



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République algérienne démocratique et populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique

جامعة العربي التبسي - تبسة

Université Larbi Tebessi – Tébessa

معهد المناجم

Institut des mines

قسم المناجم والجيوتكنولوجيا

Département des mines et de la géotechnologie



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

GESTION DE L'ÉNERGIE DE TIR DANS LA PARTIE SUPÉRIEURE DU GRADIN CAS DE LA MINE DE BOUKHADRA

Présenté et soutenu par

- ADOUANI Younes
- MESSAOUDI Aimene

Devant le jury :

		Grade	Etablissement
Président :	Dr MERAH Chafia	(MCB)	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	Mr/ DERBAL Chemseddine	(MAA)	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	Mr/ SAADAOUI Salah	(MAA)	Université Larbi Tebessi - Tébessa

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ





Année universitaire : 2020-2021

Tébessa le :

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1MESSAOUDI Aimen

2ADOUANI Younes

Niveau : 2^{ème} année Master Option : **Exploitation des mines**

Thème : Gestion de l'énergie de tir dans la partie supérieure du gradin

Cas de Boukhadra

Nom et prénom de l'encadreur : Mr/ DERBAL Chemseddine

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Toutes les parties	

Dédicace

*Nous dédions ce travail à ceux qui
sont toujours dans nos cœurs*

A nos chères mères, à nos chers pères,

A nos frères et sœurs

A nos famille MESSAOUDI et ADOUANI

*A tous nos collègues et tous les amis sans
exception*

Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Remerciement

Avant tout nous remercions Dieu qui nous a donné la patience pour pouvoir terminer ce travail.

Nous remercions personnellement notre directeur de recherche et Encadreur Mr/ DERBAL Chemseddine, pour son aide, sa haute compétence d'enseignant émérite et ses pertinents et judicieux conseils tout au long de notre travail.

Qu'il nous soit aussi permis de remercier Dr Merah Chafia, qui nous a fait l'honneur de présider le jury de soutenance, et Mr SAADAoui Salah. qui a accepté de participer à ce jury en tant qu'examineur du mémoire.

C'est pour nous un réel plaisir de remercier toutes les personnes qui nous ont, d'une manière ou d'une autre, permis, par leur collaboration, leur soutien et leur avis judicieux, de mener à bien ce travail.

Nous tenons également à présenter, notre profonde et immense gratitude, à nos professeurs, enseignants de l'Institut des Mines de Tébessa, qui ont partagé leurs savoirs-faire tout au long de notre cursus de formation.

Un grand merci pour le personnel de la mine de Boukhadra.

SOMMAIRE

CHAPITRE I PARTIE GÉOLOGIQUE

Introduction Générale	1
I.1 Historique de l'exploitation du gisement	2-3
I.1.1 Des dates importantes	4
I.2 Situation géographique et administrative de la région	4-5
I.3 Géologie de la mine de Boukhadra	6-7
I.3.1 géologie du massif de Boukhadra	7
I.3.2 Litho stratigraphie	7
I.3.3 Stratigraphique	8-
I.3.3.1 Trias	8
I.3.3.2 Le Crétacé	8-10
I.3.3.3 Le Tertiaire	10
I.3.3.4 Le Quaternaire	10
I.3.4 tectonique de la région de Boukhadra	11-12
I.3.4.1 Principaux accidents tectoniques	13
I.3.5 Topographie	14-16
I.3.6 Carte lithologique de la mine de Boukhadra	16-17
I.3.7 L'hydrologie et l'hydrogéologie	18-19
I.4 Minéralisation du gisement de Boukhadra.	19
I.4.2 Isométrique des solides de la minéralisation	19-20

I.5 Donne des départs	20
I.5.1 Qualité du minerai	20
I.5.2. Caractéristiques physiques et mécaniques des roches stériles et minerai de Boukhadra	21
I.5.3 Les réserves Géologiques et exploitables au 31/12/2020	22
I.5.4 Plan d'exploitation et de développement Année 2021	23
I.5.5 Plan d'exploitation et de développement à ciel ouvert Année 2021	24
I.5.6 Information sur le consommateur	25
I.6 Organisation des travaux miniers	26
I.6.1 Calendrier de travail de la mine	26
I.6.2 Production planifiée de la carrière	26
I.6.3 Durée de vie de la carrière	26-27
I.7 CONCLUSION	28

CHAPITRE II

PARTIE MINIÈR

II.1 Ouverture	29
II.1.1 Généralités	29
II.1.2 Aperçu théorie	29
II.1.3 Choix du mode d'ouverture	32
II.1.3.1 Les facteurs géologiques	32

II.1.3.2 Les facteurs technico-miniers (organisationnels)	32
II.1.3.3 Les facteurs économiques	32
II.1.3.4 Le choix du schéma d'ouverture doit assurer	32
II.1.4 L'ouverture de la carrière	33
II.1.4.1 Calcul du rendement du bulldozer	35
II.1.4.2 Les phases de creusement de la demi-tranchée	36
II.1.4.3 Les paramètres qui caractérisent une demi-tranchée	39-42
II.1.4.4 Les étapes de l'ouverture	42
II.1.5 Méthode d'exploitation	43
II.1.5.1 Choix de la méthode d'exploitation	44
II.1.5.2 Choix et argumentation des structures de la mécanisation complexe	45
II.1.5.3 Les éléments de la méthode d'exploitation	45
II.1.5.4 Les principaux indices d'une méthode d'exploitation	46
II.1.5.5 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation	46
II.1.5.4 Les principaux indices d'une méthode d'exploitation	47
II.1.5.5 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation	48
II.2 Chargement et transport dans la mine de Boukhadra	49
II.2.1 Chargement	49

II.2.1.1	Généralité	49
II.2.1.2	Les engins de chargement	50
II.2.1.3	Choix de l'engin de chargement	50
II.2.1.4	Calcul du rendement réel d'exploitation de la chargeuse	53
II.2.1.5	Calcul du nombre réel des chargeuses nécessaires	54
II.2.2	Transport	54
II.2.2.1	Généralités	54
II.2.2.2	Les exigences principales du transport	54
II.2.2.3	Choix de l'engin de transport	55
II.2.2.4	Travaux de transport par camion	56-59
II.2.2.5	Avantage du transport par camion	60
II.2.2.6	Inconvénient du transport par camion	60
II.3	Concassage	60
II.3.1	Généralités	60
II.3.2	Le principe d'un concasseur giratoire	61
II.3.3	Caractéristiques techniques	62
CHAPITRE III PARTIE SPÉCIAL		
III.1	Observations in-situ	64
III.2	Structure des massifs rocheux	72
III.2.1	Description des massifs rocheux	72
III.2.2	Description des discontinuités	73

III.2.3 Types de discontinuités	74
III.2.3.1 Joints de stratification	74
III.2.3.2 Schistosité	74
III.2.3.3 Failles (fractures)	74
III.2.3.4 Diaclases	75
III.2.3.5 Les plis	75
III.2.4 Caractéristiques des discontinuités	76
III.2.4.1 L'orientation d'une discontinuité	76
III.2.4.2 L'espacement des joints	78
III.2.4.3 La fréquence des discontinuités (λ)	79
III.2.4.4 Degré de fracturation du massif rocheux	79
III.2.4.5 La rugosité	79
III.2.4.6 La persistance	81
III.3 Augmentation de la qualité de fragmentation dans la partie supérieure du bloc. (Résumé analytique)	82
III.3.1 Augmentation de la partie active du trou au moyen de la répartition de la charge par des intervalles vides ou remplis de matériaux intérieurs	82
III.3.2 Application du forage intermédiaire (trou de mine et trou de sonde).	83
III.4 Calcul des dimensions du morceau conditionné	85

III.4.1 Calcul la forabilité des roches	86
III.5 La foration	86
III.5.1 Choix de mode de forage	86
III.5.2 Caractéristiques de la sondeuse	87
III.5.3 Rendement pratique de la sondeuse	87
III.5.4 Quantité de T.V. abattu par poste de travail en (tonne)	88
III.5.6 Rendement annuel de la foration	88
III.5.7 Détermination des paramètres du plan de tir de la mine	88
III.6 Le choix de type de l'explosif	91
III.6.1 Marmanite	91
III.6.2 Anfomil	92
III.6.3 Répartition de charge	92
III.6.4 Organisation des travaux de foration et de tir	95
III.7 Paramètres de plan de tir	97
III.8 Schéma de tir	102

CHAPITRE III

PARTIE SÉCURITÉ

IV.1 Sécurité électrique	104
IV.1.1 Lignes à haute tension	104
IV.1.2 Équipements électriques	104
IV.2 Protection des yeux et du visage	104
IV.2.1 Blessures potentielles	104

IV.3 Éviter la fatigue	105
IV.3.1 Signes de fatigue	105
IV.3.2 Effets de la fatigue	105
IV.3.3 Prévention	106
IV.4 Prévention et extinction des incendies	106
IV.4.1 Précautions générales	106
IV.4.2 Liquides inflammables	106
IV.4.3 Extincteurs	106
IV.5 Contrôle de la circulation dans l'exploitation	107
IV.5.1 Éclairage	107
IV.6 Amélioration de la sécurité grâce à la signalisation	107
IV.7 Identification des zones de travail	108
IV.8 Évaluation des risques	108
IV.8.1 Risques physiques	108
IV.8.2 Risques en rapport avec la santé	108
IV.8.3 Documentation	108
IV.9 Sécurité lors du transport de l'explosif	108
IV.10 Les accidents de la mine de la mine de Boukhadra	109
V Electrification	111
V.1 Généralités	111

V.2 Alimentation en énergie électrique	112
CONCLUSION et recommandations	113
BIBLIOGRAPHIE	114

LISTE DES FIGURES

Figure I.1 Mine de Boukhadra.	2
Figure I.2 Localisation du gisement de fer de Boukhadra sur la carte topographique au 1/25000, feuille de Boukhadra.	3
Figure I.3 Carte de situation géographique de Tébessa dans l'Atlas Saharien oriental.	5
Figure I.4 Position des extrusions triasiques par rapport aux fossés d'effondrement (Aoudjehane M., 1991).	6
Figure I.5 La carte géologique de gisement de Boukhadra.	7
Figure I.6 Coupes à travers le contact Trias- Albi- Aptien de Boukhadra.	10
Figure I.7 Colonne stratigraphique synthétique de la région de Tébessa	11
Figure I.7 Colonne stratigraphique synthétique de la région de Tébessa	12
Figure I.9 Trois coupes transversales dans l'anticlinal du Boukhadra.	13
Figure I.10 Topographie 3D reconstruite à partir des cartes topographiques et d'images satellite, Boukhadra	14
Figure I.11 Plant topographique du gisement de Boukhadra.	15

Figure I.12 Plan général de Boukhadra	16
Figure I.13 Carte lithologique de la mine de Boukhadra.	17
Figure I.14 Vue isométrique du corps minéralisé, Boukhadra.	18
Figure II 1 Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra	31
Figure II.2 Schéma représentatif de l'organisation des enlevures.	33
Figure II.3 Bulldozer Caterpillar D10T2.	34
Figure II.4 Plan schématique de la disposition des trous à la limite de la plate-forme creuse en 1ère phase.	37
FigureII.5 Culbutage des roches par bulldozer.	37
Figure II.6 Forage des trous de relevage	38
Figure II.7 Tas de roches abattues.	39
Figure II.8 Position finale de la demi-tranchée d'accès.	39
Figure II.9 Schéma de la demi-tranchée d'accès.	42
Figure II.10 La chargeuse sur pneus Caterpillar 990K.	51
Figure II.11 Camion Caterpillar 775 G.	55
Figure II.12 Le concasseur giratoire de la mine Boukhadra.	61
Figure III.1 Inclinaison sub-verticale du principal système de fissuration.	65
Figure III.2 Vue d'ensemble du front, faisant apparaître 3 systèmes de fissures.	66

Figure III.3 Impressionnante sortie de blocs hors-gabarits.	67
Figure III.4 Levé stéréographique sur un front de mesure.	68
Figure III.5 Débitage des blocs hors-gabarits par foration d'un trou unique.	69
Figure III.6 Front épaufré en bande d'escalier.	70
Figure III.7 Effet arrière du tir.	71
Figure III.8 Structure d'un massif rocheux (Zhao. J, 2008).	72
Figure III.9 Exemple de discontinuités dans un massif rocheux (Aokas -Bejaia-, 2015).	73
Figure III.10 Plan de stratification.	74
Figure III.11. Les plis (Zhao. J, 2008).	75
Figure III.12. Définition de la direction et du pendage d'un plan, (Zhao. J, 2008).	76
Figure III.13 projection stéréographique.	77
Figure III.14 Mesure de l'espacement (Zhao. J, 2008).	78
Figure III.15 Profils de référence et chiffres-clés pour la détermination du coefficient de rugosité du joint (JRC) (Barton et Choubey, 1977).	80
Figure III.16 Persistance de différents ensembles de fractures (Zhao. J, 2008).	81
Figure III.17 Schémas de préparation du gradin au tir avec l'application des charges intermédiaires.	83

Figure III.18 Choix du couple diamètre -hauteur de front	Figure	89
III.19 Schéma de tir		102
Figure V.1 Schéma d'alimentation en énergie électrique de la mine de Boukhara.		112

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I 1 : A donné des caractéristiques physiques et mécaniques de quelques roches stériles et du minerai.	21
Tableau I 2 : Les réserves Géologiques et exploitables au 31/12/2020.	22
Tableau I 3 : Plan d'exploitation et de développement Année 2021	23
Tableau I 4 : Plan d'exploitation et de développement à ciel ouvert Année 2021.	24
Tableau I 5 : Récapitulatif du programme des travaux prévisionnel du premier trimestre l'exercice 2021 sur le gisement de BOUKHADRA.	25
Tableau I 6 : le régime de travail est variable au niveau de la mine entre l'a ciel ouvert et le souterraine.	26
Tableau II.1 Caractéristiques du Bulldozer Caterpillar D10T2.	35
Tableau II.2 : Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès.	41
Tableau II.3 Caractéristiques techniques de la chargeuse sur pneus Cat 990K.	52
Tableau II.4 Le chronométrage effectif de la durée des cycles de chargement par chargeuse.	52
Tableau II.5 Caractéristiques techniques du camion Cat 775 G.	56
Tableau II.6 Chronométrage du temps de cycle du camion.	57
Tableau II.7 Les caractéristiques du concasseur giratoire (à cône)	62
Tableau III.1 Description de l'espacement des discontinuités (Zhao. J, 2008).	79
Tableau III.2. Classification des discontinuités selon leur extension (Zhao. J, 2008).	81
Tableau III.3 Les Caractéristiques techniques	87

Tableaux III.4 Caractéristiques des explosifs utilisés.	92
Tableau III.5 Paramètres de tir de la mine	96
Tableau III.6 La consommation spécifique en fonction des propriétés de la roche	98
Tableau III.7 Paramètre des travaux de forage et de tir	103
Tableaux IV. L'accident 1 de la mine de Boukhadra.	109

RÉSUMÉ

De nombreuses carrières d'Algérie souffrent des effets arrière du tir. Ce présent travail se veut comme une proposition sérieuse de résolution du problème. Le tir par charge intermédiaire, méthode qui a fait ses preuves dans les mines de fer du Krivoy Rog en Ukraine et un peu partout dans le monde est proposé avec tout ce qui l'accompagne comme théorie. On réduit la zone de fragmentation réglée dans la partie supérieure du gradin et l'effet économique est remarquable. Ce travail se base sur la stratégie qui consiste à introduire les méthodes contemporaines d'abattage, à transférer l'expérience pratique de nombreux pays, selon les cas de figure qui se présentent dans nos mines et carrières. Elles serviront d'outils didactiques aux étudiants en formation de master en complément des techniques et méthodes de conception des schémas d'abattage.

ABSTRACT

Many quarries in Algeria suffer from the back effects of blasting. This work is intended as a serious proposal to solve the problem. Intermediate Load Firing, a method that has proven its worth in the Krivoy Rog iron mines in Ukraine and around the world, is proposed with everything that accompanies it as a theory. The regulated fragmentation zone in the upper part of the step is reduced and the economic effect is remarkable. This work is based on the strategy of introducing contemporary methods of winning, transferring the practical experience of many countries, depending on the situation in our mines and quarries. They will serve as didactic tools for students in master's training in addition to the techniques and methods of designing winning schemes.

Многие горные карьеры в Алжире страдают от последствий стрельбы. Эта работа задумана как серьезное предложение для решения проблемы. Метод промежуточного зажигания, доказавший свою ценность на железных рудниках Кривой Рог в Украине и во всем мире, предлагается со всем, что сопровождает его в теории. Сокращается регулируемая зона фрагментации в верхней части ступени, и экономический эффект является замечательным. Эта работа основана на стратегии внедрения современных методов выигрыша, передачи практического опыта многих стран в зависимости от ситуации в наших шахтах и карьерах. Они будут служить в качестве дидактических инструментов для учащихся магистратуры в дополнение к методам и методам разработки выигрышных схем.

تلخيص

يعاني العديد من المحاجر في الجزائر من الآثار الخلفية للتفجير. والقصد من هذا العمل هو اقتراح جاد لحل المشكلة. ويقترح التفجير بالشحنة المتوسطة، وهي طريقة اثبتت جدواها في أوكرانيا وفي جميع أنحاء العالم، مع كل ما يصاحبها كنظرية. وتقل منطقة التجزئة المنظمة في الجزء العلوي من المدرج، ويكون الأثر الاقتصادي ملحوظا. ويستند هذا العمل إلى استراتيجية الأخذ بالأساليب المعاصرة للتفجير، ونقل الخبرة العلمية للعديد من البلدان، حسب الحالة في مناجمنا ومحاجرنا. وستعمل كأدوات تعليمية للطلاب في مجال تكوين الماستر بالإضافة إلى تقنيات وأساليب تصميم خطط التفجير.

INTRODUCTION GÉNÉRALE

INTRODUCTION

Le problème des hors-gabarits dans la carrière représente l'une des tâches les plus ardues à résoudre. Cela est dû en particulier à l'incompréhension du mécanisme de destruction à l'explosif dans ses moindres détails.

Outre cela, parmi les méthodes d'abattage qui peuvent être utilisées pour réduire la sortie de hors-gabarits dans la partie supérieure du gradin on peut citer : Tir dans un milieu serré, tir par charge intermédiaire et enfin la méthode la plus utilisée et qui a toutes les préférences des spécialités du tir : tir par paire de charges rapprochées. Le hic c'est que l'on ne peut l'utiliser chez nous faute de disponibilité de sondeuses multi-têtes.

Etant donné le fait que nous avons constaté une sortie de blocs hors-gabarits anormalement élevée, nous proposons l'usage de trous intermédiaires avec élargissement de maille avec conservation du diamètre du trou. Seule la pratique pourra confirmer l'efficacité de la solution proposée.

Le démarche de conception du schéma de tir est classique, deux solutions sont envisagées, celle des conditions de tir actuelles mais avec plus de rigueur dans l'orientation des forages, avec aussi une valeur plus correcte de la consommation spécifique, car on ne peut adapter une valeur uniforme quand la blocométrie est variable et la nôtre qui introduit une foration supplémentaire entre les trous principaux le long de, la longueur de bourrage de ces derniers.

PARTIE

GÉOLOGIQUE

I.1 Historique de l'exploitation du gisement

L'exploitation de la mine de Boukhadra fut entamée durant l'époque romaine pour l'extraction du cuivre dans la zone du pic, par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et autres poly-métaux par la concession de Boukhadra (Mr Tadro).

De 1903 à 1926, la concession de Mokta El Hadid avait entrepris des travaux de recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225.

De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société de Ouenza qui exploitait le gîte de Boukhadra, cette dernière avait effectuée de la recherche systématique par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de Boukhadra.

Durant la période de 1967 à 1984, la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères d'Ouenza et Boukhadra.

Après la restructuration des entreprises (1983 - 1984), c'était FERPHOS qui gérait, exploitait et développait ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existants sur le territoire national.



Figure I.1 Mine de Boukhadra.

Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V a signé l'accord de partenariat avec Hadid Ouenza-Boukhadra filiale FERPHOS avec 70% pour la première.

Le 01/01/2005 la nomination a été modifiée par Mittal Steel Tébessa.

Le 18/08/2007 la nomination a été modifiée par Arcelor Mittal Tébessa.

Les dimensions de gisement sont de l'ordre de 310 ha. [1]

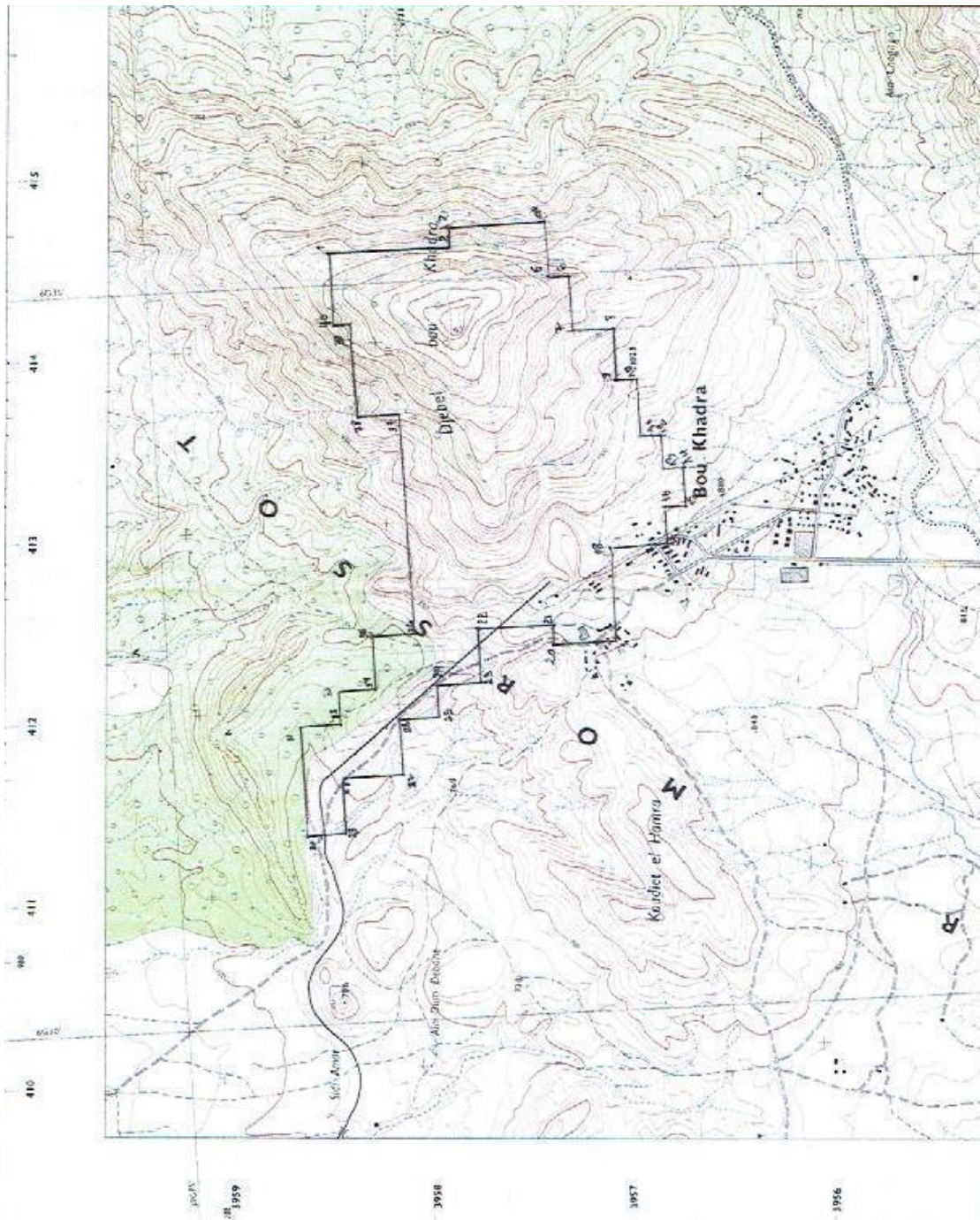


Figure I.2 Localisation du gisement de fer de Boukhadra sur la carte topographique au 1/25000, feuille de Boukhadra.

I.1.1 Des dates importantes

- **1896** : Le premier permis de recherches.
- **1901** : Préparation de la façon d'accorder la subvention d'exploitation minière de Boukhadra.
- **1903** : Décerné à une société l'organisation de Boukhadra.
- **1923** : Mettre en place un plan d'entreprise.
- **1925** : Ladite Société qui acquit la propriété de Boukhadra.
- **1930** : L'exploitation de la mine Boukhadra.
- **1939** : L'électrification des lignes ferroviaires.
- **1940** : L'exploitation du chemin de fer par la Société Algérienne des chemins de fer.
- **1945** : Intensification des processus de production.
- **06/05/1966** : la nationalisation des mines.
- **07/06/1983** : Restructuration de la compagnie minière.
Création de la Fondation nationale pour le fer et le phosphate de Tébessa.
- **1990** : L'application de l'autonomie institutionnelle en faveur de Ferphos en vertu d'un décret.
- **2001** : Privatisation de Boukhadra de 70% en faveur du partenaire étranger (LNM Ispat), puis (Mittal Steel) et 30% en faveur de Ferphos.

I.2 Situation géographique et administrative de la région

La région d'étude est située dans les monts du Mellègue (Nord Est Algérien). Le gisement surplombe le chef-lieu et l'agglomération de la commune de Boukhadra. La région est desservie par le biais de la CW58 qui relie El Meridj à Morsot en passant par Boukhadra.

La ville de Tébessa est située à 650 km d'Alger. La Wilaya de Tébessa est limitée par les Wilayas suivantes :

- Guelma et Oum El Bouaghi au Nord ;
- El Oued au Sud Est ;
- Batna à l'Ouest ;
- Les Frontières Tunisiennes à l'Est.

L'économie de la région est axée essentiellement sur l'élevage (Ovin, Camelin...) et l'agriculture (Céréaliculture, Arboriculture). L'arboriculture connaît

actuellement un développement considérable (région Bekkaria), quant à l'élevage, il est pratique sur la vaste plaine d'Elma Labied.

La ville de Boukhadra compte selon le dernier recensement de 1998, plus de 15000 habitants. Son économie est principalement minière et agricoles. Elle est un lieu de passage obligé vers le mausolée de Sidi Yahia situé près de la ville d'El Meridj, à la frontière tunisienne.

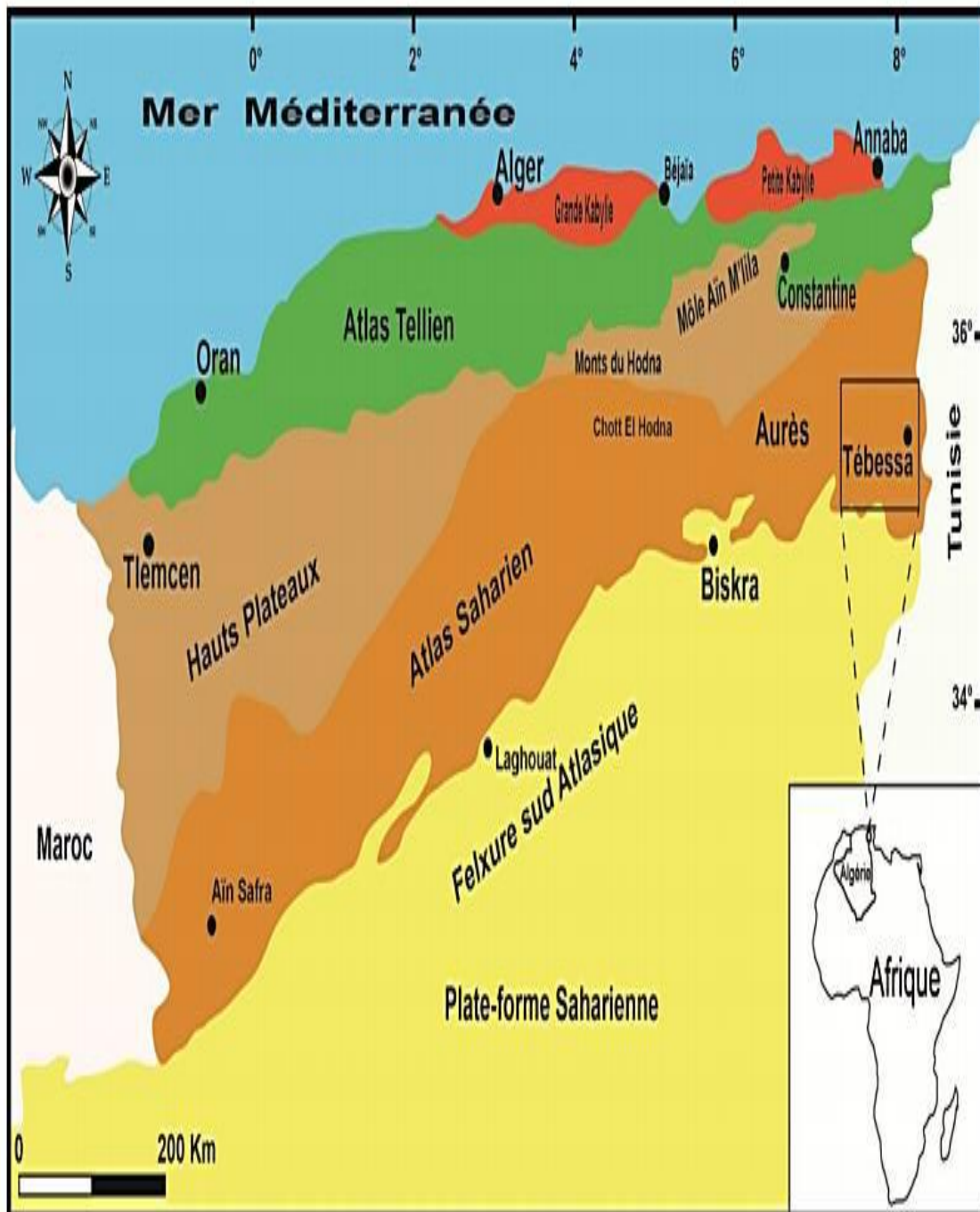


Figure I.3 Carte de situation géographique de Tébessa dans l'Atlas Saharien oriental. [2]

I.3 Géologie de la mine de Boukhadra

La mine de Boukhadra est localisé entre 8° 01' et 8° 04' Est et entre 35° 40' et 35° 50' Nord.

