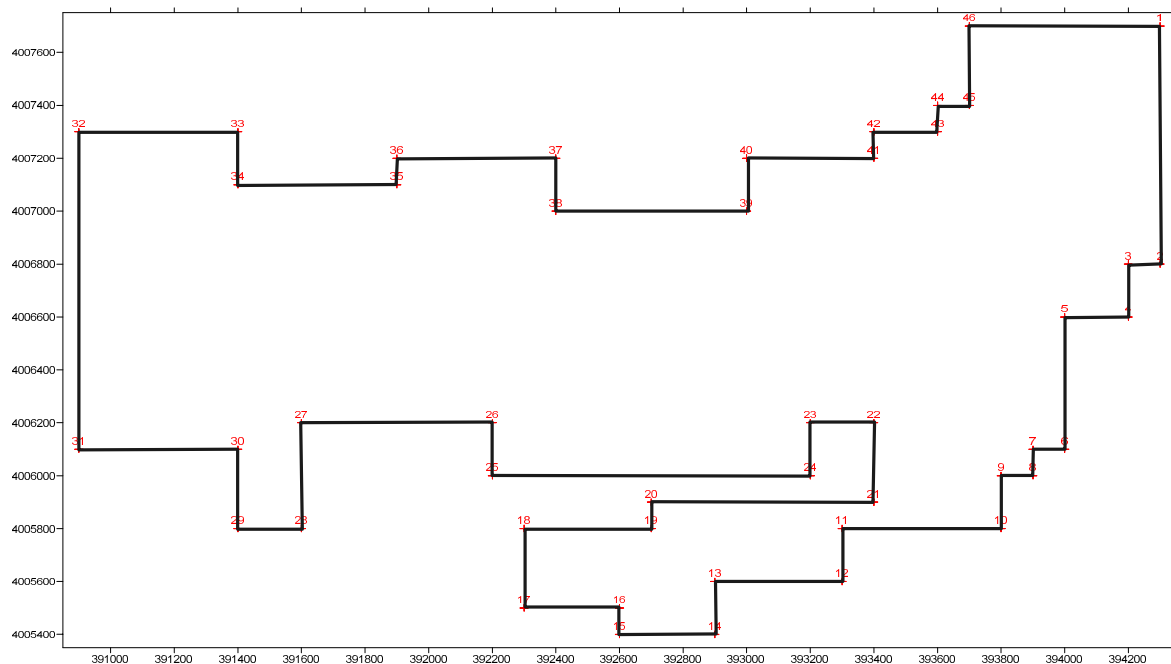


Figure I.2 : Schéma du périmètre du gisement de fer de Rouina. [1]

Les coordonnées du périmètre de la Mine de Rouina en (UTM) sont présentées à l'annexe 1.

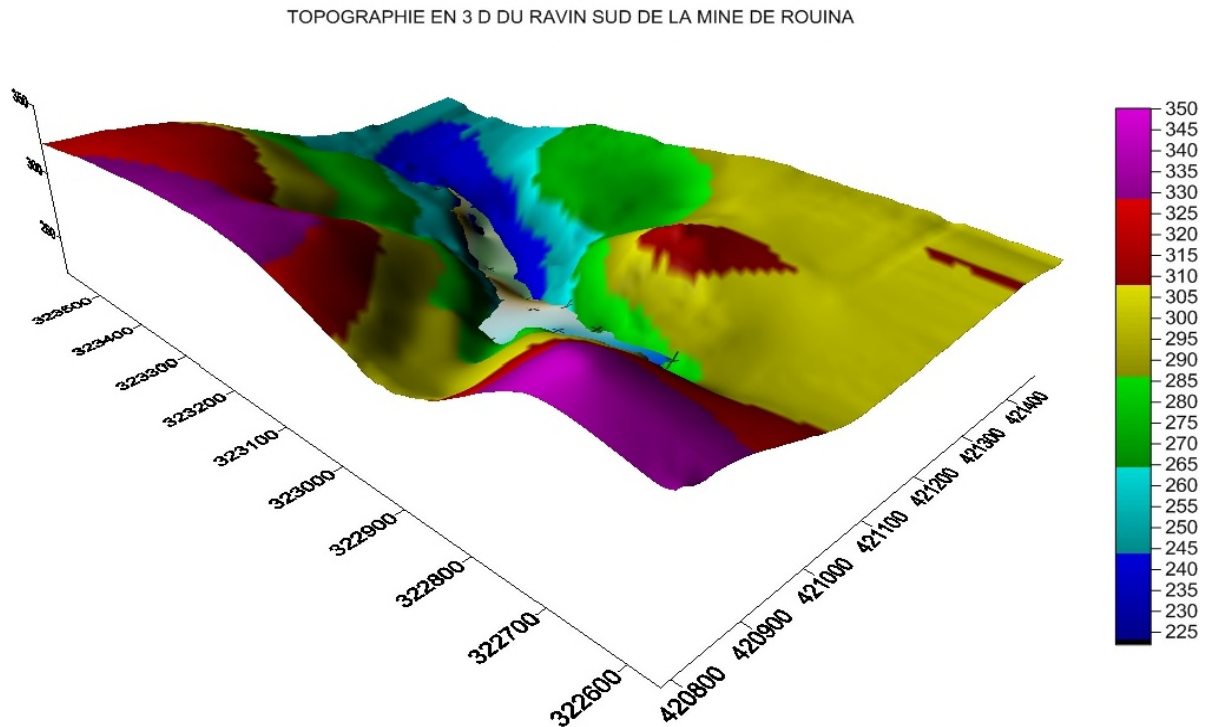


Figure I.3 : Topographie en 3D du ravin sud de la mine de Rouina. [1]

I.2. Géologique régional

I.2.1. Stratigraphie

La région du gisement de fer de Rouina est représentée par un massif rocheux d'un étendu d'environ 9Km², formé de roches d'âge Paléozoïque et Jurassique.

Rouina, Djebel Temoulga et Djebel Doui sont des inselbergs de la chaîne montagneuse érodée, situés parmi les alluvions anciens et récents de la vallée du Chlef.

Sur les coupes géologiques du massif de Rouina nous observons des schistes Paléozoïques et des quartzites surmontés en discordance avec les calcaires du Lias.

(Les coupes géologiques du massif de Rouina sont présentées à l'annexe 2).

Les formations d'âge Paléozoïque affleurent à l'Est du Ravin Sud

A la base des dépôts du Jurassique ce sont des roches brun jaunâtre, parfois bariolées de composition argilo-carbonatée.

La couche basale du Jurassique inférieur repose directement sur les roches du Paléozoïques.

Plus haut dans la série ce sont des calcaires rougeâtres érodés par l'érosion et ce dans la partie SE du gisement, ensuite viennent des calcaires massifs à teinte claire.

Les dépôts alluvionnaires sont largement répandus dans les dépressions de la région du gisement. [1]

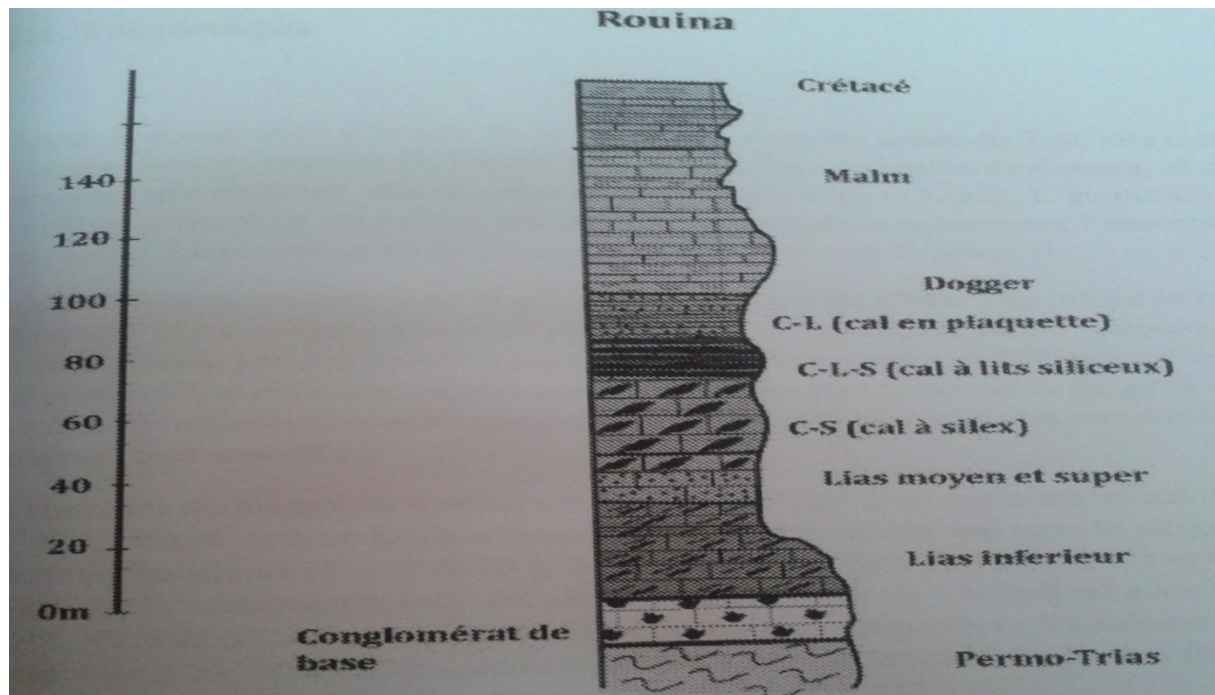


Figure I.4 : Stratification de la région de Rouina. [2]

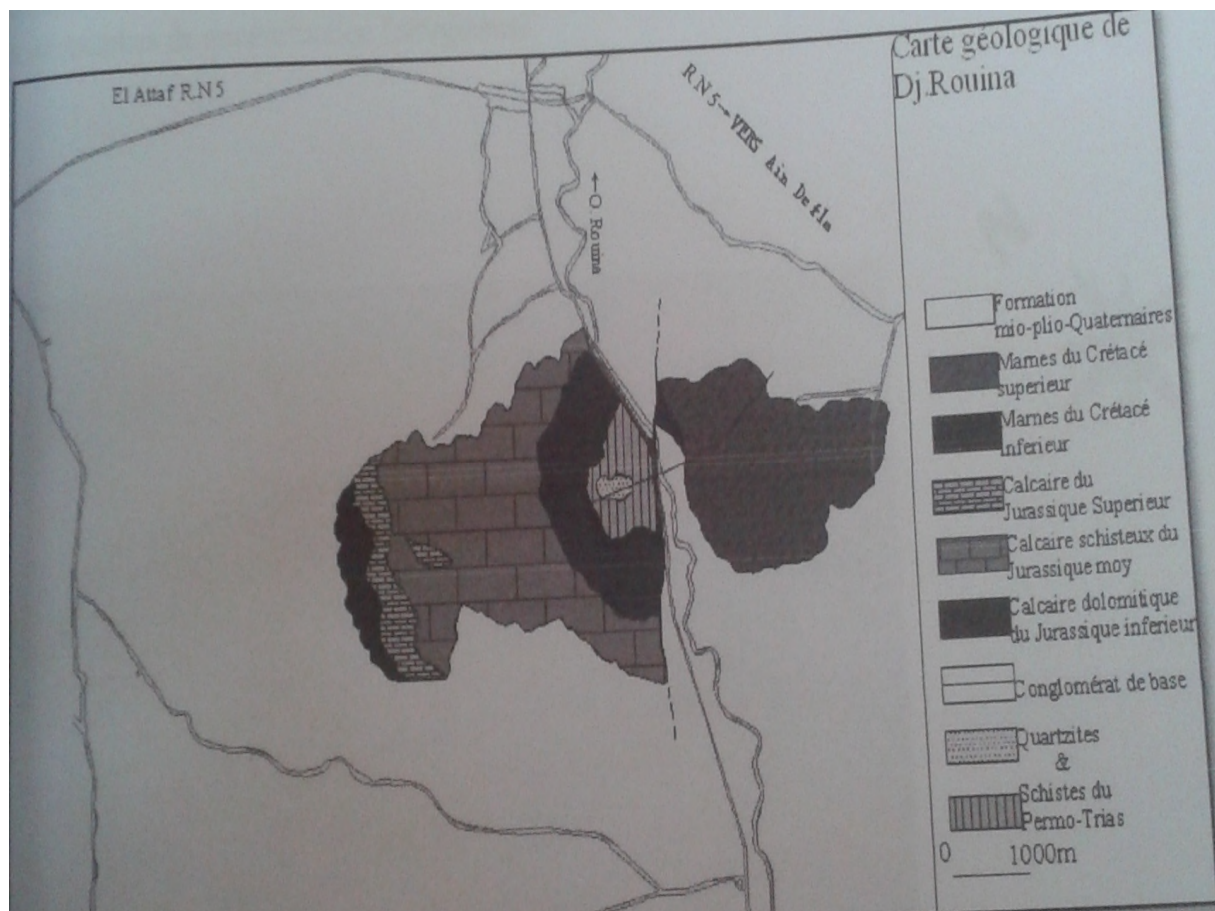


Figure I.5: Carte géologique du massif de Rouina. [2]

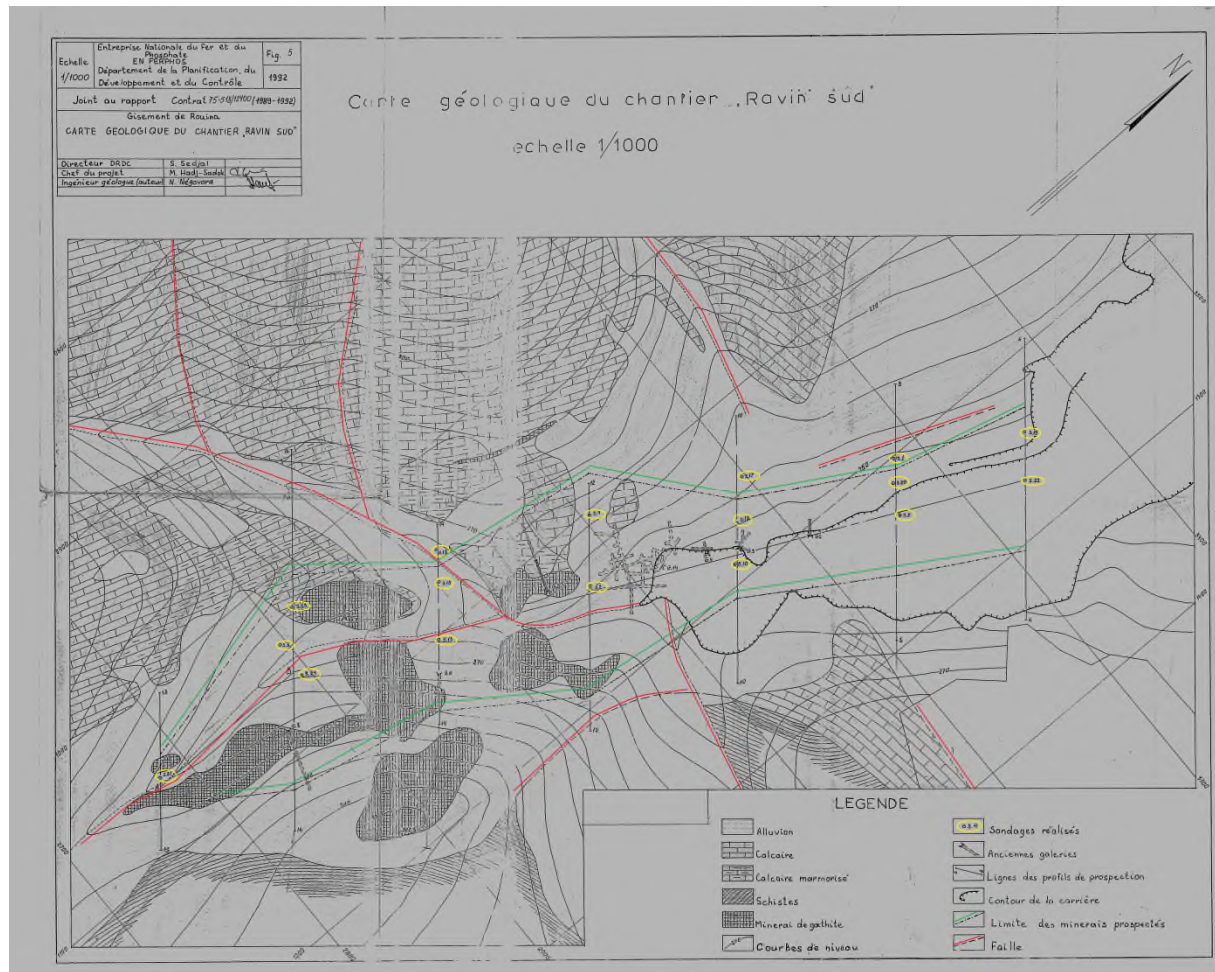


Figure I.6 : Carte géologique du gisement de fer de Rouina. [2]

I.2.2. Tectonique

Les formations du massif de Rouina ont subi des accidents tectoniques plicatifs et disjonctifs. Sur le plan structural le massif de Rouina est formé par un pli anticlinal NE. L'axe du pli passe à l'Est du Ravin Sud, ou dans le noyau affleurent des schistes du Paléozoïque.

Le pendage des couches à proximité de l'axe du pli varie de 5 à 10°, par contre on s'éloignant de l'axe le pendage augmente jusqu'à 20 -25°.

Pratiquement les formations calcaires du Jurassique sont fracturées, vacuolaires et ferrugineuses. L'épaisseur des fissures varie de quelques millimètres à quelques centimètres. Les fissures sont remplies d'hématite, de calcite plus rarement de sidérite et d'oligiste micacé. Dans la région filonienne nous observons toute une série d'accidents tectoniques sub-méridionnales. Ces accidents tectoniques sont disposés selon un angle variant de 70 à 90°. L'étendue de ces failles en surface est de 300 à 350 mètres. Dans les endroits de rencontre de plusieurs failles nous assistons à la formation des zones tectoniquement faibles. Dans les secteurs de tensions tectoniques intenses il y a formation de vastes zones où les roches ont

subi un broyage intense. Une pareille zone large de 50 à 60 mètres s'étendant sur 1.5 km à travers le Ravin Sud vers Merimet. Ces accidents tectoniques ont une durée de vie très longue se caractérisent par un grand nombre de cavités ouvertes. Ces cavités sont remplies au cours des âges par des argiles. [1]

I.3. Géologie local

I.3.1. Minéralisation

La minéralisation ferrière est encaissée dans les calcaires du Lias. Elle se localise dans la zone de contact des calcaires précités et les schistes du Paléozoïque. La minéralisation en question est d'origine hydrothermale méta- somatique. Le processus de la métensomatose hydrothermale a été accompagné par l'élimination de CaO et par l'apport en fer et en silice.

Le minerai de fer est constitué essentiellement par la goethite –hématite, ainsi que par la limonite et hydro-hématite.

Le minerai bréchique est affecté de nids à remplissage de minerai friable et des vides qui ont été comblés par des argiles récentes. Les corps de minerai de fer ont une configuration complexe, parfois on note un biseautage brusque en profondeur et suivant la direction jusqu'à la rupture de la continuité.

Les analyses chimiques faites sur le minerai de fer du gisement de Rouina ont permis de démontrer qu'il y a une dépendance entre la teneur en Fer et celle en silice. Un minerai riche est généralement peu siliceux, par contre un minerai pauvre est très siliceux.

En général le minerai de fer du gisement de Rouina (toutes qualités confondues) est destiné aux cimenteries. Ainsi dans le minerai extrait nous pouvons avoir une teneur allant de 40 à 41 % de fer Total, Ce qui correspond à 57 -58% de Fe 2O3. [1]

I.3.2. Hydrogéologie du gisement

Les formations aquifères sont représentées par les calcaires du lias d'origine hydrothermales et qui constituent un réservoir karstique important sur une épaisseur atteignant 400 m et l'existence du barrage d'Ouled-Melouk, situé sur l'oued Rouina, et à moins d'un 01 Km au nord de la carrière de fer de Rouina est caractérisé par une longueur de 730 m, une hauteur de 47 m et une capacité de 127 millions de m³, dont la superficie est de 8500 Hectares. [2]

I.4. Réserves géologiques

La zone du Ravin Sud a fait l'objet d'une exploitation à ciel ouvert de 1912 à 1958, Les filons de la région filonienne ont été exploités en surface et en souterrain jusqu'à une profondeur de 20 m. De 1989 à 1992,

Les travaux de recherches et de prospection dans la région de ROUINA ont été organisés et réalisés par la Direction de la Planification du Développement et du Contrôle de FERPHOS au mois de Novembre 1989, par une équipe de géologues de FERPHOS.les résultats de ces travaux donnent une estimation des réserves géologiques, à 4 219 025 Tonnes pour tous type de minerai et inférieur au niveau 190.

En 2002, a commencé l'exploitation du minerai de fer de la mine de Rouina dans la zone du Ravin Sud. [1]

I.4.1. L'évaluation des réserves géologiques

La détermination de la quantité de minerai dans le gisement suivant la qualité et le type à partir des données des travaux de prospection s'appelle l'évaluation des réserves qui consiste à diviser la surface du gîte en secteur qui ressemblent à tel ou tel corps géométrique à multiplier la surface de ce secteur par la puissance de son gîte puis par le poids spécifique du minerai.

Pour obtenir le poids des réserves en tonnes le poids spécifique est déterminé expérimentalement en additionnant les réserves des sections isolées, on détermine les réserves de tout gîte .la surface de gîte et la puissance sont fournis par les données géographique obtenus au cours des travaux de prospection ; le poids spécifique d'après les données de l'échantillonnage.

Pour l'évaluation des réserves on utilise des méthodes différentes suivant la précision du calcul demandée, la quantité l'exactitude des données de prospection, la forme du gîteEtc. Pour une évaluation plus précise des réserves, on utilise la méthode des coupes verticales et horizontales des régions les plus proches qui consiste au calcul des surfaces moyennes entre les coupes géologiques établie. [4]

Cette méthode est appliquée au niveau de la mine de Rouina avec;

- Une maille de prospection (100x20 et 100x50) m.
- les surfaces sont calculées par la méthode planimétrique digitale.
- La densité moyenne du minerai considéré est de 2.7 T/m³ d'après les données des essais effectués durant la campagne de prospection (1989-1992).
- Les réserves sont classées dans la catégorie C1, à cause du degré de prospection (maille), et de la morphologie du corps.

On calcule les réserves exploitables à partir des formules suivantes :

Si ; $S_1 / S_2 < 40\%$

$$T = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times \rho$$

Si ; $S_1 / S_2 > 40\%$

$$T = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 + S_2}}{3} \times L \times \rho$$

Où :

T : le tonnage du minerai en tonnes

S_1 : la surface du premier niveau (m²)

S_2 : la surface du deuxième niveau (m²)

L: la distance entre les deux surface (m)

ρ : la masse volumique de la roche $\rho = 2.70$ (t/m³).

Les surfaces sont mesurées à l'aide du logiciel Auto-CAD.

Les réserves géologiques arrêtées au mois décembre 2014 sont estimés à 1 387 147,5 tonnes (Ravin Sud + la Butte).