Le Djebel Boukhadra est une structure anticlinale constituée essentiellement par des sédiments mésozoïques et tertiaires en compagnie d'une couverture mince de quaternaire

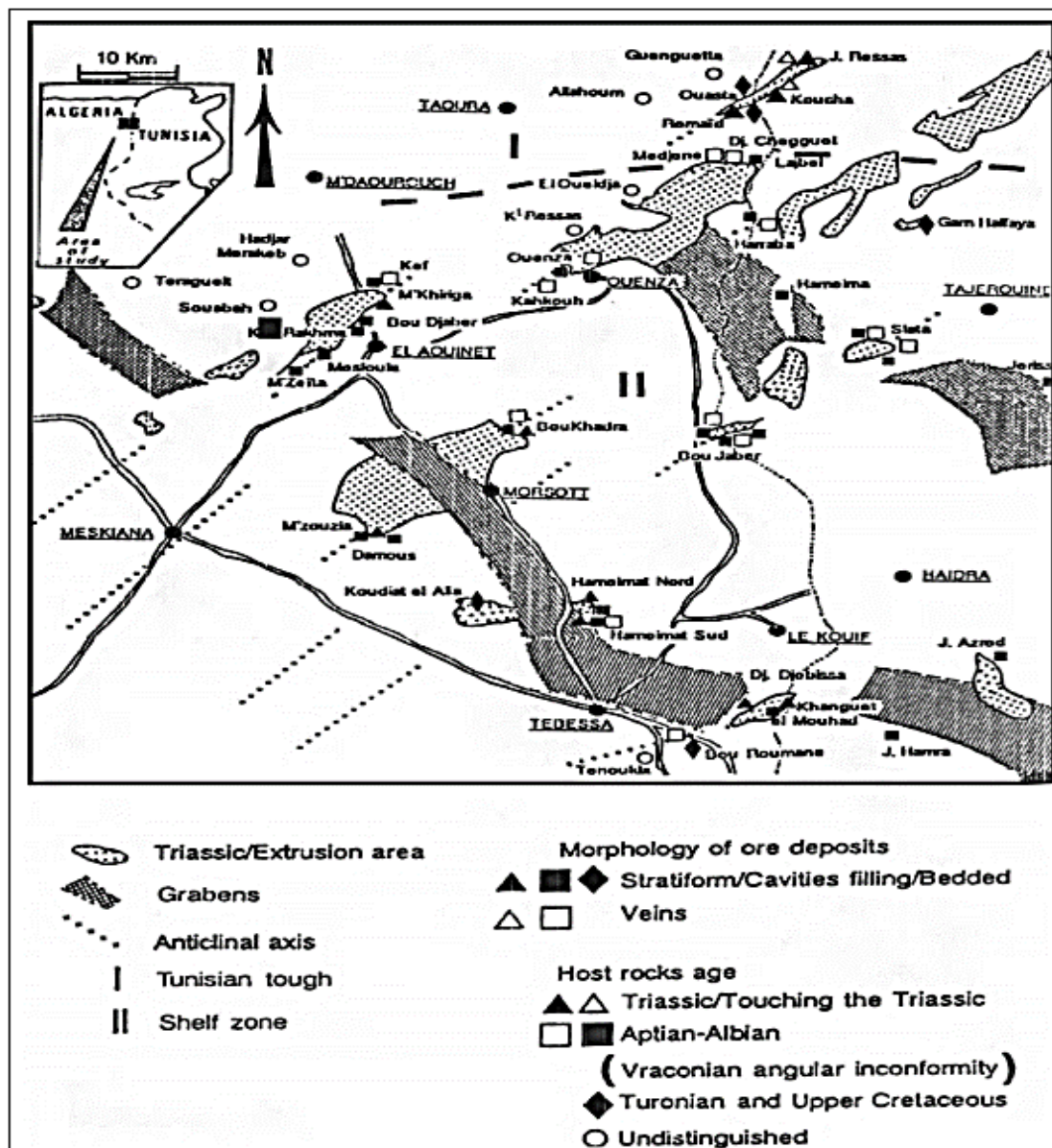


Figure I.4 Position des extrusions triasiques par rapport aux fossés d'effondrement (Aoudjehane M., 1991).

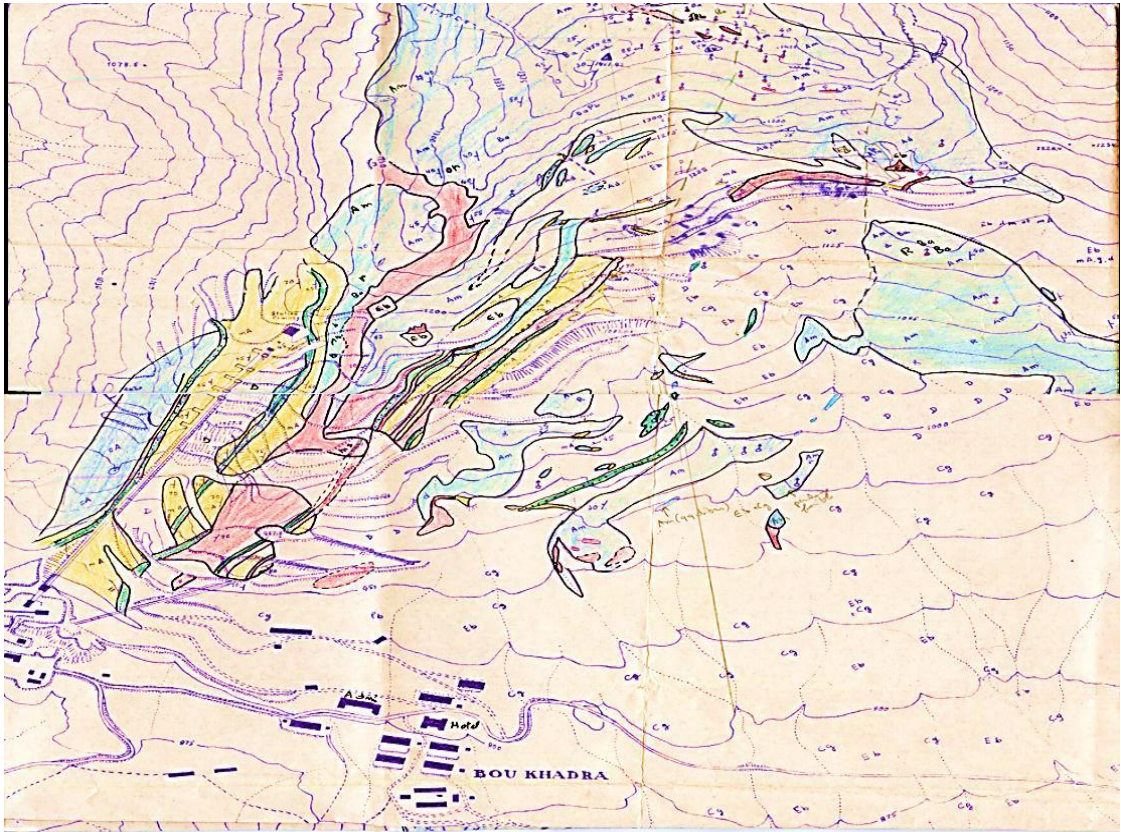


Figure I.5 La carte géologique de gisement de Boukhadra.

I.3.1 géologique du massif de Boukhadra

Le massif de *Boukhadra* présente une structure anticlinale orientée Nordeste-Sudwest, recoupée par le fossé de *Tébessa-Morsott* d'orientation Nordwest-Sudeste.

L'ossature de l'anticlinal est constituée par les terrains du Crétacé moyen (Aptien-Vraconien) qui dessinent dans la partie Nord Est une fermeture périclinale. Les terrains les plus anciens reconnus à l'affleurement sont représentés par les évaporites du Trias, ils sont le plus souvent en contact tectonique avec les formations du Crétacé.

I.3.2 Litho stratigraphie

Les principales formations géologiques qui affleurent dans le massif de Boukhadra sont représentées par :

- les évaporites du Trias ;
- les séries sédimentaires du Crétacé moyen et supérieur ;
- les formations du Miocène ;

On remarque l'absence des terrains du Jurassique et du Paléogène.

I.3.3 Stratigraphique

I.3.3.1 Trias

Les formations évaporitiques affleurent principalement dans la partie Sud-ouest du massif où elles sont parfois recouvertes par endroits par des sédiments plus récents (crétacés, miocènes). Il s'agit de marnes bariolées à gypse, de couleurs caractéristiques (lie de vin), emballant des fragments de roches dolomitiques béchiques de couleurs gris noir. Le gypse est présent en grande quantité sous forme d'amas. Les marnes renferment aussi des grès et des calcaires. La présence du sel est seulement décelée par la forte salinité des eaux qui circulent dans le Trias ou par des dépôts d'évaporation que l'on rencontre aux bords des Oueds. Il a, par contre, été identifié par sondage dans le massif de *l'Ouenza*, à trentaine de kilomètres plus au Nord. [5]

L'évolution tectono-sédimentaire des différents massifs de la région qui s'est traduite par l'installation et le développement d'une sédimentation essentiellement carbonatée localisée sur l'apex des diapirs. Ces formations calcaires constituent l'un des plus importants réceptacles des minéralisations. En étudiant le contact du Crétacé avec le Trias diapir, donnent une subdivision de la série albo-aptienne similaire. Ils distinguent de bas en haut :

- Argiles vertes, grès plus ou moins chenalisant et marnocalcaires
- Calcaires (Coralliens, à Millioles et Rudistes puis à Orbitolines.
- Matériel terrigènes, grès rouges.

Toutes ces études s'accordent sur le fait que ces séries calcaires subissent d'importantes variations de faciès et d'épaisseurs qui rendent les comparaisons entre massifs ou au sein d'un massif très difficiles . [6]

I.3.3.2 Le Crétacé

Dans le profil du crétacé, nous retrouvons le Cénomaniens, l'Aptien, l'Albien, le Coniacien, et le Cénomaniens où on a la série Aptienne, porteuse de la minéralisation est caractérisée par des marnes et des calcaires constituant la partie inférieure qui encaisse le gîte Sud, des calcaires récifaux construits, à organismes fossiles (rudistes) qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale et des grès et calcaires de la partie supérieure de l'Aptien non productif et on a :

a. L'Aptien

La région de Boukhadra est caractérisée par un ensemble de diapirs qui ont joué au moins dès l'Aptien. Cette activité diapirique a gouverné l'évolution tectono-sédimentaire des différents massifs de la région qui s'est traduite par l'installation et le développement d'une sédimentation essentiellement carbonatée localisée sur l'apex des diapirs. Ces formations calcaires constituent l'un des plus importants réceptacles des minéralisations. [7]

b. L'Albien

Les dépôts albiens sont lithologiquement variés et peuvent être divisés en trois horizons inférieurs ; moyen et supérieur. [8]

– Les dépôts de l'Albien inférieur sont composés de marnes jaunes et gris-jaunes avec des inters lits de calcaires gréseux et argileux, caractérisés par une importante accumulation d'Ammonites. La puissance de cet horizon est d'environ 150m.

– Les dépôts de l'Albien moyen : sont représentés par des marnes gris-noires avec des intercalations de calcaires et calcaires argileux. La puissance de la série est d'environ 130m.

– Les dépôts de l'Albien supérieur : sont représentés par des marnes grises ou grises noires avec des inters lits de calcaires argileux noirs, la puissance de la série est d'environ 200m.

-Les minéralisations ferrières du massif est encaissé dans des calcaires de l'Aptien. [9]

c. Vraconien

D'après la carte géologique de Boukhadra au 1/50000 de [8], le Trias est le plus souvent en contact avec l'Aptien carbonaté. Cet Aptien a été daté de l'Albien selon les coupes lithologiques. [9]

– En contact avec le Trias, il constitue des séries d'épaisseur réduite (inférieur à 50m).

– Dans l'ossature de l'anticlinal, il atteint les 150m. Cette variation d'épaisseur a été expliquée par le contrôle des percements diapiriques. L'essentielle de Les sédiments vraconiens occupent de vastes surfaces aux environs du Boukhadra, soit au Nord ou au Nord-West du massif (région de

l'Oued el Harsha, Fedj es Sekoum...), soit plus à l'Est, dans la plaine étendue située au Sud du Def. Il est constitué de marnes argileuses gris noir à leur extrême base, plus claires et légèrement verdâtres.

d. Le Cénomanien

Contient la marne avec intercalation de calcaire.

e. Coniacien

Contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux.

I.3.3.3 Le Tertiaire

Les dépôts classés comme Tertiaire (miocène) sont observés seulement dans la partie occidentale du domaine étudié et sont représentés par des conglomérats à éléments variés, cimentés par une matrice carbonatée et des intercalations de roches gréseuses.

I.3.3.4 Le Quaternaire

Les dépôts récents du Quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grès, débris de minerai et de conglomérats. Ils sont répandus aux flancs de la montagne dans les parties basses du relief.

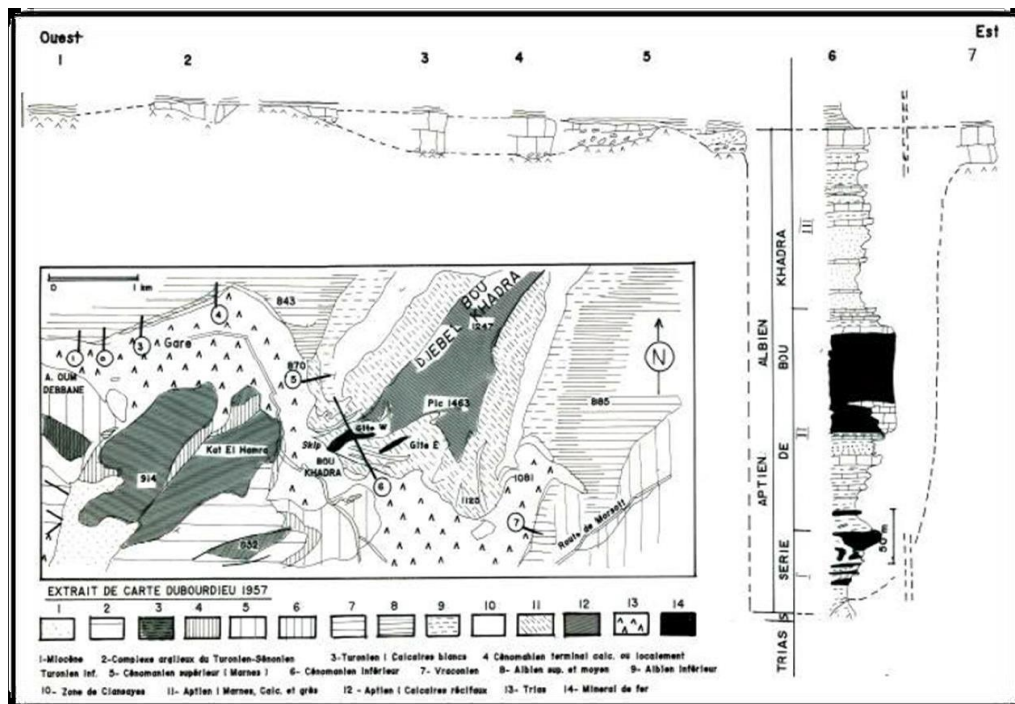


Figure I.6 Coupes à travers le contact Trias- Albo- Aptien de Boukhadra. [9]

Lithologie		Epaisseur(m)		Description lithologique	
CENOZOÏQUE	Quaternaire	⑥	10-30	Depôts calcaïques d'origine continentale.	
	Miocène	⑤	10-150	Conglomerats à grains variés, avec un ciment carbonaté, grès quartzeux et calcaires sableux, avec intercalations argilites.	
					Eocène
MÉSOZOÏQUE	I N F É R I E U R	Maest.	250-300	Calcaires gris clairs, calcaires crayeux, et marnes argileuses, avec intercalations d'argiles dans la zone sup.	
		Campan.	500-600	Marnes argileuses gris foncées, et des calcaires blancs, dans la zone moyenne et supérieure.	
		Turo-Con-Sant.	④	500-600	Marnes argileuses grises et gris-blanchâtres.
		Turo	180-250	Bancs de calcaires marneux, teinté noir et gris foncés.	
		Cénoman.	③	900-1000	Marnes grises et gris-verdâtres, avec intercalations des calcaires marneux.
		Vracon.	②	500-600	Marnes et marnes argileuses, avec intercalations des calcaires argileux et des argilites.
		Albien	480-600	Marnes grises et gris-foncées, noires dans la zone supérieure, avec intercalations de minces strates de calcaires argileux.	
		Clans	100-200	Marnes grises, gris-jaunes, avec intercalations des calcaires.	
		Aptien	①	300-600	1-Facies élastique de Marnes argileuses, intercalée par des marnes sableuses, et des grès, et des calcaires. 2-Facies carbonatée de calcaire organo-détritique, bio-clastes, ooclastes, et inter-clastes.
		Barrem	< 250	Calcaires et dolomies, Argilites, Argiles, dans la zone supérieure.	
		Jurassique	?		
Trias	< 700	Formations marno gypsifères, bariolées, peu intercalées de grès à grains fins, dolomies, et calcaires marno-dolomitiques.			

Figure I.7 Colonne stratigraphique synthétique de la région de Tébessa. [4]

I.3.4 tectonique de la région de Boukhadra

La partie orientale de l'Atlas saharien algérien est une zone bien individualisée et structurée depuis le Crétacé inférieur. Elle se trouve entre la plateforme saharienne, relativement stable au Sud, et l'Atlas tellien affecté par une tectonique plus ou moins intense au Nord. Les massifs de l'Atlas saharien sont des mégastructures à grand rayon de courbure, contrôlées par le diapirisme. Le massif de Boukhadra fait partie de cette province. Le massif de Boukhadra est un anticlinal qui a la forme d'une ellipse allongée NE-W. [6]

Il se trouve à la bordure d'un fossé d'effondrement « fossé de Morsott » orienté.

Nord West – Sud Est dont l’initiation remonterait au moins à l’Eocène, mais dont les accidents bordiers reprennent des failles limitant des blocs basculés dès l’Aptien. Le massif de Boukhadra constitue l’une des terminaisons périclinales, son organisation structurale présente beaucoup d’analogie avec les massifs de Slata et de l’Ouenza : un périclinal en demi- ellipse recoupé par un fossé d’effondrement et un Trias central diapirique. [10]

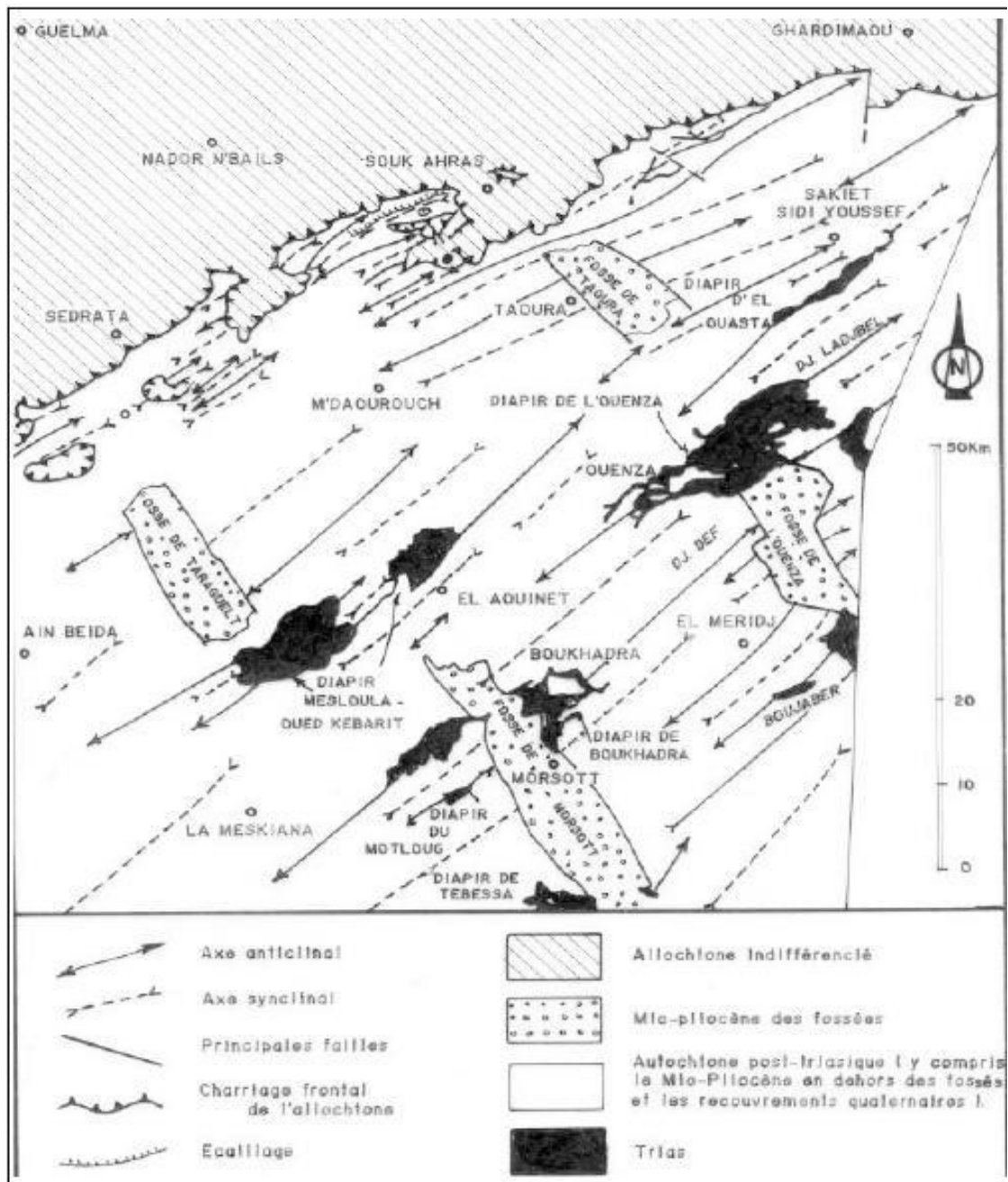


Figure I.8 Schéma structural de l’autochtone des confins algéro-tunisiens. [3]

I.3.4.1 Principaux accidents tectoniques

Le Djebel Boukhadra est un grand pli anticlinal d'axe Sud West Nord-Est, interrompu au Sud par l'effondrement de Bled Ed Dhissa. Il est relayé, au Sud-Est, par le synclinal perché de l'Haoud es Srhir. Les failles qui affectent la région donnent, en fait, des irrégularités structurales de ces mégastructures. Elles ont des directions Nord Est- Sud West et Nord West- Sud Est.

Les failles Nord Est- Sud West caractérisent beaucoup plus la terminaison périclinale du massif. Elles sont dues à la résistance opposée au plissement par les formations rigides (les accidents du Kat el Hamra et Kat Bou Chekoua au Nord Est et l'accident Oum es Sba au Sud-Est.).

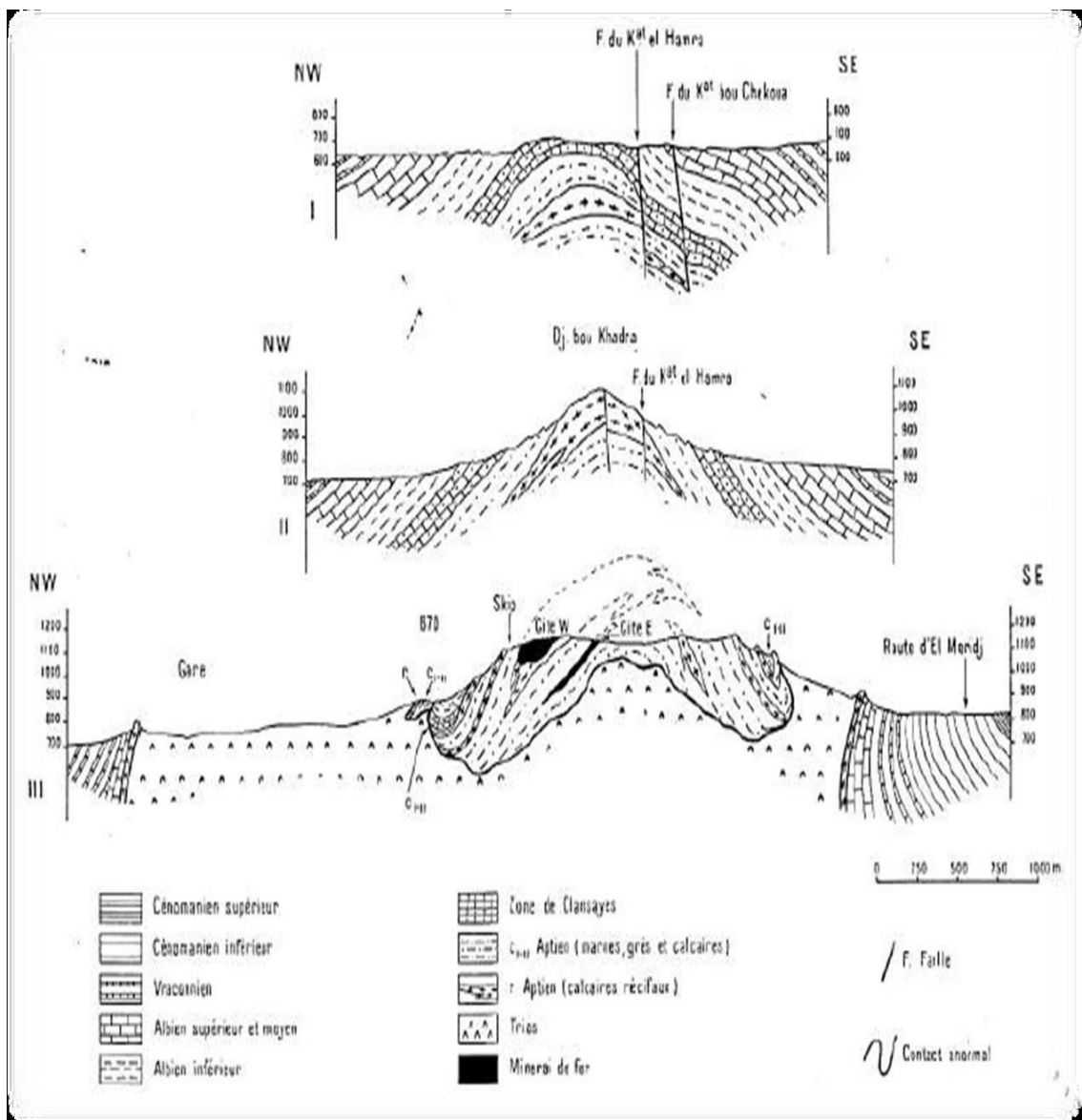


Figure I.9 Trois coupes transversales dans l'anticlinal du Boukhadra. [8]

I.3.5 Topographie

La topographie a été générée à partir de trois sources : anciennes cartes topographiques en format papier (numérisées), quelques fichiers d'arpentage récents en format AutoCAD et des images satellite.

Afin de réaliser l'optimisation des fosses dans le logiciel Whittle, et planifier correctement la localisation et la géométrie des dépôts de stérile, il faut étendre la topographie. Dans l'intérim, AMEC a complété les cartes topographiques existantes à l'aide d'images satellite et de logiciels spécialisés. La carte topographique résultante étant très imprécise ; elle permet seulement de faire des évaluations grossières, mais n'est pas suffisante pour supporter un dessin opérationnel et déclarer des Réserves Minérales.

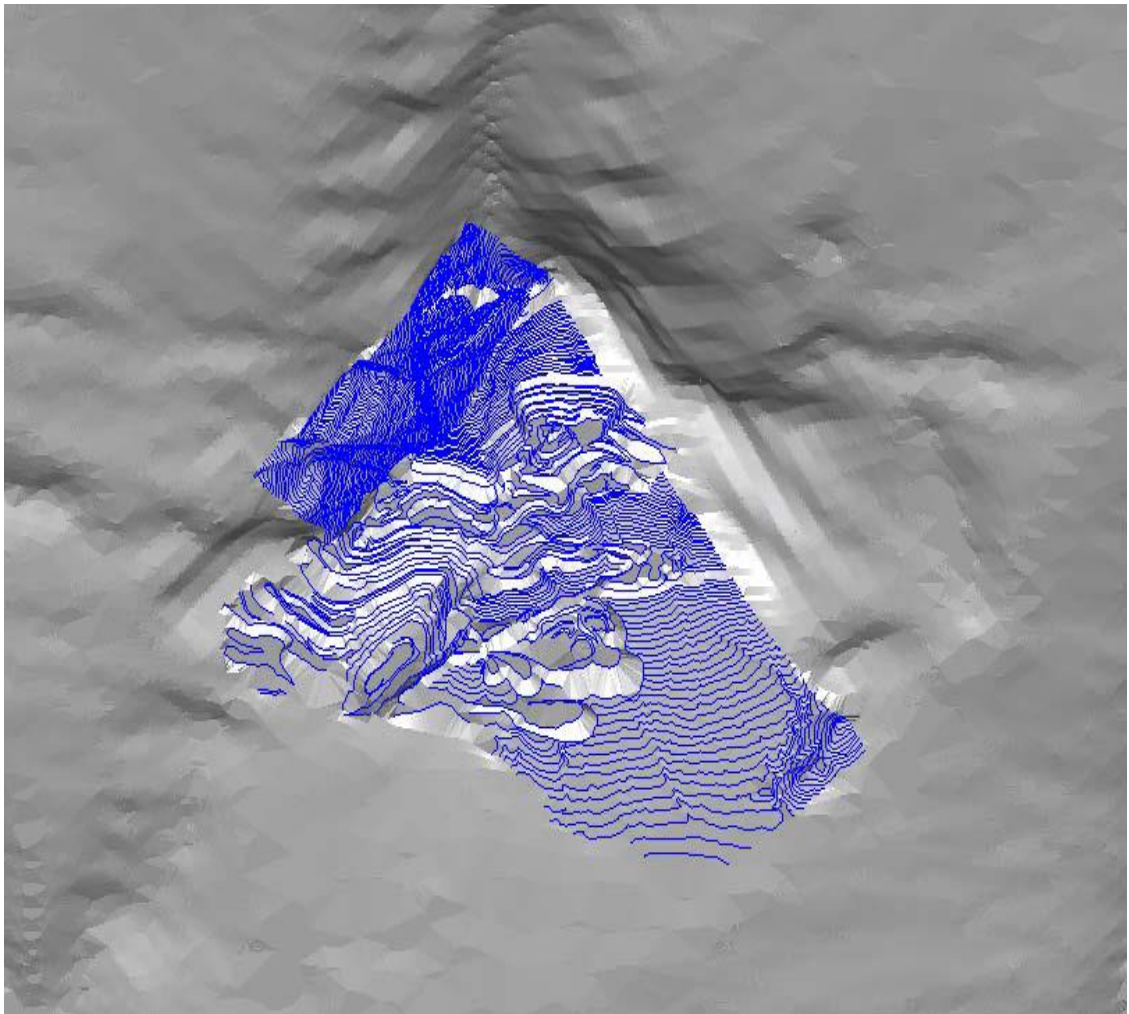


Figure I.10 Topographie 3D reconstruite à partir des cartes topographiques et d'images satellite, Boukhadra

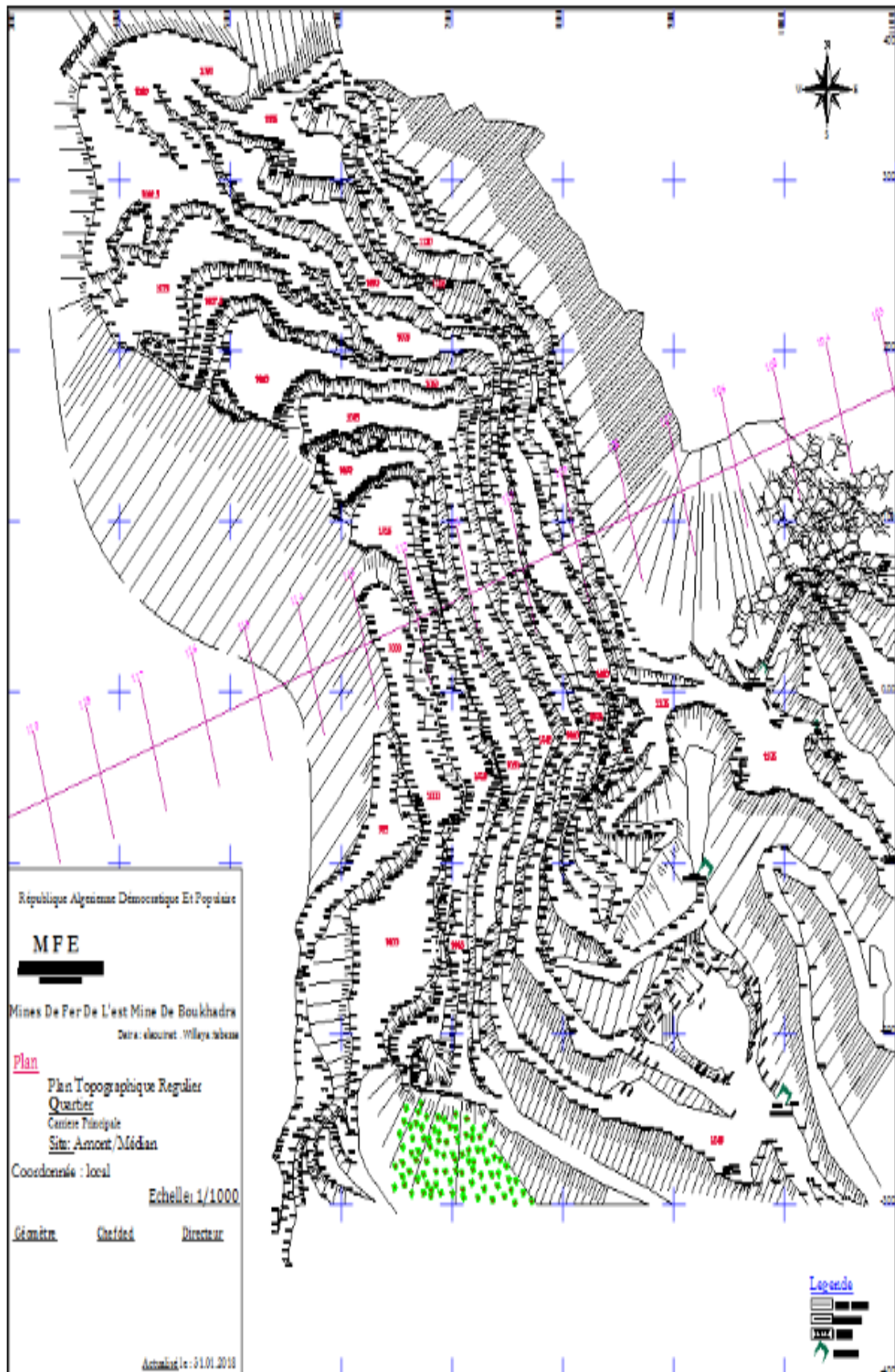


Figure I.11 Plant topographique du gisement de Boukhadra.

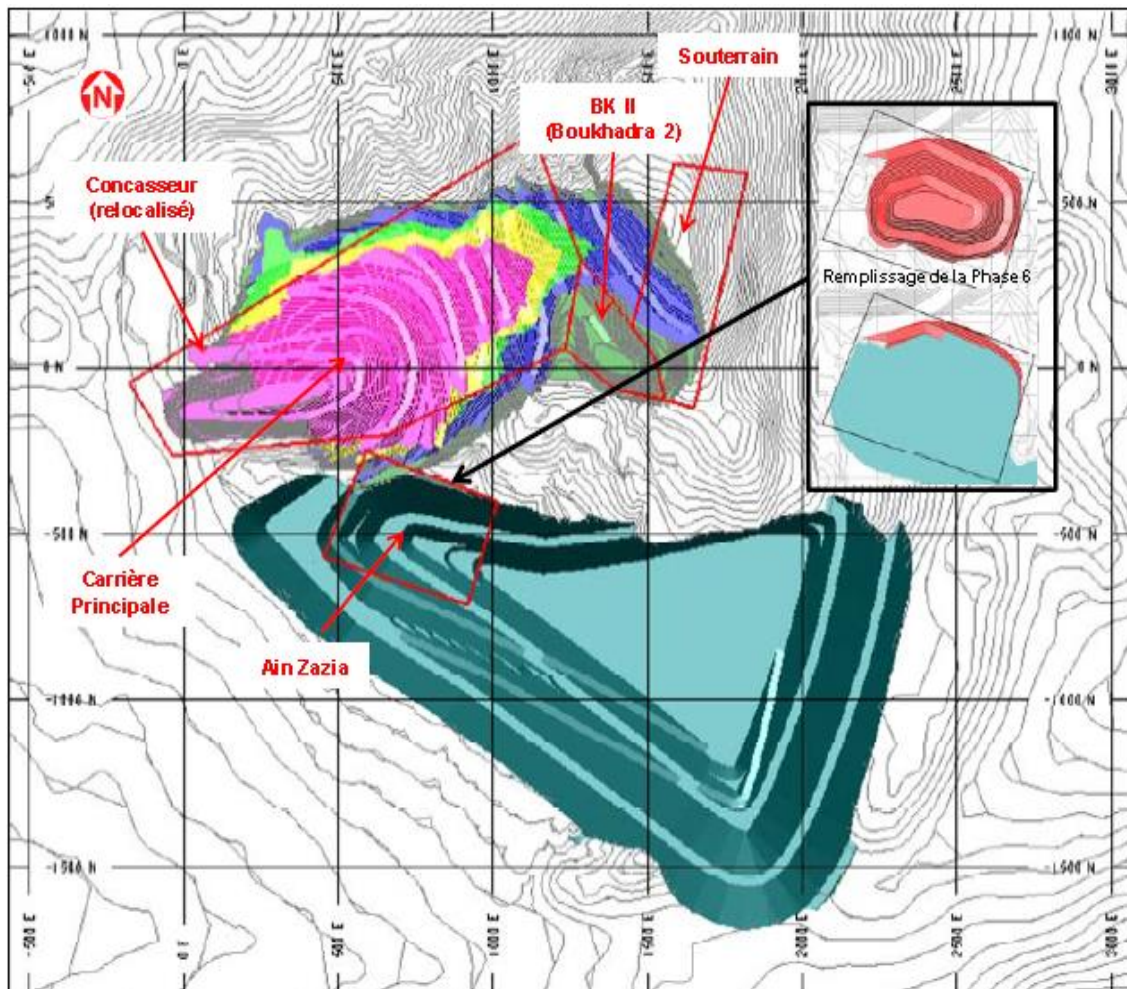


Figure I.12 Plan général de Boukhadra

I.3.6 Carte Lithologique de la Mine de BOUKHADRA

Les roches encaissantes pour les deux filons N-O/S-E sont représentées par des marnes sableuses (gréseuses) de couleur jaune et grise à intercalation de bancs calcaire de 5 à 10m au mur et par des calcaires ou calcaire marneux avec une intercalation de lentilles marneuses au toit. Quant au filon Nord, comparativement aux autres filons, il est caractérisé par des dimensions plus réduites (épaisseur moyenne = 15à 20m) et un pendage de 50 à 60% vers l'Est. Les roches encaissantes sont de type carbonaté, parfois dans la partie Sud du filon (coupes 292-297), le minerai est encaissé dans une lentille marneuse intercalée dans de grandes masses de calcaire Aptien.

Toutefois, il faut noter que les caractéristiques lithologiques des roches composant le gisement de Boukhara sont insuffisamment connues du fait de la description géologique détaillée des ouvrages de prospection n'a pas été faite.

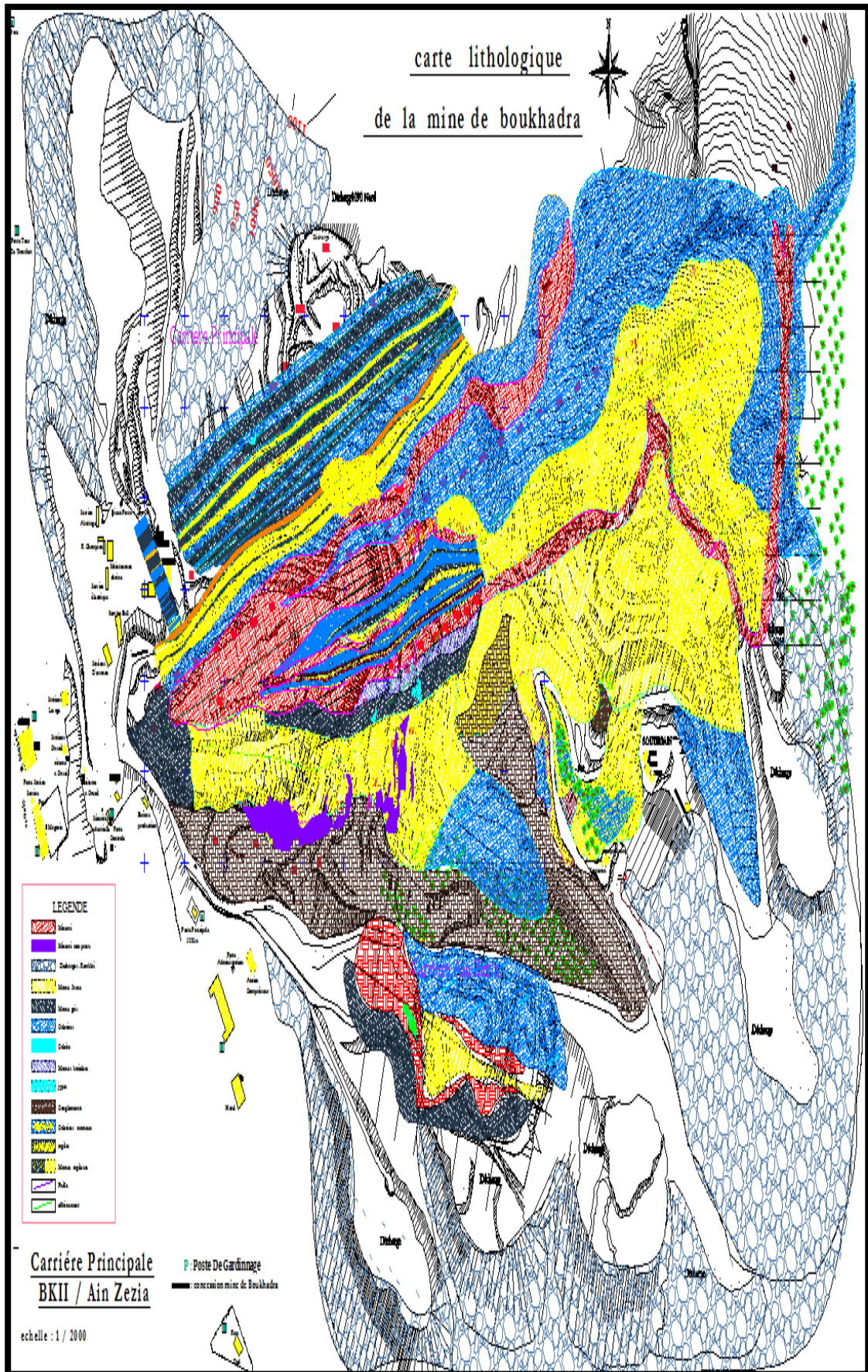


Figure I.13 Carte lithologique de la mine de Boukhadra.

I.3.7 L'hydrologie et l'hydrogéologie

Les eaux souterraines et les eaux de surface s'intègrent dans un ensemble constituant le cycle hydrologique. Une relation de continuité et d'interdépendance existe entre les deux. Tant que le climat et le contexte géologique ou physique ne changent pas, un équilibre est maintenu au sein de ce cycle. Mais une influence anthropique, comme un captage d'eau, peut modifier cet équilibre. Une proportion minoritaire de l'eau de pluie s'infiltré, via le sol, vers le sous-sol ou elle séjourne et circule dans les formations poreuses ou fissurées constituant ainsi les réserves d'eau souterraine.

Le réseau hydrographique dans la région de la mine de Boukhadra est faible à l'exception des multiples petits chenaux découlement pluviaux sans importance majeure qui parsèment les versants de Djebel Boukhadra. Le réseau hydrographique se compose de l'Oued El Harcha et Oued El Melali qui passent entre Kharoubet El Harcha et le Douar El Khiana, suivant la direction NE-SW à l'extrémité Nord de Djebel Boukhadra.

Hydrologiquement parlant, le comportement des terrains existants à Boukhadra se résume comme suit :

- Les terrains triasiques contenant du gypse et du sel, et du fait de leur hétérogénéité présentent un aspect perméable et facilitent les infiltrations des eaux, leur circulation les rend saumâtre et ne peuvent convenir qu'à l'emploi industriel.
- Les calcaires massifs de l'Aptien sont toujours très fissurés en affleurement et constituent un terrain favorable à la circulation et l'accumulation des eaux souterraines.
- Les marnes qui forment malheureusement la plus grande surfaces affleurant dans la région sont imperméables et toutes les eaux de pluies ruissellent ou s'évaporent.
- Les terrains quaternaires n'ont pas une importance hydrologique.

Les études hydrogéologiques entreprises par la DHW de la wilaya de Tébessa ne révèlent aucune nappe aquifère en eau potable exploitable dans la région minière de Boukhadra. Toutefois, il y a lieu de noter que les synclinaux calcaires sont des réservoirs naturels d'eau et à leur pied apparaissent des sources qui sont fréquemment localisées sur de petites fractures.

L'on a ainsi les points d'eau d'Ain Chania, à l'extrémité fracturée du synclinal de même nom, les sources d'Ain Safsaf, A Malga, A Chegaga, Ain Menahla etc..., au pied de Haoud Es Sghir et celle d'Ain Bettik, au pied de Haoud El Kebir. Au Sud Est, l'Ain Oudei El Ma est un exutoire de l'eau accumulée dans les calcaires à Incérâmes du Sénonien.

A Boukhadra, d'anciens travaux de recherche ont recoupé des circulations d'eau dans les calcaires Aptiens (A. Si Hamed).

I.4 Minéralisation du gisement de Boukhadra

I.4.1 Nature du minerai exploité

Le gisement du minerai de fer de Boukhadra est de forme lenticulaire de type hydrothermale sédimentaire d'une longueur variable de 900 à 2200 m et d'une puissance allant de 10 à 50 m ; sa minéralisation est de type fer hématite de formule chimique (Fe_2O_3) ; sa teneur moyenne est supérieur à 50 % (ArcelorMittal Tébessa, 2012). Le tableau 3 montre la composition chimique du minerai de fer de Boukhadra. [12]

I.4.2 Isométrique des solides de la minéralisation.

Il n'y a pas de cartographie suffisamment complète de la lithologie et des structures (failles, dykes, etc.) pour interpréter les contacts lithologiques et construire un modèle géologique complet. De même, le modèle de la minéralisation ne prend pas en compte les contrôles lithologiques et structuraux locaux. Afin d'améliorer les futurs modèles, AMEC suggère une cartographie litho-structurale détaillée des épontes. Les bénéfices comprennent :

- Meilleure prédiction de la géométrie de la minéralisation
- Meilleure prédiction de la stabilité des talus et évaluation géotechnique.
- Meilleure prédiction de la qualité chimique (CaO et SiO₂) de la dilution.

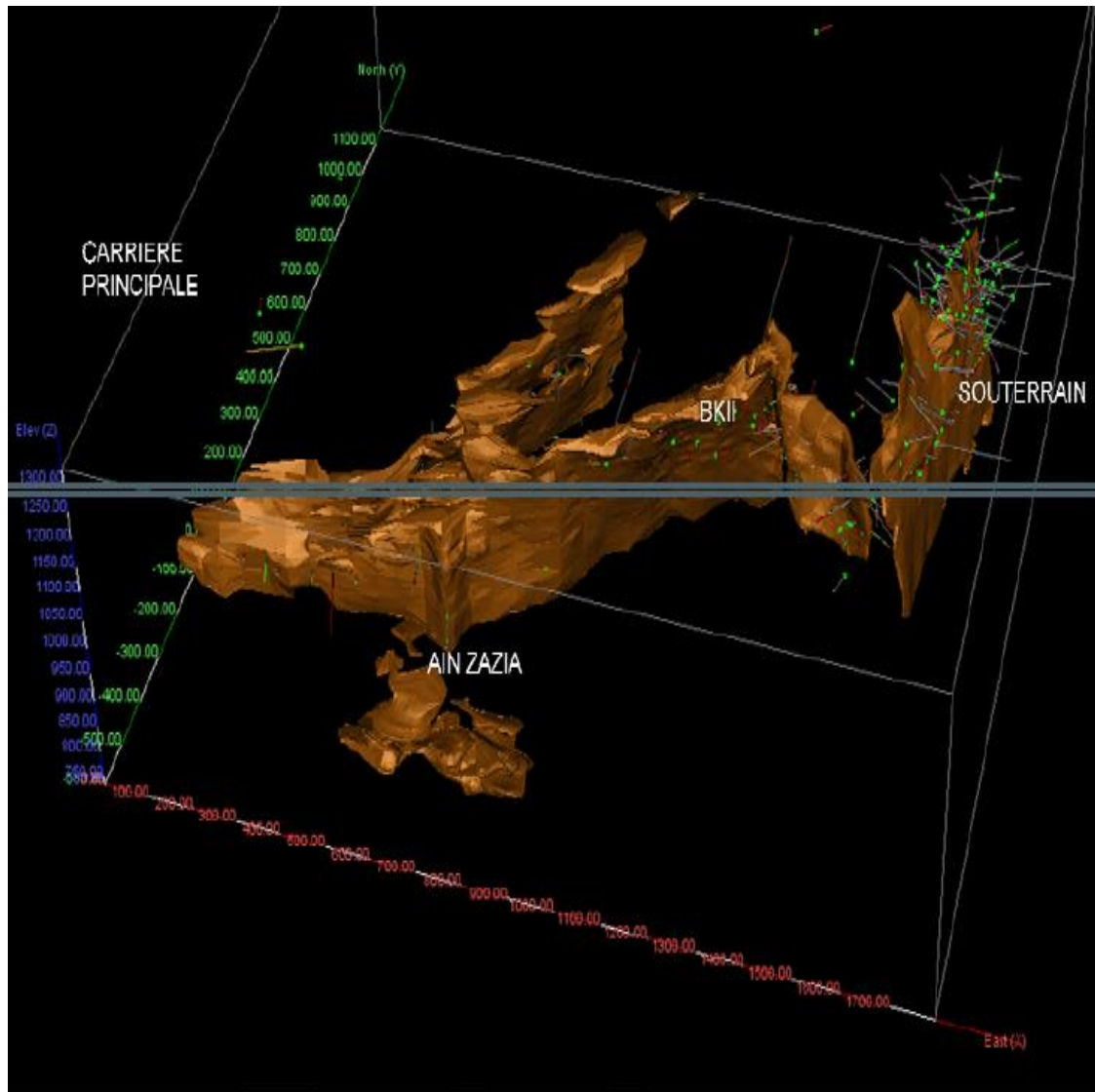


Figure I.14 Vue isométrique du corps minéralisé, Boukhadra. [11]

I.5 Donne des départs [13]

I.5.1 Qualité du minerai

Type : Minerai hématitique de formule chimique Fe_2O_3 et de densité $d = 2.7$
La teneur en Fer varie de 51-54 %.

SiO₂ : 6 à 9 %. **CaO** : 3.5 à 8 %. **Mn** : 2.0 à 3 %. **MgO** : 0.2 à 0.40%.

S : 0.04 à 0.10 %. **P** : 0.002 à 0.01 %. **Pb** : 0.005 à 0.02 %.

Zn : < ou égale 0.01 % **H₂O** : 2 à 6 %. **Na₂O + K₂O** : 0.05 à 0.3%.

Al₂O₃ : 0.5 à 0.8 %. **P.F** : 6 à 10 %.

I.5.2. Caractéristiques physiques et mécaniques des roches stériles et minéral de Boukhadra

Tableau I 1 : A donné des caractéristiques physiques et mécaniques de quelques roches stériles et du minéral.

Caractéristiques Roches	Masse volumique (g/cm ³)	Dureté	Cohésion (bars)	Angle de frottement interne (°)	R _c moyenne (Mpa)
Marnes jaunes	2.2	3	0.33	23	20
Marnes minéralisées	2.4	-	2.6	40	
Marnes grises	2.2	4	-	-	
Grès	2.3	4	-	-	
Calcaires	2.6	7	-	50	
Marnes bariolées	1.95	-	0.3	19	
Mineral	2.7	5	-	45	78.4

I.5.3 Les réserves Géologiques et exploitables au 31/12/2020.

Tableau I 2 : Les réserves Géologiques et exploitables au 31/12/2020.

SITES ET QUARTIERS	RESERVES GEO (T)		RESERVES EXP (T)	
	TONNAGE	Fe %	TONNAGE	Fe %
CIEL-OUVERT				
CARRIERE PRINCIPALE	9 084 318	57,15	8082618	55,95
CARRIERE PIC	-	-	-	-
CARRIERE BK II	-	-	-	-
CARRIERE AIN ZAZIA	3 518 316	43,05	3 342 400	42,55
TOTAL CIEL- OUVERT	12 602 634	53,21	11 425 018	52,03
SOUTERRAIN				
3^{ème} PHASE 1105 /1165	2 673 770	54,40	1 194 770	54,07
4^{ème} PHASE 1105 /1045	6 440 000	54,77	6 023 100	54,75
AU DESSOUS DE 1045	11 201 700	55,22	11 201 700	55,22
Total réserves carr-prin non expl à ciel ouvert	13 000 000	57,00	12 395 000	55,86
TOTAL SOUTERRAIN	33 315 470	55,76	30 814 570	55,34
TOTAL MINE	45 918 104	55,06	42 239 588	54,45

Commentaire

Les réserves exploitables de la mine arrêtées au 31/12/2020 sont de l'ordre de **42 239 588** Tonnes dont 12 millions.

Seront extraites par ciel ouvert et 30 millions par le souterrain qui englobe plus de 70 % des réserves globales de la mine.

I.5.4 Plan d'exploitation et de développement Année 2021

Tableau I 3 : Plan d'exploitation et de développement Année 2021

			*1000 T
		U	Année
			2021
A ciel Ouvert	Minerai	T	360
	Stérile mine		3 800
	Stérile ENOF	T	300
	Total Stériles (Mine +ENOF)	T	4100
	Minerai Fond	T	40
Souterrain	Travaux Préparatoires A.H	m	480
	Total Minerai	T	400
	Qualité (Fe)	%	52

35 000T Site Amont
265 000T Site Médian
60 000T Site Aval

200 extension de la carrière
300 000T Site Amont
2 800 000T Site Médian
500 000T Site Aval

300 000T Site Amont

I.5.5 Plan d'exploitation et de développement à ciel ouvert Année 2021.

Tableau I4 : Plan d'exploitation et de développement à ciel ouvert Année 2021.

*1000 T				Mine		ENOF	
Quartier	ANNEE 2021		Taux de découverte	Stérile D'exploit	Stérile de Développe	Stérile D'exploit	Stérile de Développ
	MINER AI	STER ILE		ation	ment	ation	ement
Carrière Principale	Qualité %	Mine rai Mine	%	MINE	MINE	ENOF	ENOF
Extension de la Carrière principale		0	200		0	200	
Site Amont	52	35	600	0	300	0	300
Site Médian	52,5	265	2800	10,6	1500	1300	0
Site Aval	50	60	500	8,3	200	300	0
A ciel Ouvert	52	360	4 100	11,4	1 700	2 100	0
Souterrain 3eme Etages	52	40					
4 ^{ème} étage				T.P 480m			
Total Masse Rocheuse	52	400	4 100		1700	2 100	0
	52	400	4 100		3 800	300	

Tableau I 5 : Récapitulatif du programme des travaux prévisionnel du premier trimestre l'exercice 2021 sur le gisement de BOUKHADRA.

Désignation	Janv	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juil	Aout	Sept	Oct	Nov	Déc	Total
Jours Ouvrables	29	27	25	0	0	0	0	0	0	0	0	0	81
Foration (ml)	5742	5308	4950	0	0	0	0	0	0	0	0	0	16 000
Abattage (T)	114 840	106 160	99 000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	320 000
TV Transporté (T)	155 440	144 720	134 000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	320 000

Dans le but d'atteindre une meilleure production au niveau de la carrière principale ainsi à un taux de découverte acceptable, des travaux de développement des niveaux supérieur doivent être réalisés et qui consistent en extraction d'une masse de stérile équivalant à 1 600 000 de tonnes.

I.5.6 Information sur le consommateur

Le traitement mécanique est assuré par un concasseur giratoire d'une capacité de 300 T/h.

Le minerai concassé est acheminé par une bande transporteuse, jusqu'aux trémies de chargement au niveau de la gare sur une distance de 1 Km d'où il est évacué dans des wagons de 60 t de charge utile vers le complexe sidérurgique (Annaba) qui est notre consommateur.

I.6 Organisation des travaux miniers

I.6.1 Calendrier de travail de la mine

Tableau I 6 : le régime de travail est variable au niveau de la mine entre l'a ciel ouvert et le souterrain.