Le tableau I.1 ci-après résume les réserves géologiques exploitables du gisement

Tableau I.1 : Réserves géologiques au niveau de ravin sud jusqu'au niveau 220.

coupes	Surfaces (m ³)	Surfaces moyennes (m ²)	L(m)	Volume (m ³)	densité	Tonnage (T)
C6	110	95	85	8075	2,7	21 803
C8	80					
C10	597	298,51	100	29 851	2,7	80 599
C12	663	630	95	59 850	2,7	161 595
C14	870	766,5	100	76 650	2,7	206 955
C16	2480	1606,3	95	152 598	2,7	412 014
C18	105	1031,8	90	92 859	2,7	250 719
Total réserves géologiques				419883	2,7	11336684

Tableau I.2 : Réserves géologiques de la butte entre les niveaux 280 à 315.

coupes	Surface (m ²)	Surfaces moyennes (m ²)	L(m)	Volume (m ³)	densité	Tonnage (T)
C14 A	459	609,5	50	30475	2,7	82282,5
C14	760					
C14B	730	745	50	37300	2,7	100710
C16	430	580	45	26100	2,7	70470
Total réserves géologique				93875	2,7	253462,5

Conclusion

Le minerai de fer est l'un des minéraux industriels les plus importants. Grace à ses diverses applications, ses réserves importantes et son exploitation intensive, elle contribue largement aux développements économique et industriel du pays. Le domaine d'utilisation de ce minéral est polyvalent, il s'englobe en particulier dans les cimenteries et les produits pétroliers.

Les produits extraire de la mine de Rouina sont destinés principalement pour la fabrication du ciment. En outre les granulats produits de la mine de Rouina est destiné pour les travaux publics et les travaux de génie civil.

A l'échelle mondiale, le minerai de fer occupe une place primordiale parmi les minéraux industriels composant la croûte terrestre et vu à toute cette large utilisation présentant ce minéral, la demande en minerai de fer augmente d'une façon exponentielle. A cet effet, l'industrie minière en Algérie s'occupe de l'exploitation de ce type de minerai.

Introduction

L'étude du massif rocheux repose sur l'analyse des données géologiques globales de gisement, les caractéristiques géo-structurales du massif et les caractéristiques géo-mécaniques de la matrice rocheuse.

Il s'agit là de déterminer sur le terrain la complexité du massif dans son état naturel (la présence ou non d'une nappe phréatique, altération de la roche, stratigraphie et lithologie, variation de faciès). Il faut utiliser ici les outils de base du géologue (l'analyse des données géologiques) telle que cartes géologiques, sondages, les études géophysiques ...etc, et adapter le contenu des reconnaissances à la complexité du massif.

La caractérisation géo-structurales du massif c'est-à-dire sa fracturation naturelle, elle permet d'établir pour chaque massif son arrangement naturel en terme d'assemblage de blocs. Plus un massif est fracturé, moins il réclamera d'énergie de fragmentation apportée par l'explosif, mais cette énergie sera plus difficilement mise en œuvre et transmise au sein du massif. Le travail du mineur est considérablement facilité en présence de massifs rocheux sains peu fracturés.

La caractérisation géo-mécaniques de la matrice rocheuse c'est-à-dire sa résistance et sa dureté à un double objectif. Il s'agit d'une part de qualifier la fragilité de la roche vis à vis d'une contrainte explosive (cette fragilité pouvant être considérablement différent entre les roches). Et d'autre part de qualifier les caractéristiques mécaniques des matériaux abattus. + Ces études sont essentiellement effectuées au laboratoire à partir des échantillons. [5]

II.1. Caractéristiques d'un massif rocheux de Rouina

II.1.1. Faille et fracturation

Pratiquement tout le champ des calcaires du massif de Rouina est fracturé. Les fractures les plus courantes ont une orientation 0-50° auxquels sont liés la plus part des indices de minerai de fer. Le disjonctif est toujours présent dans les endroits minéralisés. L'épaisseur des fissures varie de quelques millimètres à quelques centimètres. Les fissures sont remplies d'hématite, de calcite plus rarement de sidérite et d'oligiste micacé. [2]



Figure II.1 : Terrains fissurées au niveau de ravin sud.

Dans la région filonienne qui caractérise par un grand nombre de cavités ouvertes nous observons toute une série disjonctive de direction sub-méridionale. Selon un angle variant de 70 à 90°. L'étendue de ces failles en surface est de 300 à 350 mètres (**Fig. II.2**)



Figure II.2 : Filon du minerai de fer, et cavité souterraine (la mine de Rouina).

II.1.2. Instabilité des terrains

La présence des glissements peuvent être causées par plusieurs facteurs. Telle que :

- Pente des talus trop importante peuvent être à l'origine de la rupture d'équilibre du sol en question.
- Les infiltrations d'eau sur les niveaux d'extraction entraînent la désorganisation avec lessivage de particules fines dans la roche exploitée (chute de ses caractéristiques intrinsèques).
- Absence ou insuffisance d'un système de drainage ou d'évacuation des eaux;
- Présence des failles ou des zones broyées, de fissures ou micro fissurées, etc. [2]

II.2. Etude minéralogique du minerai de fer

L'étude minéralogique a pour but la détermination des différents espèces minérales constituant le minerai de fer, leur évolution dans le temps et dans l'espace.

Les examens d'observation par différentes méthodes d'analyse, l'étude de leurs propriétés physico-mécaniques dont dépend le choix du procédé de leur extraction, et autres procédures de caractérisation et de préparation, constituant la principale préoccupation de cette partie d'étude.

L'étude minéralogique nous permettra de :

- Reconnaître les minéraux (leur nature et leur composition)
- Les proportions relatives des minéraux
- La forme et les dimensions des grains
- La structure du minerai.

Cette étude permet donc l'orientation de la recherche vers la technique d'enrichissement la plus adaptée. La structure et la texture d'un minerai sont de ce fait un facteur assez important, les grains des minerais sont tellement fins qu'il est impossible de prévoir le degré de broyage que l'on doit leur faire subir pour obtenir une bonne séparation des divers minéraux qui les constituent. [6]

a) Echantillonnage

L'échantillonnage constitue une étape cruciale dans le processus de caractérisation d'une matière naturelle qui peut être en différents aspects dans la nature, dans les minerais représentant les sources les plus utilisées dans l'industrie, ce qui nécessite de disposer d'une information la plus fiable possible sur le minerai à étudier afin d'obtenir un éventail d'échantillons représentatifs qui reflète toutes les caractéristiques physico-chimiques.



Figure II.3 : Echantillon représentatif du minerai de fer de Rouina.

b) Classement dimensionnel (la courbe granulométrique)

Après l'étape de broyage qui se fait jusqu'à la maille de libération. La maille de libération d'un minéral est la taille au-dessous de laquelle une particule de minerai est parfaitement libérée. Le classement dimensionnel est effectué par tamisage de type AS200. Il permet de séparer le matériau en fractions granulaires définies par la cote de la maille carrée de tamis. Avant l'opération de tamisage il est nécessaire de sécher les échantillons dans l'étuve afin d'éviter le colmatage du matériau (eau d'humidité) sur les tamis utilisés. Lors de l'essai de tamisage à sec conventionnel, la série de tamis sélectionnés

Les pourcentages des refus ou des tamis cumuls, sont représentés sous forme de courbe granulométrique en portant les ouvertures des tamis en abscisse, et les pourcentages en ordonnée, sur une échelle arithmétique. Les courbes sont tracées de manière continue. [6]

Chapitre II Propriétés et caractéristique d'un massif rocheux

Les résultats granulométriques sont présentés dans le Tableau suivant :

Tabelau II.1 : Résultats de tamisage pour le minerai de fer de la mine de Rouina

Ouverture des Tamis (mm)	Masse (g)	Rendement masse %	Rendement cumulé(%) (refus)	Rendement cumulé(%) (passant)
+4	45,2	9,09	9,09	100
-4 +2	52,40	10,54	19,63	90,91
-2 +1	68	13,68	33,31	80,37
-1 +0 ,5	153,4	30,87	64,18	66,69
-0 ,5 +0,25	41,76	8,40	72,58	35,82
-0,25 +0,125	36,62	7,37	79,95	27,42
-0,125 +0,063	75,5	15,19	95,14	20,05
-0,063 +0,045	12,37	2,47	97,61	4,86
-0,045 +0	11,38	2,29	100	2,39
Total	496,87	100		

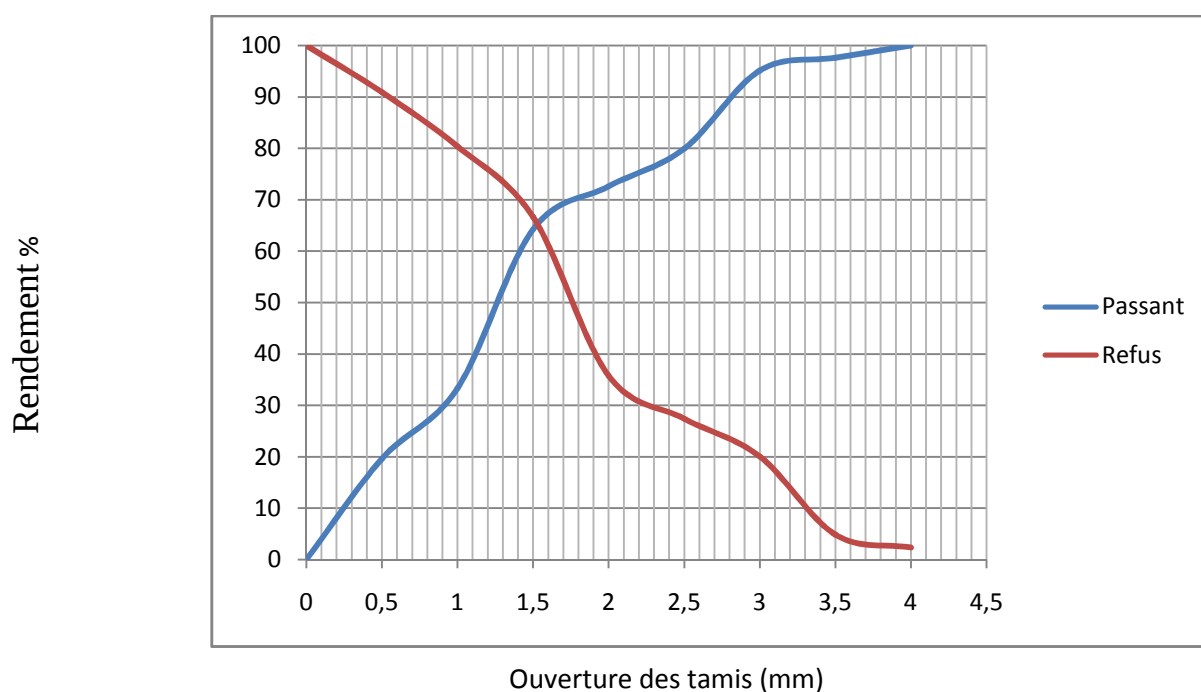


Figure II.4 : Courbe granulométrique du massif de Rouina.

D'après les résultats obtenus, on constate que les rendements cumulatifs des tamisât sont croissants en fonction des diamètres moyens des tamis. Par contre les rendements cumulatifs des refus sont décroissants en fonction des diamètres moyens des tamis. De plus, ces deux courbes (refus - tamisât) sont symétriques et elles se coupent en un point, ce point C'est le diamètre de la maille du tamis qui permet le passage du matériau au départ.

D10, D30, D50, D60 représentent respectivement les diamètres des éléments correspondant à 10%, 30%, 50% et 60% de tamisât. Ils représentent respectivement les diamètres des mailles des tamis qui permettent le passage 10%, 30%, 50% et 60% du matériau de départ. D'après la courbe tamisât - refus on obtient:

D 10= 0,25 mm; D30 = 0,9 mm; D50=1,25 mm et D 60 =1,4 mm.

- **Coefficient de HAZEN**

Le coefficient de HAZEN permet de savoir si la granulométrie est étalée ou serrée (Uniforme). Ce coefficient est définit par la relation suivante :

$$C_U = D_{60} / D_{10}$$

Pour le minéral de fer : $C_U = 1,4 / 0,25 = 5,6$

$C_U < 2$: La granulométrie est serrée (uniforme);

$C_U > 2$: La granulométrie est étalée. [6]

Dans notre cas $C_U > 2$, on conclut que les granulométries sont étalées.

- **Coefficient de courbure**

Le coefficient de courbure vient en complément de coefficient de HAZEN dans la classification des sols.

$$C_c = (D_{30})^2 / D_{10} \cdot D_{60}$$

C_c : le coefficient de courbure

$1 < C_c < 3$: La granulométrie est bien graduée (continuité bien répartie) ;

$C_C < 1$ et $C_C > 3$: La granulométrie est mal graduée (continuité mal répartie). [6]

Dans le cas du minerai de Rouina : $C_C = (D_{30})^2 / D_{10} \cdot D_{60} = 1,25$ $1 < C_C < 3$; implique une granulométrie bien graduée (continuité bien répartie).

II.2.1. Description des minéralisations et de leurs encaissants

Une propriété macroscopique est une caractéristique d'un corps qui peut être observée globalement. C'est une propriété à grande échelle, par opposition aux « propriétés microscopiques » qui caractérisent les plus petits constituants du corps.

a) L'encaissant de la minéralisation de gisement de Rouina

Les minéralisations sont encaissées dans les calcaires d'âge Permo-trias. Ces minéralisations se concentrent soit dans les fractures recoupant l'encaissant soit dans des nids sous forme d'amas. Macroscopiquement, cet encaissant est représenté par des calcaires très ferrugineux gris finement cristallisé souvent fracturé à remplissage de Quartz et parfois à remplissage de calcite. [2]

b) La Minéralisation

L'étude microscopique et macroscopique de la minéralisation et de son encaissant montre que la minéralisation du gisement de Rouina est constituée principalement d'Hématite, goethite et limonite souvent observée dans des fractures ou d'amas associé avec le quartz,

Les résultats de l'étude minéralogique sur le minerai de fer sont présentés à l'annexe 3.

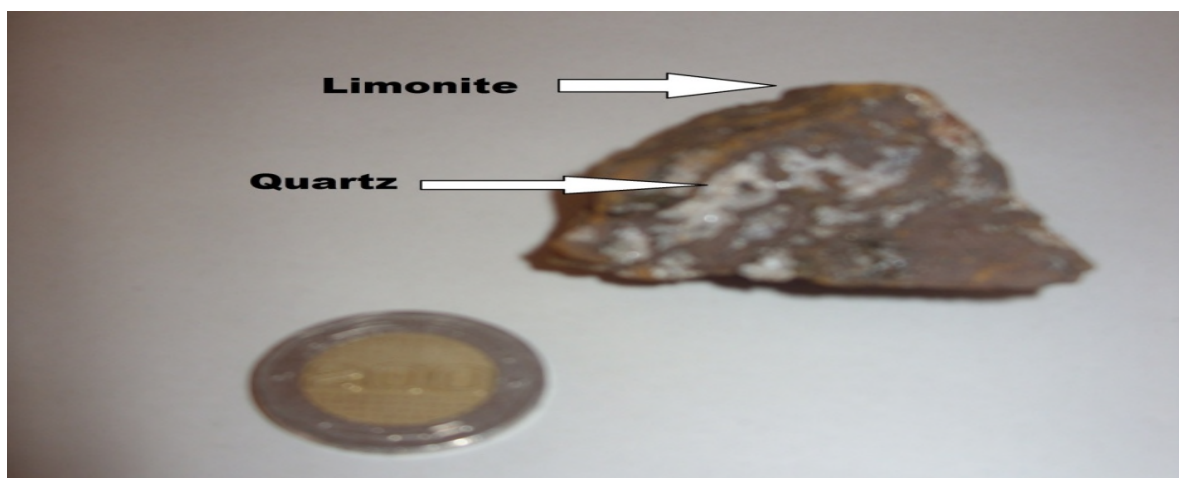


Figure II.5: Géodes à remplissage de Quartz dans le minerai ferrugineux.

Tableau II.2: Description de la minéralisation observée

Minéralisation	La description des minéralisations
Minéraux silicatés	Le quartz : Du point de vue macroscopique, le quartz se manifeste dans les fractures en remplissage de la caisse filonienne et des vides géodiques recoupant la minéralisation (figure 5). Il s'exprime essentiellement sous forme de grains translucides ou transparents de taille variable qui peut atteindre quelques millimètres souvent bien cristallisé sous forme bipyramidale
Minéraux métalliques	L'hématite (Fe_2O_3) : Elle constitue le minéral le plus abondant. Elle se présente soit sous forme de grains de taille variable disséminés dans les calcaires, soit aux seins des fractures associée au quartz. Au microscope, elle apparaît sous forme de plages entourée de halos de goethite (annexe 4).
	La Goethite ($FeO(OH)$) : elle est souvent à remplissage de fractures, issue de l'altération de l'hématite, elle est de couleur grisâtre sous forme mamelonné. Au microscope, elle est souvent en association avec l'hématite qu'elle épigénèse (annexe 4).
	La limonite : elle sous forme pulvérulente de couleur jaunâtre issue de l'altération de la goethite (annexe 4).
	La pyrite (FeS_2) : elle n'est observé que au microscope, et elle a été mise en évidence par DRX, elle est très peut représenter sous forme cubique à arrondi de petite taille (annexe 4).

II.2.2 Propriétés physiques et chimiques de la roche du gisement

Les roches dures constituent une matière première importante, en particulier pour la construction et l'entretien des infrastructures de transport à haute performance, telles que les routes et le réseau ferroviaire, car ces dernières ne peuvent guère être remplacées par d'autres matières premières (los Anglos < 20). Pour cela on doit procéder d'effectuée des analyses et

essais physiques, afin de déterminer les caractéristiques des roches existant au niveau du site concerné. [12]

- **La masse volumique**

C'est la masse totale de la matière (grain + l'eau) contenue dans l'unité de volume. Soit sa formule :

$$\rho = \frac{M}{V} \text{ g/cm}^3$$

Où M : masse totale de l'échantillon (g)

V : volume totale de l'échantillon (cm³).

La masse volumique du minerai de fer est égale à **2.23 t/m³**

- **L'absorption d'eau (teneur en eau)**

C'est le rapport en % du poids de l'eau au poids de la matière sèche, et se traduit par la formule suivante :

$$\omega = \frac{M_{\omega}}{M_s} * 100 [\%]$$

Où

M_ω: poids de l'eau (g)

M_s: poids de la matière sèche (g)

Tabelau II.3 : Résultats de la teneur du minerai de fer de Rouina.

Composition chimique	La teneur %											
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	TiO ₂	MnO	PF
MF.11.06801 Geothite 1	15.12	0.36	74.12	0.35	0.24	0.02	0.01	0.16	0.38	0.01	0.05	9.19
MF.11.06802 (Geothite2)	47.16	0.82	45.96	0.43	0.11	0.01	0.06	0.10	0.07	0.03	0.04	5.21
MF.11.06803 (limonite)	39.74	6.81	42.48	0.44	0.45	0.23	0.96	0.45	0.07	0.30	0.25	7.83

D'après les résultats des essais on remarque que les échantillonnages ont une teneur élevée de fer (Fe₂O₃) qu'il est égale à **54,18%** en moyenne.

- **La porosité :**

C'est le rapport en % du volume des vides au volume total de l'échantillon.

$$\eta = \frac{V_v}{V_T} * 100 (\%)$$

Où :

V_v: volume des vides (cm³)

V_T:volume total de l'échantillon (cm³)

La porosité de minerai de fer de Rouina est égale à **14.92 %**

Les résultats précédents sont résumés dans le tableau suivant :

Tabelau II.4 : Propriétés physiques et chimiques du minéral de fer de Rouina.

Code de l'Echantillon	Masse volumique Réelle (t/m ³)	Masse volumique imbibée (t/m ³)	Teneur en eau (%)	Coefficient d'absorption (%)	Porosité (%)
MF.11.06801 (Geothite 1)	2.968	3.052	0.590	2.838	8.428
MF.11.06803 (Limonite)	1.549	-	1.452	-	-
TF.11.06804 (limonite)	2.187	2.401	2.140	9.799	21.426
La moyenne	2.23	2.7	1.4	6.31	14.92

Remarque : Vu la friabilité de l'échantillon MF.11.06803 dans l'eau, on a pu réaliser son coefficient d'absorption d'eau et sa porosité

Certaines propriétés de la roche encaissante (calcaire)

Tabelau II.5 : certaines propriétés de la roche encaissante (calcaire).

Les caractéristiques de calcaire	La valeur
La masse volumique (t/m ³)	2.5
Résistance à la compression (MPa)	143
Résistance à la traction (MPa)	16
La dureté	2-3
le coefficient de Poison	0.3

II.2.3. Propriétés mécaniques

La mécanique des roches modélise le comportement des roches en laboratoire à partir de tests de durée limitée. Les propriétés mécaniques des roches dépendent de leur nature pétrographique, de leur état d'altération et de leur structure. Ce sont des caractéristiques intrinsèques du matériau.

Les principaux tests mécaniques comportent des essais de compression simple ou triaxiale permettent d'établir des modules ou des coefficients (Young, Poisson, poussée, etc.), ainsi des différentes résistances qui caractérisent le comportement de la roche sous des contraintes telles que:

- **Pression statique** : poussée des terrains,
- **Pression dynamique** : action des explosifs

La résistance à la traction est théoriquement la propriété mécanique la plus importante de la masse rocheuse pour l'abattage. En effet, il est généralement admis que la fissuration et la fragmentation de la roche se réalisent surtout sous un régime de contrainte de traction. Par ailleurs, les essais réalisés par certains chercheurs, sur des matériaux naturels et synthétiques ont indiqué une relation entre la banquette critique et la résistance à la traction. [7], [9]

- **La résistance à la compression**

L'essai mécanique le plus courant est l'essai de résistance en compression uniaxiale (R_c). Celle-ci est mesurée sur éprouvette cylindrique, de diamètre 40 à 50 mm en général. On fait croître l'effort axial fourni par la presse, avec une vitesse correspondant à environ 0,5 MPa/s, jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Si F est l'effort maximal et r le rayon de l'éprouvette, on a

$$R_c = \frac{F}{\pi r^2}$$

Où :

R_c = la résistance en compression. (Pa) ;

F : l'effort maximal (N) ;

r : le rayon de l'éprouvette. (m) ;

Chapitre II Propriétés et caractéristique d'un massif rocheux

La résistance en compression simple est une propriété assez dispersée ; on réalise en général cinq écrasements pour obtenir une valeur représentative. [7], [9]

Pour le minerai de fer de Rouina sa résistance de compression est égale à **163.4 MPa**.

Tableau II.6 : Essai de compression du minerai de fer de Rouina.

Code d'échantillon	Masse (g)	Résistance en compression simple		
		Force (KN)	Contrainte (MPa)	Moyenne (MPa)
MF.10.01283	407.9	272.2	108.9	163.4
	428.6	480.6	192.2	
	420.6	472.9	189.2	

Conclusion

Le gisement de fer de Rouina est formé d'un massif très fissuré, un minerai (dure, moyennement dure,...), et des roches encaissantes (calcaire) d'une dureté de l'ordre de 5 à l'échelle de Mohs d'où l'utilisation des explosifs pour abattre la roche encaissante ainsi que la roche minéralisée.

Les études chimique qui sont effectués,nous a permet de déterminer la teneur de fer, les éléments qui constituant la roche minéralisée.

Introduction

Après avoir étudié la matrice rocheuse du gisement de ROUINA, et dans le but d'augmenter la production, on concentre dans ce chapitre sur le rendement des machine utilisé dans la chaine de production telle que les chariots de forage et les engins de chargement et de transport, afin de l'utilisées d'une façon rationnel et de dégager le maximum de profit.

III. Les conditions technico-minières de la carrière**III.1. Régime de fonctionnement de la carrière**

La mine de Rouina fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de jours ouvrables par an.....255 jours /an
- Le nombre de jours ouvrables par semaine5 jours /semaine ;
- Le nombre de postes de travail par jour.....1 postes /jour ;
- Le nombre d'heures de travail par poste.....7 :30 heures / poste ;

III.2. Capacité de production**III.2.1. Production annuelle, P_A [T/an]**

L'objectif de la mine est d'assurer une production annuelle $P_A=140\ 000$ tonnes /an en minerai de fer, et de 280 000 t/ an des agrégats. Soit une production totale de 420 000 t/an

III.2.2. Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{P_A}{N_m}$$

Où :

N_m : nombre des mois/an

P_A : la production annuelle T/an

$$P_m = \frac{420000}{12} = 35000 \text{ T / mois}$$

III.2.3. Production hebdomadaire

$$P_s = \frac{P_m}{4}$$

$P_s = 8750$ T/semaine

III.2.4. Production journalière

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

$$P_{j/p} = \frac{P_A}{N_j}$$

Où :

P_A : production annuelle (420000 T/an) ;

$P_{j/p}$: nombre de jours ouvrables par année, (255 j).

$$P_{j/p} = 1\,647\text{T/j} \approx \mathbf{1650\,T/j}$$

III.2.5. Production horaire

La production journalière est déterminée d'après la formule suivante :

$$P_h = \frac{P_j}{N_h}$$

Où :

P_h : production horaire (T/h) ;

N_h : nombre d'heures du travail par poste (7 heures et 30 min)

$$P_h = \frac{1650}{7.5} = \mathbf{220\,T/h}$$

III.3. Réserves exploitables

Les réserves exploitables totales de la mine de Rouina sont estimées à $R_{exp}=1\,167\,885\,T$ (permis d'exploitation, page 11), ce volume a été déterminé sur tous les niveaux d'exploitations envisagés.

Tableau III.1 : Récapitulatif des réserves de la mine de Rouina

La zone	Réserves géologiques (T)	Réserves exploitables (T)	Stérile (T)
Ravin Sud	1133684	945270	2419100
Butte	253462,5	222615	0
Total	1387146,5	1167885	2419100

III.4. Durée de vie de l'exploitation de la mine de Rouina

La durée de vie d'exploitation de la mine de Rouina est donnée par la formule suivante :

$$t = \frac{R_{exp}}{P_A}$$

R_{exp} : les réserves exploitables (1,16 MT)

P_A : production annuelle en tout venant de carrière (T/an)

t = 8 ans.

III.5. Les paramètres de la mécanisation pour l'exploitation

III.5.1. La foration

On appelle foration l'opération qui sert à forer une excavation de section circulaire ayant un très faible diamètre devant la longueur creusée.

Les diamètres des puits forés est égale à 240 mm pour les trous de mines. La profondeur de ces puits dépend de leur destination et des conditions géologiques de la région où se font les forages qui peuvent avoir des orientations verticales, horizontales ou inclinés. [5]

a) Nombre de foreuses nécessaires au projet

Pour assurer les travaux de foration dans la carrière, il faut trouver le nombre de foreuses nécessaires.

Ceci est déterminé par la formule :

$$N_s = (L/R_p).K_r \quad [5]$$

Où :

N_s : nombre de foreuses nécessaires au projet.

L : longueur totale des trous de mine qui doivent être forés dans la carrière pendant un poste [m/poste].

R_p : rendement pratique de la machine de foration

On doit déterminer la longueur totale des trous de mine forés par poste :

$$L = \frac{A \times H_t}{B \times E \times \frac{H}{\cos(\beta)} \times N_p \times N_j} \quad [5]$$

Où

A : production annuelle (155556 m³/an.)

H_t : profondeur totale du trou (11,78 m).

B : banquette pratique (2,78 m).

E : espacement entre les trous (2,78 m).

H : hauteur du gradin (10 m).

β : inclinaison du trou/verticale. (20°)

N_p : nombre de poste de travail par jour.(1 poste)

N_j : nombre de jours ouvrables par an.(255 jours).

$$L = 87,36 \text{ m}$$

b) Rendement de la foreuse

$$R_p = R_t \times T \times K_u \quad (\text{m/poste}). \quad [4]$$

Où

R_p : rendement pratique de la foreuse.

R_t : rendement technique de la foreuse m/min.

T : durée du poste, [min]

K_u : coefficient d'utilisation pratique de la foreuse par poste ($K_u = 0.8$)

Le rendement technique de la foreuse est :

$$R_t = \frac{H_t}{\left[\frac{H_t}{V_f} + t_{pf}\right]} \quad (\text{m/min}). \quad [4]$$

Où

H_t : profondeur totale du trou (11,78 m).

V_f : vitesse de foration, $V_f = 0.3$ m/min.

T_{pf} : temps des opérations préparatoires et finales pour la foration d'un trou $t_{pf} = 20$ min.

Les calculs donnent :

$$R_t = \frac{11,78}{\frac{11,78}{0,3} + 20}$$

$$R_t = 0,20 \text{ m/min}$$

Où

$$R_p = 0,20 \times 450 \times 0,8 = 72 \text{ m/poste.}$$

$$R_p = 72 \text{ m/poste}$$

Donc le nombre nécessaire de foreuses est donné par la relation suivante:

$$N_s = \frac{L * K_r}{R_p} \quad [4]$$

K_r : coefficient dépendant de la régularité du travail de foration $K_r = 0,9$

$$N_s = \frac{87,36 * 0,9}{72} = 1.09$$

$$N_s = 1$$

Pour assurer les travaux de foration on utilise la foreuse (Atlas copco CM470) et un chariot de foration (**fig. III.1**).



Figure III.1 : Foreuse ATLAS COPCO CM470.

c) Nombre de trous/semaine

$$N_{tr/p} = \frac{2 * Rp}{Ht}$$

Ou :

Rp : rendement pratique de la foreuse (Rp=72 m/poste).

Ht : profondeur totale du trou (Ht = 11,78 m).

$$N_{tr/p} = \frac{2 * 72}{11,78} = 13 \text{ trous}$$

Donc le nombre trou forés pendant une semaine est :

$$N_{tr/s} = N_{tr/p} * N_{j/s}$$

$N_{j/s}$: nombre de jours ouvrables par semaine (5 jours)

$$N_{tr/s} = 13 * 5 = 65 \text{ trous/semaine}$$

III.5.2. Le chargement

L'opération du chargement commence après le tir de mine. La mine Rouina dispose une pulle chargeuse d'un godet de 4m³, avec laquelle l'opération de chargement assure le chargement d'un tonnage de l'ordre de 2300/jours. [5]



Figure III.2 : Chargeuse HITACHI.

a) Rendement de la chargeuse

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

$$R = \frac{3600 * C * K_r * T * \rho * K_u}{K_f * t_c} \quad [14]$$

Où :

C : capacité du godet de la chargeuse HITACHI (4 m³)

K_f: coefficient de foisonnement de la roche (1,6)

T : durée de travail d'un poste (7 : 30 h) ;

ρ: masse volumique de la roche (2,7T/ m³)

K_u: coefficient d'utilisation de la chargeuse (0,8)

K_r: coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (0,8)

T_c: durée d'un cycle de chargement (50 s).

$$R = 2333 \text{ T/poste}$$

b) Nombre de godet pour le chargement d'un camion

Il est donné par l'expression :

$$N_g = \frac{Q_c * K_f}{C * K_r * \rho} \quad [14]$$

Q_c: capacité du camion Nissan 419 (20 T)

$$N_g = 4 \text{ godets}$$

c) La durée de chargement d'un camion

Elle est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = t_c \times Ng \quad [5]$$

t_c : la durée d'un cycle de la chargeuse HITACHI (FIG), $t_c = 50$ secondes.

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

$$T_{ch} = 50 \times 4 = 200 \text{ s} = 3,3 \text{ min.}$$

III.5.3. Transport

Le but principal du transport de carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les mis à terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.

Dans les exploitations à ciel ouvert contemporaines du monde entier, on applique largement le transport par camion est largement appliqué dans les exploitations à ciel ouvert. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des fosses minières. La grande efficacité du transport sur roue des minéraux utiles et roches stériles sur une distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent cette méthode de transport.

Le transport de minerai de fer de Rouina se fait à l'aide des camions. La simplicité d'organisation du travail caractérise ce mode de transport. Les travaux de transport s'effectuent à l'aide des camions Nissan 419 d'une capacité de 14 m^3 (20 T), de front de taille jusqu'au lieu de stockage pour le minerai, à une distance moyenne de 1000 m. [4], [1]



Figure III.3 : Camion Nissan 419 de 14 m³ (20T).

a) Largeur de la piste

La largeur de la piste dépend de la largeur de la benne du camion, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes [5]

✓ **Circulation à une seule voie** (pour les pistes secondaires)

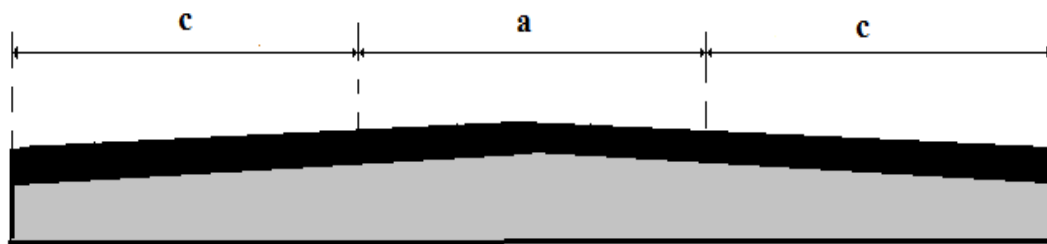


Figure III.4 : largeur de la piste d'une seule voie.

$$L = a + (2 \times C) \quad [5]$$

Où :

L: Largeur de la piste (m) ;

a : Largeur de la benne du camion Nissan 419 (a = 3 m) ;

C : Largeur de la bande de sécurité (m).

$$C = 0,5 + 0,005 V \quad [5]$$

Où :

V : La vitesse moyenne de circulation des camions à vide ($V = 25 \text{ km / h}$).

La vitesse de parcours des chargeuses dépend de leurs constructions, de la distance à parcourir et de la qualité de la route. Lorsque le godet de la chargeuse est bien rempli, la vitesse ne dépasse pas 2,5-4 km/h. Du lieu de chargement vers le lieu du déchargement (la distance ne dépasse pas 20-30 m) et au contraire, à vide la chargeuse se déplace avec une vitesse respectivement de 3,5-6 et de 8-11 km/h.

Lorsqu'on utilise les chargeuses sur pneus en qualité d'engins de chargement et de transport pour les distances importantes (50-100 m et plus), la vitesse de mouvement de parcours sur les pistes des exploitations à ciel ouvert varie de 10 à 15 km/h.

Donc : $C = 0,62 \text{ m}$.

Alors, $L = 3 + (2 \times 0,62) = 4,24 \text{ m}$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est : **$L = 4,24 \text{ m}$** . [5]

✓ Circulation à double voies

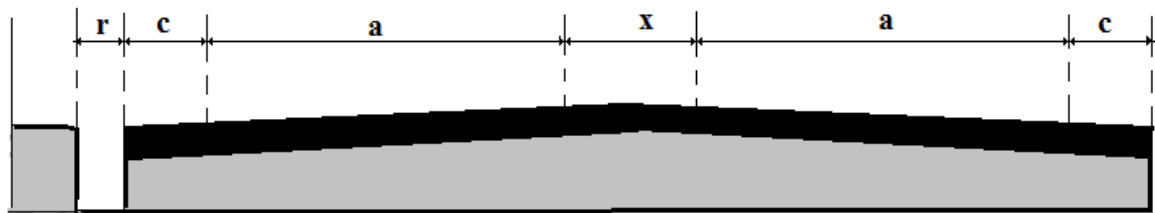


Figure III.5 : largeur de la piste d'une double voie.

$$L = 2 \times (a + C) + X + r \quad [5]$$

Où :

r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.4 m.

X: distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C \dots (m)$.

$X = 1,24 \text{ m}$.

Alors :

$$L = 2 \times (3 + 0,62) + 1,24 + 0,4 = 8,88 \approx 9 \text{ m}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est **$L = 9$** . [5]

b) Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{60 \times 60 \times Q_c \times t_p \times K_u}{t_c} \quad (\text{t/poste}) \quad [14]$$

Où :

Q_c : la capacité de la benne du camion (20 tonnes),

T_p : la durée d'un poste, (7h et 30 min)

K_u : Coefficient d'utilisation pratique du camion $K_u=0.85$

t_c : le temps de réalisation d'un cycle;

$$t_c = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m \quad [14]$$

Où:

T_{ch} : temps de chargement d'un camion (seconds)

T_{tr} : temps du trajet d'un camion (seconds)

T_d : temps de déchargement d'un camion (seconds)

T_m : temps de manœuvre d'un camion (seconds)

✓ **Temps de chargement d'un camion (t_{ch})**

Les mesures des temps de chargement sur le terrain d'un camion Nissan 419 sont données dans le tableau suivant :

Tableau III.2 : Temps de déchargement d'un camion Nissan 419

t_{ch} (seconde)	185	190	180
--------------------	-----	-----	-----

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_{ch} = 185$ secondes. [14]

✓ **Temps du trajet (T_{tr})**

a. A vide

Les mesures des temps du trajet en charge sur le terrain sont données dans le tableau suivant :

Tableau III.3 : Temps du trajet d'un camion Nissan 419 à vide.

Temps du trajet à vide (seconde)	350	360	340
----------------------------------	-----	-----	-----

On prend la valeur moyenne des temps qui correspond à la longueur moyenne des pistes (1000m). Donc le temps du trajet à vide est : 350 secondes.

b. En charge

Les mesures des temps du trajet en charge sur le terrain sont données dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : Temps du trajet d'un camion Nissan 419 en charge.

Temps du trajet en charge (seconde)	430	420	440
-------------------------------------	-----	-----	-----

On prend la valeur moyenne des temps qui correspond à longueur moyenne des pistes (1000m). Donc le temps du trajet en charge est : 430secondes.

Le temps du trajet est le temps du trajet à vide plus temps du trajet en charge.

Donc :

$$t_{tr} = 350 + 430 = 780 \text{ secondes.}$$

✓ **Temps de déchargement (td)**

Les mesures des temps de déchargement sur le terrain (3mesures) sont données dans le tableau suivant :

Tableau III.5 : Temps de déchargement d'un camion Nissan 419.

Temps de déchargement (seconde)	59	60	60
---------------------------------	----	----	----

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_d = 60$ secondes.

✓ **Temps de manœuvre (tm)**

Les mesures des temps de manœuvre sur le terrain (3mesures) sont données dans le tableau suivant :

Tableau III.6 : temps de manœuvre d'un camion Nissan 419.

Temps de manœuvre (seconde)	140	120	100
-----------------------------	-----	-----	-----

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_m = 120$ secondes.

Donc le temps de réalisation d'un cycle (tc)

$$t_c = 185 + 780 + 120 + 60 = 1145 \text{ secondes.}$$

Donc, Le rendement du camion est de :

$$R_c = \frac{3600 \times 20 \times 7.50 \times 0.85}{1145} = 400 \text{ T/poste}$$

c) Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{k_i \times P_j}{R_c \times N_p} \quad [14]$$

Où :

P_h : la production horaire ;

k_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2, On prend la moyenne $k_i=1$)

R_c : le rendement des camions.

N_p : le nombre de poste par jour.

P_j : la production journalière de la carrière.

$$P_j = P_{j/p} \times N_p$$

$P_{j/p}$: la production journalière par post:

$$P_j = T/j$$

Donc le nombre de camions nécessaires pour assurer la production est

$$N_c = \frac{k_i \times P_j}{R_c \times N_p} = \frac{1 \times 1647}{400} \approx 5 \text{ camions.}$$

Donc le nombre des camions est 6, on doit tenir compte d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière en cas de panne de l'un des camions opérationnels, donc il faut 5 camions pour assurer la même cadence de production dans l'unité.

III.6. Le traitement mécanique**III.6.1. Définition des deux produits à extraire****a) Minerai de fer**

Le minerai de fer est une roche contenant du fer, généralement sous la forme d'oxydes, Les minerais de fer ont une teneur en fer variable selon le minéral ferrique. Par rapport à leur teneur en fer, les minerais sont classés en :

- Minerais pauvres : $Fe \leq 30\%$
- Minerais moyens : $Fe = 30\% - 50\%$
- Minerais riche : $Fe > 50\%$

Les principaux minerais de fer sont des sulfures, des carbonates et des oxydes de fer. [2]

b) Granulats

La norme européenne définit le granulat comme le « matériau granulaire utilisé en construction. Un granulat peut être naturel, artificiel ou recyclé » :

Le granulat naturel est le granulat d'origine minérale n'ayant subi aucune transformation autre que mécanique. Dans cette catégorie se rangent des granulats de roche, comme le calcaire.

Tableau III.7 : Classes de granulats d'après la norme européenne [1^{er} juin 2004]

Granulats	Dimensions (mm)
Le sable	$D \leq 4 \text{ mm}$, et $d = 0$
La grave	(D) est supérieure à la limite désignant les sables, c'est à dire $D \geq 4 \text{ mm}$; C'est un mélange de sable et de gravillons. Elle peut être produite d'emblée, sans passer par la séparation puis le mélange des sables et gravillons. Par exemple : « grave 0/31.5 »
Le gravillon	$D \geq 4 \text{ mm}$, et $d \geq 12 \text{ mm}$, Par exemple : « gravillon 4/12 »

Seules ces 3 désignations portant l'appellation de granulats. [2]

III.6.2. Station de concassage

Pour le traitement du minerai de fer de la mine de Rouina dispose d'une station de concassage d'une capacité théorique de 120 T/H avec un taux de disponibilité de 50 % soit une production réelle de (153000 T/ an).

Le concasseur utilisé dans la station est un concasseur à mâchoire de marque (ATLAS-COPCO), TYPE : PC-02. Alimenté par du minerais de diamètre de 500 mm, qui sera réduit à 150 mm. Suivie d'un autre concasseur à mâchoire qui est muni d'un convoyeur à bande de 17 m de longueur, qui va réduire le minerai à un diamètre comprise entre (0-40 mm). [2]

Les caractéristiques techniques du concasseur mobile de la mine de Rouina sont présentées à l'annexe 4.



Figure III.6: Tout venant de minerai de fer.



Figure III.7: Station de concassage de la mine de Rouina.

Conclusion

Pour assurer la production souhaitée pour l'exploitation de la mine de fer de Rouina, l'unité a besoin de :

- Une foreuse et un chariot de foration.
- Une chargeuse de capacité de 4m^3 suffit, pour le chargement.
- Transport de la matière on a besoin de 6 camions de capacité de 20 T, pour assurer le transport du minerai de fer.

Introduction

L'exploitation à ciel ouvert consiste à enlever les stériles de recouvrement et à accéder au gisement à partir du jour. On l'appelle également découvertes.

IV.1. Eléments fondamentaux d'une mine à ciel Ouvert

Le stade principal en mine à ciel ouvert consiste à élargir une tranchée de découpage dont les parois sont taillées et prennent par la suite la forme d'un gradin [11]

IV.1.1. Gradin

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres.

Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées :

Le front d'attaque

Le talus du gradin

Les éléments géométriques et techniques sur la figure » ci-dessous.

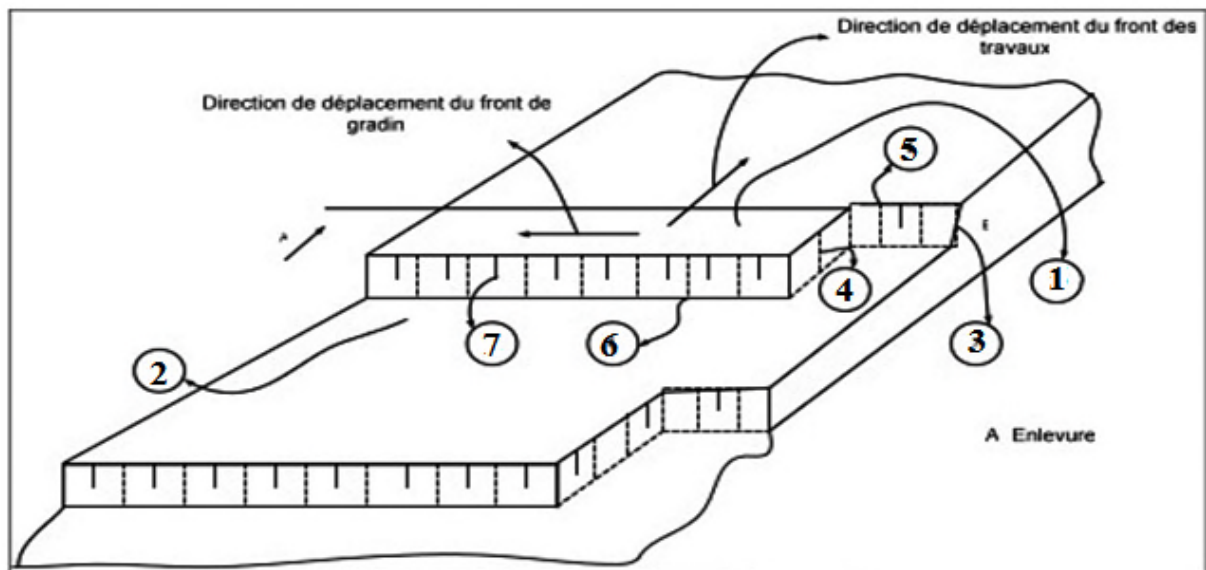


Figure IV.1 : les éléments géométriques et technologiques d'un gradin. [11]

1. Toit du gradin : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie supérieure
2. Mur : c'est la surface horizontale limitant le gradin à sa partie inférieure
3. Talus : la surface latérale inclinée limitant le gradin du côté vide de l'exploitation
4. Front d'attaque : c'est l'emplacement où l'excavateur travaille.
5. Arrête supérieure : c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus.
6. Arrête inférieure : c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus.
7. Angle du gradin : c'est l'angle formé entre le mur et le talus. [11]

IV.1.2. Bords de la carrière

Les bords de la carrière sont des surfaces latérales limitant les vides créés par l'exploitation. Ce sont des plates-formes et des talus des gradins. On distingue :

- Les bords de travail
- Les bords inexploités

Les bords de travail représentent un ensemble de gradin sur lesquels les travaux d'exploitation sont exécutés progressivement. Les bords inexploités sont des bords où l'on n'effectue pas des travaux d'exploitation, ils sont laissés pour l'évacuation des produits et la sécurité des travaux.

IV.1.3. Contour de la carrière

Le contour supérieur de la carrière est l'intersection entre le bord supérieur de la carrière et la surface vierge. Tandis que le contour inférieur est l'intersection entre le bord inférieur de la carrière et de son fond. [11]

IV.1.4. Talus de la carrière

La position principale du bord de la carrière en tout moment d'exploitation est caractérisée par le talus de la carrière. Ce dernier représente une surface imaginaire passant par le contour supérieur et inférieur de la carrière.

L'angle de talus de la carrière est déterminé en fonction de :

- La position et la profondeur d'exploitation
- La largeur de la plate-forme de travail et la banquette de sécurité
- La tenue des roches formant le bord de la carrière.

Pour les bords de travail, l'angle de talus γ_1 est toujours inférieur à celui du bord inexploité γ_2 .

D'une façon normale, on adopte des angles des talus plus faibles pour une roche de mauvaise résistance (roche tendre telle que le sable et les argiles). Par contre, on adopte des angles plus élevés pour une roche de bonne résistance (roches dures telle que les calcaires et les dolomies).

Le talus de liquidation est la pente générale des talus de la carrière dans la phase finale de ses activités. Il est choisi sur base des calculs spéciaux de manière à assurer la stabilité des bords de la carrière et la diminution des stériles à excaver. Pratiquement, l'angle de talus de liquidation correspond dans la plupart des cas à l'angle de talus de la carrière du côté du bord inexploité. C'est-à-dire $\gamma_1 = \gamma_2$. [11]

IV.2. Elément du système d'exploitation

Compte tenus des conditions géologiques du gisement et l'état actuel des travaux ainsi que les moyens disponibles, l'exploitation s'effectue par l'élargissement des fronts avec un ordre de progression de haut vers le bas et la direction du nord au sud, ainsi la nécessité d'intervenir les travaux de forage et de tir pour l'élargissement des niveaux.