	Ciel ouvert	Souterrain	Unité
Nombre de jours ouvrables par ans	252	220	Jours
Nombre de jours ouvrables parsemaine	5	5	Jours
Durée d'un poste	8	7	Heures
Nombre de postes par jour	2	2	Heures
Nombre de postes par semaine	10	10	Heures

I.6.2 Production planifiée de la carrière

Elle est fixée à 360.000 t/an. Cependant elle n'a jamais été atteinte. Et ne pourra l'être cette année à cause de la panne de la sondeuse, ce qui a fait arrêter le travail au niveau de la carrière pendant une longue période.

I.6.3 Durée de vie de la carrière

$$D = \frac{\text{Réserve indistrielle}}{\text{productivité de la carrière}}, (\text{ans})$$

$$D = \frac{42.23}{0.36} = 117.3 \text{ ans}$$

I.6.4 Propriétés géo-mécaniques

a Densité

La densité absolue du Djebel Boukhadra est égale :

- Minerai → 2.75.
- Stérile → 2.5.
- Minerai sidérose très dure → 3.2.

b Dureté :

La valeur de la dureté du massif est égale :

- Minerai $\rightarrow f = 6$.
- Stérile (calcaire) $\rightarrow f = 6 \div 7$.
- Marne grise $\rightarrow f = 4 \div 6$.
- Marne grés $\rightarrow f = 5 \div 7$.
- Marne gypseuse et grise $\rightarrow f = 3 \div 5$.
- Marne gypseuse érodée $\rightarrow f = 1 \div 2$.

c Texture :

La texture du minerai est finement poreuse ou concrétionnée.

d Abrasivité :

Elle est faible sauf les endroits où en rencontre du quartz.

e Coefficient de foisonnement :

La valeur de Kf est égale à : $(1.2 \div 1.4)$

f Porosité :

La porosité du minerai de fer est de l'ordre de 2 %.

g Humidité :

L'humidité en période sèche est de l'ordre de 0.5 %.

En saison de pluie, elle augmente de 2 à 6 %.

k Epaisseur :

Le fer massif a une épaisseur qui varie selon les profils, de 10 à 50 m.

l Découverte :

Le minerai du fer affleure ; il n'y a pratiquement pas de découverte.

I.7 CONCLUSION

La nature sédimentaire du terrain étudié fait qu'il existe une anisotropie très marquée liée à leur dépôt, cette anisotropie caractérisant donc la matrice rocheuse, est souvent désignée par des joints de stratification qui forment des plans de glissement naturels.

Les deux phases tectoniques qui ont marqué la zone de Boukhadra ont causé plusieurs failles et fissures ce qui crée des difficultés pour l'exploitation et on remarque cela surtout à l'axe nord qui est situé dans une zone tectonique de broyage.

L'eau n'a pas d'influence sur les ouvrages de la mine de Boukhadra parce que le niveau hydrostatique est en dessous de la zone d'exploitation.

Les discontinuités dans le massif rocheux méritent d'être quantifiées pour mieux comprendre les sollicitations dans certaines zones d'instabilité dans les différents ouvrages de la mine de Boukhadra.

PARTIE

MINIÈRE

II.1 Ouverture

II.1.1 Généralités

Avant de procéder à l'exploitation à ciel ouvert ou souterraine d'un gisement, il convient d'exécuter des creusements pour accéder à celui-ci et permettre l'emploi de moyens de transport entre les terrains productifs et la surface du sol.

La résolution et la réalisation pratique de la découverte d'un gisement prédétermine pour longtemps et parfois définitivement l'agencement de l'exploitation de la carrière et sa rentabilité. Concernant ce problème une signification particulière est à retenir pour : le type et la disposition mutuelle des ouvrages d'ouverture (mode d'ouverture) ; la hauteur du gradin ; la direction de progression des travaux miniers dans l'espace, qui prédétermine l'emplacement des ouvrages miniers d'ouverture.

II.1.2 Aperçu théorie

L'ouverture des horizons des travaux miniers se réalise à l'aide d'ouvrages miniers spéciaux.

L'ouverture d'un gisement a pour but d'assurer les moyens de transport au flux formé sur les gradins, afin de permettre le déplacement des charges à partir des niveaux intermédiaires.

L'ouverture d'un gisement se fait par le creusement des tranchées d'accès au gîte et des tranchées de découpage qui permettent le champ de la carrière à l'exploitation, ainsi ces dernières permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

Les ouvrages d'ouverture débutent de la surface ou à partir du niveau de travail préalablement ouvert et finissent au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon considéré.

L'ouverture doit assurer généralement :

- La productivité de la carrière ;
- L'économie du travail ;

- La sécurité de travail ;
- La minimisation du prix de revient, pour 1 m³ de minerai ;
- L'assurance de la bonne continuité des travaux d'exploitation.

Le choix des méthodes d'ouvertures fait grande partie du projet de la carrière et détermine les indices technico-économiques de l'entreprise, pendant le choix du mode d'ouverture il faut tenir compte des facteurs suivant :

- Relief de la surface du sol ;
- Caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement ;
- Dimension du champ de la carrière ;
- Mécanisation des travaux minière ;
- Rendement de la carrière.

Le mode de découpage adopté selon les conditions géologiques du gisement est en corrélation avec l'emploi d'une méthode d'exploitation le plus rentable, ainsi qu'un bon fonctionnement des engins et un régime favorable.

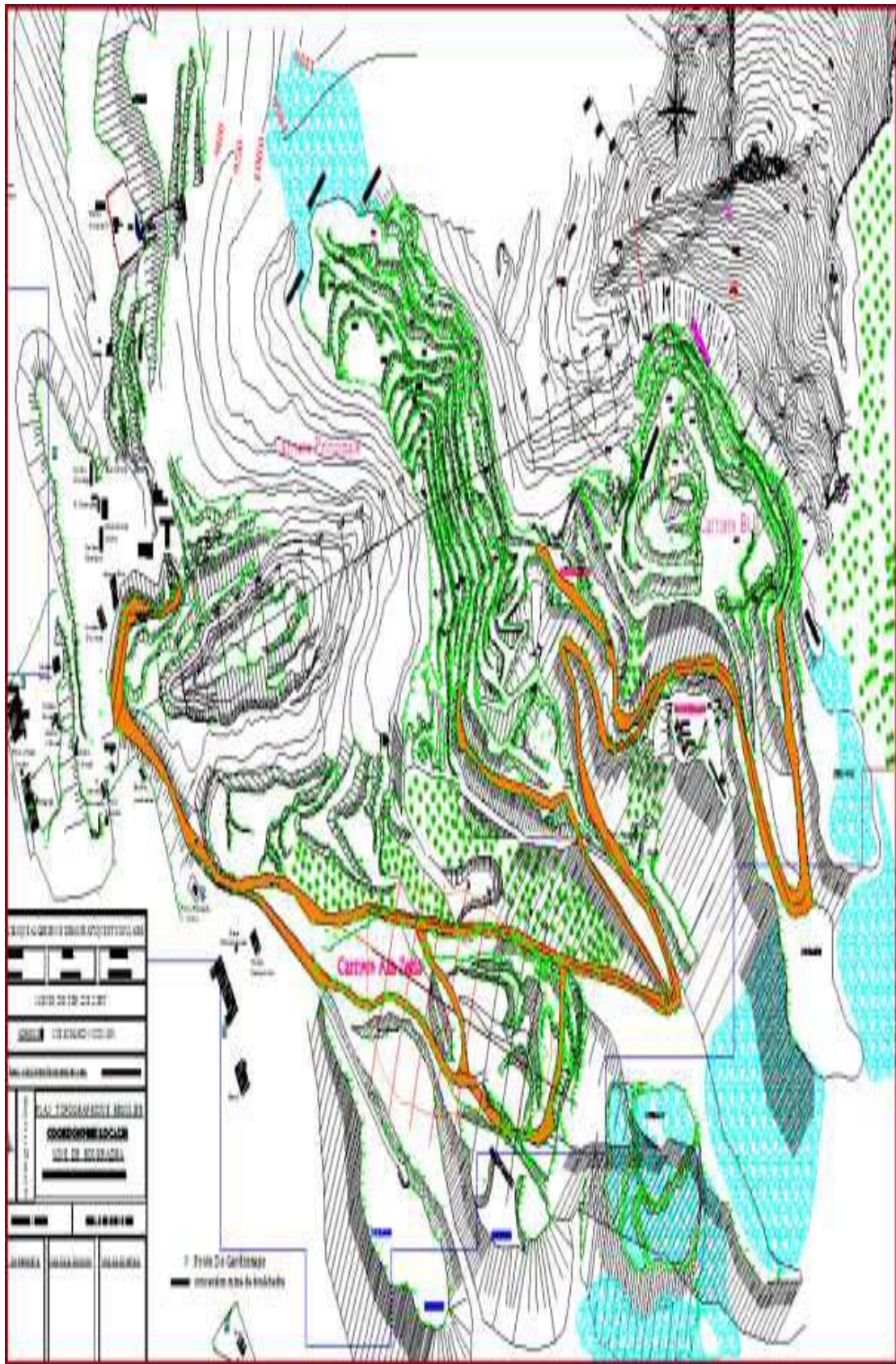


Figure II 1 Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra.

II.1.3 Choix du mode d'ouverture [15]

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert, il est nécessaire de choisir le mode d'ouverture rationnel qui répond aux conditions les plus efficaces de l'exploitation.

Généralement réouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, technico-miniers et économiques :

II.1.3.1 Les facteurs géologiques

- Relief de terrain.
- Forme et dimensions du gisement.
- Puissance, profondeur et angle pendage de gîte.

II.1.3.2 Les facteurs technico-miniers (organisationnels)

- Productivité de la carrière.
- Durée de service de la carrière.
- Moyen de mécanisation et sécurité de travail.

II.1.3.3 Les facteurs économiques

- Dépenses capitales de la construction de la carrière.
- Rendement.
- Les indices économiques de l'exploitation.

II.1.3.4 Le choix du schéma d'ouverture doit assurer

- Le fonctionnement des engins au régime favorable.
- L'exploitation du gisement la plus rentable.
- La production planifiée.
- La sécurité du travail.

L'ouverture des gisements par mode à ciel ouvert dans une région montagneuse consiste à réaliser un ouvrage minier (demi-tranche d'accès) partant de la base de la dépression (niveau où sont généralement installées les usines et stations de concassage) jusqu'à son sommet.

Etant donné que le gisement destiné à l'extraction de minerai de fer de la mine de Boukhadra est à relief montagneux, le mode d'ouverture distingué à ces types de gisements l'ouverture se fait par demi-tranchées " de bas vers le haut ".

Le minerai le plus bas étant 1048 m à la position du concasseur nous devant atteindre le sommet de la montagne dont l'altitude est de 1227 m.

Le choix de la forme du tracé dépend de la pente et des dimensions du flanc de coteau et de la demi-tranchée. Dans les carrières à relief montagneux, on utilise les tracés suivant :

- Tracé en serpentín ;
- Simple ;
- Rarement spirale.

Dans le cas de notre mine, la forme de la demi-tranchée est en serpentín.

II.1.4 L'ouverture de la carrière

Les carrières exploitant des gisements de type haut (gite disposé plus haut que le niveau de la surface dominante) ont un seul bord de travail, l'autre bord étant absent, ainsi le contour de la carrière n'est pas fermé.

Pour les gites qui affleurent sur les flancs de pentes moyennes et raides $> (15^\circ \div 20^\circ)$, on fait d'habitude l'exploitation de haut en bas. Dans ce cas nous devons creuser des tranchées d'accès pendant la période de construction de la carrière jusqu'au gradín supérieur.

En examinant le corps de minerai et sa situation (à flancs de coteau) nous choisissons des demi-tranchées d'accès à tracé en serpentín simple. On utilise les déblais pour assurer la bonne stabilité de ces dernières.

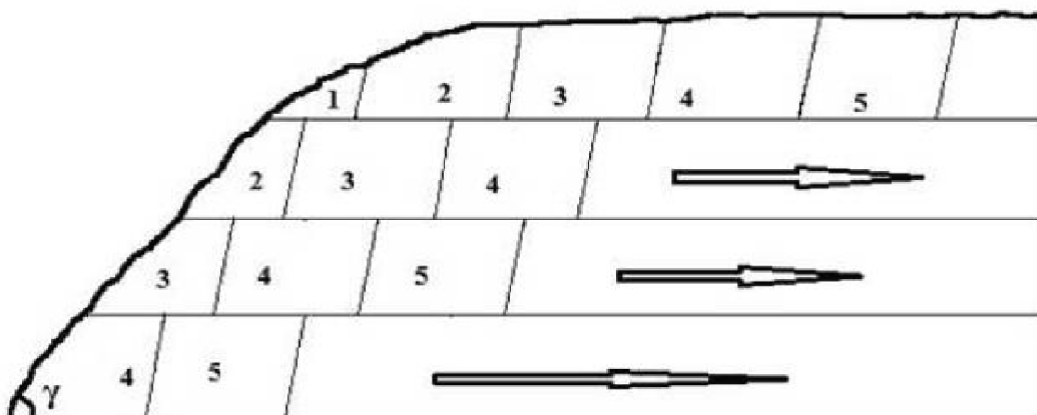


Figure II.2 Schéma représentatif de l'organisation des enlevures.

L'ouverture est faite pour le 1^{er} quartier (quartier principal) et on passe aux quartiers suivants.

Le creusement de la demi-tranchée se fait du bas vers le haut. Le bulldozer déplace la masse abattue sur le flanc de coteau. On utilise le bulldozer Caterpillar.



Figure II.3 Bulldozer Caterpillar D10T2.

Tableau II.1 Caractéristiques du Bulldozer Caterpillar D10T2.

Paramètres	Unité	Valeur
Poids en ordre de marche	66451	Kg
Poids en ordre d'expédition	48263	Kg
Vitesse en marche avant	4 ÷ 12.7	kg/h
Vitesse en marche arrière	5.2 ÷ 15.8	kg/h
Longueur de transport	5.324	M
Largeur de transport	3.736	M
Hauteur de transport	4.356	M
Type de lame	-	U
Largeur de chenilles	610	Mm

II.1.4.1 Calcul du rendement du bulldozer

Le rendement du bulldozer est établi par la formule :

$$Rb = \frac{3600 * T_p * K_u * V_b}{T_{cy} * K_f} \cdot \frac{m^3}{\text{poste}}$$

Où :

V_b : volume du prisme d'arrachement pour une puissance de 150-300 ch.

$$\Rightarrow V_b = 8 \text{ m}^3.$$

T_p : durée d'un poste, $T_p = 8 \text{ h}$.

K_u : coefficient d'utilisation du bulldozer, $K_u = (0.7 - 0.85)$

$$K_u = 0.8$$

K_f = coefficient de foisonnement des roches, $K_f = 1.4$ T_{cy} : durée du cycle du bulldozer.

$$T_{cy} = t_{at} + t_{dépl.} + t_{ret} + t_{aux}$$

Où :

$$T_{at} : \text{temps d'attaque de la roche ; } T_{at} = \frac{3.6 * L_a}{V_1}$$

L_a : distance d'attaque $\Rightarrow L_a = (6 \div 10)$ m.

V_1 : vitesse de déplacement durant l'attaque, $V_1 = (2 \div 2.5)$ km/h.

$$T_{at} = \frac{3.6 * 8}{2} = 14.4 \text{ sec}$$

$t_{\text{dépl}}$: temps de déplacement et de transport de la roche.

$$t_{\text{dépl}} = 3.6 * \frac{L_t}{V_2}$$

L_t : distance de transport, $L_t = (20 \div 30)$ m.

V_2 : vitesse de déplacement, $V_2 = (2 \div 3)$ km/h.

$$t_{\text{dépl}} = 3.6 * \frac{25}{2.5} = 36 \text{ sec}$$

t_{ret} : temps de retour en position de départ (initiale).

$$t_{\text{ret}} : 3.6 (L_a + L_t)/V_3$$

V_3 : vitesse de retour, $V_3 = (8 \div 10)$ km/h

Soit

$$V_3 = 9 \text{ km/h.}$$

$$t_{\text{ret}} : 3.6 (8 + 30)/9 = 15.2 \text{ sec}$$

t_{aux} : temps auxiliaire, $t_{\text{aux}} = 15$ secondes.

$$\Rightarrow t_{\text{cy}} = 14.4 + 36 + 15.2 + 15 = 80.6 \text{ sec.}$$

$$Rb = \frac{3600 * 8 * 0.8 * 8}{80.6 * 1.4} = 1633.46 \frac{\text{m}^3}{\text{poste}} ..$$

II.1.4.2 Les phases de creusement de la demi-tranchée

1ère phase

Forage des trous à l'aide du marteau perforateur afin de créer une banquette sur laquelle repose la sondeuse.

En fonction de la forme du relief, le schéma de la disposition des trous qui doivent être forés par les perforateurs à main, doit être adéquat afin de créer les conditions favorables pour faire évoluer la sondeuse. Il faut que la

géomètre précise les points de la disposition des arêtes supérieures et inférieures de la tranchée.

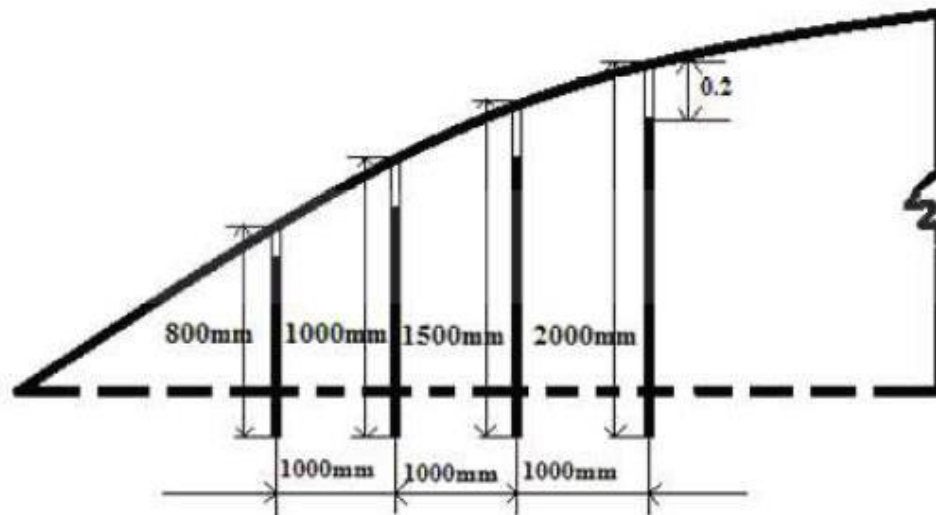


Figure II.4 Plan schématique de la disposition des trous à la limite de la plate-forme creuse en 1ère phase.

2ème phase

Culbutage par l'intermédiaire du bulldozer des roches abattues par le tir ; ensuit ce dernier creuse grâce à sa lame, la banquette suivant l'avancement réalisé.

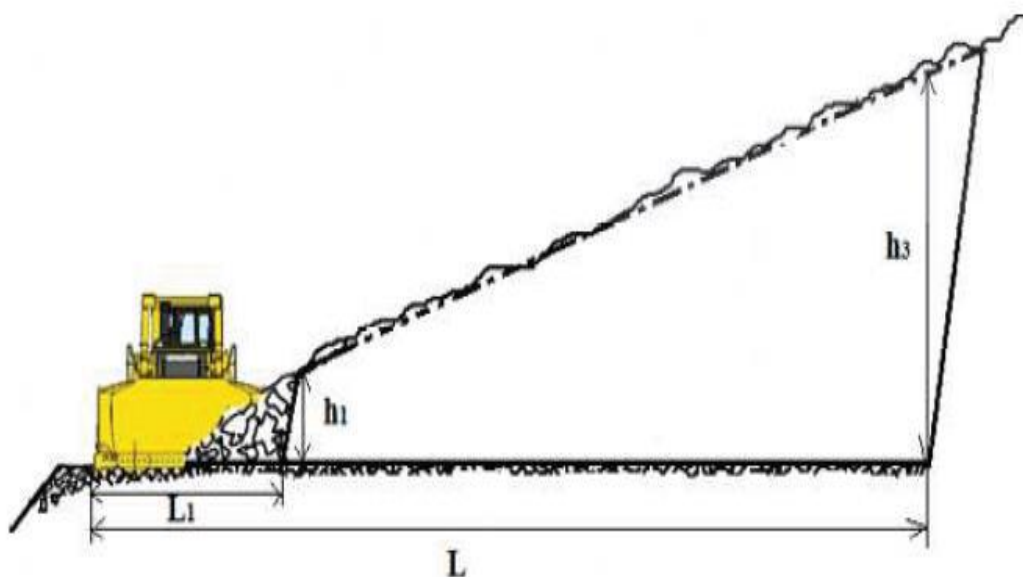


Figure II.5 Culbutage des roches par bulldozer.

3^{ème} phase

Elargissement de la banquette par une sondeuse Crawlair qui fore des trous horizontalement dans le talus latéral de la demi-tranchée déjà creusée.

La profondeur du forage doit nécessairement assurer la largeur de la voie de transport projetée.

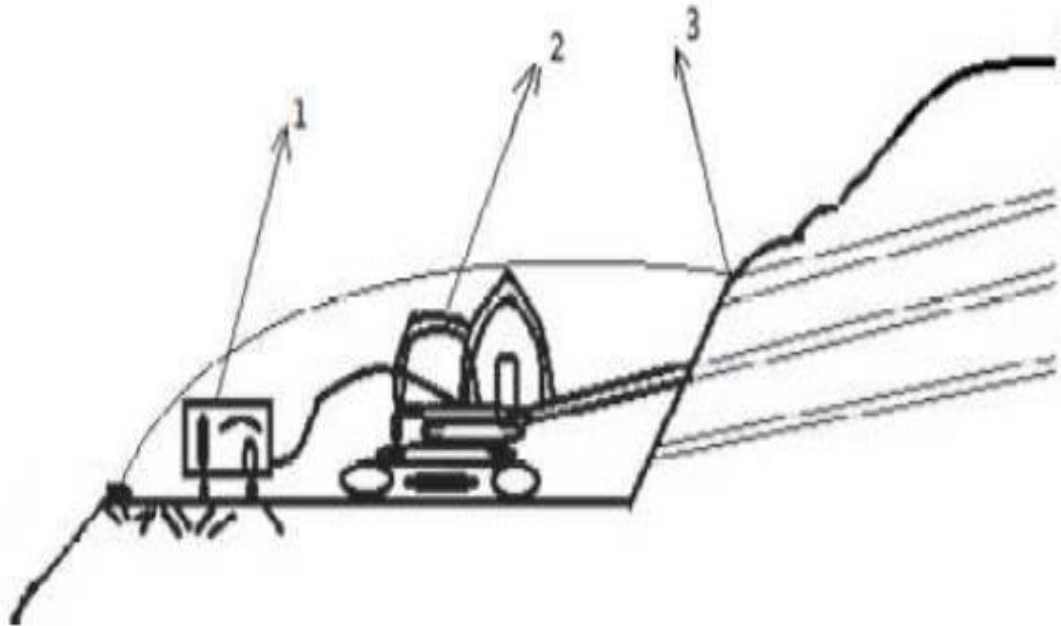


Figure II.6 Forage des trous de relevage

Légende :

- 1 : Un compresseur.
- 2 : Le Crawlair.
- 3 : Les trous de relevage.

4^{ème} phase

Le bulldozer dégage le tas de roches abattues. On obtient ainsi la voie de transport.

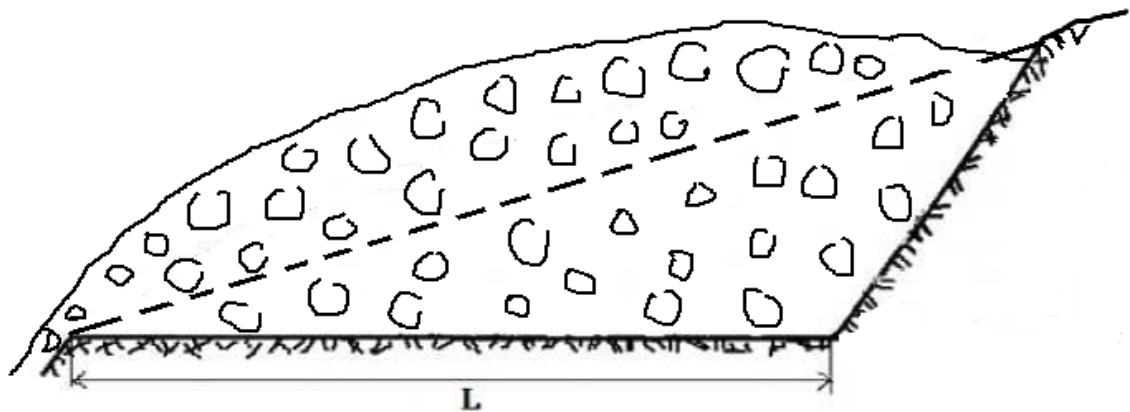


Figure II.7 Tas de roches abattues.

- Position finale de la demi-tranchée d'accès :

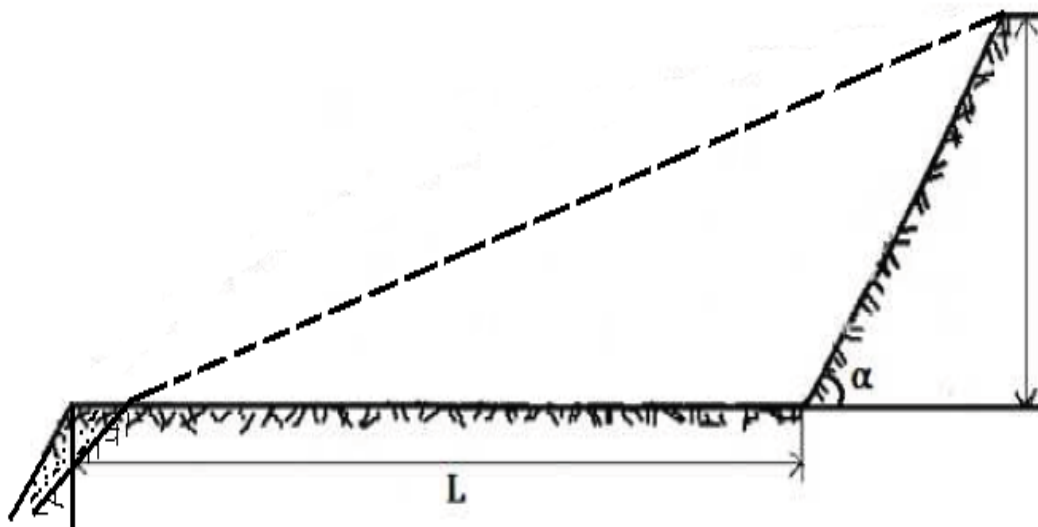


Figure II.8 Position finale de la demi-tranchée d'accès.

Où :

St : Section totale réalisée par marteau perforateur et Crawlair.

Les plates-formes de travail sont liées avec les demi-tranchées inclinées, horizontaux et conjonctives. Ces dernières passant par chaque gradin ou par des horizons de concentration qui desservent plusieurs gradins ou sous-gradins.

II.1.4.3 Les paramètres qui caractérisent une demi-tranchée

A. Largeur de la demi-tranchée

L : Largeur de la demi-tranchée d'accès par mètre, cette valeur dépend des

paramètres suivant :

A : est la berme de sécurité de chute de pierres (m).

$A = 1 \div 2$ m, dans les conditions de la carrière de Boukhadra ; $A = 1$ m

F : est largeur de la chaussée du transport (m) ; $F = 5.67$ m

Dans les conditions proposées dans la carrière de Boukhadra, la largeur de la chaussée de transport à deux voies ; $2F = 11.34$ m.

D : est la largeur des accotements (m).

$D = 1 \div 2$ m, dans les conditions de la carrière de Boukhadra ; $D = 1$ m.

d : la distance entre les deux camions ; $d = 1.5$ m.

E : est la largeur de la digue de protection ; $E = 1,5$ m. Donc :

$$L = A + D + d + 2 F + E, m$$

$$L = 1 + 1 + 1.5 + 2 (5.67) + 1.5 \quad L = 16.34 \text{ m}$$

Remarque : dans les parties de raccordement la largeur de la demi-tranchée d'accès atteint de $(14 \div 24)$ m.

L_1 : largeur de la partie tirée à l'explosif et décapée à l'aide de la bull ; $L_1 = 4$ m.

β, ω, δ : sont des angles dépendants de la forme de terrain et les mesures.

On trouve :

- $\tan\beta = h_1/L_1 \Rightarrow \beta = \tan^{-1} (h_1/L_1)$
- $\omega = 90 - \beta$
- $\delta = 180 - (\omega + \alpha)$

α : l'angle de talus de la demi-tranchée dans notre condition en prend ($\alpha = 80^\circ$) pour assurer la stabilité de la demi-tranchée.

B. Longueur de la demi-tranchée d'accès Théoriquement

On a la déterminée par la formule suivante :

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

Où :

H_f : Niveau supérieur de la demi-tranchée d'accès 950 (m).

H_i : Niveau inférieur de la demi-tranchée d'accès 938 (m).

i : Pente directrice de la demi tranchée d'accès (0.08 0.12) chaque 100 mètre ;

Dans la mine de Boukhadra $i = 8\%$.

K_a : Coefficient d'allangement du tracé ; il dépend du type de jonction et de la forme de tracé :

Tableau II.2 : Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès.