IV.2.1. Hauteur du gradin

Elle est choisie en fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche, de la stabilité des talus, des règles de sécurité, de la production annuelle. Pour les roches du gisement, la hauteur maximale des gradins est inférieure à 10 m puisque la structure du gisement est fracturée pour sécuriser les travaux miniers. Ce qui est conforme aux règles de la sécurité minière. [14], [5]

IV.2.2. Angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico-mécanique de la roche et même des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie de 60° à 80° ; dans notre cas on prendra $\alpha=70^\circ$ (par rapport à l'horizontale). [14], [5]

IV.2.3. La Plate-forme de travail

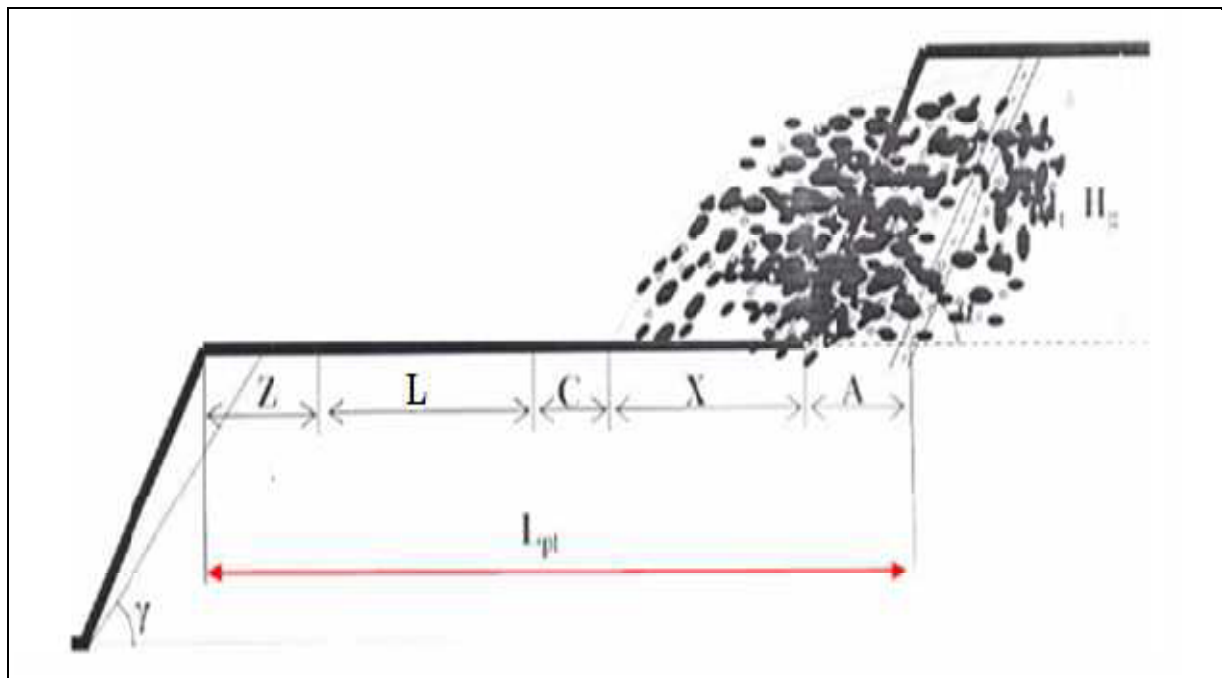


Figure IV.2 : Plate-forme de travail. [14]

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

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

Où :

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

L : largeur de la voie de transport, (m) ;

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

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

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

L = 9m.

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H \times [(1/\tan(b)) - (1/\tan(a))], (m);$$

Dont :

H : hauteur du gradin, (m) ; (H=10m)

b : angle de talus de gradin en liquidation, (50°)

a : angle de talus de gradin en exploitation, (70°).

Donc : Z = 4,75 m

La largeur (X) dépend de la hauteur du gradin, de la nature de terrain, des paramètres des travaux de forage et de tir.

Pour les gradins de 10 à 15m de hauteur, elle est de l'ordre de 20 à 25m, on prendra

X = 20m.

La valeur de C est donnée par la formule :

$$C = 0.2 \times H, (m)$$

C = 2 m.

La valeur de A est donnée par relation suivante :

$$A = n B, (m)$$

Où :

B : la banquette pratique, m (B=2,78)

n : nombre de rangées des trous dans le plan de tir. (n=2)

Donc A = 5,56 m

Donc la largeur minimale de la plate-forme est : **$L_{pt} = 41,31 \text{ m}$** . [14], [5]

IV.3. Ouverture du gisement de Rouina

IV.3.1. Généralités

L'ouverture des champs de la carrière, consiste au creusement d'excavations à ciel ouvert appelée tranchées ou demi tranchées, afin de permettre l'accès au gisement à partir de la surface et assuré le lieu de transport entre les horizons d'activité de la carrière et les points de chargement. Enfin, elles consistent à creuser des tranchées d'accès ou bien principalement qui donnent l'accès pour les travaux d'exploitation.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves du gisement et des dimensions du champ de carrière.
- Du relief.
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter.
- De la méthode d'exploitation à prévoir.
- De la production annuelle planifiée par la carrière.
- De la machinerie adoptée.
- Des mesures de sécurité technique (telles que choix rationnel de la hauteur de gradin, de la stabilité des bords des gradins et de la carrière etc..).

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé, Dans le cas de transport par camion la pente varie de 6 à 10 %.

Pour le gisement de Fer de Rouina, l'ouverture se fait par tranchées avec une pente de l'ordre de 6%. [1], [14]

La longueur des tranchées d'accès au gisement pour chaque niveau est résumée dans le tableau suivant :

Tableau IV.1: Longueur des tranchées d'accès au gisement de fer de Rouina.

Site	Niveau	Longueur(m)
Butte	310	71
	300	98
	290	96
Ravin sud	280	250
	270	82
	260	220
	250	122
	240	171
	230	40
	220	32
Total		1 182

IV.3.2. Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle.

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants :

- La topographie du gisement.
- La caractéristique géologique du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Mode d'ouverture du gisement adopté.
- Des dimensions des engins miniers et de transport.
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés

Le mode d'exploitation appliqué pour le gisement de Rouina c'est le mode à ciel ouvert avec un seul bord exploitable. Afin d'avoir une plate-forme suffisante pour l'emplacement des engins et au fur et à mesure qu'on s'enfonce du haut en bas. [1]



Figure IV.3 : Vue générale sur les gradins de la mine de Rouia.

L'exploitation concernant les sites suivants :

- **La butte :** Source principale d'emprunt du minerai de fer et son exploitation se déroule entre les niveaux 310-300, 300-290 et 290-280.

Le minerai s'extraît par moyen mécanique à cause de sa localisation proche aux populations riverains, après il s'acheminera directement à la station de concassage

- **Ravin sud côté Nord :** Cette zone est concernée par les travaux de découverte aux niveaux 280-270, 270-260, avant d'arriver au niveau de minerai.

Ravin sud côté Sud : Cette zone est également dans la phase de développement.

La Découverte et les travaux préparatoires dans la zone de Ravin Sud consiste à nettoyer le gradin tiré et d'ouvrir un autre gradin inférieur, les stériles prévenant de cette opération seront mis au mise à trille. Où sont mises pour construire les bermes de sécurité.

La dimension des blocs

La dimension des blocs est choisie en fonction de 3 paramètres [5]

- La capacité du godet de la chargeuse ($E_c = 4m^3$)

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

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{4}$$

$$d \leq 1,26 \text{ m}$$

- Le volume de la benne ($V_b = 14 m^3$)

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

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{14}$$

$$d \leq 1,20 \text{ m}$$

- L'ouverture du concasseur primaire

$$D_m = 0,8 \times b ; [m]$$

Où :

b: est la largeur de l'ouverture de concasseur, [m]

Dans la station de concassage de Rouina, l'ouverture du concasseur à mâchoire est de 1 m donc,

$$D_m = 0,8 \text{ m.}$$

Les blocs qui ne répondant pas à cette dimension maximale doit subir une opération de débitage secondaire, on fore dans ces gros blocs et, on les réduit en des blocs de dimension plus petite. Ils peuvent être utilisés comme un rempart dans les pistes ou vendus pour l'enrochement lorsque ceux-ci sont laissés tels quels.

IV.4. Abattage de la roche

IV.4.1. Définition de l'explosif

On appelle explosif une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique. [15]

On appelle explosion une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité de gaz qui, sous l'effet de la température élevée instantanément, produisant un travail mécanique et engendrant dans le milieu environnant des ondes de choc (d'explosif)

IV.4.2. L'abattage de la roche

Le processus de la fracturation à l'explosif repose sur l'action combinée de l'onde de choc et des gaz d'explosion. La détonation n'est pas un phénomène instantané, mais les deux étapes qui la constituent ont des durées très différentes : le phénomène de l'onde de choc est très court par rapport à l'action des gaz. Bien que ces phénomènes ne soient pas totalement indépendants, on peut présenter leur action par deux phases successives (**Figure IV.5**) [15]

- a) Une phase **dynamique**, durant laquelle on peut distinguer différents phénomènes, relatifs à différentes zones du massif rocheux :

- L'onde de choc génère, tout d'abord, l'onde de compression qui va engendrer des contraintes supérieures à la résistance en compression de la roche. Cet état de contrainte va donc broyer la roche en fines particules, dans une zone autour du trou désigné par «zone de broyage ». La décroissance de ces contraintes est cependant très rapide : à courte distance (3 à 5 fois le rayon de la cartouche r_c), les contraintes sont inférieures à la résistance en compression ;
 - On observe ensuite la création de fissures radiales : l'onde de choc perd en intensité, mais les contraintes tangentielles qu'elle crée sont encore suffisantes pour fracturer la roche via des contraintes tangentielles de traction. Malgré une décroissance en $1/r^3$ dans la zone de broyage et en $1/r^2$ par la suite, les contraintes demeurent supérieures à la résistance en traction de la roche, dans une zone appelée zone transitoire (entre 20 et 50 r_c). Au-delà de cette zone, aucune fissuration microscopique marquante n'apparaît : c'est la zone sismique. L'onde contribue à affaiblir le massif, sans pour autant mettre en cause sa structure globale par des pré-fissurations ;
 - Le dernier phénomène de la phase dynamique fait intervenir les ondes de traction: en effet, les ondes de choc initialement créées vont rencontrer des surfaces libres (typiquement, le front à abattre ou les discontinuités du massif) sur lesquelles elles vont se scinder en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre les énergies transmises et réfléchies dépend du rapport des impédances des deux milieux. Dans le cas d'une interface roche-air, cette réflexion est presque totale. L'onde de compression initiale se réfléchit en une onde de traction. Cette onde réfléchie engendre dans le massif rocheux des contraintes de traction, qui vont dépasser les caractéristiques mécaniques de la roche et provoquer une fissuration appelée écaillage, dans une zone proche de l'interface. De plus, les ondes réfléchies, en se propageant, vont réinitialiser les fissures créées par la première phase ;
- b) Une phase **quasi statique**, qui est la dernière étape de l'abattage à l'explosif: les ondes de contraintes ont joué leur rôle, fissurant ou affaiblissant le massif, les gaz d'explosion emprisonnés vont pouvoir se détendre, poursuivant leur propagation et leur action. Ils filtrent dans les discontinuités, participant éventuellement à la fissuration, et mettant surtout l'ensemble en mouvement. [15]

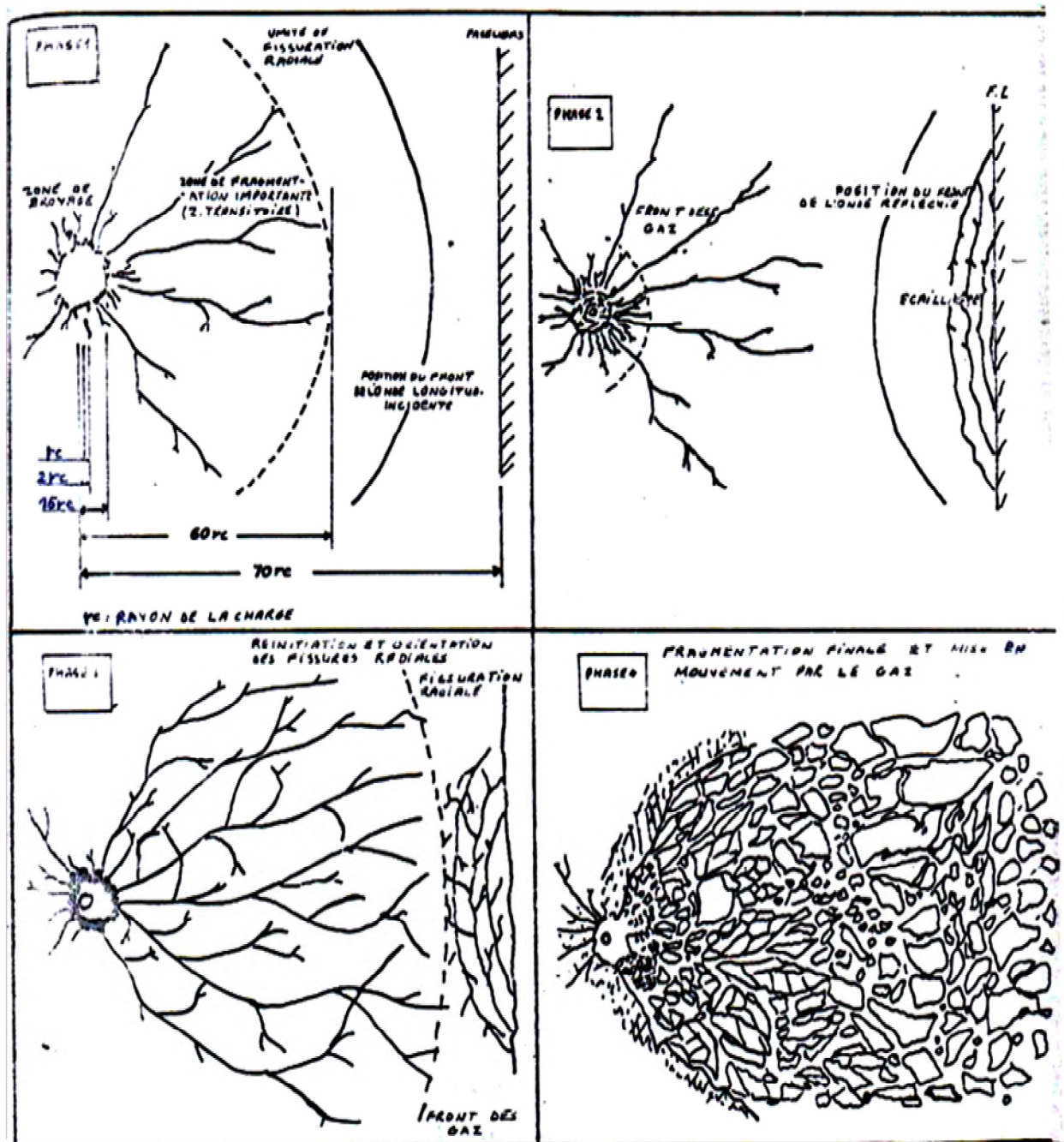


Figure IV.4 : Développement de la fissure et de la fracturation dans l'abattage du massif rocheux. [18]

Le mécanisme d'abattage à l'explosif repose ainsi sur l'utilisation d'une énergie chimique potentielle contenue dans l'explosif, qui se développe via deux phénomènes successifs mais couplés, l'action des ondes de contraintes et la détente des gaz d'explosion. Ces deux phénomènes vont ainsi provoquer la fragmentation du massif rocheux. [15]

IV.4.3. Déflagration et détonation

a) Déflagration

La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s. elle correspond à une explosion de violence modérée. L'onde de pression qui engendrée par la déflagration est montrée dans la figure suivante (**Figure IV.6**)

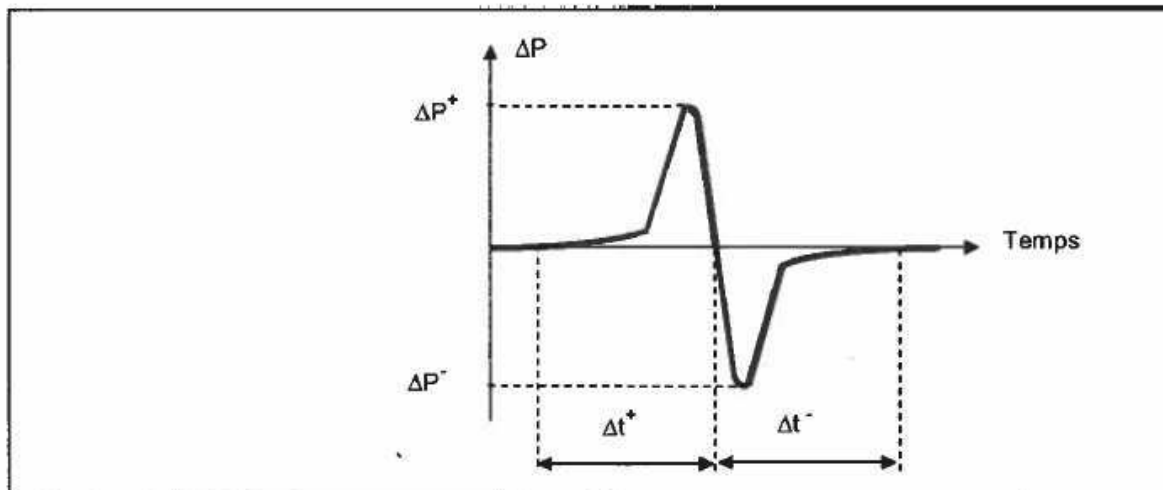


Figure IV.5 : Onde de pression engendrée par une déflagration. [8]

Le signal de cette onde se caractérise par une montée en pression quasi identique à leur décroissance, les phases de surpression et de dépression étant quasi identiques en termes d'amplitude comme de fréquence. Ce type d'onde présente les effets les plus nocifs pour les structures, du fait notamment de la variation des pressions crête/crête. [10], [8]

b) Détonation

Lors de la détonation, la décomposition de la substance explosive est rapide et il y a naissance d'une onde de choc. La vitesse de décomposition est dans ce cas comprise entre 2000 et 9000 m/s. La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisés principalement dans les travaux d'abattage et de démolition.

Le mécanisme d'abattage résultant s'effectue selon divers processus indissociables

- Fissuration sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à divers niveaux (zone de broyage, zone de fissuration radiale, zone sismique), (**Figure IV.8**)
- Accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles pré-existantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place. (**Figure IV.8**)

- Etalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

L'onde de pression engendrée par la détonation se caractérise par une montée en pression très rapide et une décroissance plus lente se poursuivant par une phase de dépression à amplitude et fréquences plus basses. Ce type d'onde présente une nocivité plus faible proportionnelle à sa phase positive, l'énergie transmise en dépression étant nettement plus faible. [10], [8]

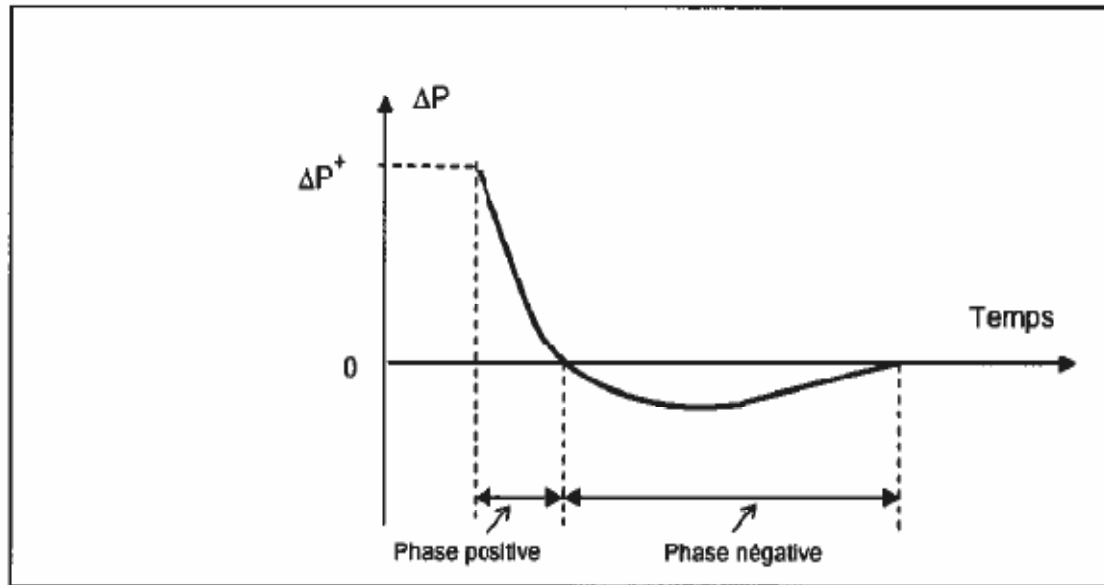


Figure IV.6 : Onde de pression engendrée par une détonation [8]

Lors de la détonation d'une charge, s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir trois zones

– **La zone de broyage**

Dans les premiers temps de la propagation, les contraintes subies par la roche sont très élevées de 5 à 75 Kbars de pression. Les contraintes en général excèdent dans un temps très court la résistance à la compression de la roche R_c qu'elles broient en fines particules.

L'onde émise n'est pas la seule responsable de l'état de contrainte, les gaz qui s'engouffrent dans les fissures y participent.

La décroissance des contraintes varie d'une façon continue en fonction de la résistance à la compression de la roche, et le sera plus important à partir de l'intervalle 3 à 5 r_c (r_c : rayon de la charge). [10], [8]

– La zone de fissuration

La roche subit en plus de la contrainte de compression radiale une contrainte tangentielle de traction, celle-ci malgré une décroissance dans la zone de broyage; néanmoins, elle demeure supérieure à la résistance à la traction (de la roche) sur une distance importante.

La contrainte tangentielle est responsable de la rupture (en traction) mais cette phase reste en particulier caractérisée par des fissures radiales.

La fissuration radiale se développe à une distance comprise entre 20 et 50 rc. [10], [8]

– La zone sismique

Au-delà de la zone de fissuration, il y a réapparition des vibrations qui affaiblissent le massif.

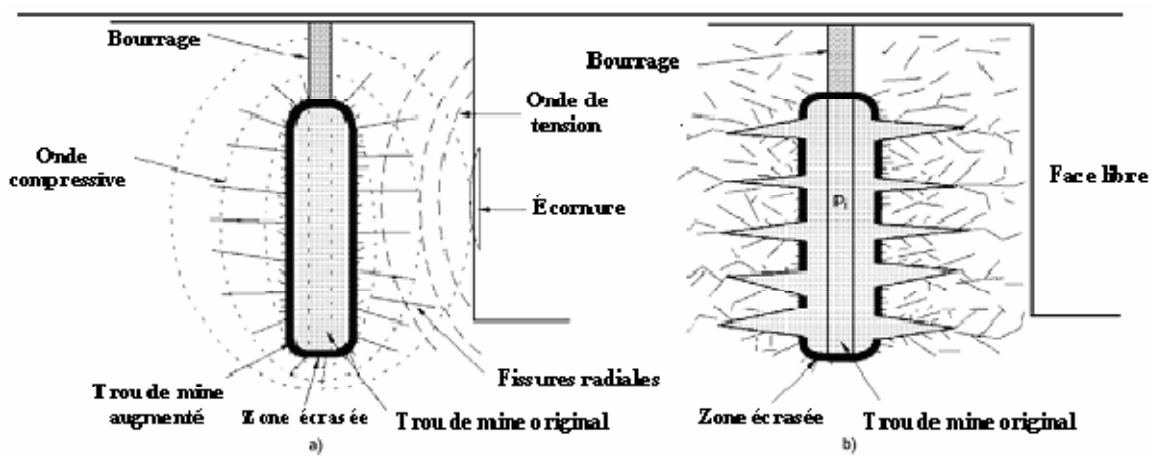


Figure IV.7 : propagation de l'onde de choc et expansion de pression de gaz. [20]

IV.4.4. Objectifs du tir

L'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, pour les roches massives et dures. Il se fait avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé. A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus ;
- abattre un grand volume de roche, avec une granulométrie adaptée aux installations et avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
- un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
 - une bonne sortie du pied ;
 - un bon alignement des fronts et de la plateforme ;
 - des effets arrière réduits. [15]

IV.4.5. Dimensionnement d'un schéma de tir

La banquette, l'espacement et l'inclinaison des trous, la hauteur du front sont des paramètres que l'on sent évidemment liés mais qui sont difficiles à intégrer dans un indicateur unique. Les études sur la géométrie du tir sont réalisées le plus souvent paramètre par paramètre. Dans son article sur les tirs à haut rendement de bloc, propose une maille dissymétrique avec des charges découplées. Cette méthode donnant de bons résultats, on peut penser que la symétrie de la maille a une influence sur le mode de rupture. Pour la hauteur du front, le rapport entre hauteur du bourrage et hauteur du front indique approximativement la proportion de bloc de bourrage non fragmenté lors du tir à l'explosif. L'inclinaison du tir semble être principalement un outil de stabilité des fronts plutôt que de fragmentation. [15], [16]

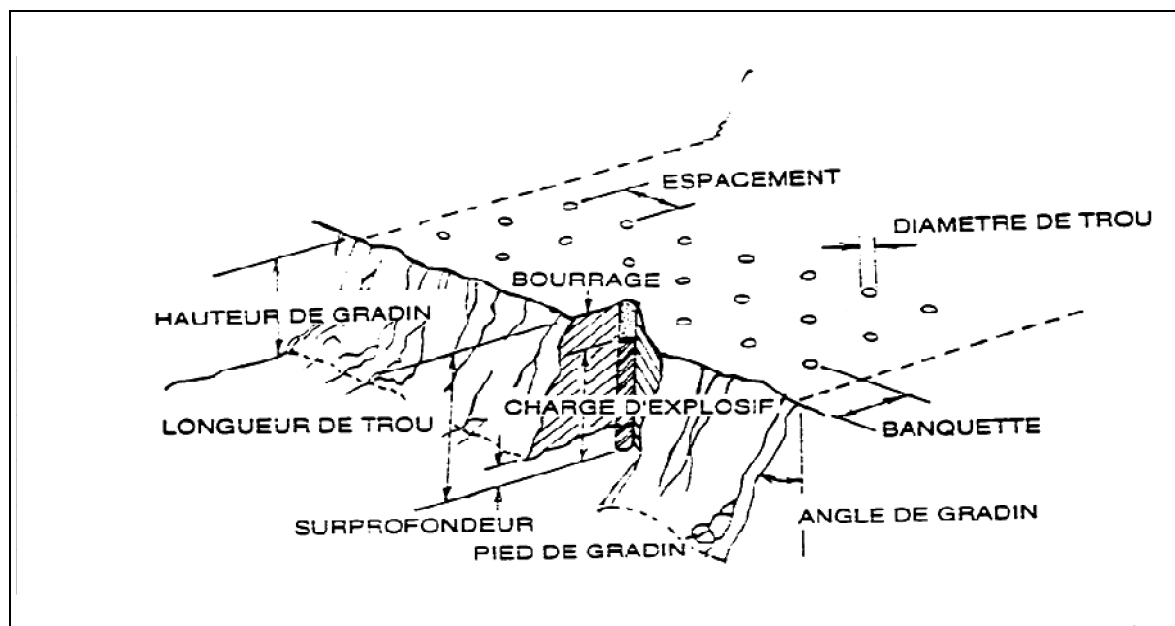


Figure IV.8 : Paramètres géométriques d'un tir. [18]

IV.5. Méthodes de calcul des principaux paramètres des travaux de forage et de tir

Les principaux paramètres du trou sont les suivants :

Diamètre ;

Longueur ;

Longueur de sous forage ;

Angle d'inclinaison.

IV.5.1. Le diamètre

Le diamètre sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur et prédétermine presque tous les principaux de travaux de forage et de tir.

On a établi, qu'avec l'augmentation du diamètre du trou et par conséquent de la charge, la qualité de la fragmentation des roches diminue et en même temps le débit des grosses fractions s'accroît. Le degré d'influence du diamètre de la charge sur la qualité de fragmentation diminue avec l'augmentation de l'intensité de fissuration des roches.

Le diamètre de la charge est un moyen puissant pour régler la qualité de la fragmentation, mais il faut considérer dans ce cas l'influence des propriétés des roches explosées. Lors de l'exploitation des roches à gros blocs ayant une grande résistance au tir, la variation du diamètre permet de régler la qualité de fragmentation dans un large diapason. Pour les roches très fissurées son influence est fort limitée.

C'est pour quoi dans ce dernier cas on choisit une soudeuse de diamètre concret ayant un rendement correspondant ou légèrement supérieur au rendement de la l'engin de chargement. Pour les roches à gros blocs ayant une grande résistance au tir, on utilise des sondeuses dont le diamètre assure une fragmentation désirée.

Les recommandations pour le choix du diamètre correspondant aux différentes catégories de roche selon leur résistance au tir. Donc le Choix du diamètre de foration doit être adapté à la nature de la roche et à la hauteur du massif.

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plus part des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.

- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre: l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre.

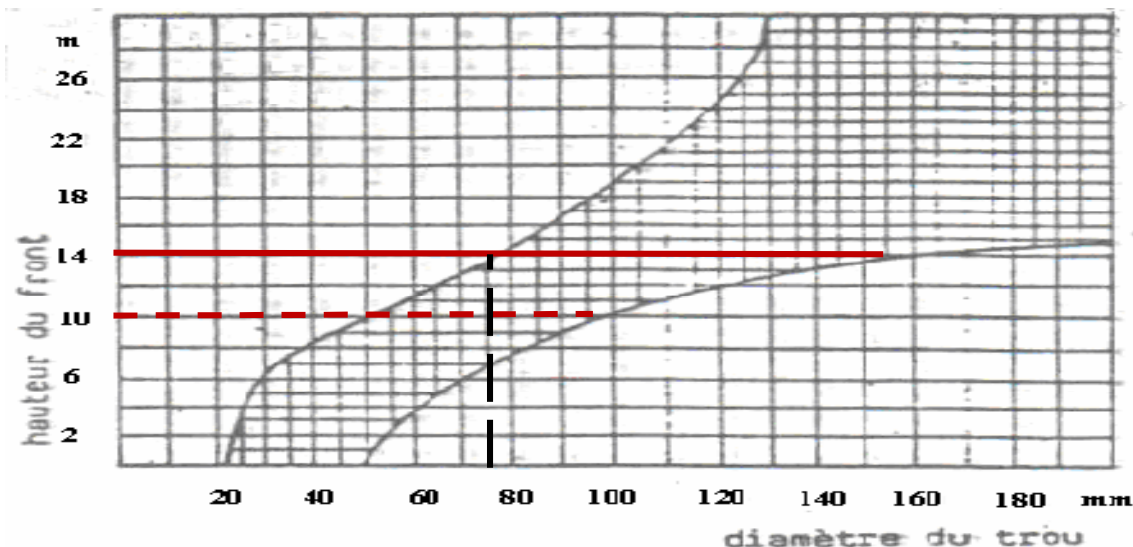


Figure IV.9 : Choix du couple diamètre-hauteur de front. [20]

Dans la mine de Rouina le chariot de forage utilisé est d'un outil de forage de 76 mm, d'où les fronts des gradins ne doivent pas être dépassés les 14m, pour un meilleur dégagement et fragmentation des roches. [13], [19]

IV.5.2. La longueur de trou

Est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L = \frac{H_{gr}}{\sin \beta} + L_s$$

Où :

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 10$ m

β : Angle d'inclinaison du trou, ($^\circ$), $\beta = 70^\circ$

Ainsi,

$$L = \frac{10}{\sin 70} + 1,14 = 11,78 \text{ m}$$

Le forage par trous inclinés améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

Le volume de roche se trouvant vis-à-vis de la bourre (parie du trou sans charge remplie d'un matériau inerte) resserre peu l'effet du l'onde de choc : c'est de cette zone que proviennent les

blocs les plus gros. Lorsque le trou est incliné, le volume de cette région diminue sensiblement, la fragmentation se trouvant ainsi améliorée.

Il contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée. Il existe d'autres avantages, par exemple :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison ;
- la consommation d'explosif est moindre ;
- l'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés de plus en plus utilisés dans les carrières. [9]

IV.5.3. Le sous forage

L'excès de forage est nécessaire pour fragmenter la roche au pied du gradin et pour permettre aux engins de chargement de suivre le niveau exigé. Une fragmentation de qualité médiocre à ce niveau, peut conduire à des opérations très chères. La fragmentation excessive, endommage probablement la partie inférieure, et cela implique une réduction dans la stabilité du talus.

Il sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau de pied de gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

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

D'habitude, la longueur du sous forage varie de 0,5 à 3 m. avec l'augmentation de la dureté de roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur du sous forage doit augmenter. Pour les trous verticaux elle ne dépasse pas un tiers de la ligne de résistance au pied. Elle peut être diminuée pour les trous inclinés.

La longueur du sous forage est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = (10-15) D_{tr} ; (m)$$

D_{tr} : Diamètre du trou (76mm).

On prend $L_s = 15 D_{tr} = 15 \times 76 = 1,14 \text{ m}$

Au cas où l'on n'observerait pas cette obligation du sous forage, la base ne serait pas occupée à angle droit, et le pied du gradin (mur) ne serait pas horizontale, mais formerait ce qu'on nomme rebords. Les rebords exigent des forages ultérieurs d'achèvement, qui seront très onéreux. Si l'on fait un sous forage d'une valeur de $0,3 w$ (où w : résistance au pied du gradin), il ne se

formera pas de rebords, la place sera horizontales, et les opérations se poursuivront au mieux. Si le sous forage était supérieur à 0,3 w, la consommation d'explosif augmenterait, aucun avantage pratique n'en étant obtenu. [13]

IV.5.4. Caractéristiques techniques d'explosif utilisé

Le type d'explosif utilisé dans la mine de Rouina est de MARMANITIII (**figure IV.11**), ses caractéristiques sont montrées dans le tableau suivant

Tableau IV.2 : Caractéristiques de MARMANITIII

Désignation commerciale	MARMANIT III
Résistance à l'eau	Médiocre
Densité	0,95
Vitesse de détonation m/s	3800
Puissance C.U.P	1,18
C.S.E cm	2
Volume gaz l/kg	907
Utilisation	Explosif pour les roches tendes



Figure IV.10 : MARMANIT III

IV.5.5. Construction des charges et calcul de leurs paramètres

La consommation spécifique de l'explosif est appelée aussi la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche (ou de 1 t de minerai).

La consommation étalon de l'explosif peut être utilisée pour classer les roches suivant leur tirabilité. Elle peut être aussi la base de calcul préalable de la technologie de tir et de la consommation de projets de l'explosif pour tir.

La consommation spécifique étalon est déterminée par la formule suivante :

$$q_{et} = 0,002 (\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{trac}) + 2\gamma \quad ; (g/m^3)$$

Où :

f : la dureté du minerai de fer (f=5) ;

σ_{comp} : La résistance à la compression uniaxiale du minerai de fer

$$\sigma_{comp} = f \times 100 = 5 \times 100 = 500 \text{ Kgf / m}^2$$

$\sigma_{dép}$: Résistance au déplacement du minerai de fer

$$\sigma_{dép} = (0,16 - 0,35) \sigma_{comp} = 0,35 \times 500 = 175 \text{ Kgf / m}^2$$

σ_{trac} : Résistance à la traction du minerai de fer

En pratique minière, il existe une relation empirique entre σ_{comp} et σ_{trac} .

Ainsi :

$$\sigma_{trac} = \frac{1}{(0,8 - 1,2)} \sigma_{comp}$$

Dans notre cas on prend $\sigma_{trac} = 0,12 \sigma_{comp}$ pour trouver la valeur maximale de la résistance des roches à la traction ;

$$\text{Donc} \quad \sigma_{tr} = 0,12 \sigma_c = 0,12 \times 500 = 60 \text{ Kgf / m}^2$$

γ : La masse volumique du minerai de fer ($\gamma = 2,7 \text{ kg / dm}^3$)

Finalement,

$$q_{et} = 0,002 (\sigma_{comp} + \sigma_{dép} + \sigma_{trac}) + 2\gamma \text{ (g/m}^3\text{)}$$

$$q_{et} = 0,002(500 + 175 + 60) + 2 \times 2,7 = 6,85 \text{ gr/m}^3$$

Selon le tableau situe au-dessous, il s'agit d'un minerai de fer à tirabilité facile avec la classe 1 et la catégorie 3/4

Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de Rouina.

Tableau IV.3 : Classification de la tirabilité des roches [13]

Types de tirabilité	q_{et} (gr/m ³)	classes	catégorie
Tirabilité facile	≤ 10	1	1, 2, 3, 4,5
Tirabilité moyenne	10,1÷20	2	6, 7, 8, 9,10
Tirabilité difficile	20,1÷30	3	11, 12, 13,14,15
Tirabilité très difficile	30,1÷40	4	16, 17, 18,19,20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1÷50	5	21, 22, 23,24,25

a) Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet

Dans les conditions naturelles, on détermine la consommation spécifique de l'explosif sur la base de la consommation spécifique étalon tout en tenant compte de la nature de l'explosif à utiliser de la fissurité du massif ; du degré de fragmentation rechercher ; de la quantité de la charge, du nombre de surface dégagées ...etc.

La formule empirique qui permet donc de calculer la consommation spécifique de projet est la suivante :

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} \quad ; \text{ g / m}^3$$

Où :

q_{et} : La consommation spécifique étalon de l'explosif ; $q_{et} = 6,85 \text{ g/m}^3$

Elle servira de base après avoir exclue l'influence d'autres facteurs sur l'indice de tirabilité et pour les roches à tirabilité facile ; $q_{et} \leq 10 \text{ g/m}^3$.

K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé est déterminé par la formule suivante ;

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon, $A_{et} = 360$

A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé, $A_{ut} = 320$

Donc :

$$K_{ex} = \frac{360}{320} = 1,125$$

K_f : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration du massif.

$$K_f = 1,2 \times lm + 0,2$$

Où :

lm : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

La valeur moyenne entre 02 fissures, est estimée à 2 m.

Donc :

$$K_f = 1,2 \times 2 + 0,2 = 2,6 \text{ m} ;$$

K_d : Coefficient qui tient compte de degré de la fragmentation demandée

$$K_d = 0,5/d_m, \text{ Avec } d_m = 170\sqrt[3]{E}$$

E: Capacité du godet de chargeuse utilisé dans la carrière, $E = 4\text{m}^3$

$$d_m = 170\sqrt[3]{4} = 270 \text{ mm} = 0,28 \text{ m}$$

Donc :

$$K_d = \frac{0,5}{0,270} = 1,85$$

K_c : Coefficient tenant compte de degré de concentration réelle de la charge

Dans notre cas, la tirabilité des roches est facile [0,95-1]. Donc on prend $k_c = 1$

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

Lors de l'exploitation par gradins de petites hauteurs $\leq 15\text{m}$ on a :

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}}$$

Dans la carrière de Rouina la hauteur du gradin est de l'ordre de $\leq 10 \text{ m}$.

Donc

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1,14$$

K_{sd} : Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées. Donc pour une surface dégagée. $K_{sd} = 10$

$$\text{Donc } q_p = 6,85 \times 1,125 \times 2,6 \times 1,85 \times 1 \times 1,14 \times 10 = 0,42 \text{ kg/m}^3$$

La consommation spécifique utilisée au niveau de la mine de fer de Rouina est égale à $0,42 \text{ kg/m}^3$ [9], [13]

a) Le bourrage

Le bourrage est effectué pour utiliser complètement l'énergie du tir à fragmentation des roches. Pour bien utiliser l'espace foré, la longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes des produits du tir, la projection dangereuse des pierres et de la formation d'ondes de choc fortes. On prend :

$$L_b = (20 \div 30) D_{tr}$$

Où

L_b : longueur de bourrage

D_{tr} : diamètre du trou

$$\text{Donc } L_b = 20 \times 0,076 = 1,5\text{m}$$

Les plus grandes valeurs de la longueur de bourrage correspondant aux roches de faible résistance au tir et inversement.

Pour protéger la colonne d'explosif d'une mise à feu prématurée, et pour mieux confiner la charge d'explosif, la bourre consiste en un matériau inerte (sable, argile, ...etc.) Au cours de bourrage du trou on doit prendre des précautions spéciales pour ne pas couper les fils de l'amorce. Ni endommager l'étoupille ou le cordeau. Pour cela, on n'utilisera pas des matériaux à granulométrie élevée (du gravier etc.) [9], [13]

b) La ligne de moindre résistance au pied

Pour comprendre l'efficacité de l'influence de la ligne de moindre résistance, il est nécessaire de considérer la séquence de rupture de la roche qui entoure le trou. La discussion suivante est basée sur l'hypothèse de McIntyre et Hagan.

Lorsqu'une charge dans un trou explose, une compression longitudinale de l'onde de déformation se propage dans la roche environnante. La tension tangentielle associée avec cette onde, crée un plan de la fissure radial autour du trou. Ces fissures s'étendent suivant une distance radiale approximativement égale à quatre fois le diamètre du trou dans la roche. Lorsque les ondes de déformations tendent vers des rencontres avec une surface libre, créé par un tir ou par la détonation de la ligne de trous avant ceux en considération, une onde extensible reflétée est produite et qui va se propager en arrière dans la masse rocheuse. Cette onde de déformation extensible a tendance à ouvrir des fissures radiales autour du trou qui sont tangentiels au front de l'onde, c.-à-d parallèle ou presque parallèlement à la surface libre (front de taille). Dans un tir bien conçu avec une ligne de moindre de résistance, correctement choisie, la force extérieure de la pression de gaz de l'explosion déplacera la roche vers la surface libre, tout en la fragmentant et créant un bon tas de roche abattus.

Lors de la disposition verticale des charges est déterminée d'après la consommation spécifique d'explosif et la capacité d'un mètre de trou de diamètre déterminé. On la détermine à l'aide de la formule suivante [9], [13], [5], [17]

Pour $\beta < 90^\circ$ on utilise :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4mqHPL} - P}{2mqH} ; m$$

Où :

P : Capacité métrique du trou, $P=4,31$ (kg/m).

m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous :

$m = (0,8 \div 1,2)$.

- $m=0,8$ pour les roches très dures. ($f > 12$)
- $m=1,0$ pour les roches dure ($6 < f \leq 12$)
- $m= 1,2$ pour les roches assez dures ($f \leq 6$)

Dans notre cas le minerai de fer est de $f = 4$

Donc, on prend $m=1,2$

q : Consommation spécifique de l'explosif utilisée, $q = 0.42 \text{ kg/m}^3$

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 10 \text{ (m)}$

L : Longueur du trou, $L=11,78\text{(m)}$.

$$W = \frac{\sqrt{4,31^2 + 4 \times 1,2 \times 0,42 \times 4,31 \times 10 \times 11,78} - 4,31}{2 \times 1,2 \times 0,42 \times 10} = 2,78\text{m}$$

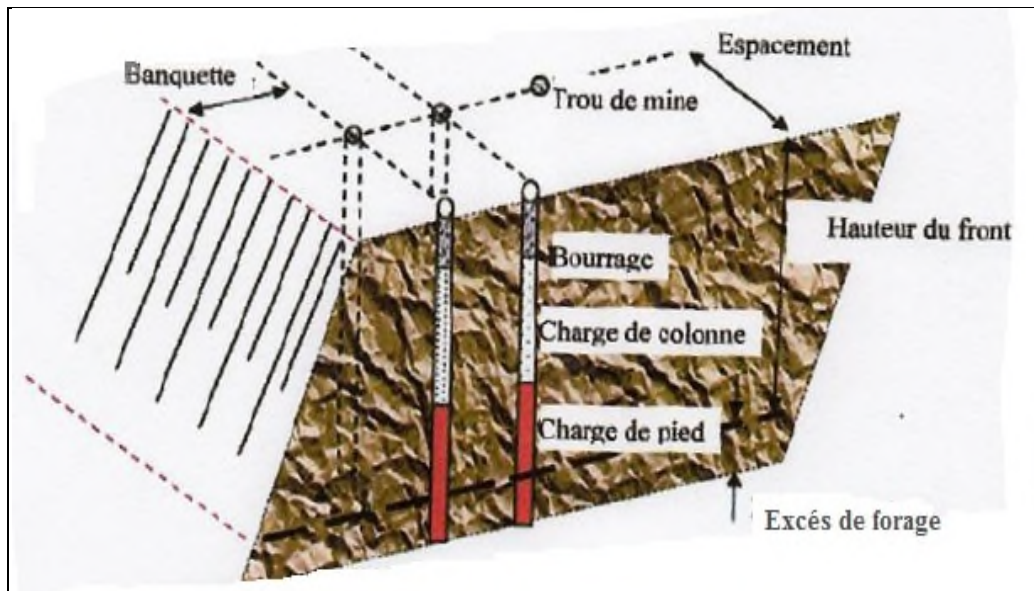


Figure IV.11 : Disposition des trous. [18]

c) Capacité métrique du trou

$$P = \frac{\pi D_{tr}^2}{4} \cdot \Delta_{moy} ; (\text{kg/m}) \quad [18]$$

Où:

D_{tr} : Diamètre du trou, $D_{tr} = 76 \text{ mm} = 0,076 \text{ m}$

Δ_{moy} : Densité moyenne d'explosif utilise, (kg/m^3)

Dans la mine de Rouina on utilise MARMANITE III

Avec $\Delta_m = 0,95 \text{ t/m}^3 = 950 \text{ kg/m}^3$ (densité d'explosif MARMANITE III)

$\Delta_{\text{moy}} = 950 \text{ kg/m}^3$ (100% MARMANITE III)

Donc
$$P = \frac{3,14(0,076)^2}{4} \cdot 950 = 4.31 \text{ kg/m.}$$

d) L'espace

L'espace (a) c'est La distance ménagée entre deux trous d'une même rangée

$$a = m \times w ; (\text{m}). \quad [18]$$

Où :

m: Coefficient de rapprochement entre 2 trous, m=1

w : ligne de résistance des roches au pied du gradin, w=2,78 m.

$$a = w = 2,78 \text{ m}$$

e) Distance entre deux 2 rangées de trous

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

- b = a, (m) pour le schéma à plusieurs rangées en carré
- b=0,85 a, (m) : pour une maille en quinconce.

Dans la mine de Rouina est utilisée la maille est carrée

Donc
$$b = a = W = 2,78 \text{ m}$$

Le nombre de rangées de trous est déterminé par :

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

Le plus souvent on utilise 2-5 rangées [18]

f) Quantité d'explosif dans un trou

- Pour les trous de la première rangée : $Q_{ch} = q \cdot w \cdot a \cdot H_{gr}, (\text{kg/trou}).$
- Pour plusieurs rangées : $Q_{ch} = q \cdot H_{gr} \cdot a \cdot b, (\text{kg/trou}).$

Où :

q : Consommation spécifique de l'explosif utilisé, q= 0,42 kg/m³

a : l'espace, a= 2,78 (m).

b : Distance entre 2 rangée de trous = 2,78(m).

Hgr : Hauteur du gradin, Hgr=10m.