Type de jonction	Coefficient d'allangement;
Raccordement à pente directrice	1.1 1.2
Raccordement à réduction de la déclivité	1.2 1.4
Raccordement à paliers	1.4 1.6

Dans la mine de Boukhadra le type de jonction se fait à Raccordement à paliers donc :

$$K_a = 1.4$$

$$L = \frac{950 - 938}{0.08} * 1.4 = 210 \text{ m}$$

C. Hauteur finale de la tranchée d'accès :

$$L = \frac{H_f}{i}, m$$

$$H_f = L * i, m.$$

$$H_f = 210 * 0.08 = 16.8 \text{ m.}$$

H_f : Hauteur finale de la tranchée d'accès, $H_f = 16.8$ m.

i : Pente ou inclinaison.

II.1.4.4 Les étapes de l'ouverture

Pour assurer la communication entre les divers points de chargement et de déchargement, on effectue l'ouverture de l'horizon de travail, c'est-à-dire, on creuse des demi-tranchées.

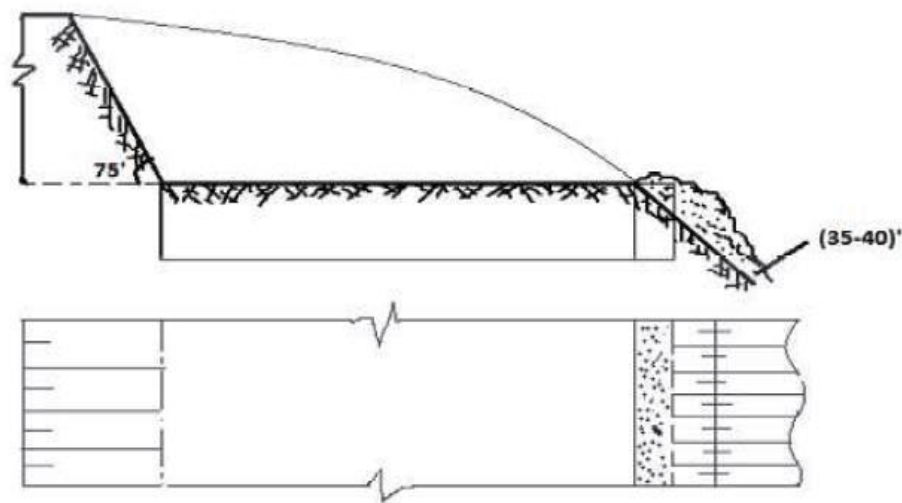


Figure II.9 Schéma de la demi-tranchée d'accès.

Eléments d'une demi-tranchée :

- Longueur de demi-tranchée ;
- Largeur de demi-tranchée ;
- Angle du talus du bord (et longueur du tracé) ;
- Pente longitudinale (largeur du pied) ;
- Son volume.

De même que :

- Profondeur de la tranchée (déterminée par la hauteur du gradin et par la profondeur totale de la carrière).
- On prend l'angle du bord ($\gamma = 60^\circ \div 75^\circ$), ce qui assure une meilleur stabilité.

- Il dépend de la durée de vie en association avec les propriétés physicomécaniques de la roche (dureté, fissurité,...), et même de la profondeur de la tranchée.
- La largeur du fond est égale à 18 m. Elle est choisie en fonction du type de transport, nombre de voie de circulation (2 voix dans nos conditions), et des caractéristiques des engins de transport et de chargement (gabarit) ; cette valeur augmente pour les raccordements (20 à 24 m). Aussi elle dépend des propriétés physiques des roches et du mode de creusement.
- En fonction de la topographie et du type de transport la pente longitudinale est à (8 – 10 %). Elle correspond aux moyens de transport circulant dans la carrière.

Pour ouvrir le sommet, la pente peut atteindre 10 %. Car on creuse des demi-tranchées dressantes. Elle servira pour les engins auxiliaires.

II.1.5 Méthode d'exploitation

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement des stériles et de minerai dans un ordre bien déterminé.

Il caractérise le développement des travaux préparatoires, de découverte, et d'extraction, dans le temps et dans l'espace. Les travaux de découverte et d'extraction se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail. Le type et paramètres des engins utilisés déterminent le mode de préparation, de chargement et de transport de la masse minière.

Les éléments des systèmes d'exploitation sont composés de gradins, d'enlèvement, de plateforme de travail...etc. Les principaux indices d'une méthode d'exploitation sont : la vitesse d'avancement des chantiers, la vitesse d'avancement des fronts de travail, la vitesse d'approfondissement, la production annuelle, les taux de pertes et de dilution du minerai.

En tenant compte des conditions géologiques, minières, et économiques, certains chercheurs ont proposé de classer les systèmes d'exploitation à ciel ouvert. Parmi les classifications des systèmes d'exploitation on a retenu celle, de Rjevsky et Sheschko qui sont les plus connues et les plus utilisées. [14]

La préparation des roches à l'extraction par travaux de forage et de tir doit répondre aux exigences suivantes :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches.
- État normal du pied du gradin.
- Formation du tas de la masse minière.
- Action sismique minimale.
- Dépenses minimales et grande sécurité.

En général, on distingue les méthodes d'exploitation suivantes :

- Méthodes d'exploitation sans transport.
- Méthodes d'exploitation avec engin de transport.
- Méthodes d'exploitation avec transport des déblais.
- Méthodes d'exploitation combinées.

Dans la mine du Boukhadra, la méthode d'exploitation appliquée est dite par fonçage de haut vers le bas.

II.1.5.1 Choix de la méthode d'exploitation

Le choix de la méthode de l'exploitation dépend des facteurs suivants :

- a. Caractéristiques géométriques et miniers du gisement.
- b. Le nombre et la puissance de chaque gîte.
- c. L'angle de pendage du gîte.
- d. Production planifiée en minéral utile.
- e. Mode d'ouverture.

Selon le plan topographique, le site de Boukhadra est caractérisé par un relief montagneux avec un angle de flanc de coteau qui varie entre 35° à 40°.

Selon la classification de l'académicien REJEVSKY pour ce type de gisement, on adopte la méthode de fonçage avec l'exploitation du haut vers le bas. Elle commence par la préparation du sommet avec un seul bord d'exploitation, afin d'avoir une plate-forme de travail suffisante pour l'emplacement des engins. Au fur et à mesure qu'on avance sur le gradin supérieure ; on ouvre le gradin inférieur à partir de ce niveau. L'accès au

gisement s'effectue par demi-tranchée commune de façon à faciliter le trafic des engins de chargement et les engins de forage.

II.1.5.2 Choix et argumentation des structures de la mécanisation complexe

Sous la mécanisation complexe, on comprend telle méthode d'exploitation ou tous les processus principaux, auxiliaires et toutes les opérations sont radicalement mécanisées et l'application de ces engins et des machines suivant leur puissance, leur rendement et dans une intercalation stricte assurant le rendement de tout le cycle de production.

La mécanisation complexe des travaux miniers caractérise le degré supérieur de la mécanisation, dont les travaux manuels sont éliminés non seulement pour les processus de base, mais également pour ceux auxiliaires. Afin d'atteindre les meilleurs indices technico-économiques d'exploitation, pour cela, la mécanisation doit être non seulement complexe, c'est-à-dire possédant des objectifs multiples, mais aussi complète.

Principaux nécessaires. Les calculs prévoient les engins de réserve ou la réserve nécessaire de leur rendement.

II.1.5.3 Les éléments de la méthode d'exploitation

Les éléments du système d'exploitation sont composés de :

- Gradins.
- L'enlevure.
- Plate-forme de travail.
- Terril intérieur.

Dont les éléments qui définissent un système d'exploitation sont :

- La hauteur des gradins.
- Largeur d'enlevure.
- Largeur des plates-formes de travail.
- Le nombre des gradins en activité.
- Le nombre des rampes de liaison.
- La longueur des fronts de travail.
- Les dimensions des terrils intérieurs.

II.1.5.4 Les principaux indices d'une méthode d'exploitation

Les principaux indices d'une méthode d'exploitation sont :

- La vitesse d'avancement des chantiers.
- La vitesse d'avancement des fronts de travaux.
- La vitesse d'approfondissement.
- La productivité annuelle.
- Les taux de pertes et de dilutions du minerai.

II.1.5.5 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation

1. La hauteur du gradin : « H_{gr} »

- La hauteur du gradin est dite rationnelle si on assure :
- Une productivité exigée en minéraux utiles.
- Un rendement efficace des équipements miniers.
- Les dépenses minimales pour les travaux miniers.
- La sécurité de travail totale.

La hauteur du gradin influe énormément sur les indices d'exploitation suivants :

- La qualité des minéraux utiles extraits.
- Vitesse d'avancement du front de la carrière.
- volume des travaux de construction de la carrière.
- Angle de bord de la carrière.

D'après la dureté des roches, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement maximal de l'excavateur :

1. Roches tendres, $H_{gr} \leq H_{c.max}$

2. Roches dures, $H_{gr} \leq 1.5 H_{c.max}$

Où:

H_{gr} : hauteur du gradin.

$H_{c.max}$: la hauteur de creusement maximal de l'engin d'extraction.

Dans les conditions de la mine de Boukhadra, on utilise l'extraction des roches par travaux de forage et de tir lors des roches dures.

$$H_{gr} \leq 1.5 \cdot 10 = 15 \text{ m.}$$

Alors la hauteur des gradins est de 15 m.

Là on remarque qu'au niveau de la carrière de Boukhadra la hauteur de gradin adoptée est de 10 m. Ce qui s'explique par des raisons de sécurité vue l'approximité de la taille par rapport à la déférente installation afin de réduire l'effet séismique.

2. Angle du talus :

A / L'angle du talus du gradin pour le cas du Boukhadra est pris entre $\alpha = 80^\circ \div 85^\circ \Rightarrow$ On prend $\alpha = 80^\circ$. (Seuil minimal, vu l'impact du tir sur la stabilité).

B / Largeur d'enlevure Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propriétés des roches.
- Le mode d'abattage des roches.
- Type et dimensions des engins de chargement.

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à explosive () ...

$$A = w + (n - 1) b, \text{ m.}$$

w : Ligne de moindre résistance, $w = 6.48 \text{ m}$.

n : Nombre de rangé, $n = 1$.

b : Distance entre deux rangés. $B = 0$.

$$\text{Alors : } A = 6.48 + (1-1) \cdot 0 = 6.48 \text{ m.}$$

On adopte $A = 6.48 \text{ m}$.

3. Largeur de la plate- forme de travail La largeur de plate- forme de travail

Est déterminée en fonction de :

- Propriétés physiques et mécaniques des roches
- Dimension du tas des roches abattues
- Paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Lors de l'emploi de l'abattage des roches par travaux de forage et de tir, la plate-forme de travail se calcule par la formule suivante :

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

A : Largeur d'enlevure ; $A = 6.48 \text{ m}$;

X: Largeur réduite du tas de roches abattues; m

$$X = 15 \left(\frac{q_{et}}{\gamma} \right) \sqrt{H_{gr} \cdot A}; \text{ m}$$

Où :

q_{et} : Consommation spécifique étalon, $q_{et} = 0,37 \text{ kg/m}^3$.

γ : Densité de la roche en place, $\gamma = 2,6 \text{ t/m}^3$.

A : Largeur d'enlevure, $A = 6,48 \text{ m}$.

Donc :

$$X = 18.88 \text{ m.}$$

C : La distance de sécurité comprise entre le tas de roches et la bande de transport "T", $C = 3 \text{ m}$.

T : Largeur de la piste pour une circulation à double voie est : $T = 16 \text{ m}$.

$Ba = (3 \div 5) \text{ m}$; On prend $Ba = 4 \text{ m}$.

Z : Largeur du prisme d'éboulement :

$$Z = H_{gr} (\cot \gamma - \cot \alpha) m$$

γ : Angle du talus de liquidation naturelle $\gamma = (35^\circ \div 60^\circ)$

α : Angle du talus de gradin ; $\alpha = 80^\circ$

$$Z = 6 \text{ m}$$

Alors que :

$$L_{pt} = 54.36 \text{ m}$$

4. Longueur de blocs et leurs nombre dans un gradin

Un gradin peut comporter un ou plusieurs chantiers ; chaque partie du gradin exploitée est nommée "bloc" :

1-Tronçon tiré

2-Tronçon foré

3-Tronçon nettoyé.

En pratique ; la longueur du bloc dépend du mode de transport :

- Lors du transport par voie ferrée ; $L_b = 30 \div 800 \text{ m}$.
- Lors du transport par camions ; $L_b = 100 \div 300 \text{ m}$.

Le nombre de blocs dans un gradin est déterminé comme suit :

$$Nb = \frac{L_f}{L_b}$$

Où :

L_f : Longueur du front de travail ; m

Lb : longueur d'un bloc ; m

Dans la carrière de la mine de Boukhadra la longueur du bloc égale à la longueur du front de travail ; c'est alors le nombre de bloc égal à 1 bloc.

II.2 Chargement et transport dans la mine de Boukhadra

Dans une exploitation minière les opérations de chargement et de transport constituent deux processus d'une importance capitale et qui sont fortement liés. Dans ce chapitre nous présenterons d'abord les travaux actuels au niveau de la mine de Boukhadra concernant le chargement et le transport. Ensuite, nous calculons les paramètres des travaux de chargement et de transport. Nous terminerons ce chapitre par une partie sécurité, fort importante en exploitation minière.

II.2.1 Chargement

II.2.1.1 Généralité

Le fonctionnement de la mine à ciel ouvert et conçue est organisé autour des engins choisis pour le chargement des matériaux.

Il est considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de production d'une mine ou carrière à ciel ouvert.

l'opération du chargement consiste à charger le minerai dans l'engins de transport pour être évacuer de la plateforme de travail vers les ateliers de préparation mécanique (station de concassage), dans les roches tendres l'opération de chargement est simultanée avec l'opération d'excavation cyclique ou continue. Dans le cas d'une roche dure l'excavation se fait à l'explosif et le chargement se fait à l'aide de chargeuses et de pelles hydrauliques.

Dans certains cas on déplace les roches directement au terril. Pour leur exécution, on utilise les excavateurs de différents types, chargeuses, scrapers et d'autres engins.

Le choix du type des engins de chargement dans la mine à ciel ouvert se base sur les facteurs suivants :

- Nature des roches.
- Propriétés physico-mécaniques des roches.
- Méthode d'exploitation.
- Production envisagée (planifiée).

II.2.1.2 Les engins de chargement

Les exploitations à ciel ouvert utilisent divers types d'engins d'extraction, les plus courants étant :

- Les roues-pelles
- Les excavateurs à godet
- Les draglines
- Les scrapers
- Les chargeuses

Les pelles mécaniques ou hydrauliques Les quatre premiers sont surtout réservés aux gisements stratiformes horizontaux (lignite, charbon, phosphate, fer etc.)

Notre travail concerne les pelles et aux chargeuses sur pneus qui sont les types d'engins les plus utilisés. [16]

II.2.1.3 Choix de l'engin de chargement

Le chargement dans la mine de Boukhadra s'effectue par deux types d'engins de chargement pelle hydraulique LIEBHERR R9100 sur chenilles, et chargeuse sur pneus « CATRILLAR 990K ».

D'après les caractéristiques mécanique et physique des roches la puissance des engins de chargement et la production planifiés en détache la pelle en travail dans chantier de stérile et la chargeuse en travail en chantier de minerai.

On opte pour une chargeuse Caterpillar 990 K.



Figure II.10 La chargeuse sur pneus Caterpillar 990K.

Tableau II.3 Caractéristiques techniques de la chargeuse sur pneus Cat 990K.

Caractéristique	Unité	Valeur
Type de moteur	-	Car C27 ACERT
Capacité de charge du godet	T	16
Capacité du godet	m ³	8.5
Hauteur max. de déchargement du godet	M	4.06
Vitesse max.	km/h	24.5
Poids	T	80.974
Puissance	Kw	521
Source d'énergie	-	Gas-oil

Tableau II.4 Le chronométrage effectif de la durée des cycles de chargement par chargeuse.

Temps de cycle de la chargeuse est déterminé de la façon suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_m + T_{dch} + T_{ret} \quad ; \text{ sec. [17]}$$

N°	Chargement du godet (sec)	Déplacement du godet (sec)	Déchargement du godet (sec)	Retour au point initial (sec)	Temps de cycle (sec)
1	24	20	13	20	77
2	19	23	14	22	78
3	20	22	12	19	75
4	23	21	12	21	77
5	19	22	15	20	76
6	20	23	11	23	77
7	18	20	14	20	72
8	20	20	13	19	72
9	19	21	14	18	72
10	20	22	15	17	74
Moyenne	20.2	21.4	13.3	19.9	75

II.2.1.4 Calcul du rendement réel d'exploitation de la chargeuse

1. Rendement par poste :

Le rendement d'exploitation postier de la chargeuse est déterminé par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 * E * K_r * \gamma * T_p * K_u}{T_c * K_f} ; m^3/post \quad [18]$$

Ou :

E : Capacité du godet de la chargeuse = 8.5 m³.

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse : (0.6 ÷ 0.9), Soit K_u = 0.8

K_r : coefficient de remplissage du godet : (0.8 ÷ 1.2), Soit K_r = 1

T_p : Durée d'un poste de travail = 8 heures.

γ: Masse volumique du minerai = 2.75 t/m³.

K_f = coefficient de foisonnement de la roche = 1.5

t_c = Temps d'un cycle Moyenne de la chargeuse = 75 s

$$R_{ch} = \frac{3600 * 8.5 * 1 * 2.75 * 8 * 0.8}{75 * 1.5} = 4787.2 , t/post$$

2. Rendement réel de la chargeuse par jour :

$$R_{ch/j} = R_{ch} * n_p, t/jour$$

n_p : Nombre de postes par jour = 2 postes.

$$\Rightarrow R_{ch/j} = 4787.2 * 2 = 9574.4, t/jour$$

$$R_{ch} = 4787.2 / 2.75 = 1740.8 ; m^3/post$$

3. Rendement réel de la chargeuse par mois

$$R_{ch/m} = R_{ch} * n_p * N_j, t/mois$$

n_p : Nombre de postes par jour = 2 postes.

N_j : Nombre de jours ouvrables par mois = 21 jours.

$$\Rightarrow R_{ch/m} = 4787.2 * 2 * 21 = 201062.4 t/mois.$$

4. Rendement réel de la chargeuse par années :

$$R_{ch/an} = R_{ch} * n_p * N_{j.an} , t/an$$

n_p = 2.

N_{j.an} = 252.

$$\Rightarrow R_{ch}/an = 4787.2 * 2 * 252 = 2412748.8 \text{ t /an.}$$

II.2.1.5 Calcul du nombre réel des chargeuses nécessaire

Qui doit assurer la productivité de la carrière à long terme pour 360 000 t/an.

Productivité annuelle de la carrière : 2370060/an.

Donc le nombre de chargeuse est déterminé d'après :

$$N_{ch} = \frac{P_c}{R_{ch}/an} = \frac{360000}{2412748.8} = 0.15$$

Nous prenons 1 chargeuse pour assurer un travail rentable.

$$\Rightarrow N_{ch} = 1.$$

II.2.2 Transport

II.2.2.1 Généralités

Le transport dans une mine à ciel ouvert est une opération technologique adoptée pour le déplacement de la matière abattue du chantier vers le point de déchargement. Le transport des minéraux utiles et des stériles est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des mines à ciel ouvert, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30 à 70% (in KOVALENKO, 1986).

II.2.2.2 Les exigences principales du transport

- La distance minimale à parcourir pour le transport du minerai et du stérile du front de taille jusqu'au lieu de déchargement.
- Les temps morts soit réduits.
- Paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins d'extraction et de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches déplacées.
- Sécurité maximale et rendements maxima.
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

Pour les types de transport, il existe beaucoup de types citant : par camion, à l'aide des convoyeurs, sur rails,... Mais le plus utilisé c'est le transport par camion : il est efficace pour le transport de minéraux dans des distances relativement courtes.

II.2.2.3 Choix de l'engin de transport

Le mode de transport choisis et utilisé dans la mine de Boukhadra est le transport par camions. Les camions utilisés sont de marque CATREPILLAR, ils alimentent la station de concassage et ils sont utilisés pour la mise à terril de stérile.

Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport.

La mine de Boukhadra possède 5 camions dont les caractéristiques techniques, et la caractéristique géométrique du camion **CATERPILLAR775F** et **CATERPILLAR 775 G**



Figure II.11 Camion Caterpillar 775 G.

Tableau II.5 Caractéristiques techniques du camion Cat 775 G.

Caractéristiques techniques		Valeur	Unité
Capacité de charge		64	t
Capacité de la benne		42.23	m ³
Puissance du moteur		615	Kw
Rayon de braquage		23.5	M
Poids totale chargé		111.812	T
Poids à vide		47.174	T
Gabarits	Longueur	10.073	M
	Largeur	5.673	M
	Hauteur	4.108	M

II.2.2.4 Travaux de transport par camion

Le stérile est transporté jusqu'au terril extérieur, et le minerai jusqu'au concasseur où les stocks d'homogénéisation.

Pour ce fait on emploie des camions « Marque : CATERPILLAR 775G ».

La distance de transport de minerai est presque constante ; et on prend pour la période une moyenne $L=0.6$ Km. En niveau 950 m.

Tableau II.6 Chronométrage du temps de cycle du camion.

N°	Temps de chargement (min)	Temps en marche à charge (min)	Temps de déchargement (min)	Temps de marche vide (min)	Temps d'attente (min)	Temps de cycle (min)
1	3.14	5.21	0.35	4.30	1.50	14.50
2	3.50	5.10	0.20	4.50	2.30	15.60
3	4.60	4.80	0.18	3.56	1.20	14.34
4	3.80	5.30	0.25	3.44	1.05	13.84
5	4.85	4.75	0.22	4.43	0.50	14.75
6	4.20	4.01	0.24	4.35	2.10	14.90
7	5.23	4.50	0.19	4.01	1.65	15.58
8	4.41	4.15	0.28	2.55	3.2	14.59
9	3.78	5.05	0.17	3.35	0.55	12.90
10	4.95	4.85	0.27	2.58	0.00	12.65
Moyen	4.24	4.77	0.23	3.72	1.40	14.36

1. Temps de cycle moyen

La durée de cycle moyen est déterminée par la formule suivante :

$$T_{c\text{moyen}} = \frac{\sum Tc}{nc} = \frac{143.65}{10} = 14.36 \text{ min}$$

2. La distance de transport

La trajectoire de camion jusqu'au point de déchargement «concasseur GP 120» aller jusqu' à 600 m.

3. Calcule du rendement du camion :

$$Rc = \frac{60 * G * Kg * Kuc * (Tp - Trc)}{tcc}, \text{ t/post}$$

Où :

G : capacité de charge du camion, G = 64 t

K_g : coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion

T_p : durée d'un poste, $T_p = 8$ heures

K_{uc} : coefficient d'utilisation du camion à cause de l'attente au chargement. La grandeur K_{uc} est déterminée d'après la relation :

$$K_{uc} = 1 - K_c$$

Où :

K_c : coefficient du temps mort des camions en attente près des engins de Chargement, il est déterminé par l'expression empirique suivante :

$$K_c = 0.126 - 0.018 L + 0.001 L^2$$

Soit $L = 600 \text{ m} = 0.6 \text{ km} \Rightarrow K_c = 0.126 - 0.018 * 0.600 + 0.001 (0.600^2) = 0.15$

Où

$$K_{uc} = 1 - K_c = 1 - 0.15 = 0.85$$

t_{rc} : durée des pauses réglementées, $t_{rc} = 1$ heures

t_{cc} : Temps de cycle moyenne d'un parcours 14.36 min

4. Calcul du coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion

$$K_g = \frac{ng}{nc}$$

5. Calcul du nombre de godet dans une benne d'après son volume

$$nv = \frac{K_i * V_b}{V_g * K_{rg}}, \text{godet}$$

Où :

V_b : volume de la benne = 42.23 m³

V_g : volume du godet = 8.5m³

K_{rg} : coefficient de remplissage du godet = 0.95.

K_i : coefficient de remplissage de la benne avec dôme = (1 ÷ 1.25)

Soit $K_i = 1.0$

$$nv = \frac{1.0 * 42.23}{8.5 * 0.95} = 5.22, \text{godet}$$

6. Calcul du nombre de godet d'après la capacité de charge du camion

$$nc = \frac{E * Kf}{Vg * Krg * \gamma}, \text{godet}$$

Où :

K_f : coefficient de foisonnement = 1.4 ;

E : capacité de charge du camion = 64 t;

γ : Masse volumique du matériau = 2.75 t/m³;

$$nc = \frac{64 * 1.4}{8.5 * 0.95 * 2.75} = 4.03, \text{godet}$$

Donc nous prenons le nombre de godet dans la benne du camion égale à 4

Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge sera :

$$ng = \frac{nc + nv}{2}$$

$$Kg = \frac{ng}{nc} = \frac{4}{4.03} = 1.$$

7. Calcul du rendement du camion par poste :

$$Rc = \frac{60 * 64 * 1 * 0.85 * (8 - 1)}{14.36} = 1591.08, \text{t/post}$$

8. Calcul du rendement du camion par mois :

$$Rm = Rc * np * Nj$$

$$Rm = 1591.08 * 2 * 21 = 66825.36 \text{ t/mois}$$

9. Calcul du rendement du camion par année :

$$Ran = Rc * np * Nj/an * Ku$$

$$Ran = 1591.08 * 2 * 252 * 0.4 = 320761.72 \text{ t/an}$$

10. Calcul du nombre de camion de chargement :

$$Nc = \frac{Rch}{Rc} = \frac{4702.5}{1591.08} = 2.95 \text{ camions}$$

$$\Rightarrow N_c = 3 \text{ camions}$$

Donc, le nombre total de camions avec réserve sera :

$$Nct = \frac{Nc}{0.8} = \frac{2.95}{0.8} = 3.68$$

\Rightarrow Nous prenons 4 camions.

II.2.2.5 Avantage du transport par camion

- Grande capacité de la benne
- Pente important
- Rayon de braquage réduit
- Souplesse et manœuvrabilité

II.2.2.6 Inconvénient du transport par camion

- Limitation de la longueur de transport
- Faible rendement du moteur diesel
- Cout d'amortissement élevé
- Entretien assez compliqué

II.3 Concassage**II.3.1 Généralités**

Le minerai extrait du massif présente une granulométrie qui ne répond pas aux exigences de transport par convoyeur, camion ou par train, c'est pour cette raison que n'importe quel type de minerai doit subir un traitement mécanique.

Le traitement mécanique consiste à la réduction des dimensions des roches abattues afin d'obtenir une granulométrie favorable au transport et aux exigences des clients.

Le minerai de fer extrait dans la mine de BOUKHADRA étant de très bonne teneur en fer ne nécessite aucune opération chimique de traitement. Le traitement mécanique est assuré par un concasseur giratoire d'une capacité de 300 t/h.



Figure II.12 Le concasseur giratoire de la mine Boukhadra.

II.3.2 Le principe d'un concasseur giratoire

Il est semblable à celui du concasseur à mâchoires, mais il est composé d'une surface concave et d'une tête conique.

Les deux surfaces sont généralement doublées avec des pièces en acier. Le cône interne a un léger mouvement circulaire, mais ne tourne pas, le mouvement est généré par un excentrique comme avec le concasseur à mâchoires, le matériau chute entre les deux surfaces en étant progressivement écrasé jusqu'à ce qu'il soit

assez petit pour tomber dans l'espace entre les deux surfaces.

Le concasseur giratoire est l'un des principaux types de concasseurs primaires dans les mines ou les usines de traitement du minerai, et sont désignés soit par leur taille, soit par l'ouverture maximale et le diamètre inférieur de la mâchoire mobile, soit par la taille de l'ouverture de réception. [11]

II.3.3 Caractéristiques techniques

La machine, objet de notre étude, est d'une robustesse à toute épreuve, les morceaux à concasser peuvent atteindre 1.2 m et sortent à des dimensions moyennes de 25 à 30 cm. Le concasseur est caractérisé par :

- Construction.
- Principe de fonctionnement.
- Caractéristiques techniques.

Tableau II.7 Les caractéristiques du concasseur giratoire (à cône)

Marque de concasseur	Giratoire MAC CULLY
Type de concasseur	PM 13519 / 36
Puissance	125 KW
Année de mise en exploitation	1931
Source d'énergie	Electrique
Granulométrie	250 a 300 mm
Grosueur max des morceaux	1000 mm
Productivité du concasseur	300 t / h

Le minerai concassé est acheminé par bande transporteuse, jusqu'aux trémies de chargement au niveau de la gare sur une distance de 1 km d'où il est évacué dans des wagons de 60 t de charge utile vers le complexe sidérurgique d'El-Hadjar (Annaba).

PARTIE

SPÉCIALE

L'idée scientifique sur laquelle repose le traitement du problème s'articule sur l'usage des méthodes contemporaines d'abattage à l'explosif. Une bonne gestion de l'énergie du tir dans la partie supérieure du gradin qui réduit à son maximum les zones de fragmentation non réglées est la voie la meilleure pour réduire la sortie des blocs hors-gabarit dans la partie supérieure du gradin. On adopte une démarche rationnelle qui naît de l'observation in-situ et de l'expérience pratique des carrières ex-soviétique.