Donc pour notre cas on utilise la formule pour plusieurs rangées. [18]

$$Q = 0,42 \times 10 \times 2,78 \times 2,78 = 32,45 \text{ (kg/trou)}.$$

g) Longueur de la charge explosive

$$L_{ch} = L_{tr} - L_b \quad [9]$$

$$L_{ch} = 11,78 - 1,5 = 10,28 \text{ m}$$

h) volumes du bloc

$$V_{bl} = \frac{Pan}{Ns \times Nt/s} \quad [9]$$

Où :

Pan : Production annuelle planifiée par la carrière, Pan = 155555.6 m³/an

Nt /s : Intervalle entre deux tirs successifs, Nt /s = 1.

Ns : Nombre de semaines ouvrables par an, Ns = 51 semaines.

Ainsi :

$$V_{bl} = \frac{155555.6}{1 \times 51} = 3050,10 \text{ m}^3$$

i) Surface du bloc

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_{gr}} ; (\text{m}^2) \quad [9]$$

$$S_{bl} = \frac{3050,10}{10} = 305,01 \text{ m}$$

j) La longueur du bloc

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A} ; (\text{m}) \quad [9]$$

Où :

A : Largeur d'enlèvement tel que : A = w + (n-1).b ;(m)

Où :

n : le nombre de rangées de trous, n=2 rangées de trous

b : la distance entre 2 rangées de trou : b = 2,78 m

Donc A = 2,78 + (2-1).2,78 = 5,56 m

$$L_{bl} = \frac{305,01}{5,56} = 54,86 \text{ m}$$

k) Le volume des roches abattues par trou

$$V_{tr} = a \times w \times H_g = 2,78 \times 2,78 \times 10 = 77,28 \text{ m}^3/\text{trou}$$

l) Nombre de trous dans un bloc

$$N_{tr} = \frac{A \cdot L_{bl}}{a \cdot b} ; (\text{trous}) \quad [9]$$

Où :

A : largeur d'enlèvement ; A= 5,56 m

$$N_{tr} = \frac{5,56 \times 54,86}{2,78 \times 2,78} = 40 \text{ trous}$$

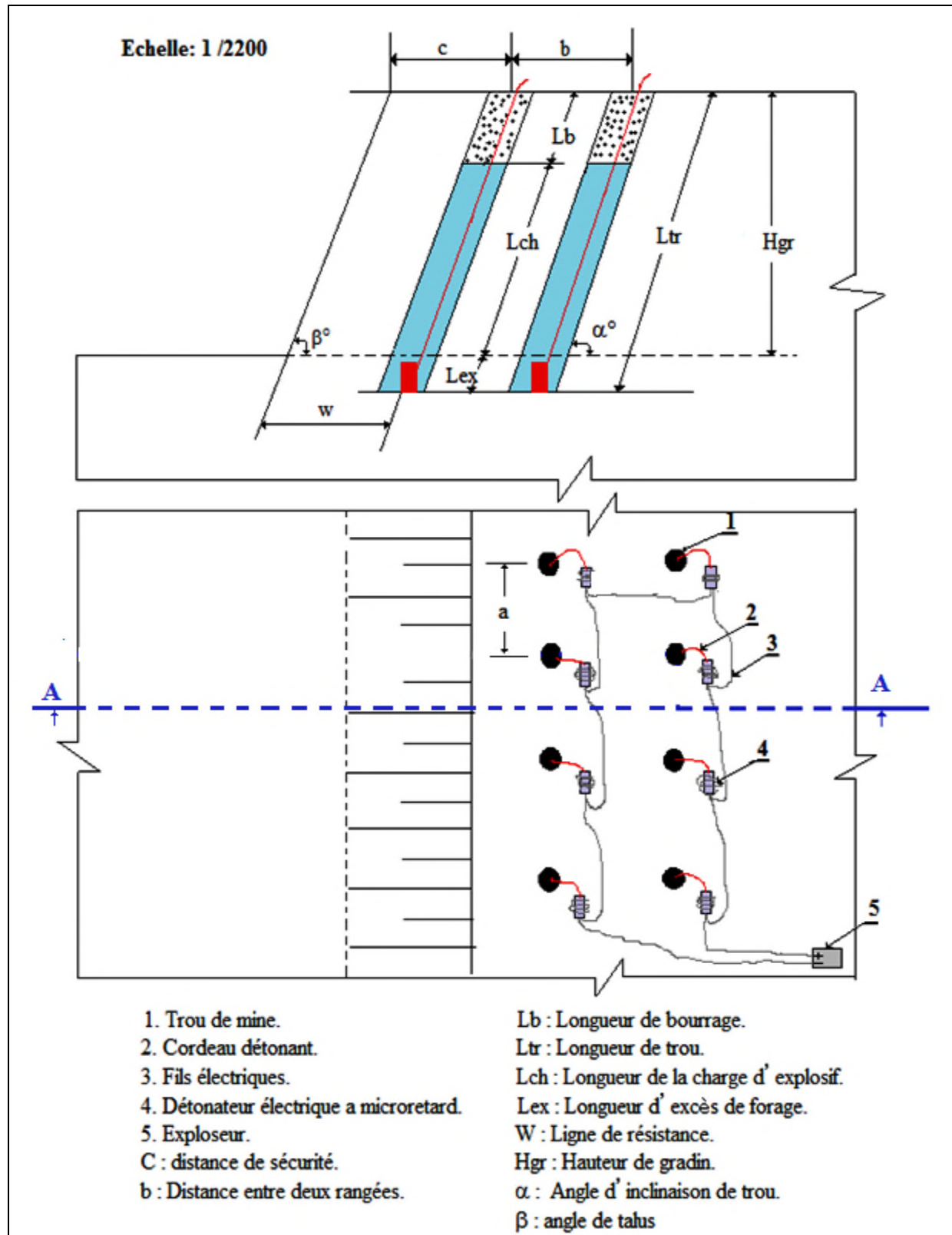


Figure IV.12 : Schéma d'un plan de tir.

IV.10. Amorçage**IV.10.1. Introduction**

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.,...

La réaction de décomposition de l'explosif étant amorcée, l'énergie dégagée amorce une particule voisine et une réaction peut se développer de proche en proche, dans la substance explosive.

L'amorçage est donc un élément essentiel de la chaîne pyrotechnique car il conditionne la fiabilité, la qualité et la sécurité de la détonation et constitue la dernière opération de validation de la mise à feu. [20]

IV.10.2. 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); ou
- par un guide d'onde de choc à 200 m/s dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz; ou
- une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique. 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 (par exemple 100, 200, ou 500ms) ou des temps qui sont multiples d'un certain micro retard (par exemple 20 ou 25 ms), selon qu'il s'agisse d'un détonateur à retard ou à Micro-Retard.

✚ Cette composition retardatrice transmet l'ordre de feu à l'explosif primaire. Celui-ci prend instantanément le régime détonant;

✚ L'explosif primaire initie en détonant l'explosif secondaire. [20]

IV.10.3. Types d'amorçage

a) Amorçage ponctuel

L'amorçage par détonateur est appelé amorçage ponctuel. Autour du point source de la détonation l'énergie d'amorçage n'est pas isotrope;

L'amorçage est favorisé si le détonateur est placé dans l'axe de la cartouche.

La chaîne pyrotechnique standard se compose :

1. d'un générateur thermique, par exemple mèche lente ou perle d'allumage d'un détonateur électrique;
2. d'un explosif primaire en quantité voisine 0,6 à 2 g prenant le régime détonant sous l'influence d'un apport thermique minimum;
3. d'un explosif secondaire en quantité voisine de 0,6 g généralement suffisant pour apporter aux explosifs secondaires utilisés en masse par le mineur le minimum d'énergie nécessaire pour assurer leur décomposition. [20], [5]

Une chaîne pyrotechnique de l'amorçage électrique est donnée en figure ci-dessous.

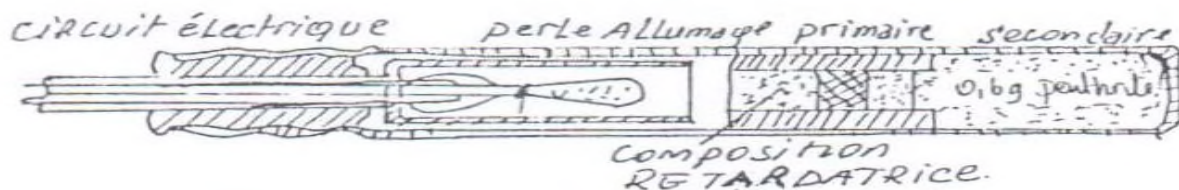


Figure IV.13 : Coupe d'un détonateur électrique. [20]

Avec un seul détonateur placé sur la première cartouche mise en place. La détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif. L'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur. [20], [5]

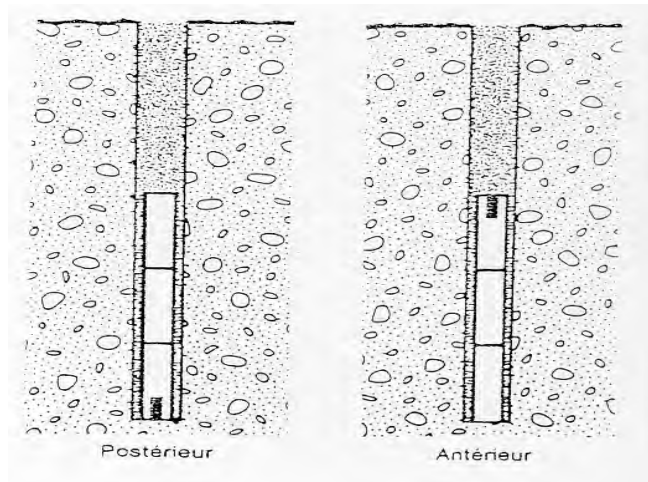


Figure IV.13 : Amorçage ponctuel postérieur et antérieur. [5]

b) Amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant placé tout au long du trou et assure l'amorçage de l'explosif. Ce cordeau 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). [20], [5]

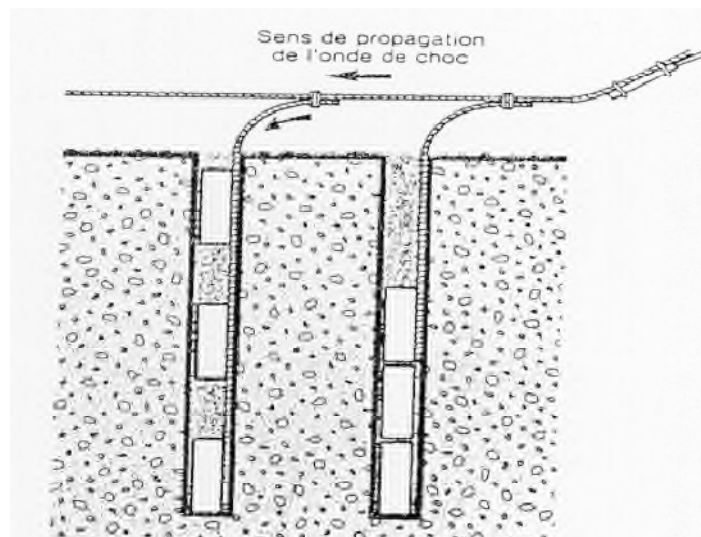


Figure IV.14 : Amorçage latéral. [5]

IV.10.4. Effet de mode d'amorçage sur l'énergie libérée par l'explosif

D'après les résultats d'une étude sur le sujet, menée par R.Thiard, les amorçages au cordeau détonant (latéraux) donnent généralement des rendements nettement inférieurs à ceux ponctuels. Il est donc nécessaire de réaliser un amorçage de qualité pour tirer de l'explosif l'énergie et la puissance maximales. [20]

IV.10.5. Différents types de combinaison**a) Utilisation de retards d'une même base en série**

$$*0 \text{ ---}25\text{---} \rightarrow *25 \text{ ---}25\text{---} \rightarrow *50 \text{ ---}25\text{---} \rightarrow *75 \dots$$

Dans ce type de combinaison chaque charge détone séparément avec un intervalle de temps

$\tau = 25 \text{ ms}$. [20]

b) Combinaison de deux bases de retard

$$\begin{array}{ccccccc}
 *87 \text{ ---}25\text{---} & \rightarrow & *112 \text{ ---}25\text{---} & \rightarrow & *137 \text{ ---}25\text{---} & \rightarrow & *162 \dots \\
 & & & & 87 \uparrow & & \\
 *0 \text{ ---}25\text{---} & \rightarrow & *25 \text{ ---}25\text{---} & \rightarrow & *50 \text{ ---}25\text{---} & \rightarrow & *75 \dots
 \end{array}$$

Ce schéma illustre une combinaison de deux genres de retards l'un permet à chaque charge de retard de détoner indépendamment de l'autre avec un retard de 25 ms, tandis que l'autre type de retard appartient à une autre gamme qui détone avec retard de 87 ms, utilisée en général pour transmettre la détonation entre rangées [20]

IV.11. Le tir électrique**IV.11.1. Introduction**

La technique moderne de minage à ciel ouvert ou en souterrain entraîne des volées comportant un nombre de plus en plus élevé de coups allant parfois sur de grandes distances. Les dispositifs de mise à feu doivent dans ce cas assurer sécurité maximale et une grande efficacité. Le tir électrique donne cette possibilité et permet l'amorçage et la mise à feu électriquement d'une volée à un moment précis, soit instantanément ou dans un ordre déterminé et à des intervalles exactes et très courts.

IV.11.2. Détonateur électrique

La partie la plus importante d'un détonateur est la tête d'amorce qui se compose de deux lamelles conductrices, isolées et maintenues à une certaine distance l'une de l'autre. Les lamelles sont reliées par deux fils constituant le pont à incandescence. Ce pont est logé dans

une pastille d'allumage qui, sous l'influence du courant électrique rougit et enflamme la pastille d'allumage qui fait exploser la charge primaire, transmettant ainsi la détonation à la charge secondaire et finalement à toute la charge du trou de mine. [20]

IV.11.3. Classification des détonateurs électriques

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

a) Détonateurs Electriques Instantanés D.E.I

Leur réaction à l'impulsion électrique est immédiate. Les détonateurs instantanés portent le numéro 0, et sont généralement placés en début de série dans les tirs programmés

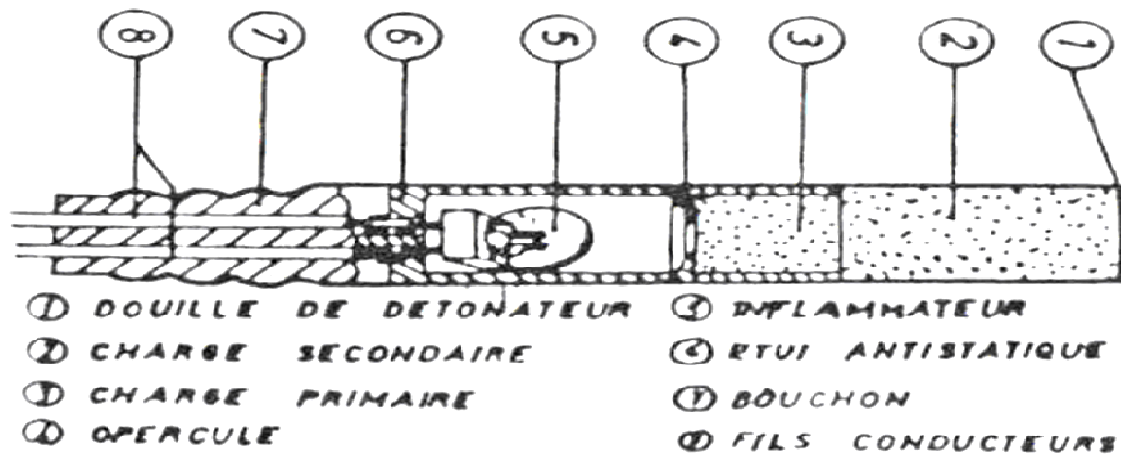


Figure IV.15 : Détonateur instantané (0) – DEI. [20]

b) Détonateurs Electriques à Retard D.E.R

Ceux-ci sont divisés en : détonateurs à retard ordinaires. Le temps de réaction entre chaque numéro est d'une demi-seconde

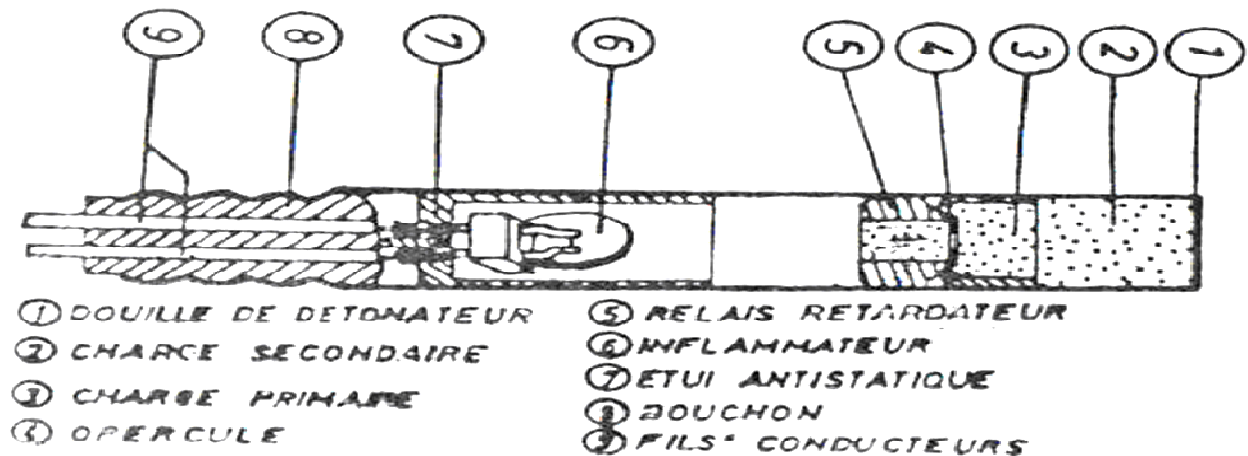


Figure IV.16 : Détonateur à retard – DER [20]

c) Détonateurs Electriques Micro-Retard D.M.R

Le temps de réaction entre chaque numéro est de 20 millisecondes. [20]

d) Utilisation des détonateurs Micro-Retard

Les amorces électriques Micro-Retard sont utilisées pour les tirs à ciel ouvert en carrières, dans les travaux de construction ainsi que dans les mines où elles ont remplacées les amorces instantanées [20]

e) Les retardateurs ou micro-connecteurs

Ils sont constitués d'un tube en aluminium ouvert sur les deux cotés et chargé en son milieu par une charge retardatrice

Les retardateurs sont utilisés pour le décollage de l'explosion d'une charge par rapport à une autre et sont placés entre deux trous de mine. Les retards utilisés dans les micro-connecteurs sont de 25 à 50 millisecondes.



Figure IV.17 : Schéma d'un micro connecteur. [20]

IV.12. Les accessoires de tir**IV.12.1. Détonateurs**

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, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau etc. Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise à feu, de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait. Leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif [20]

IV.12.2. la mèche lente ou de sûreté

Elle est fabriquée à partir de poussière de poudre noire enveloppée dans du papier, de textile et de la matière plastique. Elle sert principalement à la mise à feu d'une charge de poudre noire ou la mise à feu du détonateur pyrotechnique n°8.

La durée de combustion de la mèche lente est de 120 secondes/m.

IV.12.3. Cordeau détonant

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

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact.
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois.
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation.
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation [20]

Le cordeau détonant fabriqué par L'ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s. [10]

L'ONEX fabrique le cordeau 10 gr/m, 12 gr/m, 20 gr/m, et le 40 gr/m

IV.12.4. Poudre noire

L'ONEX produit trois variétés de poudre noire

- Poudre noire militaire 1 à 6.
- Poudre noire pour mèche.
- Poudre fantasia. [20]

IV.12.5. Fil de tir

L'ONEX produit le fil électrique de tir de Ø 0,6 mm gainé par du PVC antistatique [20]

Conclusion

Dans cette partie, nous présenterons les travaux d'abattage dans la mine de Rouina qui assurent un tonnage de 8750 T/semaine, ce qui nécessite une foration d'un 65 trous/semaine.

L'exploitation du gisement de Rouina se fait de haut vers le bas, avec un seul bord exploitable et avec quatre gradins de 10 m, dont le sens d'orientation global est Ouest et Est. Nous avons défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, et spécialement la détermination des paramètres du plan de tir.

Introduction :

Dans cette partie on va étudier l'extension des travaux d'abatage dans la partie non exploitée au niveau de la mine de Rouina qui concerne le Ravin sud. La modalisation a été faite à l'aide du logiciel Autocad.

V.1. La modélisation de la Partie Sud

V.1.1. le Planning et l'ordre d'exploitation

L'exploitation du gisement de Rouina dans la partie Sud se fera en premier lieu par l'ouverture au niveau 310-300 par gradin de 10 m de hauteur.