III.1 Observations in-situ

Suite à notre stage, aux connaissances prés-acquises et à nos observations, un ensemble d'erreurs et de problèmes dans l'exploitation et l'extraction affectent la productivité de la carrière, cela affecte également le processus de chargement, de transport et de traitement, cela conduit finalement à une perte de temps.

Nous avons constaté dans les conditions de la mine de Boukhadra une sortie de hors gabarits, estimée à 20% due essentiellement aux facteurs de fissuration naturelle, et influence des effets arrière du tir dans la partie supérieure d'un gradin.

Une série d'images sont représentées et reflètent l'état du massif avant et après le tir. (Figure 1 à 7).



Figure III.1 Inclinaison sub-verticale du principal système de fissuration.



Figure III.2 Vue d'ensemble du front, faisant apparaître 3 systèmes de fissures.



Figure III.3 Impressionnante sortie de blocs hors-gabarits.



Figure III.4 Levé stéréographique sur un front de mesure.



Figure III.5 Débitage des blocs hors-gabarits par foration d'un trou unique.



Figure III.6 Front épaufré en bande d'escalier.



Figure III.7 Effet arrière du tir.

III.2 Structure des massifs rocheux

III.2.1 Description des massifs rocheux

Formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes et qu'à différentes échelles, du "micro" à la "macro", les massifs rocheux sont des structures très complexes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés matrices rocheuses lesquels sont délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de joints stratigraphiques.

En règle générale, on considère la succession suivante (Calembert et al. 1978) :

- Minéraux considérés comme éléments de base, postulés non-affectés de discontinuités ;

- Matériaux rocheux constitués de minéraux séparés par des micros discontinuités ; Les caractéristiques d'un matériau à une échelle donnée dépendent de celles des constituants et de celles des discontinuités. [20], [19]

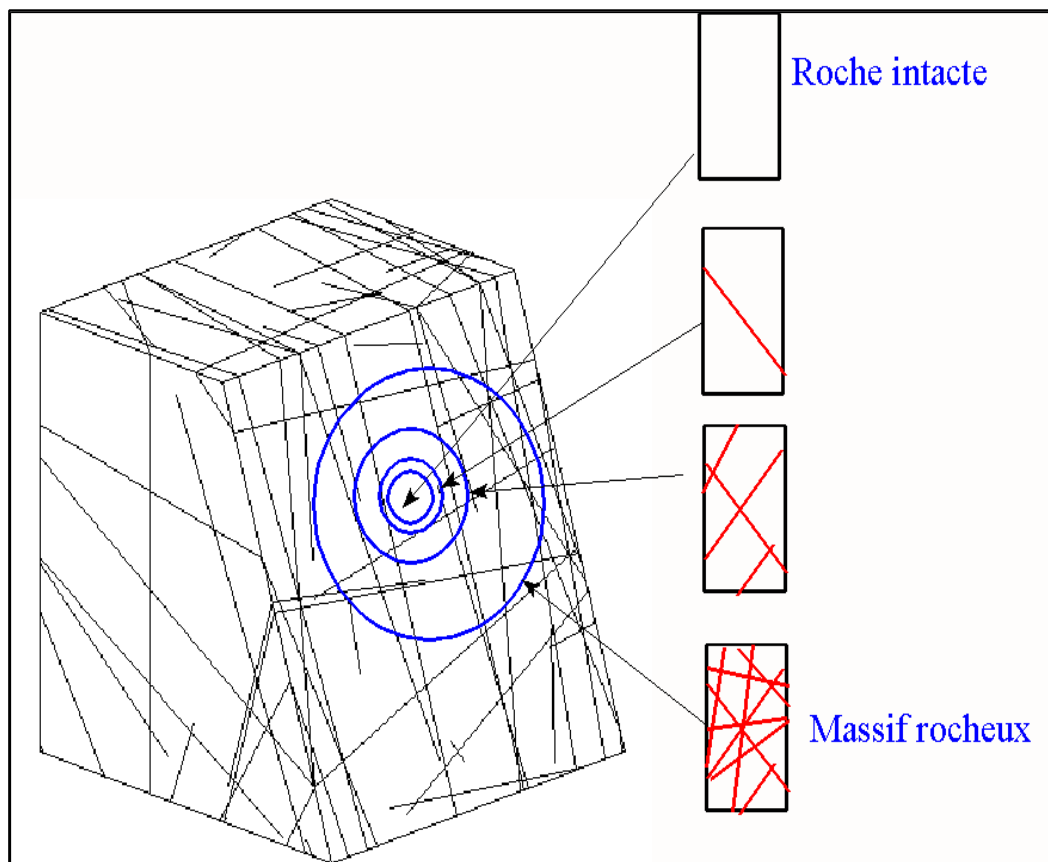


Figure III.8 Structure d'un massif rocheux (Zhao. J, 2008).

III.2.2 Description des discontinuités

Le terme de discontinuité est utilisé pour désigner toute surface qui interrompt physiquement la continuité d'une matrice rocheuse et de ses propriétés mécaniques, hydrauliques et thermiques. Cette surface est en général assimilable, sur une certaine étendue, à un plan (Schroeder, 2010).

Les discontinuités représentent des types de surface très variées dont l'identification géologique, depuis l'échelle millimétrique jusqu'à l'échelle kilométrique, apporte des informations importantes sur les nombres et leurs paramètres géologiques et mécaniques.



Figure III.9 Exemple de discontinuités dans un massif rocheux (Aokas - Bejaia-, 2015).

III.2.3 Types de discontinuités

Les principales discontinuités présentent dans les massifs rocheux (Zhao, J, 2008) sont :

III.2.3.1 Joints de stratification

Ils sont plus ou moins réguliers séparant les strates. Ils créent une interface de deux matériaux rocheux et ces derniers peuvent être soulignés comme de minces dépôts argileux ou schisteux favorisant le glissement.



Figure III.10 Plan de stratification.

III.2.3.2 Schistosité

Elle résulte de la réorientation des minéraux constitutifs dans une direction perpendiculaire à celle des contraintes de compression auxquelles le massif a été soumis.

III.2.3.3 Failles (fractures)

Ce sont des surfaces de rupture générées par les effets de cisaillement issus des contraintes de compression (failles inverses ou normales selon l'orientation des contraintes principales ...) ou par traction. Le déplacement des lèvres de la rupture (le rejet) peut avoir une amplitude nulle ou atteindre plusieurs

kilomètres. Il est évident que la genèse de la faille va dépendre d'état de fracturation des épontes (masses rocheuses de part et d'autre de la fracture). Les plans de faille sont souvent marqués de stries indiquant le sens du mouvement et facilitant un rejet de la faille dans cette direction.

III.2.3.4 Diaclases

Elles correspondent à une rupture de type fragile. Elles peuvent être des plans liés à la diagenèse et au retrait de la roche pour certains ou d'origine tectonique pour d'autres. Quoiqu'il en soit, dans les roches stratifiées, les diaclases se présentent pratiquement toujours sous la forme de deux familles orthogonales entre elles et perpendiculaires aux plans de stratification. Les diaclases découpent ainsi des éléments parallélépipédiques facilitant les chutes de blocs. [22], [20], [21]

III.2.3.5 Les plis

Les plis sont le résultat de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement.



Figure III.11. Les plis (Zhao. J, 2008).

III.2.4 Caractéristiques des discontinuités

Une famille de discontinuité est caractérisée par :

- Son orientation : définie par celle du plan à laquelle elle est assimilée ;
- Sa fréquence : inverse de l'espacement moyen entre deux discontinuités de la même famille et sa continuité.

Ces deux premières caractéristiques permettent de définir un bloc élémentaire permettant d'apprécier les dimensions des blocs susceptibles de s'ébouler.

- Sa morphologie : rugosité, altération, remplissage.
- Ses propriétés mécaniques.

III.2.4.1 L'orientation d'une discontinuité

Elle est définie par sa direction et son angle de pendage qui sont mesurés à l'aide d'une boussole géologique (Zhao, 2008). - La direction de pendage est la droite d'intersection du plan avec un plan horizontal. On caractérise cette direction par son azimut, c'est-à-dire l'angle qu'elle fait avec la direction du nord. Elle est toujours perpendiculaire à la direction d'un plan et elle est mesurée en degrés (°).

Le pendage est l'angle que forme la ligne de plus grande pente avec l'horizontale.

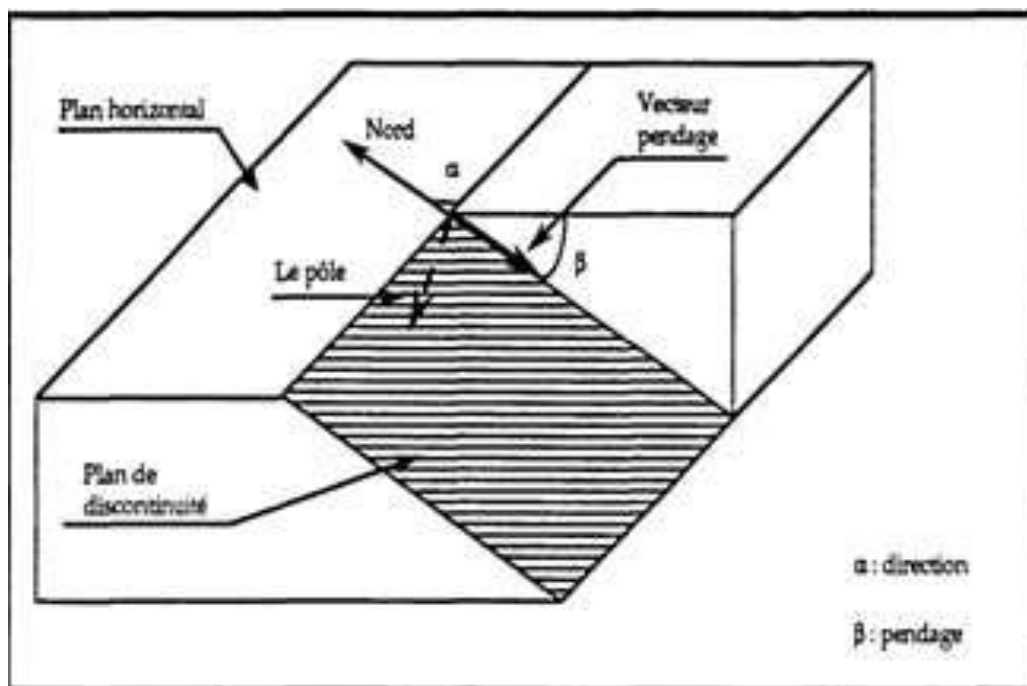


Figure III.12. Définition de la direction et du pendage d'un plan, (Zhao, J, 2008).

La projection stéréographique des discontinuités permet de faire un classement des discontinuités en familles directionnelles.

La représentation des plans se fait habituellement en utilisant les diagrammes polaires. On considère une sphère dont un diamètre du plan équatorial est la direction du plan considéré et l'autre diamètre est orienté Nord - Sud.

Sur l'hémisphère inférieur, se trace le grand cercle, intersection du plan avec la surface hémisphérique, et le pôle du plan, c'est-à-dire le point de percée sur l'hémisphère de la normale au plan passant par le centre de la sphère.

Pour effectuer les projections, on peut utiliser le canevas de Wulf (qui correspond à la projection stéréographique).

Mais en général, on utilise le canevas de Schmidt (Lambert) qui est une projection équilatérale et qui n'introduit donc pas de distorsion quant à la densité des pôles.

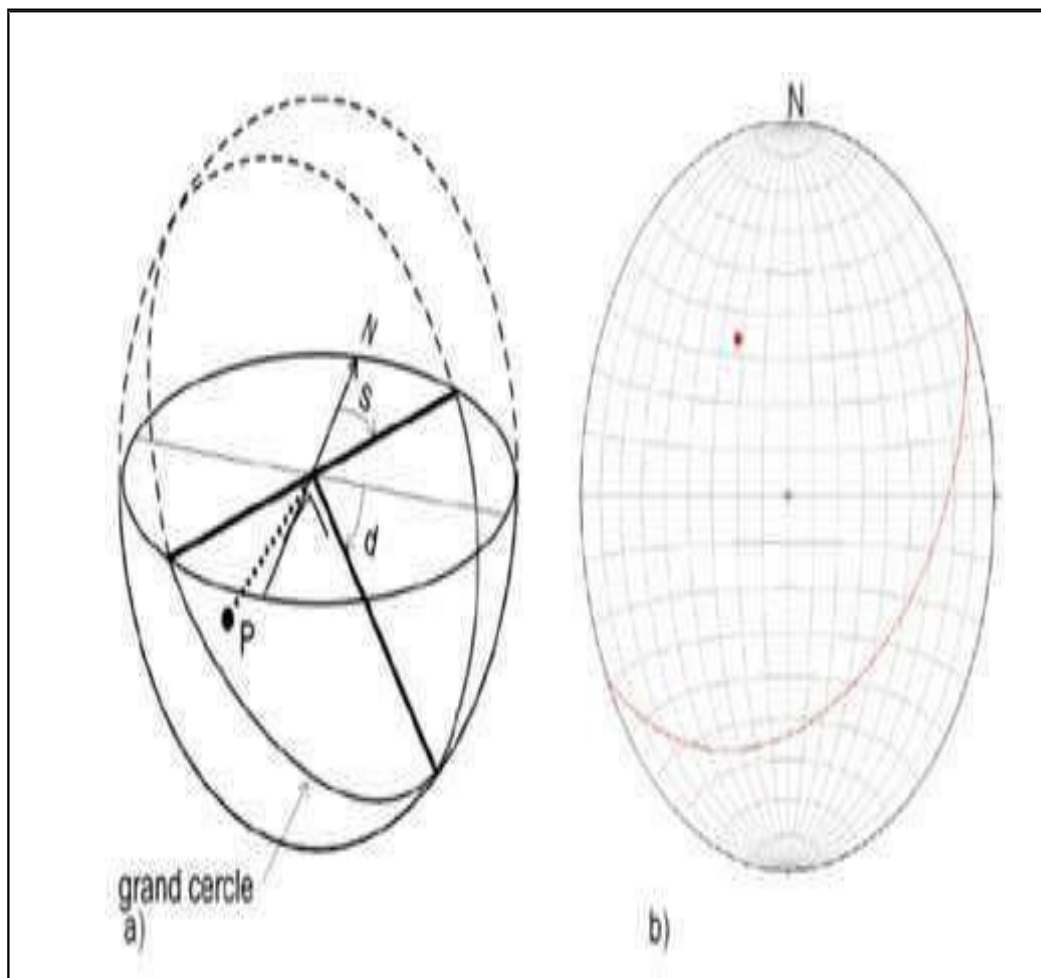


Figure III.13 projection stéréographique.

a) : direction (S), pendage (d), grand cercle et pôle (P) ;

b) : canevas de Schmidt. Sur le plan équatorial figurent les projections des grands cercles et des petits cercles tracés sur l'hémisphère inférieur.

III.2.4.2 L'espace des joints

C'est la distance perpendiculaire entre les joints de telle façon à obtenir le véritable écart entre les plans. On mesure souvent l'espace apparent et on mesure l'espace des joints qui varie selon les différentes faces et directions de mesures. Cet espace contrôle la taille des blocs individuels et le mode de rupture et l'écoulement (Zhao, 2008). [22], [20], [19]

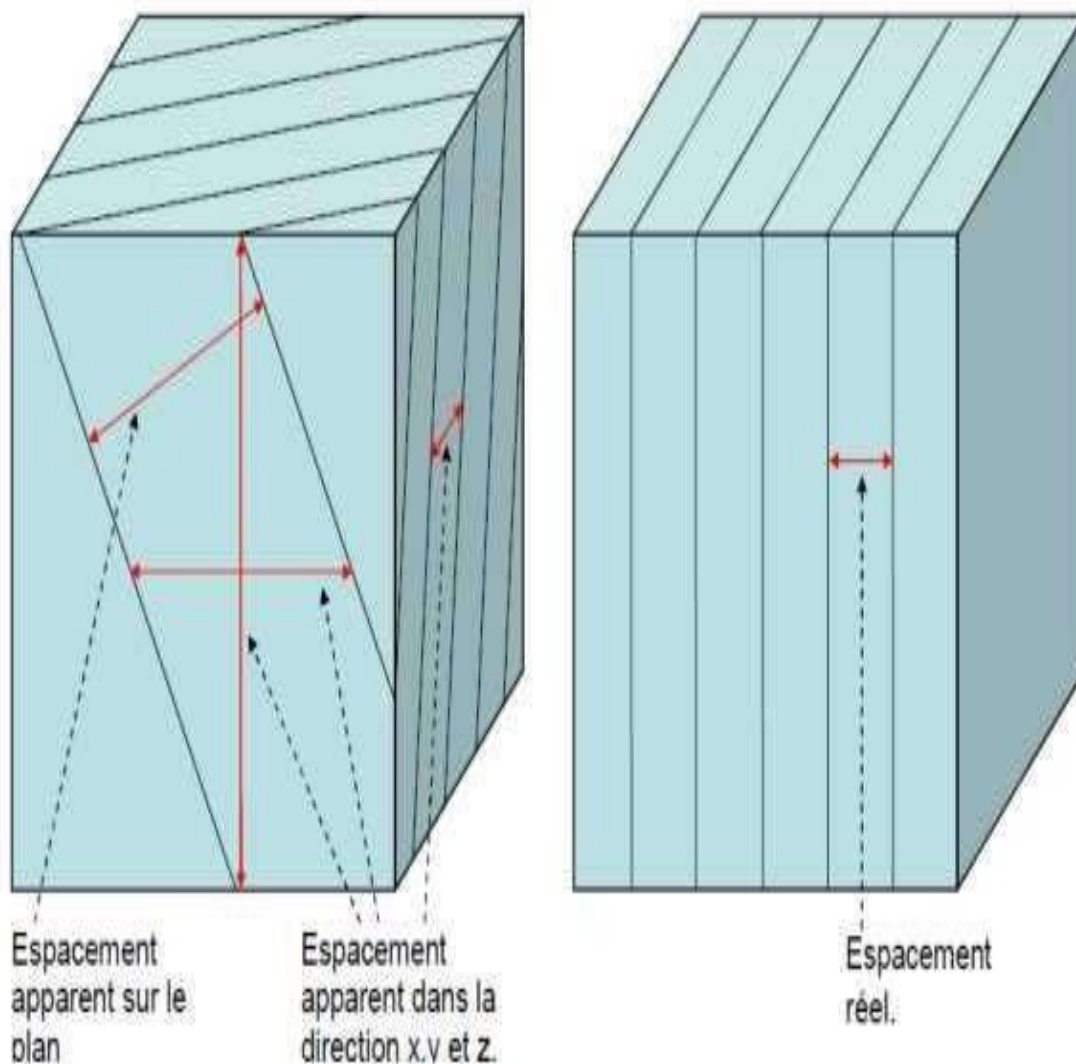


Figure III.14 Mesure de l'espace (Zhao, J, 2008).

On décrit l'espacement selon les mesures des discontinuités :

Tableau III.1 Description de l'espacement des discontinuités (Zhao, J, 2008).

Espacement des discontinuités (m)	Description
<0.02	Espacement extrêmement étroit
0.02-0.06	Espacement très étroit
0.06-0.2	Espacement étroit
0.2-0.6	Espacement modéré
0.6-2	Espacement large
2-6	Espacement très large
>6	Espacement extrêmement large

III.2.4.3 La fréquence des discontinuités (λ)

Déterminée par comptage sur le terrain, par exemple en mesurant l'espacement des discontinuités le long d'une ou de plusieurs lignes tracées perpendiculairement à leur direction ou selon des lignes traversant au mieux (statistiquement) les différentes familles de joints (Hudson, 1993).

Si, le long de la ligne du levé, N est le nombre de discontinuités et L la longueur du levé, la fréquence (λ) des discontinuités vaut $\lambda = N/L$ et l'espacement moyen (x) vaut

$X = L/N$. On déduit que la fréquence est simplement l'inverse de l'espacement moyen des discontinuités. La fréquence et l'espacement moyen dépendent de l'orientation de la ligne de levé par rapport à celle des discontinuités (Hudson, 1993).

III.2.4.4 Degré de fracturation du massif rocheux

Lorsque des forages carottés sont disponibles, cette qualité est désignée par RQD (Rock Quality Designation) (Deere, 1988). Cet indice est égal au rapport de la somme des longueurs des éléments de carottes du forage dont la longueur est au moins égale à 10 cm à la longueur totale de la passe carottée.

III.2.4.5 La rugosité

Elle correspond à la forme de la surface de discontinuité d'un ensemble individuel à petite échelle. Elle doit être évaluée sur la base des critères visuel et

sensoriel. Pour décrire la rugosité, il convient d'utiliser les termes suivants, (Barton et Choubey, 1977) :

- **Très rugueuse** : la surface est très rugueuse et présente d'importantes aspérités visuelles, semblables à du gravier fin ou de calibre moyen.
- **Rugueuse** : lorsqu'on passe la frôle du doigt, la surface est rugueuse comme du papier de verre à gros grain. Les aspérités peuvent être visuelles.
- **Légèrement rugueuse** : la surface est rugueuse comme du papier de verre à grain plus fin. Les aspérités ne sont pas visibles à l'œil nu.
- **Lisse** : la surface est plutôt lisse, comme du papier.
- **Miroir de faille** : la surface est très lisse, voire polie, et présente une striation due à un déplacement en cisaillement. Un coefficient de rugosité du joint (JRC) peut être adapté : il va de 0, pour une surface plane et lisse, à 20, pour une surface très rugueuse.

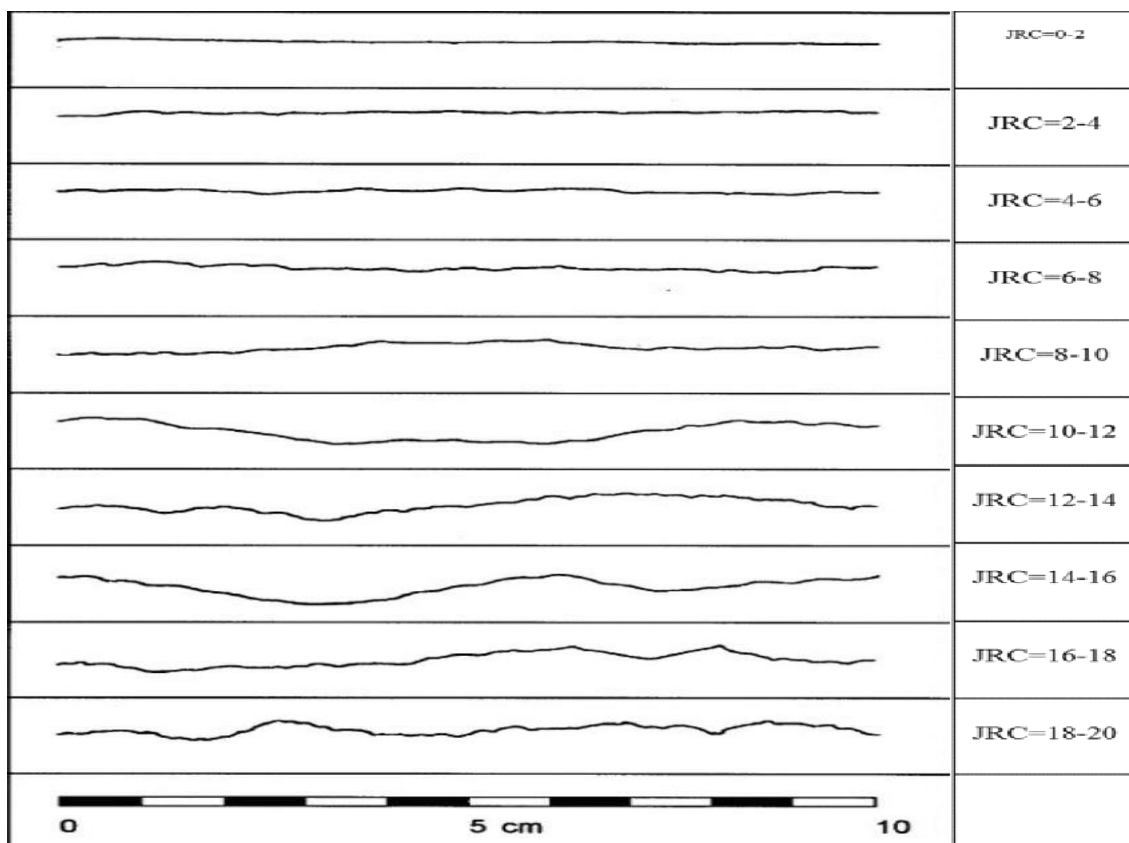


Figure III.15 Profils de référence et chiffres-clés pour la détermination du coefficient de rugosité du joint (JRC) (Barton et Choubey, 1977).

III.2.4.6 La persistance

La persistance est l'extension spatiale où la longueur d'une discontinuité peut être directement mesurée en observant les longueurs des traces des discontinuités sur les affleurements (Schroeder, 2010).

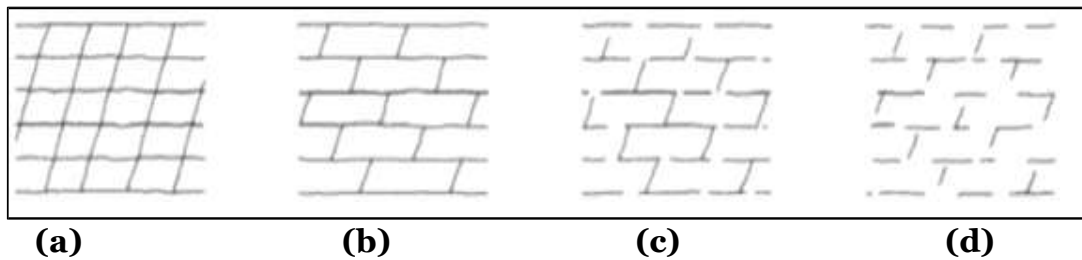


Figure III.16 Persistance de différents ensembles de fractures (Zhao. J, 2008).

- (a)** : Deux ensembles de diaclases persistants avec persistance élevée ;
(b) : Un ensemble de diaclases avec persistance élevée + un ensemble de diaclases discontinues avec persistance moyenne ;
(c) : Deux ensembles de diaclases discontinus avec persistance moyenne ;
(d) : Deux ensembles de diaclases discontinus avec faible persistance.

On classe les persistance des discontinuités selon la longueur de leurs traces:

Tableau III.2. Classification des discontinuités selon leur extension (Zhao. J, 2008).

Persistance	Longueur de la trace (m)
Persistance très faible	<1
Persistance faible	1-3
Persistance moyenne	3-10
Persistance élevée	10-20
Persistance très élevée	> 20

III.3 Augmentation de la qualité de fragmentation dans la partie supérieure du bloc. (Résumé analytique)

Les recherches actuelles et la réalisation pratique des travaux de tir ont permis d'établir que pendant le tir des gradins de différentes hauteurs sur une taille dégagée, le plus grand pourcentage des fractions +400 mm provient de la première rangée de trous et la partie supérieure du bloc.

Dans plusieurs carrières soviétiques, le débit des fractions hors-gabarits dans les zones indiquées constitue 3-5%, ce qui dépasse de 10-20 fois le débit du hors-gabarit provenant d'un bloc en général. Ces lois se conservent pour n'importe quels paramètres des travaux de forage et de tir, schéma de connexion des charges et succession de leur amorçage. Ces régularités s'expliquent par le fait que dans les zones indiquées, les actions de détachement de l'onde de contrainte réfléchi par la surface libre apparaissent plus rarement. Dans ces conditions, même les ondes de contraintes puissantes provoquées par le tir d'une forte charge ne peuvent réaliser une destruction régulière, suite à la sortie préliminaire et temporaire des fissures à la surface, ce qui sert comme cause de la forte action du matériau de l'énergie de l'explosif.

Pour affaiblir l'action négative de ce phénomène, on peut appliquer les méthodes de tir qui seront décrites dans ce chapitre : tir dans un milieu serré, minage des hauts-gradins,... etc.

Pour atteindre la meilleure fragmentation de la partie supérieure du gradin, on applique quelques méthodes.

III.3.1 Augmentation de la partie active du trou au moyen de la répartition de la charge par des intervalles vides ou remplis de matériaux intérieurs

Augmentation de la partie active du trou au moyen de la répartition de la charge par des intervalles vides ou remplis de matériaux intérieurs. Dans les carrières et dans les trous secs et peu inondés, pour la création d'intervalles entre les parties de la charge, on applique largement le salpêtre d'ammoniac. La valeur de tel intervalle constitue (0,15-0,25) L_{ch} . L'effet positif de l'application de l'intervalle de salpêtre d'ammoniac dans le trou s'explique par la diminution de la pression initiale sur la roche, l'augmentation du temps d'action du tir sur le massif. Dans ce cas se crée des conditions pour la correction de la forme de l'impulsion de l'explosif, ce qui conditionne la redistribution des contraintes

apparaissant dans la roche au moyen du tir des 3 parties d'une charge avec différentes vitesses de détonation.

Dans ces conditions, le salpêtre d'ammoniac explose en ayant une faible vitesse de détonation. La construction de la charge avec un intervalle de salpêtre d'ammoniac permet de diminuer la partie passive du trou de $0,35-0,2 L_{tr}$, autrement dit de (7-3) m et améliore la qualité de fragmentation de la roche de 5-7 fois dans la partie supérieure du gradin. L'application du salpêtre d'ammoniac pour la répartition de la charge dans les tous, ne complique pas la technologie existante du chargement et permet d'utiliser largement les machines de chargement.

III.3.2 Application du forage intermédiaire (trou de mine et trou de sonde).

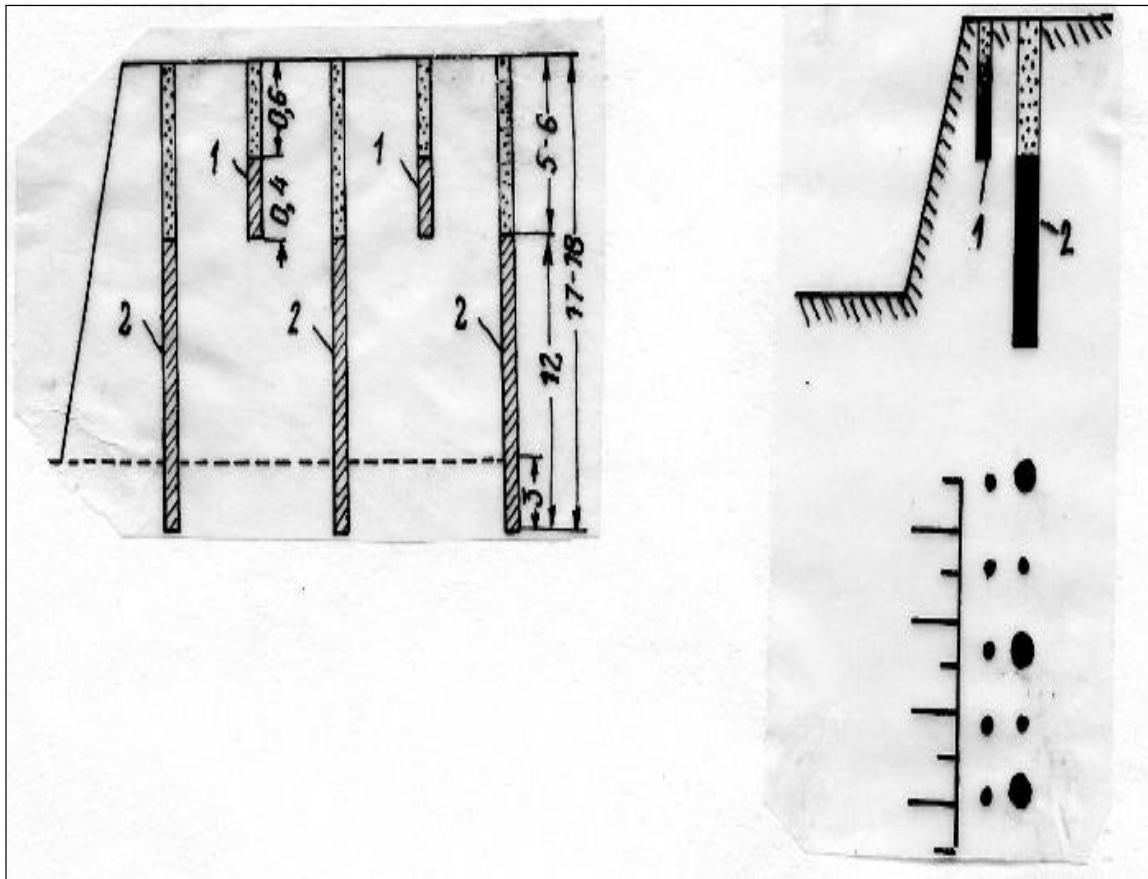


Figure III.17 Schémas de préparation du gradin au tir avec l'application des charges intermédiaires.

1 : trous auxiliaires, 2 : trous principaux.

Pour l'amélioration de la fragmentation de la roche, parfois on recommande des charges supplémentaires entre les charges principales, qui sont les trous de mine ou trous de sonde de profondeur et diamètre réduits.

Les trous auxiliaires se forent jusqu'au niveau supérieur des charges des trous principaux. La hauteur de la charge dans les trous auxiliaires constitue 0,35-0,45 de leur longueur, la hauteur du bourrage ne dépasse pas 3-4 m. Comme règle, ajoute les trous intermédiaires sont de diamètre 60-100mm.

Outre l'amélioration considérable de la fragmentation, chose confirmée par un essai dans certaines mines de l'est algérien, cette méthode est toutefois recommandée pour les petites carrières lors de petites puissances des équipements de chargement et de transport et surtout l'équipement de concassage avec les paramètres admissibles des morceaux de 0,3-0,4 m et un débit des hors-gabarits lors du tir (15-20% et plus).

Cette méthode donne les meilleurs indices durant le tir des roches dures avec la fissuration à gros blocs en combinaison avec la méthode d'abattage dans un milieu serré et a trouvé une application dans carrières de minerai de fer et de granite. Le tir des trous raccourcis augmente le débit des fractions -400 mm de 10-15% dans les carrières de minerai de fer, 7-8% dans les carrières de granite et le débit des fractions hors-gabarits diminue respectivement de 5-7 et 2-3 fois.

Lors d'une fragmentation non-qualitative de la partie supérieur du gradin, il est parfois rationnel de combiner les principaux trous de profondeur normale et les petits trous intermédiaires de même diamètre. Ce schéma de foration et de tir du massif est efficace lors de la présence d'une couche de sol congelé dans le toit du gradin.

Les trous auxiliaires peuvent être explosés simultanément, avec un certain retard ou en avance par rapport aux trous principaux. Pour l'amélioration de la qualité de fragmentation, la variante préférentielle de tir des trous auxiliaires est celle à l'avance par rapport au tir des charges principales, c'est-à-dire quand ces dernières effectuent le travail de destruction sous une couche de roches déjà détruites, créant les conditions d'un milieu serré.

Les trous intermédiaires sont forés par des marteaux perforateurs lourds, ou par des marteaux piqueurs télescopiques.

La foration combinée est peu productive et le coût de foration est de 1,5-2 fois supérieure au procédé habituel. En outre cette méthode n'est pas confortable du point de vue organisation des travaux.

Les inconvénients de cette méthode sont quelques pertes du rendement de foration (la longueur de forage et le nombre de trous augmentent pour un bloc, le nombre déplacements des sondeuses augmente) et complication du schéma de montage réseau du tir.

Dans les mines souterraines cette méthode n'est pas applicable.

III.4 Calcul des dimensions du morceau conditionné

Les travaux de forage et de tir dans notre carrière doivent assurer :

- Une fragmentation désirable des roches abattue.
- Une surface plate de la banquette inférieure du gradin.
- Les dimensions du tas doivent être rationnelles.
- La sécurité du travail.
- Le prix de revient minimal.

Ainsi la granulométrie admissible des gros blocs après le tir est limitée par les conditions suivantes :

a- Par la capacité du godet de la chargeuse :

$$C \leq 0.8 \sqrt[3]{E} , m$$

Où :

C : dimension maximale du bloc, (m)

E : capacité du godet de la chargeuse, (m³)

E : capacité du godet de la chargeuse, (m³)

$$C = 0.8 \sqrt[3]{8.5} = 1.63 m$$

$$\Rightarrow C \leq 1.63 m.$$

b- D'après la capacité de la benne du camion (ou volume) :

Le volume de la benne du camion est de 64.1 m³, le diamètre moyen des roches (morceaux) sera égale à :

$$C \leq 0.5 \sqrt[3]{V} , m$$

$$C = 0.5 \sqrt[3]{42.23} = 1.74 m$$

$$\Rightarrow C \leq 1.74 m.$$

3- Par la dimension de l'ouverture du concasseur :

$$C \leq 0.8 b$$

b : ouverture d'alimentation du concasseur b = 1000 mm

$$C \leq 0.8 \times 1.000 = 0.8 \text{ m}$$

$$\Rightarrow C \leq 0.8 \text{ m}$$

Le seuil minimum 0.8 m est considéré par voie de conséquence comme la valeur du morceau conditionnée (au-delà duquel tous morceau de dimension supérieure est qualifiée de hors gabarit).

III.4.1 Calcul la forabilité des roches

1.) La forabilité des roches peut être déterminée par la formule empirique de l'académicien Rjevsky. $D_f = 0.007 (\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{dépl}}) + 0.7 \gamma$

Où :

σ_{comp} : c'est la contrainte, ou la résistance de la roche à la compression, celle-ci peut être déterminée comme suit :

$$\sigma_{\text{comp}} = f \cdot 100, \text{ kgf/cm}^2 \text{ (D'après Pr. Protodiakonov) } f : \text{dureté du fer} = 6$$

$$\Rightarrow \sigma_{\text{comp}} = 6 \cdot 100 = 600 \text{ kgf/cm}^2$$

$\sigma_{\text{dépl}}$: c'est la résistance de la roche au déplacement ; celle-ci dépend de la contrainte de compression et peut être calculée d'après la formule suivant :

$$\sigma_{\text{dépl}} = (0.2 \div 0.33) \cdot \sigma_{\text{comp}}$$

$$\Rightarrow \sigma_{\text{dépl}} = 0.33 \cdot 600 = 198 \text{ kgf/cm}^2$$

γ : masse volumique du fer ; pour notre cas $\gamma = 2.75 \text{ t/m}^3$

$$\text{Ainsi, } D_f = 0.007 \times (600 + 198) + 0.7 \times 2.75 = 7.51$$

III.5 La foration

III.5.1 Choix de mode de forage

Le choix du mode de forage dépend des propriétés physico-mécaniques des roches, de la profondeur du forage à réaliser, de son diamètre, et de la hauteur du gradin.

Pour nos conditions, dont la dureté $f = 6$, il est préférable d'utiliser le forage ro- percutant, c'est le type de forage existant dans la carrière.

Ce forage est fait à percuteur à fond de trou fixé à l'extrémité inférieure de la colonne de forage. La progression du trépan est provoquée par l'action simultanée de l'effort axial et de la percussion.

Ces sondeuses sont de marque Ingersol Rand et B BURG. L'alimentation en énergie pneumatique est assurée par un compresseur de même marque.

Les sondeuses choisies assurent largement tous les besoins des travaux de forage, puisqu'elles renferment une gamme de forage très importante.

III.5.2 Caractéristiques de la sondeuse

Caractéristiques techniques

Tableau III.3 Les Caractéristiques techniques

Paramètres	Unité	Valeur
Marque	B BURG	
Type	HD 1500 D	
Hauteur sans taillant	mm	1245
Gamme des pressions de forage	bars	4 – 12
Vitesse de rotation avec taillant	tr/sec	2
Poussée nominale	KN	10
Gamme des diamètres de forage	mm	104 – 216
Rendement théorique	m/heure	18

Le choix du type de la sondeuse est fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité If)
- Le diamètre de forage.

Les travaux de forage sont assurés par une sondeuse B BURG HD 1500 D.

III.5.3 Rendement pratique de la sondeuse

- Rendement pratique : $R_P = 12$ m/H.

- Rendement par poste : $R = N_H * K_U * R_P$

Où :

N_H : Nombre d'heures effectif par poste = 11 heures.

K_U : Coefficient d'utilisation = 0,7

Donc : $R = 11 \times 0,7 \times 12 = 92,4$ m/j

Nombre de trous par poste :

$$N_{tr} = R / L_{tr}.$$

L_{tr} : Longueur du trou = 16.5 m.

$$N_{tr} = 92.4 / 16.5 = 5.6 = 6 \text{ trous / j.}$$

III.5.4 Quantité de T.V. abattu par poste de travail en (tonne)

$$T = M * N_{tr} * d * H_g .$$

Où :

M : maille de tir = 3.5 m * 3 m.

d : la densité = 2.5

H_g : Hauteur du gradin = 15 m

$$T = 3.5 \times 3 \times 6 \times 2.5 \times 15 = 2362.5 \text{ tonnes/poste}$$

III.5.6 Rendement annuel de la foration

$$R_a = N_j * N_p * T$$

N_j : Nombre de jour ouvrable pour le premiers trimestre = 81 j/trimestre.

N_p : Nombre de poste de travail par jour 02 poste.

H_g : Hauteur de gradin

$$R_a = 81 \times 2362.5 \times 2 = 382725 \text{ Tonnes /Trimestre}$$

Pour la production projetée 320 000 T, la sondeuse disponible suffise la production néanmoins un crawlerai et disponible.

III.5.7 Détermination des paramètres du plan de tir de la mine

a- Diamètre de trou "D"

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Il est choisi en fonction de la granulométrie et de la hauteur du gradin. Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre compris entre 80 et 160 mm

Les taillants existant au niveau de la carrière ont un diamètre $D = 110$ mm

b- Inclinaison du trou " β "

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

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère.
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement.

- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin.
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

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

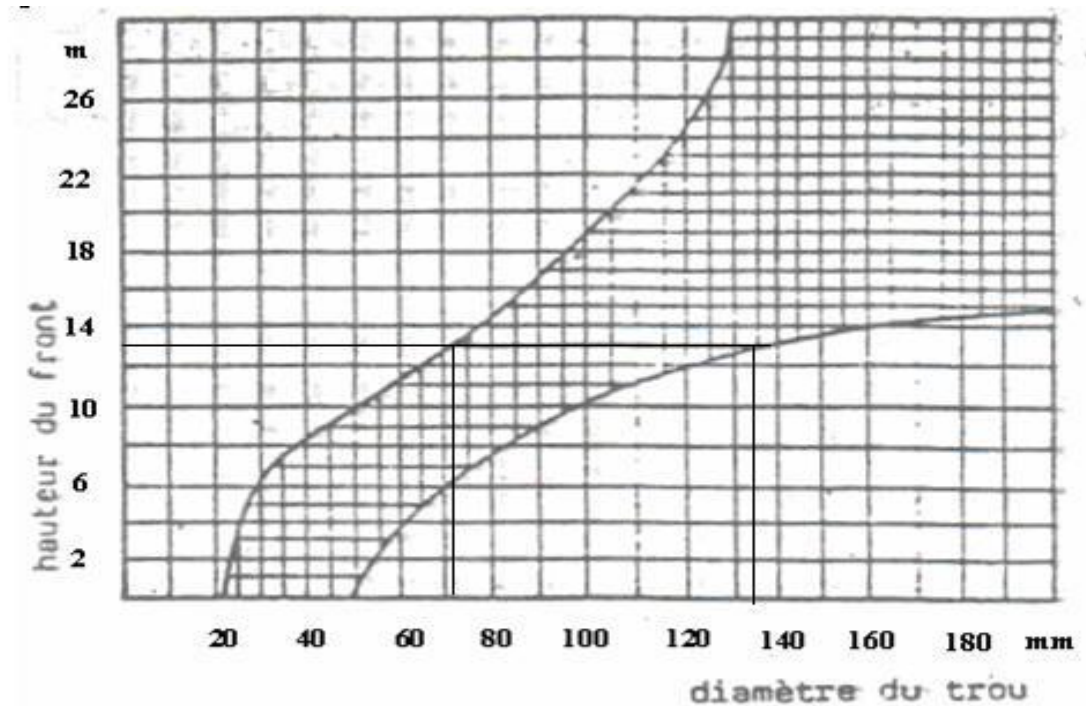


Figure III.18 Choix du couple diamètre -hauteur de front

c- Banquette maximale (Ligne de moindre résistance) "W max"

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

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

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

$$W_{max} = (40 \times D) / 1000 = 4,4 \text{ m.}$$

Avec D : diamètre du trou, (D= 110mm).

d- Profondeur de sous forage "Ls"

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

$$Ls = 0.3 \times W_{\max} = 1,32 \text{ m.}$$

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

f- Profondeur de trou "Lt"

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

$$Lt = (H_{gr} + Ls) / \sin \alpha = 16.15 \text{ m}$$

Avec :

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

Ls : longueur de sous-foration, (m) ;

α : angle du talus, (α=85°)

g- Banquette pratique "W"

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

$$W = W_{\max} - [(3 \times D) / 1000 + (3 \times Lt) / 100] = 3.58 \text{ m}$$

Où :

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

D : diamètre de trou ;(mm).

Lt : profondeur de trou ;(m).

c- Hauteur de bourrage "Lb"

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

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

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

Pour ces raisons on a : **Lb = W = 3.5 m.**

d- Espacement entre les trous "a"

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

$$a = 1.25 \times W = 4.3 \text{ m}$$

Où : W : la banquette pratique ;(m).

e- Espacement des rangées "b"

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

$$b = 0,85 \times a \approx 3.5 \text{ m.}$$

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

III.6 Le choix de type de l'explosif

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- ◆ Des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....

- ◆ De l'expérience des tirs antérieurs.

- ◆ Des considérations économiques :

- la charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches.

- La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

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

III.6.1 Marmanite

Pour la charge de fond avec :

- * **Diamètre** de cartouche de 80 mm.

- * **Longueur** de cartouche de 50 cm.

- * **Poids** de cartouche de 2.5 kg.

III.6.2 Anfomil

En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

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

Tableaux III.4 Caractéristiques des explosifs utilisés.

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

III.6.3 Répartition de charge

a- Charge explosif de fond (L f)

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

$$L_f = (P_c \times 100) / L = 5 \text{ kg} / \text{m}$$

Où :

P_c : poids de la cartouche ;(P_c = 2.5 kg).

L : longueur de la cartouche ;(L = 50 cm).

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

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0.4 (L_t - L_b) = 5.02 \text{ m}$$

Avec :

L_t : longueur de trou ;(m)

L_b : hauteur de bourrage ;(m).

c- Hauteur réelle de charge de fond (H_f)

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = (N_r \times L) / 100 = 10 \text{ m}$$

Avec :

L : longueur de la cartouche ;(L = 50 cm).

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

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

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

Hth : hauteur de charge de fond théorique ;(m)

L : longueur de cartouche ;(cm)

Donc : $N_{th} = 1066 \Rightarrow N_r = 10$

d- Poids de la charge de fond (Qf)

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c = 25 \text{ kg}$$

Avec :

Nr : nombre de cartouche real ;

Pc : poids de la cartouche ;(pc= 2.5 kg)

e- Charge explosive de colonne (Lc)

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

$$L_c = (D / 2)^2 \times [(3.14 * \rho_{exp}) / 1000] = 8.54 \text{ kg/ m}$$

Avec :

D : diamètre de trou ;(mm).

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

f- Hauteur de charge de colonne (Hc)

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (L_b + H_f) = 3.3 \text{ m}$$

Avec :

Lt : profondeur de trou ;(m)

Lb : hauteur de bourrage ;(m)

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

g- Poids de charge de colonne (Qc)

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q = (L_c * H_c) + 3.14 * \left[\left(\frac{D}{2}\right)^2 - \left(\frac{D_c}{2}\right)^2 \right] * \frac{\rho_{exp} * H_f}{1000} ; Kg$$

Où :

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

Hc : hauteur de charge de colonne ;(m)

D : diamètre de trou ;(D= 110 mm)

Dc : diamètre de la cartouche ;(Dc= 80 mm)

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

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

$$Q_c = 48.26 \text{ kg}$$

h- Poids total d'explosif par trou (Qch)

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

Donc la quantité de charge d'explosifs dans un trou est : $Q_{ch} = Q_f + Q_c = 73.26 \text{ kg}$

i- Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (Hch)

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

$$H_{ch} = H_f + H_c = 13.3 \text{ m.}$$

j-Consommation spécifique d'explosif (Qs)

La consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif, g/ m^3 nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante : $Q_s = (Q_{ch} \times 1000) / (W \times a \times H_{gr} \times \rho) = 134.17 \text{ g/tonne}$

Avec :

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

W : banquette pratique ;(m)

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

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

γ : densité de la roche abattu ;($\gamma= 2,6$)

Volume de la roche abattue par un trou (Vtr)

$$V_{tr} = W \times a \times H_{gr} = 210 \text{ m}^3$$

W : banquette pratique ;(m) a : espacement entre les trous de mine ;(m) H_{gr} : hauteur de gradin ;(m)

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 210 \times 2,6 = Q_{tr} = 546 \text{ tonnes.}$$

Nombre de trous forés nécessaire par mois (Ntr)

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

- Le volume de production mensuelle (Vm)
- Volume de la roche abattu par trou (Vtr)

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

$$N_{tr} = Vm / Vtr = 304 \text{ trous}$$

Où : Vm= 166500 ;(T) Vtr = 546 ;(T)

Nombre de tir par mois :**Pour la réalisation d'une grande volée**

Sur la base d'un avancement en foration de 15 trous par jours par notre machine le nombre de tirs et égale à 21 tirs par mois

III.6.4 Organisation des travaux de foration et de tir

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

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

Un registre d'abattage doit être tenu par le chef de la carrière, où seront inscrits les résultats de chaque tir.

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

Tableau III.5 Paramètres de tir de la mine

N°	Désignation	Résultant	Unité
01	Ligne de moindre résistance	3.56	<i>m</i>
02	Profondeur du sous forage	1.07	<i>m</i>
03	Profondeur du trou	16.23	<i>m</i>
04	Ligne de moindre résistance pratique	2.9	<i>m</i>
05	Espacement entre les trous de mines	3.5	<i>m</i>
06	Charge explosif de fond	4	<i>Kg/m</i>
07	Hauteur de charge de fond	10	<i>m</i>
08	Poids de charge de fond	20	<i>Kg</i>
09	Charge explosif de colonne	5.60	<i>Kg/m</i>
10	Hauteur charge de colonne	3.3	<i>m</i>
11	Poids de charge de colonne	31.53	<i>Kg</i>
12	Hauteur de bourrage	2.9	<i>m</i>
13	Poids total d'explosif par trou	51.53	<i>Kg</i>
14	Consommation spécifique d'explosif	146.79	<i>g/T</i>
15	Quantité de roche abattue/trou	350	<i>T</i>
16	Nombre de trous/rangée	19	//
17	Nombre de rangées	4	//
18	Volume de roche abattue/volée	26250	<i>T</i>

III.7 Paramètres de plan de tir

Trous par inclinés : pour système prédominant

Pour un diamètre du trou : $d = 165 \text{ mm}$

Longueur du sous-forage

l_{sf} : longueur du sous-forage, m

$$l_{sf} = K_s D, (m) \text{ soit } l_{sf} = (10 \div 15) D$$

D : diamètre du trou, (m)

$$\Rightarrow l_{sf} = 12.5 \cdot 0.165 = 2.06.$$

Longueur du bourrage

$$l_b = (20 \div 30) D.$$

$$l_b = 25 \cdot 0.165 = 4.125 \text{ m.}$$

On adopte $l_b = 4.125 \text{ m.}$

Longueur du trou

$$L_{tr} = \frac{H}{\sin \beta} + l_s, m$$

Où :

H : hauteur du gradin, $H = 15 \text{ m}$

β : angle d'inclinaison du trou, $\beta = 75^\circ$

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 75} + 2.06 = 17.58, m$$

Détermination de la ligne de résistance au pied de gradin

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot P \cdot H \cdot L_{tr}} - P}{2 \cdot m \cdot q \cdot H}$$

Où :

m : coefficient de rapprochement entre des trous = $(0.8 \div 1.4)$,

$m = 1.4$

q : consommation spécifique d'explosif,

Calcul la consommation spécifique d'explosif q

Tableau III.6 La consommation spécifique en fonction des propriétés de la roche.

Catégorie (classe) des roches selon la tirabilité.	Consommation spécifique calculées ; kg/m ³ .		Distance entre les fissures naturelles de tous les systèmes dans le massif ; m.	Contenu des divisions dans le massif (%), de dimension :		Résistance de la roche a la compressio n	Densité de la roche ; t/m ³	Catégories (groupe) approximative des roches.	
	Limite des classes.	Moy- enne des class- es.		+500	+1500			Selon l'échelle du professeur protodiak- onov	Selon la forabilité.
I	0,12-0,18	0,150	0,10	0-2	0	100-300	1,40-1,8	VII-VI	V-VIII
II	0,16-0,27	0,225	0,10-0,25	2-16	0	200-450	1,75-2,35	VI-V	VII-X
III	0,27-0,38	0,320	0,20-0,50	10-52	0-1	300-650	2,25-2,55	V-IV	IX-XII
IV	0,38-0,52	0,450	0,45-0,75	45-80	0-4	500-900	2,50-2,80	IV-III	XI-XIII
V	0,52-0,68	0,600	0,70-1,00	75-98	2-15	700-1200	2,75-2,90	III-III	XIII-XV
VI	0,68-0,88	0,780	0,95-1,25	96-100	10-30	1100-1600	2,85-3,00	III-II	XIV-XVI
VII	0,88-1,10	0,990	1,20-1,50	100	25-47	1450-2050	2,95-3,20	II-I	XVI-
VIII	1,10-1,37	1,235	1,45-1,70	100	43-63	1950-2500	3,15-3,4	I	XVIII
IX	1,37-1,68	1,855	1,65-1,90	100	58-78	2350-3000	3,35-3,60	I	XVII-XX
X	1,68-2,03		1,85 et +	100	75-100	2850 et +	3,55 et +		XIX-XI

$q = q_{ét} * K_{ex}$

$q_{ét}$: consommation spécifique d'explosif étalon (tirabilité des roches).

$q_{ét} = 0.45 \text{ Kg/m}^3$

K_{ex} : coefficient qui tient compte de la différence d'aptitude du travail d'explosif.

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

- ♦ A_{anf} : Aptitude au travail de l'explosif principale (anfomile)
 $A_{anf} = 320 \text{cm}^3$;
- ♦ A_{mar} : Aptitude au travail de l'explosif d'amorçage) $A_{mar} = 360 \text{cm}^3$.

Donc : $A = \frac{320 \times 80 + 360 \times 20}{100} = 328 \text{cm}^3$

$e = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$

- A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon ; $A_{et} = 360$
- A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé ; $A_{ut} = 328$

$e = \frac{360}{328} = 1.097 \approx 1.1$

$$q = 0.45 * 1.1 = \mathbf{0.49 \text{ Kg/m}^3}$$

Où :

P : capacité d'un mètre de trou.

$$P : 0.785 * d^2 * \Delta, (\text{kg/m})$$

Δ : densité de l'explosif

$$\text{La densité de marmanit} = 20 \% * (1) = 0.20 \text{ g/cm}^3 = 200 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{La densité de l'anfomil} = 80 \% * (0.9) = 0.720 \text{ g/cm}^3 = 720 \text{ kg/m}^3$$

$$\Delta = 200 + 720 = 920 \text{ kg/m}^3$$

$$\Rightarrow P = 0.785 * (0.165)^2 * 920 = 19.66 \text{ kg/m}$$

On adopte $P = 19.66 \text{ kg/m}$

$$W = \frac{\sqrt{19.66^2 + 4 * 1.4 * 0.49 * 19.66 * 15 * 17.58} - 19.66}{2 * 1.4 * 0.49 * 15} = 4.91 \text{ m}$$

Calculons W d'après les conditions de sécurité

$$W \geq H \text{ ctg } \alpha + c$$

$$\Rightarrow H \text{ ctg } \alpha + c = 15 \text{ ctg } (80^\circ) + 3 \text{ Car } c = 3 \text{ m (distance de sécurité)}$$

$$\alpha = 80^\circ \text{ (angle d'inclinaison du gradin)}$$

$$\Rightarrow 15 \text{ ctg } 80 + 3 = \mathbf{5.64 \text{ m}}$$

La condition n'est pas vérifiée, calculons m'

$$m' = \frac{P * (L_{tr} - L_b)}{q * H * (H * \text{ctg } \alpha + c)^2}$$

$$m' = \frac{19.66 * (17.58 - 4.125)}{0.49 * 15 * (15 * \text{ctg } 80 + 3)^2} = \mathbf{1.13 \text{ m}}$$

$$\Rightarrow m' = \mathbf{1.13 \text{ m}}$$

La distance entre les trous de la rangée a1

$$a1 = m' * W = 1.13 * 5.64 = \mathbf{6.37 \text{ m}}$$

La distance entre les rangées de trous (bin)

$$\mathbf{bin = a1 = 6.37 \text{ m}} \text{ (Maille carré)}$$

La distance entre les trous de la deuxième rangée

$$a_2 = m' * w = 1.13 * 5.64 = 6.37 \text{ m.}$$

Quantité de charge dans un trou**1 ère rangée**

$$Q_{ch1} = q * W * H * a_1 = 0.49 * 5.64 * 15 * 6.37 = 264.06 \text{ kg/tr}$$

$$\Rightarrow Q_{ch1} = 264.06 \text{ kg/tr.}$$

2ème rangée

$$Q_{ch2} = q * H * a_2 * b_{in} = 0.49 * 15 * 6.37 * 6.37 = 298.24 \text{ kg/tr}$$

$$\Rightarrow Q_{ch2} = 298.24 \text{ kg/tr}$$

Longueur de la charge**1ère rangée**

$$l_{ch1} = \frac{Q_{ch1}}{P} = \frac{264.06}{19.66} = 13.43 \text{ m}$$

$$\Rightarrow l_{CH1} = 13.43 \text{ m.}$$

2ème rangée

$$l_{ch2} = \frac{Q_{ch2}}{P} = \frac{298.24}{19.66} = 15.16 \text{ m}$$

$$\Rightarrow l_{CH2} = 15.16 \text{ m.}$$

Longueur de bourrage

$$\mathbf{1^{ère} rangée : } L_{B1} = L_{tr} - l_{ch1} = 17.58 - 13.43 = \mathbf{4.15 \text{ m}}$$

$$\Rightarrow L_{b1} = 4.15 \text{ m.}$$

$$\mathbf{2^{émet} rangée : } L_{B2} = L_{tr} - l_{CH2} = 17.58 - 15.16 = \mathbf{2.42 \text{ m}}$$

$$\Rightarrow L_{b2} = 2.42 \text{ m.}$$

Le débit de la masse minière tirée sur 1 m de longueur :

$$j_m = \frac{Q_{ch1} + Q_{ch2}}{2 * l_{tr} * q} = \frac{264.06 + 298.24}{2 * 17.58 * 0.49} = 32.63 \text{ m}^3/\text{m}$$

$$\Rightarrow j_m = 32.63 \text{ m}^3/\text{m.}$$

Longueur totale des trous à forer :

$$\sum L = \frac{V}{j_m} = \frac{10444.8}{32.63} = 320.09 \text{ m.}$$

Nombre de trous à forer :

$$N_{tr} = \frac{\sum L}{L_{tr}} = \frac{320.09}{17.58} = 18.2 \text{ trou}$$

⇒ $N_{tr} = 19$ trou.