V.1.2. Les phases d'exploitation

Les travaux de développement se poursuivent entre les niveaux 310 jusqu'au 220

a) Phase 01

- Niveau 310-300
- Niveau 300-290
- Niveau 290-280

b) Phase 02

- Niveau 280-270
- Niveau 270-260
- Niveau 260-250

c) Phase 03

- Niveau 250-240
- Niveau 240-230
- Niveau 230-220

Etat initial de Ravin Sud

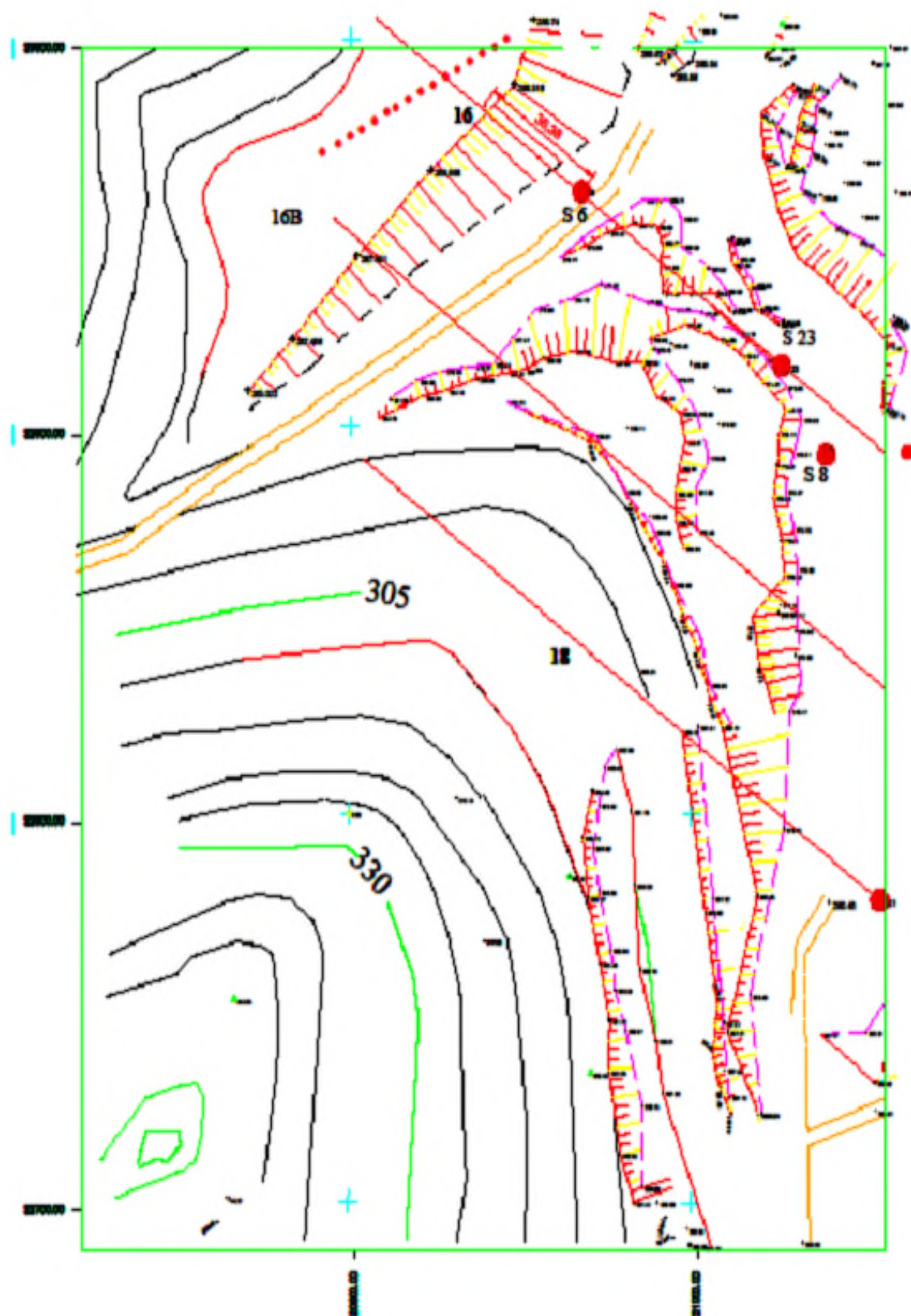


Figure V.1 : Etat initial de Ravin sud

Etat final de Ravin Sud

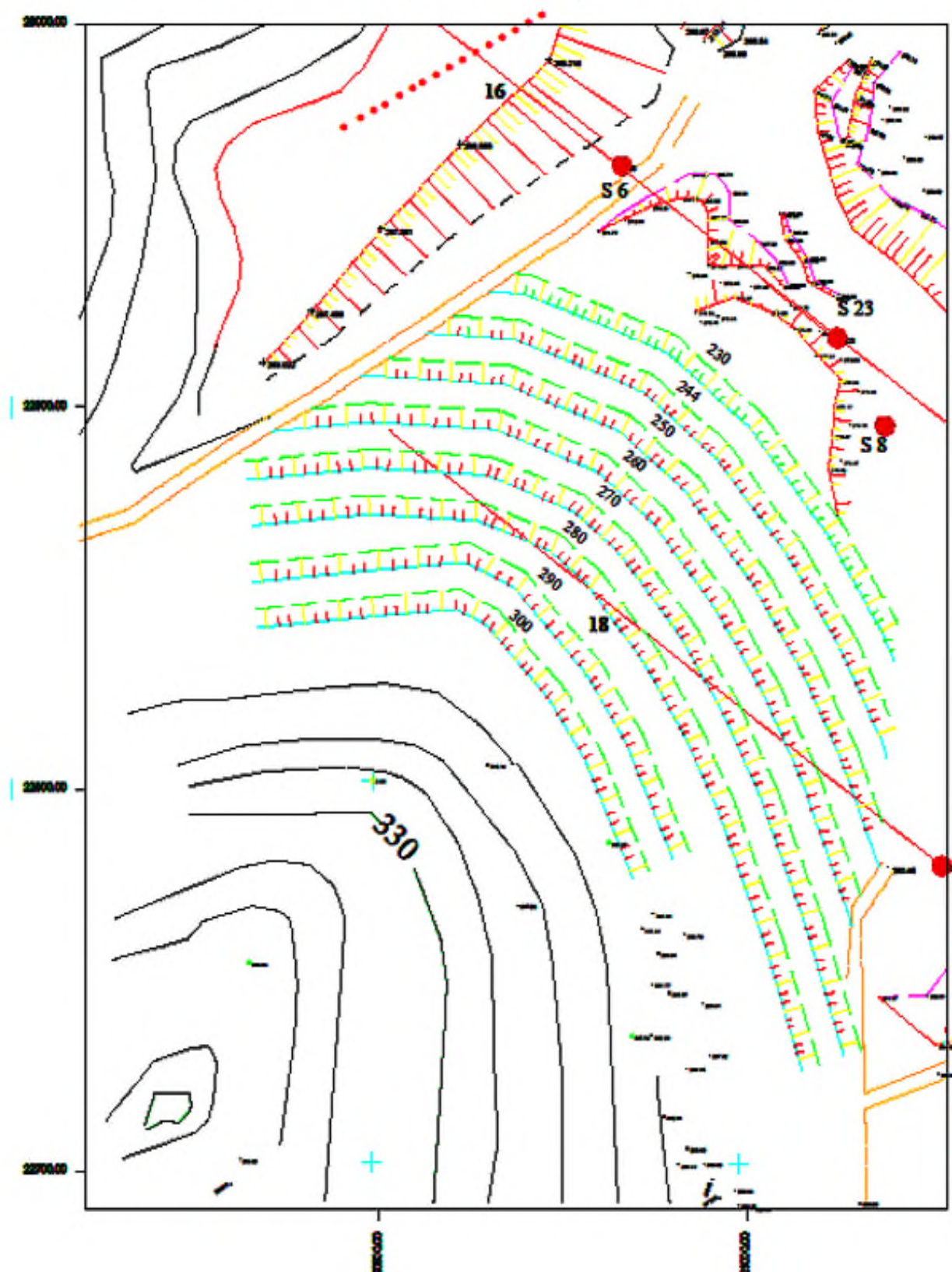


Figure V.2 : Etat final de Ravin sud

Conclusion

Pour la même hauteur de gradin $H = 10$, on a fait une modélisation de développement des travaux d'exploitation dans la partie sud de la mine de Rouina. Le minerai de fer existe à partir de niveau 250. donc la découverture (terrain mort) va concerner les niveaux supérieurs à 260.

Conclusion générale

Dans l'exploitation minière, la roche exploitée passe par des étapes successives :

- La première de ces étapes est l'abattage à l'explosif, qui regroupe les opérations d'implantation, de foration et -chargement des trous de mines ;
- Le tas abattu auquel on aboutit va alors être repris : ce sont les opérations de chargement et de transport du tas, réalisées au moyen d'engins de chantier type pelles hydrauliques et dumpers ;
- Le produit arrive alors dans les installations de préparation mécanique. Après une série de réductions et de classements granulométriques, on aboutit au produit fini.

Afin d'améliorer la productivité de la mine, la société SOMIFER adopte l'extraction de minerai et des agrégats en utilisant les substances explosif.

Le plan de tir est un élément clé pour la gestion des travaux et assurer la protection de l'environnement et limiter les nuisances générées par les tirs des mines ainsi la protection du personnel.

La bonne maîtrise du tir des mines permet d'économiser les investissements en terme d'engins et de minimiser les travaux de fragmentation secondaire des gros blocs qui peuvent être générés par une mauvaise application des tirs de mines, et d'améliorer sensiblement les conditions de travail des équipements de chargement et de transport des produits abattus.

Finalement, la granulométrie après le tir de mine a un impact non négligeable sur la répartition de la production finale entre les différentes classes granulométriques (la demande pour chacune de ces classes étant imposée par le marché), ainsi que sur la production de matériaux très fins, souvent non valorisables par les exploitants.

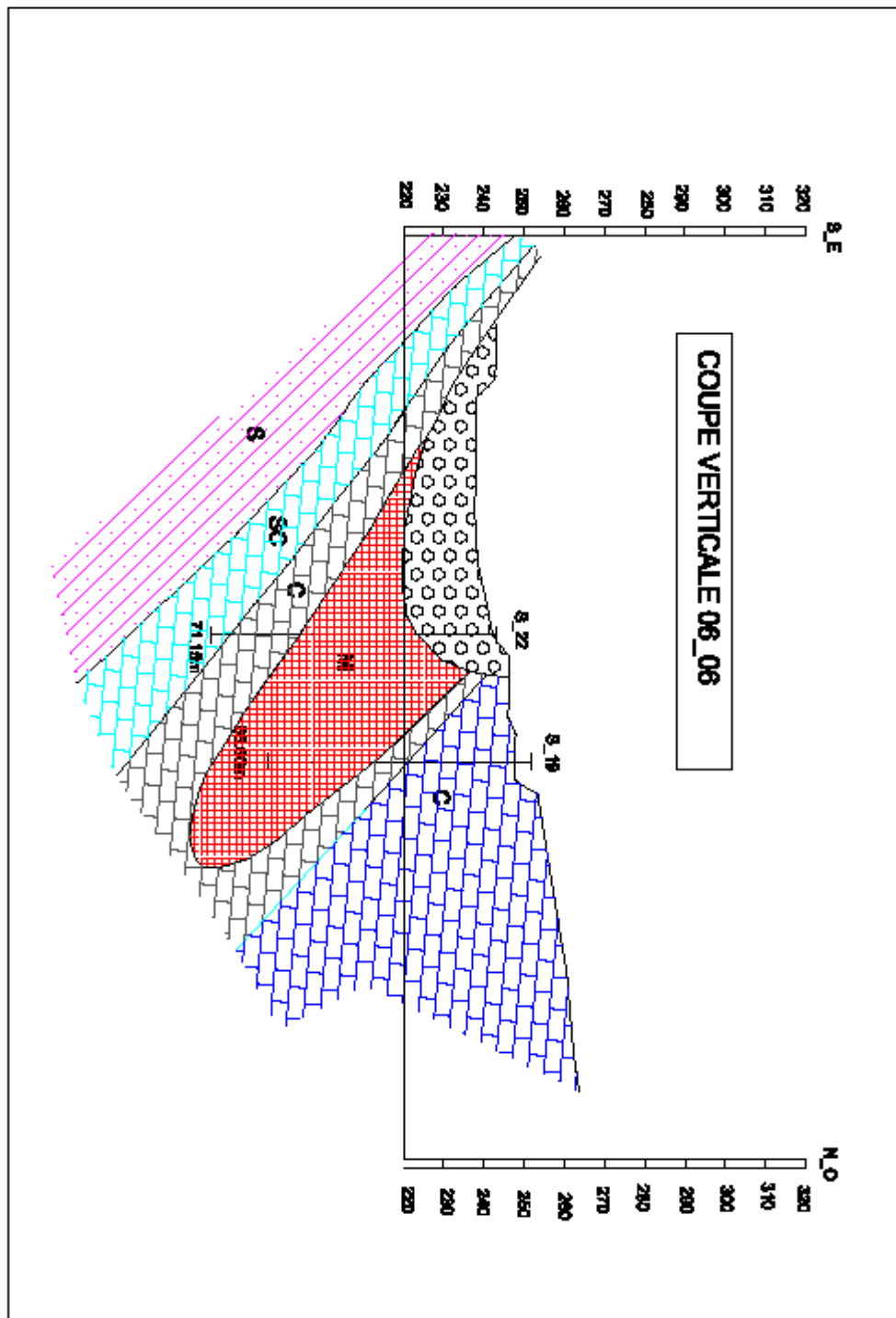
Les annexes

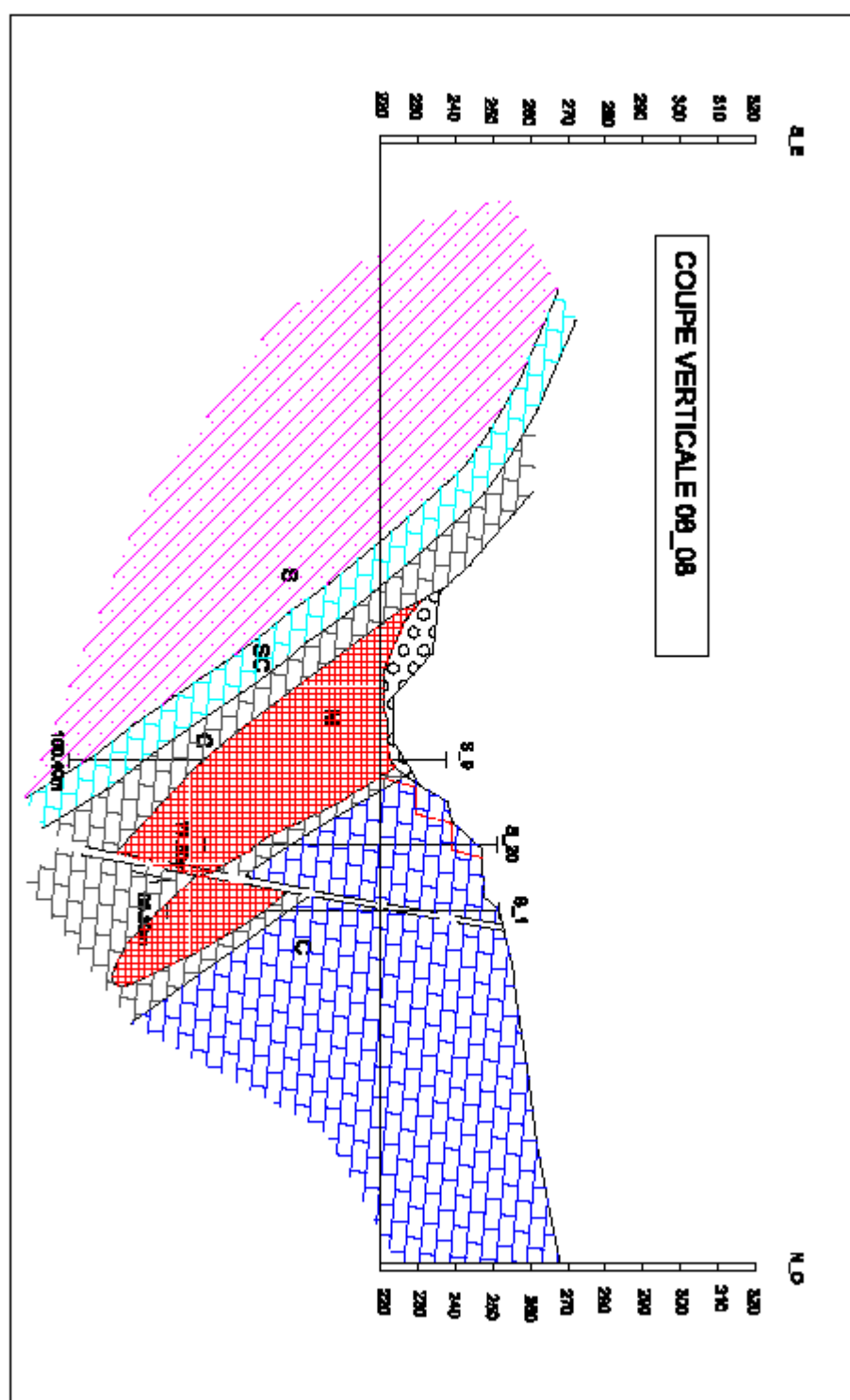
Annexe 1 : Coordonnées du périmètre de la Mine de Rouina en (UTM)

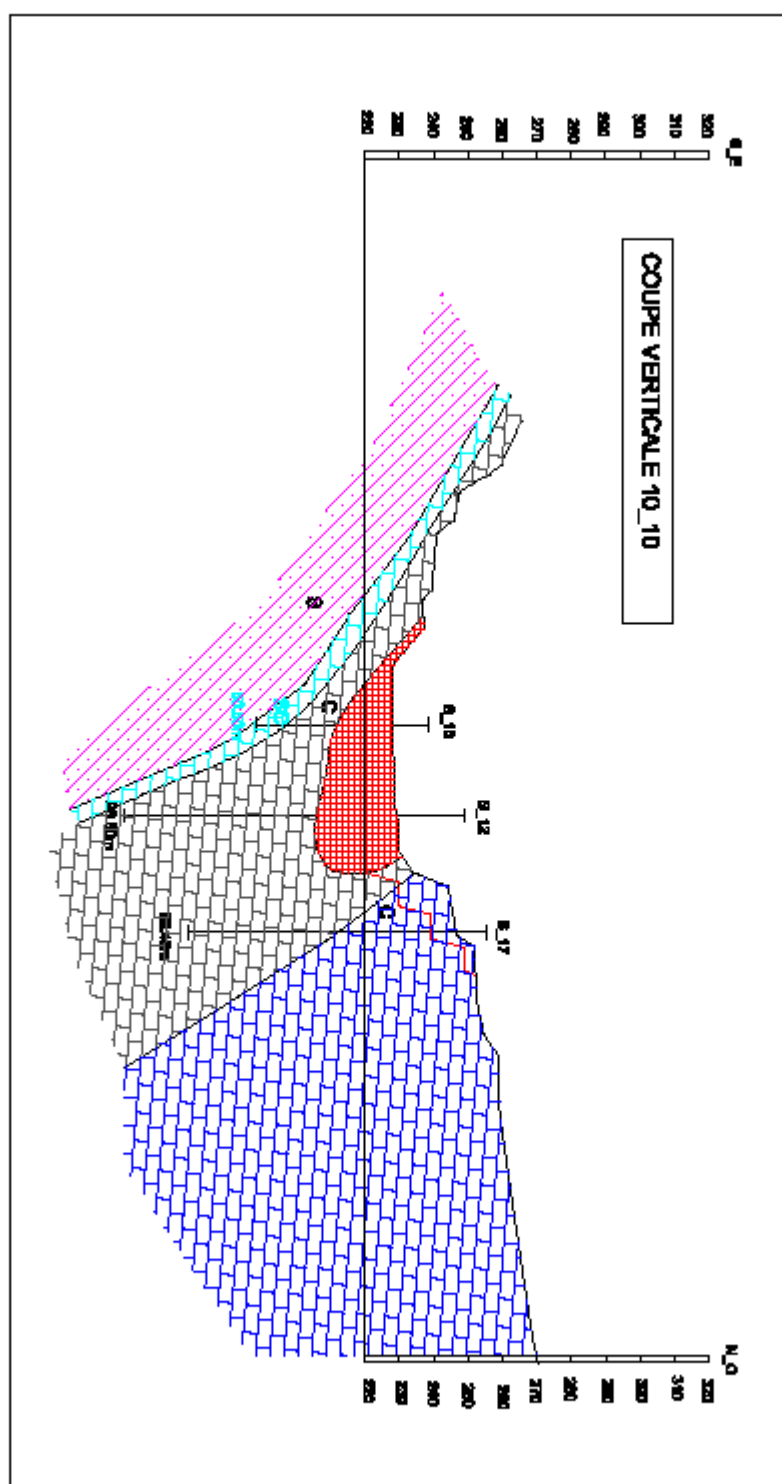
N° D'ordre	X	Y
1	394300	4007700
2	394300	4006800
3	394200	4006800
4	394200	4006600
5	394000	4006600
6	394000	4006100
7	393900	4006100
8	393900	4006000
9	393800	4006000
10	393800	4005800
11	393300	4005800
12	393300	4005600
13	392900	4005600
14	392900	4005400
15	392600	4005400
16	392600	4005500
17	392300	4005500
18	392300	4005800
19	392700	4005800
20	392700	4005900
21	393400	4005900
22	393400	4006200
23	393200	4006200
24	393200	4006000
25	392200	4006000
26	392200	4006200
27	391600	4006200
28	391600	4005800
29	391400	4005800
30	391400	4006100
31	390900	4006100
32	390900	4007300
33	391400	4007300
34	391400	4007100
35	391900	4007100
36	391900	4007200
37	392400	4007200
38	392400	4007000
39	393000	4007000
40	393000	4007200
41	393400	4007200
42	393400	4007300
43	393600	4007300
44	393600	4007400
45	393700	4007400
46	393700	4007700

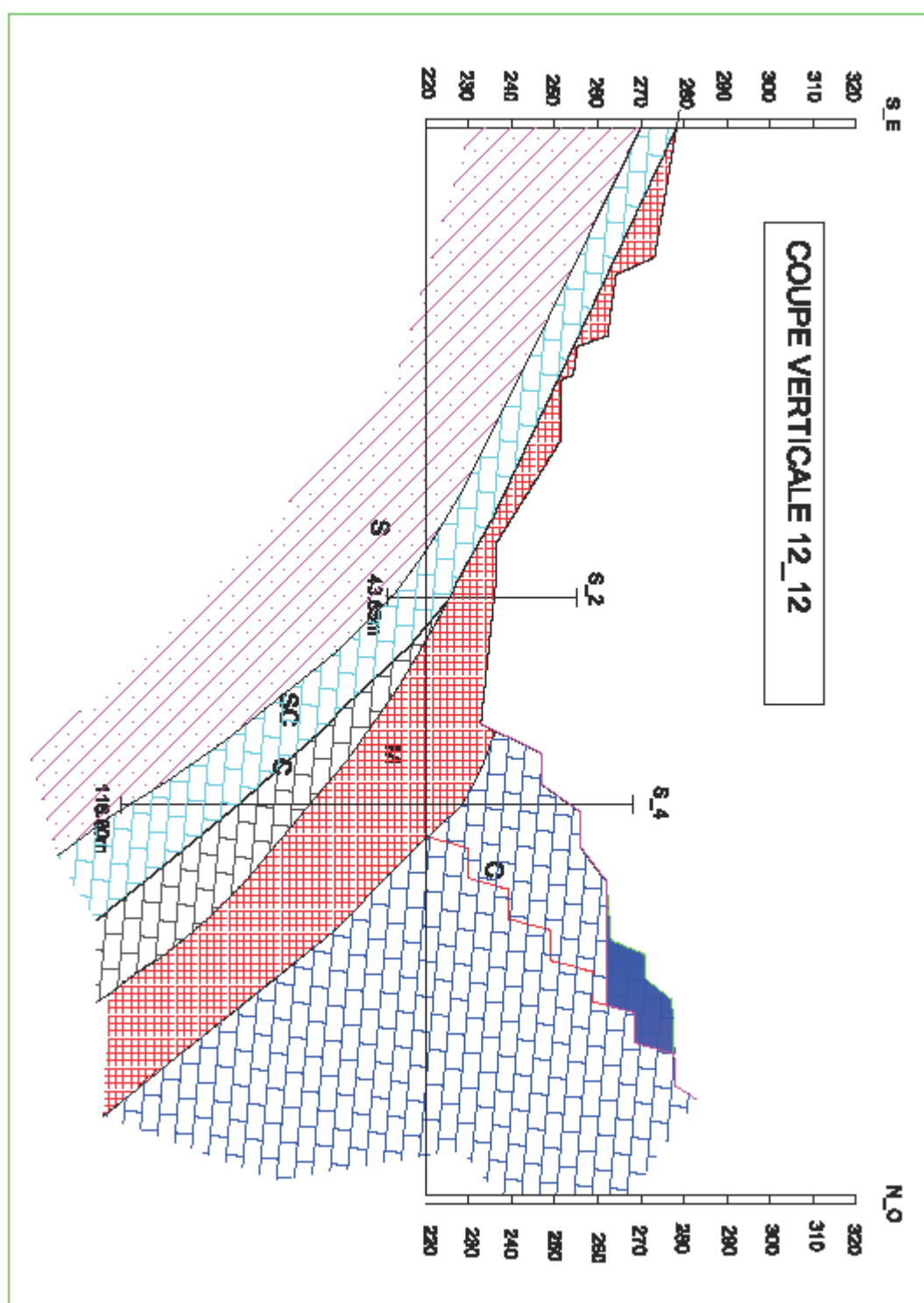
Les annexes

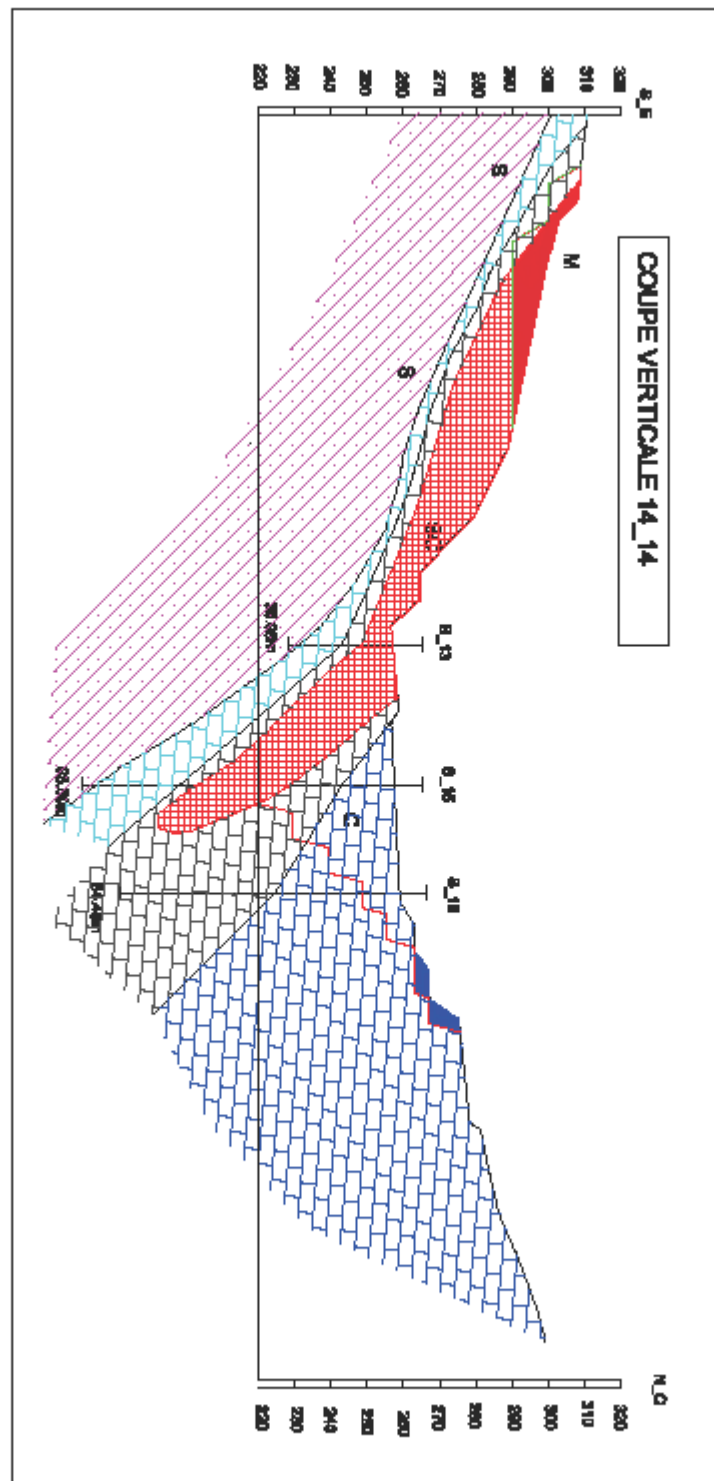
Annexe 2 : les coupes géologiques du massif de Rouina.