Nombre nécessaire de sondeuses pour un seul engin :

$$N_{tr} = \frac{\sum L}{R_s * n_{ps} * N_j} = \frac{320.09}{46.2 * 2 * 3} = 1.15 \text{ sondeuse}$$

⇒ $N_{tr} = 2$ sondeuses

Calcul la quantité de la charge des trous intermédiaire

Pour un diamètre du trou $D = 104$ mm

Selon la catégorie de tirabilité et fissurité déterminés dans les rapports d'expertise de l'entreprise, on recommande avec du la retenue $D=104$ mm, car on considéré que le diamètre est un facteur aussi quantitatif des lors pour des productions de l'ordre des millions de tonne, l'expérience pratique des carrières mondiales ne recommande pas des valeurs de diamètre au-delà de ce seuil.

Longueur de trou intermédiaire

$$L_{tri} = L_b = 4.125 \text{ m}$$

Longueur de charge dans un trou intermédiaire

$$L_{chi} = 0.6 * L_{tri} = 0.6 * 4.125 = 2.47 \text{ m}$$

Capacité d'un mètre de trou

$$P = 0.785 * d^2 * \Delta, \text{ (kg/m)}$$

$$P = 0.785 * (0.104)^2 * 920 = 7.81 \text{ kg/m}$$

Quantité de charge dans un trou intermédiaire

$$Q_{chi} = P * L_{chi}, \text{ kg/tr.}$$

$$Q_{chi} = 7.81 * 2.47 = 19.29 \text{ kg/tr.}$$

Quantité de charge totale

$$Q_{hit} = N_{tri} * Q_{chi}$$

N_{tri} : nombre des trous intermédiaires forés ; $N_{tri} = 55$ trou.

$$Q_{hit} = 55 * 19.29 = 1060.95 \text{ kg}$$

III.8 Schéma de tir

NB : Le tableau III.7 en compléter ce schéma offre le plan de tir à adopter

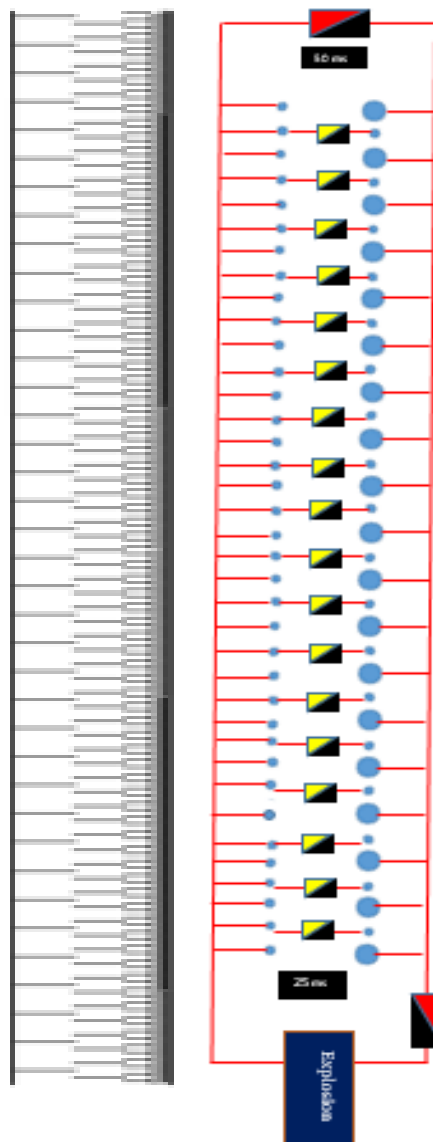
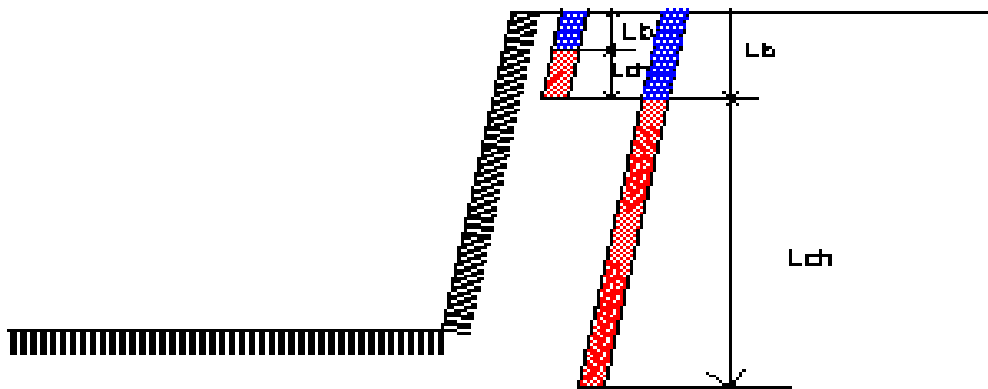


Figure III.19 Schéma de tir

Tableau III.7 Paramètre des travaux de forage et de tir (trous inclinées)

Parts	Φ_{trm} m	L_{tr} m	L_s m	L_b m	W m	a_1 m	a_2 m	b m	Q_1 Kg/m	Q_2 Kg/m	L_{ch1} m	L_{ch2} m	L_{e1} m	L_{e2} m	j_{m} m ³ /m	ΣL	N_{tr}	q Kg/m ³
Tir a deux rangées de trou	165	17.58	2.06	4.125	4.91	6.37	6.37	6.37	264.06	298.24	13.43	15.16	4.15	2.42	32.63	320.09	19	0.49

Disposition des trous :

Φ_{trm} 165

N_{tr} 19

PATRIE

SÉCURITÉ

On preste dans cette partie du travail restes et consignes liés à la sécurité. Soit de démarches en enfin le tableau récapitulatif des accidents de travail pour l'exercice en cours.

IV.1 Sécurité électrique [23]

IV.1.1 Lignes à haute tension

- Rester à au moins 3 m des fils électriques aériens lors du nettoyage et autres activités - Lors de travaux en hauteur ou de la manutention d'objets longs, vérifier s'il y a des fils électriques aériens avant de commencer à travailler

- Supposer que tous les fils électriques aériens sont alimentés à des tensions mortelles. Ne jamais supposer qu'un fil électrique est sûr au toucher, même s'il est au sol ou paraît isolé

- Ne jamais toucher une ligne à haute tension aérienne qui est au sol. Appeler la société de service d'électricité pour signaler les lignes à haute tension au sol

- Si un fil électrique aérien tombe sur votre véhicule alors que vous conduisez, restez dans votre véhicule et continuez à conduire pour vous éloigner de la ligne.

Si le moteur cale, ne pas sortir du véhicule. Avertir les personnes de ne pas toucher le véhicule ou le fil.

Appeler ou demander à quelqu'un d'appeler la société de service d'électricité locale et les services d'urgence.

IV.1.2 Équipements électriques

- Ne jamais utiliser d'équipements électriques les pieds dans l'eau

- Ne jamais réparer de cordons ou d'équipements électriques à moins d'être qualifié et autorisé

- Faire inspecter par un électricien qualifié tout équipement électrique qui a été mouillé avant de le mettre sous tension

- Lors de travaux dans des endroits humides, inspecter les cordons électriques et les équipements électriques pour s'assurer qu'ils sont en bon état et sans défauts et utiliser un disjoncteur de fuite de terre (GFCI).

IV.2 Protection des yeux et du visage

IV.2.1 Blessures potentielles

- Poussière, saleté, copeaux de métal ou de bois pénétrant dans l'œil

- Éclaboussures de produits chimiques provenant de substances corrosives, liquides chauds, solvants ou autres solutions dangereuses

- Objets basculant dans l'œil ou le visage

- Exposition à une énergie rayonnante ou des rayons nuisibles

Choix de la protection oculaire Lors de la sélection de la protection adéquate pour les yeux et le visage, prendre en compte les éléments suivants :

- Risques spécifiques au lieu de travail

- Adaptation correcte et confort

- Vision et mouvement corrects

- Types de protection oculaire Lunettes de sécurité Lunettes avec montures de sécurité en métal ou en plastique et verres résistant aux impacts Lunettes de protection.

Protection oculaire serrée qui couvre complètement les yeux et la zone du visage autour des yeux Masques de soudeur Visières qui protègent les yeux contre des brûlures causées par des infrarouges ou une lumière extrêmement rayonnante ; protègent aussi les yeux et le visage contre des étincelles qui volent, des éclaboussures de métal et des copeaux de laitier produits lors de la soudure, du brasage ou de la brasure tendre. Lunettes de protection laser Lunettes de protection spéciales qui protègent contre des concentrations intenses de lumière produites par les lasers.

Visières qui protègent contre des poussières désagréables et des éclaboussures ou projections potentielles de liquides dangereux.

IV.3 Éviter la fatigue

IV.3.1 Signes de fatigue

- Fatigue

- Endormissement non voulu

- Irritabilité

- Dépression

- Perte d'appétit

IV.3.2 Effets de la fatigue

- Capacité de prise de décision affectée

- Productivité réduite

- Inattention

- Capacité réduite à gérer le stress
- Perte de mémoire ou de la capacité à se souvenir de détails
- Temps de réaction réduit

IV.3.3 Prévention

- Faire des pauses fréquentes pour boire de l'eau, se reposer et manger
- Encourager la rotation des travaux pour éviter la répétition et maintenir la prise de conscience
- Surveiller le comportement des collègues pour détecter des signes de fatigue et les remplacer si possible
- Garantir la disponibilité d'un temps de repos adéquat
- Trouver un équilibre sain entre le travail et la vie personnelle
- Devenir conscient des opportunités de formation et de conseils

IV.4 Prévention et extinction des incendies

IV.4.1 Précautions générales

- Garder les équipements de lutte contre les incendies dans un endroit où ils sont faciles à trouver et facile d'accès
- Veiller à la propreté de tous les équipements
- Nettoyer immédiatement tous les détritrus et déversements d'huile

IV.4.2 Liquides inflammables

- Faire attention pour éviter que les vapeurs de liquides inflammables comme les solvants ne viennent au contact de chaleur ou de flammes
- Stocker les liquides inflammables dans des récipients appropriés homologués
- Toujours respecté les panneaux d'interdiction de fumer
- Ne jamais utiliser d'essence comme produit de nettoyage

IV.4.3 Extincteurs

- Utiliser des extincteurs sur des petits feux uniquement
- Viser la base du feu et effectuer un mouvement latéral
- Ne jamais bloquer l'issue de secours lors de la lutte contre un incendie
- Toujours utiliser le type d'extincteur correct pour le type d'incendie combattu.

IV.5 Contrôle de la circulation dans l'exploitation

Les exploitations minières sont des zones congestionnées, d'activité intense susceptibles de provoquer de sérieux dommages ou de graves accidents, si elles ne sont pas correctement contrôlées.

IV.5.1 Règles de circulation

- S'assurer de la présence et de la visibilité des règles de circulation, des limitations de vitesse et des avertissements.
- Assigner des routes ou des itinéraires différents aux véhicules légers ou plus petits dans les zones d'activité intense.
- Concevoir des modèles de circulation spécifiquement destinés à réduire les dangers dus aux angles morts.
- Toujours donner la priorité aux véhicules de l'exploitation minière, sauf lors du passage de véhicules d'urgence.

IV.5.1 Éclairage

- Toujours utiliser les phares le jour pour améliorer la visibilité.
- S'assurer que tous les véhicules entrant dans l'exploitation minière sont équipés de lampes-éclairs à décharge.
- Arrêt et embarquement
- S'approcher du véhicule et embarquer du côté du conducteur.
- À l'arrêt, s'assurer de stationner le véhicule dans un endroit sûr.
- Utiliser une radio pour communiquer les objectifs avant de monter dans le véhicule et toujours attendre une réponse avant de continuer.
- Communiquer à l'aide de signaux avec les mains ou les yeux avant de monter dans le véhicule et toujours attendre une réponse avant de continuer.

IV.6 Amélioration de la sécurité grâce à la signalisation

La signalisation joue un rôle important dans la communication des risques, mais elle est souvent négligée ou ignorée.

Visibilité

- Les ouvriers doivent pouvoir voir les panneaux de jour comme de nuit.
- Les panneaux doivent toujours être lisibles.
- Les panneaux doivent être entretenus et nettoyés de tout débris ou autre élément qui pourrait entraver la visibilité.
- Ne pas trop encombrer l'exploitation minière de panneaux.
- Retirer les panneaux inutiles.

IV.7 Identification des zones de travail

Lorsqu'un ouvrier pénètre dans une zone de travail sans en informer ses collègues, il encourt des risques de blessure.

Connaître les limites

- Identifier les tendances dans les systèmes d'exploitation tels que les pistes, les cycles de chargement et l'accès des équipements de creusage à godets racleurs et des pelles chargeuses.

- Connaître les limites définies des zones de travail.

Être particulièrement attentif aux zones de travail qui se chevauchent.

IV.8 Évaluation des risques

Les risques potentiels peuvent être physiques ou en rapport avec la santé. Une évaluation compréhensive des risques doit être effectuée pour identifier tous ces risques.

IV.8.1 Risques physiques

- Impact, pénétration ou compression (retournement)

- Risque potentiel de chuter ou de faire tomber des objets

- Objets pointus qui pourraient donner un coup, couper, pénétrer ou perforer

- Sources de mouvement qui pourraient causer un impact entre un employé et un engin.

IV.8.2 Risques en rapport avec la santé

- Produits chimiques et poussière nocive sur le lieu de travail

- Températures élevées qui pourraient causer des brûlures, des blessures aux yeux ou un incendie

- Sources de rayonnement lumineux (optique)

- Risques biologiques (sang, matériaux potentiellement infectés,...)

IV.9 Sécurité lors du transport de l'explosif

Le transport des explosifs est soumis à une réglementation rigoureuse qu'il faut absolument respectée :

- La longueur de la chaussée de transport doit satisfaire les normes de sécurité et de la distance entre deux camion croisés ne doit pas être inférieur à 0,5 m.
- Le rayon de courbure doit être de 20 m au moins lors descentes.

- Une benne tenue des pneus du camion est fortement conseiller, interdiction de circuler avec la benne relevée.
- L'état général du camion doit être satisfaisant.

IV. 10 Les accèdent de la mine de la mine de Boukhadra

Tableaux IV.1 L'accident de la mine de Boukhadra.

ANNEE	Fonction	Date	Heure	Durée de l'arrêt	Siège / Nature des lésions	Total
2010	Mineur	04/07/2010	07:30	90	Fracture a la mechoire	2
	Chef Sce Mec	16/12/2010	08:10	21	Blessure au Molet	
2011						0
2012						0
2013						0
2014						0
2015	Agent C.T.A	05/11/2015	07:00	10	traumatisme oculaire avec lésion de la face	1
2016	Mecanicien Polyvalent	11/12/2016	08:15	30 jours	Fracture ouverte du quatrieme phalange main droite	1

2017	Contre traitement mètre	15/05/2017	06:20	00 jours	Crise d'angoisse	7
	Agent entretien mécanique	14/07/2017	12:00	00 jours	Plaie profonde avec (4) points de suture au niveau du pouce de la main gauche	
	aide mécanicien	09/08/2017	09:10	30 jour	blessure avec deux points de suture au niveau du genou droite	
	Contre traitemnet metre	04/09/2017	07:55	30 jours	fracture au niveau de l'index droite	
	gardien	14/11/2017	14:00	21 jours	blessure et hermarthrose du genou droite	
	directeur Mine BK	06/12/2017	09:35	09 jours	Traumatisme de l'annulaire de la main gauche + blessure avec 4 points de suture	
	Mineur 1er degré	07/12/2017	13:50	45 jours	choc direct – ouverte comminutive M4-M5 de la main gauche	
2018	CHEF CUISINIER N2	12/10/2018	10:00	00 jours	brulure au niveau de la main droite	2
	ECHANTILLONNAIRE	06/12/2018	17:30	00 jours	Blessure au Niv du Front	
2019	AIDE MINEUR	06/05/2019	09:20	15 jours	Blessure au Niv du pied droit	2
	chef de post principale	17/11/2019	08:20	10 jours	Blessure au Niv du main droit	
2020						0

PARTIE

ELECTRIFICATION

V Electrification

V.1 Généralités [15]

La mécanisation et l'automatisation des carrières se basée sur une très large utilisation de l'énergie électrique, c'est-à-dire sur l'utilisation développée des machines et des mécanisations électriques ainsi que les appareillages de commande, de protection et d'automatisation.

Les carrières modernes sont les consommateurs de l'énergie électrique de grande capacité, c'est ainsi que la question du choix des sources d'alimentation, aussi bien que celle de la distribution de l'énergie électrique sont très importantes.

Par conséquent, la tendance actuelle consiste à créer des carrières totalement mécanisées et automatisées.

Actuellement la carrière de Boukhadra est alimentée par une ligne provenant de l'El Aouinet.

Les consommateurs essentiels sont :

- La carrière
- Poste salle informatique direction
- Poste station de service

L'alimentation de la carrière en énergie est effectuée par des câbles qui sont placés avec la chaîne du convoyeur d'une longueur de 4900 m avec une section de 240 mm² en aluminium ; il débite une tension de 5.5 KV avec une intensité de 80 A. L'électrification de la carrière du Boukhadra est faible, vu que nous n'utilisons pas l'éclairage continu, et les travaux miniers sont réalisés durant le jour ; seulement au début de poste ou bien en hiver, il faudra à l'éclairage.

Pour la carrière les consommateurs sont :

- Concasseur
- Protection

V.2 Alimentation en énergie électrique

Le schéma d'alimentation en énergie électrique est présenté sur la figure.

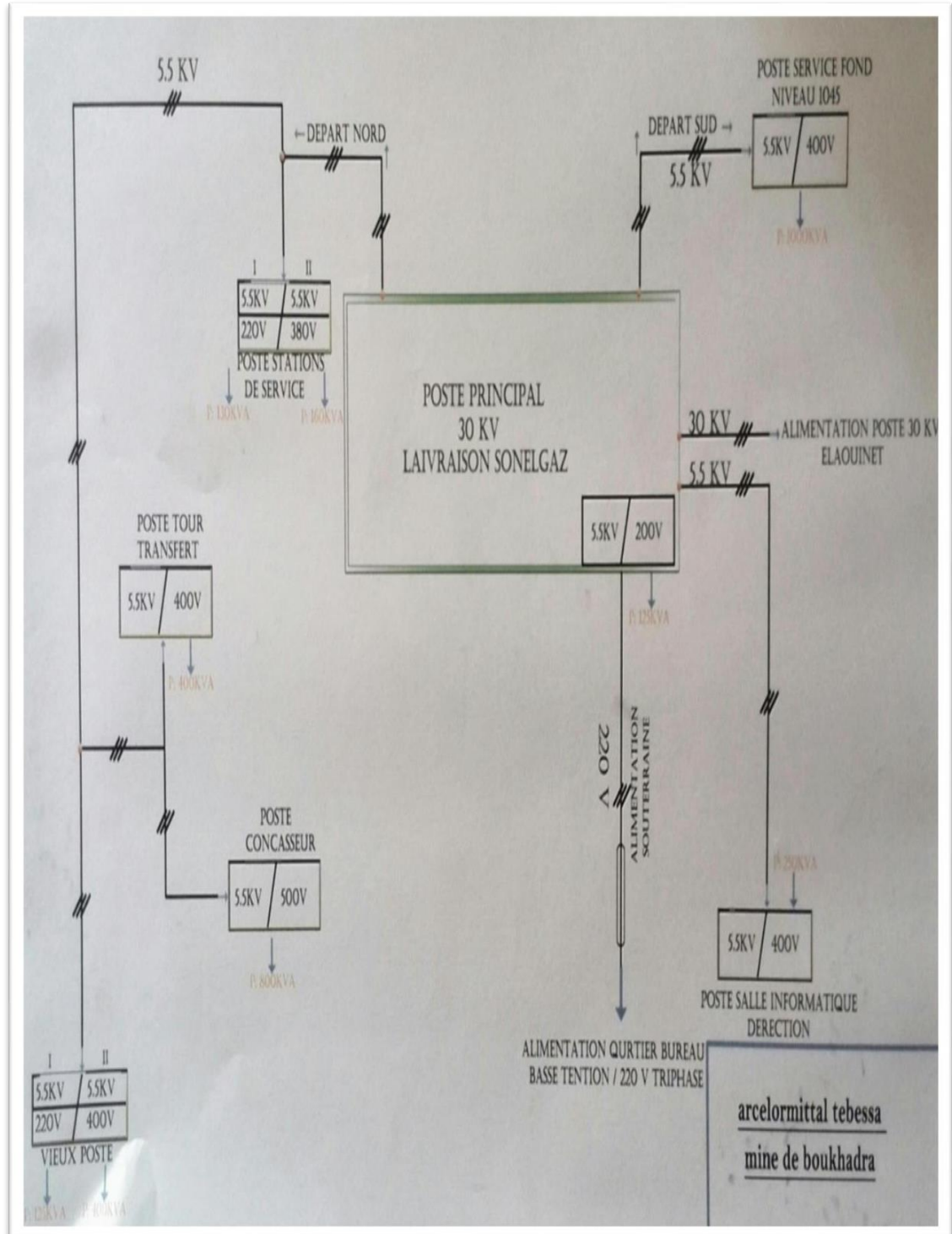


Figure V.1 Schéma d'alimentation en énergie électrique de la mine de Boukhara.

CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

Le travail étant achevé, nous pouvons conclure que nous avons touché à tout, en répondant aux exigences de contenu et de qualité de mémoire en exploitation des mines.

Dense par sa qualité, nous avons tenté de répondre aux critères techniques et technologiques de la partie minière, sans omettre ceux organisationnels mais surtout économiques qui servent d'argumentation aux choix proposés. Nous nous sommes appuyés sur l'analyse, sans abuser dans la critique de ce qui se fait sur le terrain, car nous comprenons les soucis actuels et anciens liés à la maintenance des équipements, leur usure morale et physique, le faible coefficient d'utilisation du complexe minier, et l'absence d'utilisation des méthodes d'abattage contemporaines a fait que nous avons décidé d'appliquer l'une d'elles afin de réduire l'effet de la fissuration engendrée par le tir sur la tenue et stabilité des gradins.

Nous proposons d'adapter une consommation spécifique d'explosif de 0.49 kg/m³.

Et que nous adoptons des diamètres réduits autour de 104 mm car nous savons que les diamètres réduits (sans risques ici, un volume de production bas par rapport aux standards mondiaux). Géométrisation de la fissurité naturelle est une démarche nécessaire et obligatoire, elle doit accompagner toute conception d'un schéma de tir.

Notre travail n'est qu'une contribution, nous déplorons seulement le manque de données économiques récentes qui nous auraient certainement facilité la tâche d'argumentation de nos choix.

BIBLIOGRAPHIE

- [1]** : ArcelorMittal Tébessa. Mine de Boukhadra. Division Etudes et Développement. (2012). Plan d'exploitation et de développement de la mine de Boukhadra Année 2012. Rapport inédit, 30 p.
- [2]** : Degaïchia, A., et Laouar, R. (2013). Sédimentologie et paléoenvironnements du Pliocène du fossé d'effondrement de Tébessa (Atlas saharien oriental, Algérie). Bulletin du Service Géologique de l'Algérie,
- [3]** : Vila, J.M (2001) Les avantages d'une approche multi-source (bio stratigraphie, sédimentologie, forages, profils sismiques et gravimétrie) pour l'étude de l'holocène crétacée ("glaciers de sel", tectonique en radeaux et dômes de sel) et de l'halotectonique tertiaire (plissement des "glaciers de sel", genèse des dômes de sel-plis) des confins algéro-tunisiens. Bull. Serv.Géo.Algérie, vol 12, n°2, pp.129-167.
- [4]** : Othmanine, A. (1987) Les minéralisations en fluorine, barytine, Pb, Zn et Fe sidéritique autour du fossé de Tébessa-Morsott. Relation entre la paléogéographie albo-aptienne, diapirisme, structure et métallogénie. Thèse Doct. 3ème cycle, Univ. P. et M. Curie, Paris VI, n°87-56, Paris, 220p.
- [5]** : Bouzenoune, A. (1993) Minéralisations périadiapiriques de l'Aptien calcaire : les carbonates de fer du gisement hématitique de l'Ouenza (Algérie oriental).Thèse de doctorat de l'université Pierre et Marie Curie (Paris VI),1Vol. 207p.
- [6]** : Masse, P., Thieuloy J.P. (1979) Précisions sur l'âge des calcaires et des formations associées de l'Aptien Sud-constantinois (Algérie). Conséquences paléogéographiques. Bull.Soc.géol.Fr., vol.7, n°1, pp.65-71.
- [7]** : Thibieroz, J., Madre, M. (1976) Le gisement de sidérite du Djebel Ouenza (Algérie) est contrôlé par un golf de la mer aptienne. Bull. Soc. Hist.at. Afrique du.ord, Alger, t. 67, fasc. 3-4, pp. 126-150.
- [8]** : Dubourdiou, G. (1956) Etude géologique de la région de l'Ouenza (confins algérotunisiens). Pub. Du Serv. De la carte Géol. De l'Algérie. (..S.), n°10. 659p.
- [9]** : Nedjari-Bellahcène, S., Nedjari, A. (1984) Le Boukhadra esquisse paléogéographique aptienne. 5ème séminaire. Ationale des Sciences de la Terre, Alger, pp.102.

BIBLIOGRAPHIE

- [10]** : Perthuisot, V., Bouzenoune, A., Hatira, N., Henry, B., Laatar, E., Mansouri, A., Rouvier, H., Smati, A. Et Thibieroz, J. (1999) Les diapirs du Maghreb oriental : part des déformations alpines et des structures initiales crétacées et éocènes dans les formes actuelles. Bull. Soc. Géol. France, t. 170, n° 1, pp. 57-65.
- [11]** : La modélisation en 3D du gisement de Boukhadra réalisé par Amec.
- [12]** : Arcelor Mittal Annaba. (2011). Qualité Matières Premières. Rapport inédit, 2 p.
- [13]** : Document fournis par la departement detude et de developement de la mine de boukhadhra 2020
- [14]** : Antoine P., [1992], “Les problèmes posés par l’instabilité des versants de grandes ampleur - aspects géologiques -“, Bull Ass, Int. Géol, Ing.
- [15]** : Mémoire fin d’étude (2018) Melle Hanane GOUDJIL : Amélioration de la stabilité des talus des gradins par l’application du tir de prédécoupage. (Cas de Boukhadra)
- [16]** : Hecham Belmahdi., optimisation des paramètres de chargement et transport cas de djebel onk mémoire master option : exploitation minière 2017.
- [17]** : Omari F-Zahra, Cours d’opération minier, Ecole des mines AL-ABAD. Tlemcen 2015.
- [18]** : V.Kovalenko. Exploitation des carrières ; OPU office des publications Universitaires, 1986.
- [19]** : Antoine P., [1992], “Les problèmes posés par l’instabilité des versants de grandes ampleur - aspects géologiques -“, Bull Ass, Int. Géol, Ing,
- [20]** : MINIER MEADOWBANK Analyse de la stabilité des pentes de la fosse portage du projet
- [21]** : Faure R.M., [2000], “L’évolution des méthodes de calcul en stabilité des pentes partie I méthodes à la rupture“, Revue Française de Géotechnique.
- [22]** : Francis wojtkowink la stabilité des flancs de mines et carrières à ciel ouvert et de surveillance
- [23]** : ARCELORMITTAL TEBESSA MINE DE BOUKHADRA, Liste de contrôle maintenance à base de sécurité.
- [24]** : V. Snirnov. Géologie des minéraux utiles. Édition mir Moscou 1988.623.

BIBLIOGRAPHIE

[25] : Efremov. Préparation du massif minière en carrières Moscou Nedra 1993.

[26] : E. O. Mindelli. Méthode et moyens d'abattage du minerai a l'explosif. Moscou Nedra 1977. 510 pages.

[27] : Efremov. E. I. Étude de l'influence de la hauteur au gradin sur le degré de fragmentation des roches minières. Résumé de thèse de Ph. Dniepropetrovsk. 1984.

[28] : B.N. Soukhanove;B.N.Koutouzov.Destruction des roches minières a l'explosif.Nedra. 1983.344 pages.