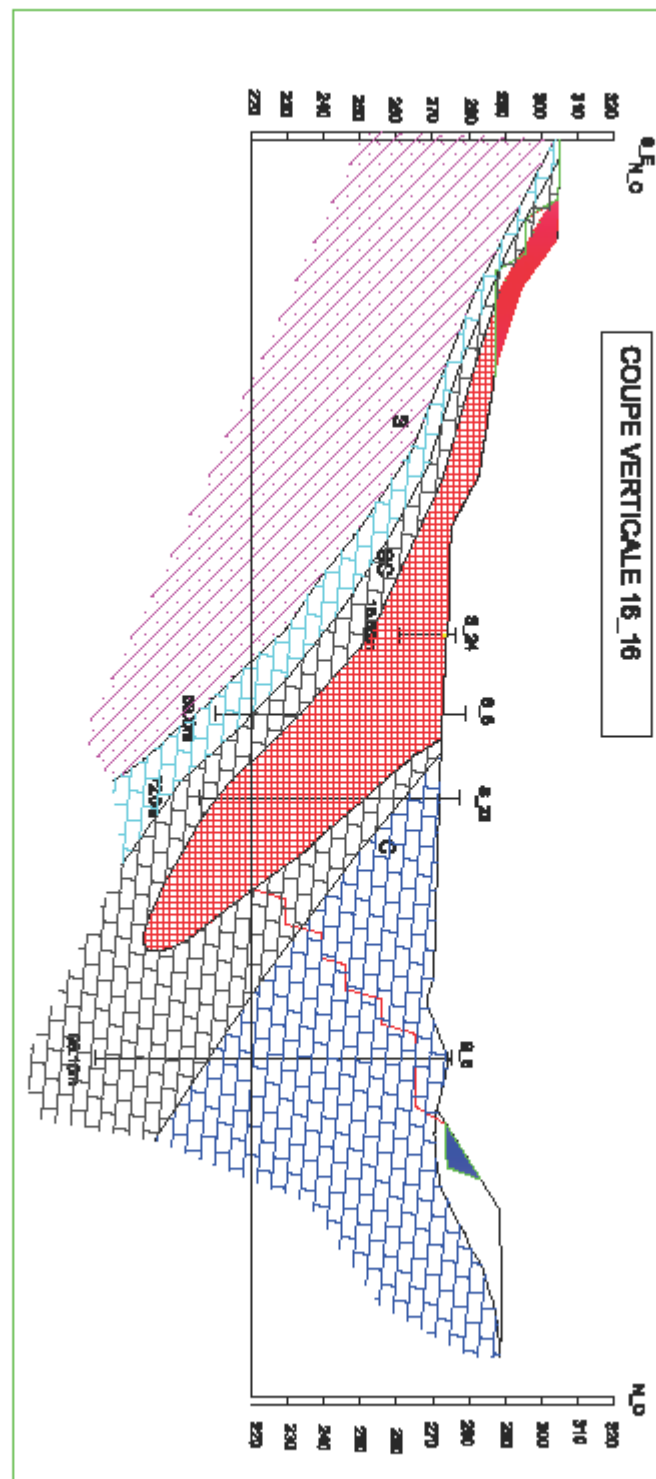


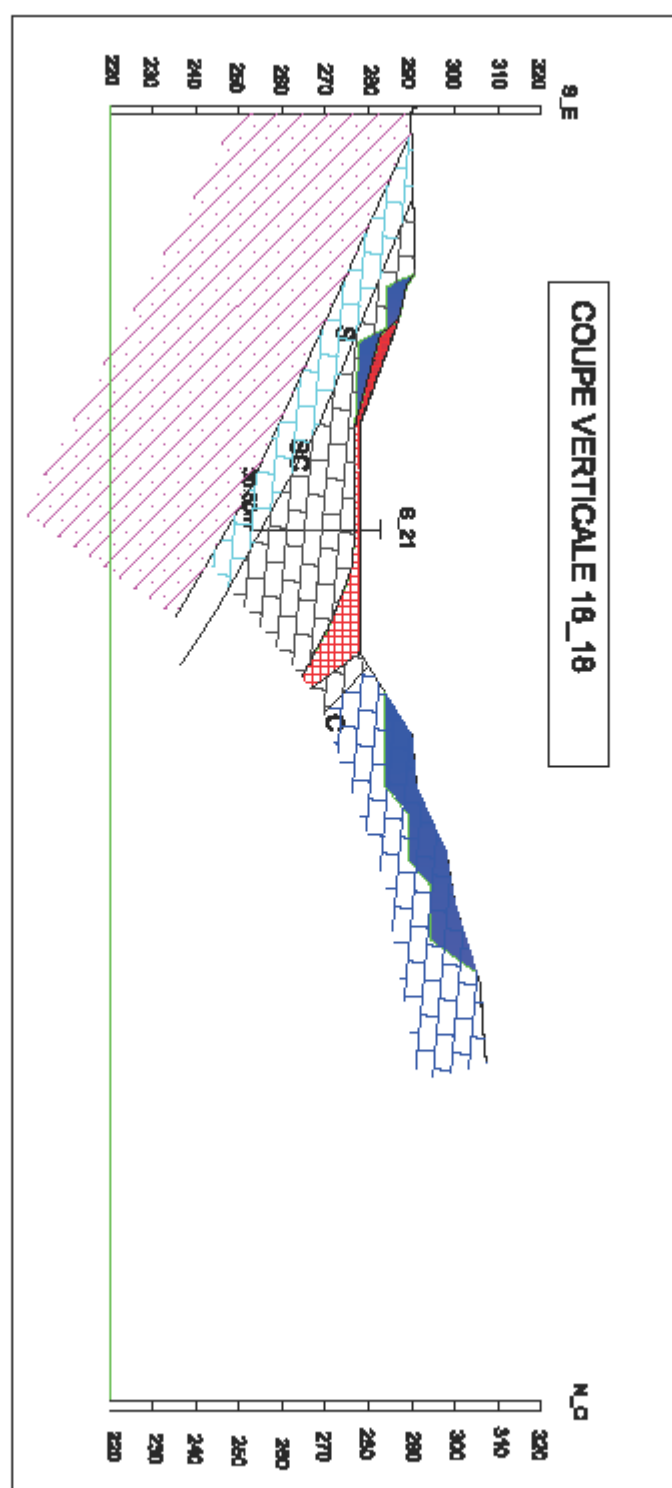


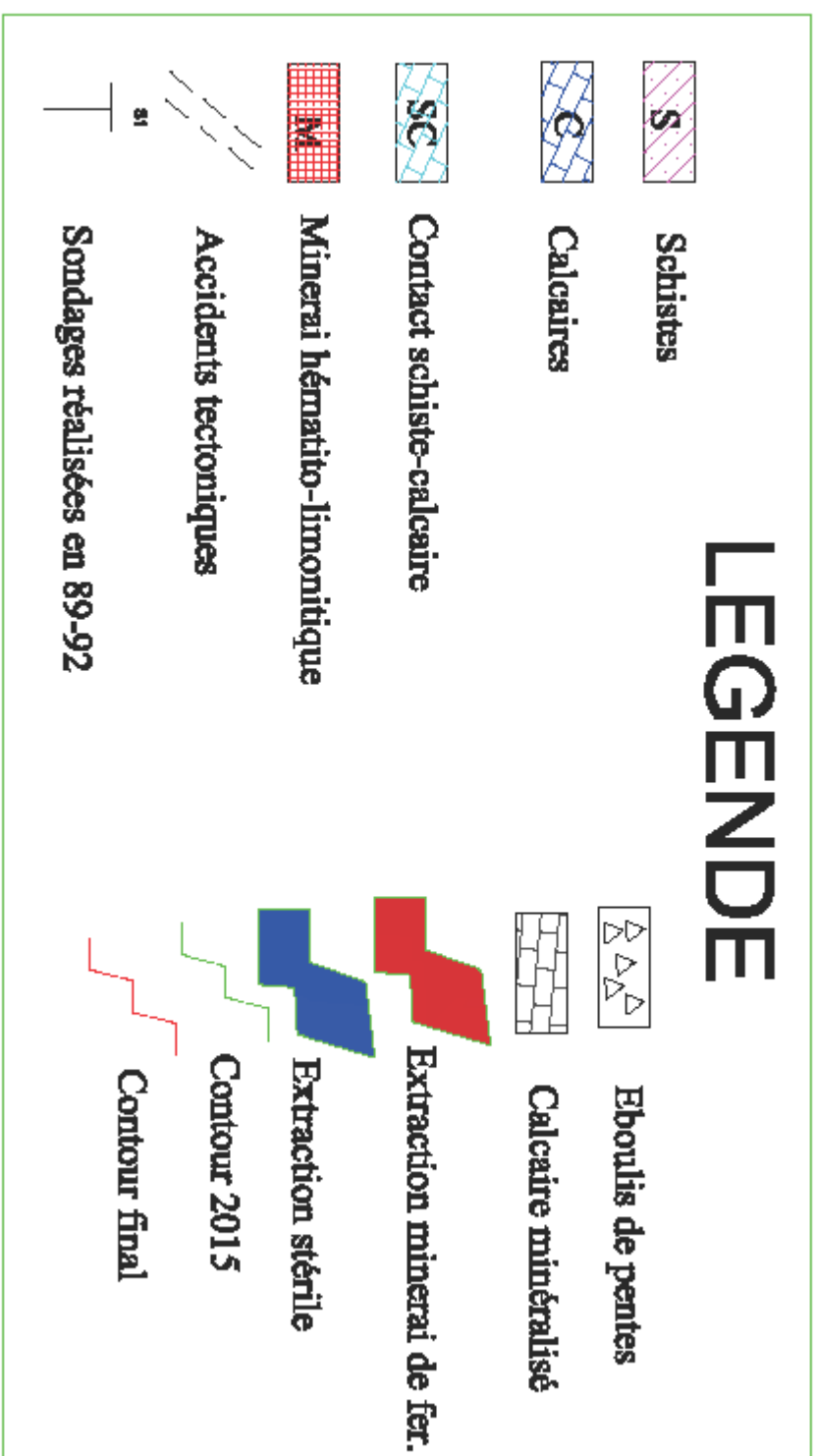












Les annexes

Annexe 3 : Etude minéralogique

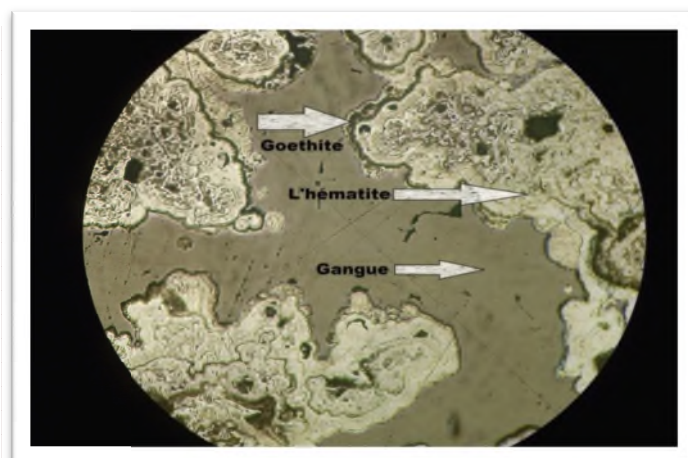


Figure II.6: Image microscopique d'une section polie mine de fer de Rouina (LPNA GX10)

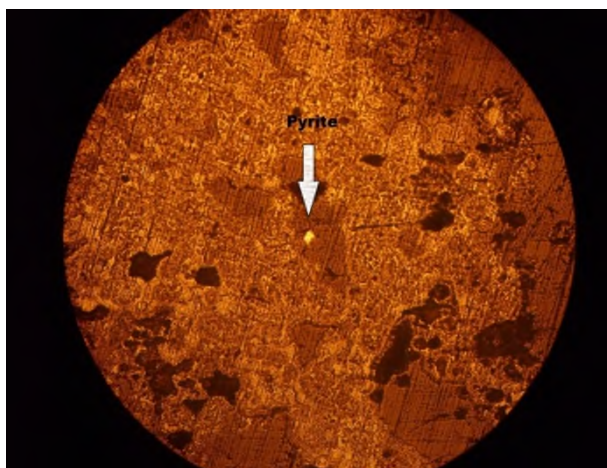


Figure II.7 : Image microscopique du Pyrite cubique (LPNA GX10)

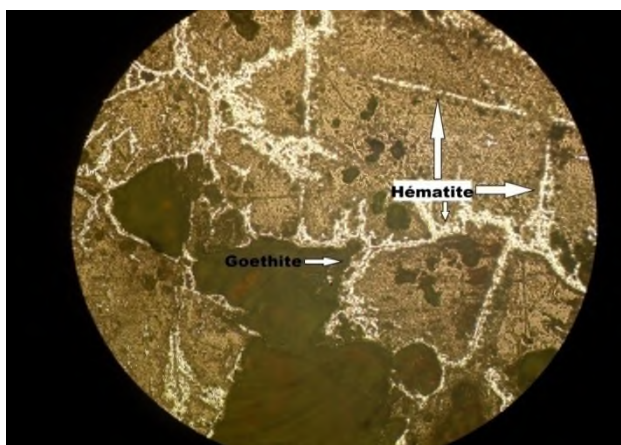
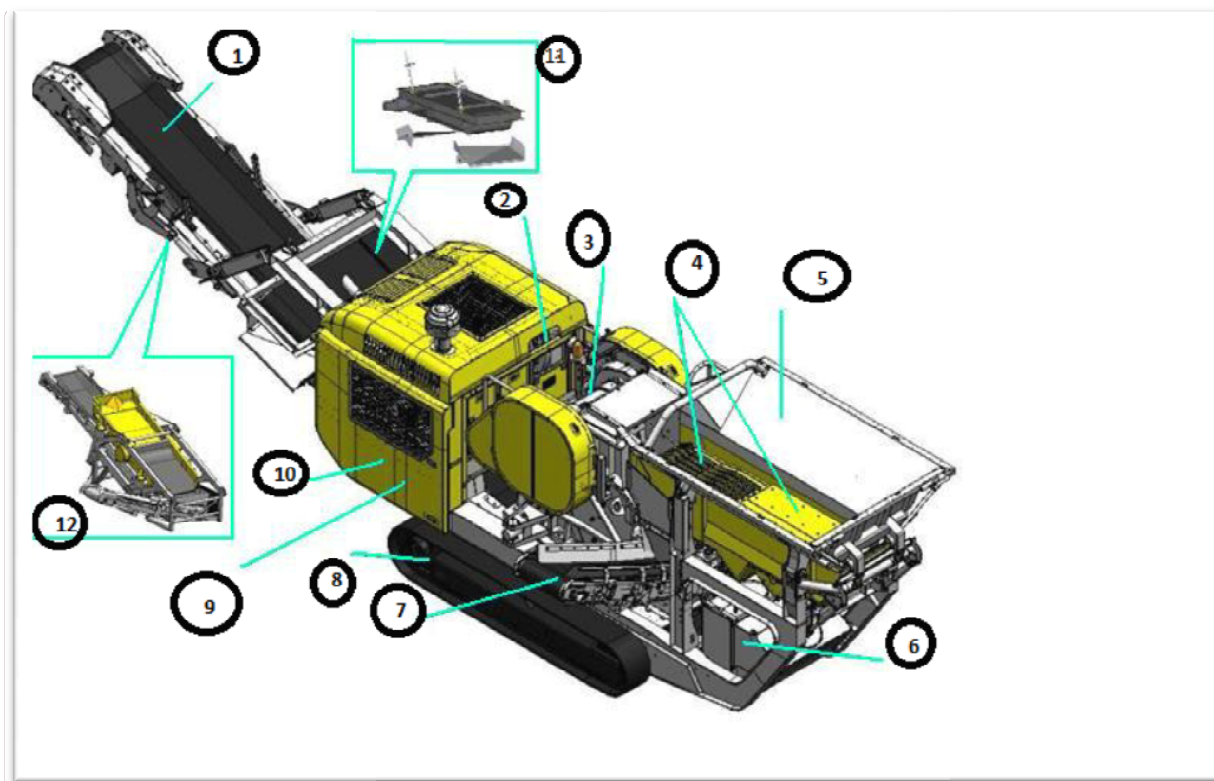


Figure II.8 : Image microscopique montrant la forme squelettique de l'hématite (PLNA GX4).

Les annexes

Annexe 4 : Caractéristiques technique du concasseur mobile de la mine de Rouina.

COMPOSANTS DU CONCASSEUR



- 1- Convoyeur de rejets principal
- 2- Poste d'entraînement
- 3- Concasseur à mâchoires
- 4-Trémie
- 5- Distributeur vibrant
- 6- Réservoir diesel
- 7- Convoyeur de rejets latéral (facultatif)
- 8- Chenilles

- 9- Panneau hydraulique
- 10- Panneau de commande
- 11- Séparateur magnétique (facultatif)
- 12- Boîte à crible (facultatif)

CARACTERISTIQUE DU CONCASSEUR

Ouverture d'entrée : 1020 x 730 mm

Diamètre du volant : 1200 mm

Régime du concasseur : 330Tr/min au régime moteur Maximal

Puissance : 242 KW

Largeur et longueur du tapis : 1000 / 19150 mm

Références bibliographiques

[01] : **SOMIFER**, 2015 « permis de développement et de l'exploitation de Rouina».

[02] : **SOMIFER**, 2015 « le rapport géologique ». Bureau d'étude géologique et minière.

[03] : **CERAD**, La direction de la planification du développement et du contrôle de FERPHOS, 1989 « Travaux de recherche et de prospection de Rouina ».

[04] : **B.BOKY**, 1968 « exploitation des mines ». Edition Mir Moscou.

[05] : **A.NEGAZZI**, 2009 « Projet d'exploitation de la colline Est du gisement de Dolomie-Calcaire a Ain Témouchent ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

[06] : **F.BALADAH**, 2012 « Revalorisation des rejets barytiques issues des jigs et impact environnemental : cas de la mine d'ainmimoune/Khenchela». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[07] : **H. Héraud**, 1987 « Reconnaissance des massif rocheux »

[08] : **J.Lebond**, 2013 « Etude de la surpression aérienne générée par un tir ». HAL.archive.

[09] : **A.SAADOUN**, 2012 « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[10] : **OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIFS**, « Techniques d'utilisation des explosifs ».

[11] : **KAMULETE.M.N.P**, « Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert ». Université de Lubumbashi.

[12] : **AFTES**, 1993 « Description des massifs rocheux utiles à l'étude de stabilité, Tunnels et Ouvrages ».

[13] : KOVALENKOK., AMBARTSOUMIAN N., M LAHMERK., 1986 « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires.

[14] : G.AMARI, 2010 « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula, Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

[15] : C.CECILE, 2011 « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage a l'explosif dans une carrière de granulats ». L'école des mines de Paris.

[16] : Cappello, 1994« Analyse tectonique et minage appliqués à la production d'enrochement. Revue de l'Industrie Minérale « Mines et Carrières » .

[17] : MC INTYRE, J.S and Hagan. T.N, 1976 « the design of overburden blasts to promothigh wall stability at a large strip mine. Proc. 11th Canadian rock mechanics symposium ». Vancouver.

[18] : S.BERDOUDI, « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes ».Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[19] : M.NEFIS, 2010 « Modèle d'un plan de tir ». Mémoire de Magister de l'Université Badji Mokhtar Annaba.

[20] : K.GHARBI, 2007 « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier ».,». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique.

Résumé

L'optimisation des paramètres des tirs apparaît donc comme une nécessité non seulement pour obtenir la fragmentation désirée du massif avec un risque minimal de nuisances sur le massif en place, mais aussi pour assurer le fonctionnement des opérations minières. D'une manière générale, on cherche à réaliser les trois objectifs suivants:

- Assurer la fragmentation optimale dans le cadre général du processus de comminution. Dans la mine de Rouina, on cherche une granulométrie du tas inférieure à un mètre (1m).
- Obtenir une géométrie de gradins d'exploitation la plus régulière possible pour faciliter les opérations minières suivantes au niveau du front d'exploitation en particulier pour la mise en œuvre des plans de tir.
- Préserver le massif rocheux en place en limitant les effets arrière à la fois au voisinage direct du tir (stabilité du front d'exploitation, mise en œuvre et qualités des tirs suivants) et beaucoup plus en arrière au niveau des talus définitifs où les vibrations répétitives transmises au massif en place par les tirs successifs peuvent contribuer à diminuer les propriétés mécaniques.

Une modélisation de développement des travaux d'exploitation a été faite au niveau de Ravin Sud pour accéder au minerai de fer qui existe à partir de niveau 250.

Mots clés : fragmentation, mine à ciel ouvert, tirs d'abattage. Plan d'exploitation.

Abstract

Optimization of parameters of fire appears as a necessity not only to obtain the desired fragmentation of mass with minimal risk of harm to the massive place, but also to ensure the mining operations. In general, it seeks to achieve three objectives:

- Ensure optimal fragmentation within the general process comminution. In the Rouina career, we look for a lot size of less than one (1) m.
- Get a stepped geometry operating as regular as possible to facilitate mining operations following the forehead operating particularly in the implementation of fire plans
- Preserve the rock in place limiting the effects back to both the direct vicinity of the shot (the front stability operations, implementation and quality following fire) and many more back at the final slope where the vibrations repetitive transmitted to solid up by successive shots can help reduce the mechanical properties and lead to instabilities in dynamic loading,

Modeling development of operational work has been done at South Ravine to access the iron ore is from 250 level.

Key- Words: fragmentation, career open, shot decrease, plans of exploitation.