



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 الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة

Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

معهد المناجم

قسم Institut des Mines

المناجم و الجيوتكنولوجيا

Département Mines Et Géotechnologie



MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

**Sélection de la méthode d'exploitation appropriée
au gisement de phosphate de BLED EL HADBA ,
Algérie**

Par

SAKOUT Soundes et DRID Zahra

Devant le jury :

SAADAOUI Salah	Président		Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
MERAH Chafia	Encadrante		Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
BOUTERFIF Leila	Examinatrice		Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

Année universitaire 2023/2024

UNIVERSITÉ LARBI TEBESSI - TEBESSA

INSTITUT des Mines

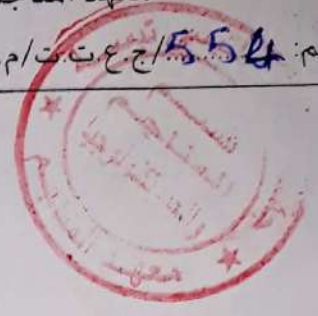


جامعة العربي التبسي-تبسة

معهد المناجم

رقم: 554/ج ع ت م / م 2024

2024-2024



رفع التحفظات

اسم و لقب الأستاذ المناقش: بو طرفيف لاسين
عنوان المذكرة: Selection de la Methode d'exploitation
appropriée au gisement de phosphate de
Bled El Hadba Algérie

الطالبة:

1- سكوت بسندون

2- دبيريد زهرية

التخصص: أسفلا لصاحم، القسم: المناجم وصورتها لوجيا

موافق على وضع المذكرة في المكتبة بعد إجراء التصحيح المطلوب

موافق على وضع المذكرة في المكتبة و هي معفية من التصحيح

إمضاء الأستاذ المناقش



Année universitaire : 2023/2024

Tébessa le : 08 juin 2024

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1-DRID Zahra-----

2-SAKOUT Soundes-----

Niveau : Master2 Option : Exploitation des mines

Thème : Sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de phosphate de Bled El Hadba, Algérie

Nom et prénom de l'encadreur : Merah Chafia

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Chapitre I : Définitions et classifications des méthodes d'exploitation	
Chapitre II- Etat actuel de l'exploitation des phosphates à Djebel Onk	
Chapitre III: Présentation du gisement de Bled El Hadba	
Chapitre IV-Selection du mode d'exploitation pour le gisement de Bled El Hadba	



DEDICACE



Tout d'abord, je remercie Dieu le Tout-Puissant de nous avoir donné la force, le courage et la patience pour mener à bien ce travail malgré toutes les difficultés rencontrées.

Je dédie ce modeste travail :

- À mes chers parents, que Dieu les garde et les protège.
 - À ma famille,
 - À mes chers frères Saif et Abderrahmane.
 - À ma chère sœur Sirine .
 - À mes chers amies Zineb et Zahra
- À ceux qui sont dans mon cœur et absents de ces quelques lignes.
- À tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin pour la réalisation de ce modeste travail.

SAKOUT Soundes



إهداء

بسم هلا خالقي وميسر أموري

لك كل الحمد و الممتنان

أهدي هذا النجاح إلى من دعمني بال حدود وأعطاني بال مقابل إلى من علمني أن الدنيا كفاح و سالحها العلم و

المعرفة و إلى من غرس في روعي مكارم الخالق داعمي الأول في مسيرتي

وقوتي من بعد هلا

والدي

من جعل هلا الجنة تحت أقدامها إلى من كان دعاؤها سر نجاحي إلى من ضحت و تعبت و كافحت في سبيل

نجاحي فدوتي ومعلمتي الأولى

والدتي العزيزة

إلى من شد هلا بهم عضدي فكانوا خير معين وخير سند لكتفي

إخوتي

وال أنسى رفقاء الروح اللذين شاركوني خطوات هذا الطريق إلى من شجعوني على المثابرة

وإكمال المسيرة إلى رفقاء السنين ممتنة لكم جميعا إلى كل الأهل

والعائلة الكريمة كل بإسمه و مقامه

لى الألسنة العظيمة ففديتي جدتي لطلما تمنيت أن تقر عينها برؤيتي في يوم كهذا إلى التي

توسدها التراب قبل أن تراني خريجة فرحتي ينقصها وجودك و نجاحي ينقصه فخرك بي إلى كل هؤلاء أهدي

ثمرة تعبتي و فرحتي هذه

REMERCIEMENTS

En premier lieu, nous tenons à exprimer notre gratitude profonde à Dieu le Tout-Puissant pour nous avoir accordé la force, la patience et la volonté nécessaires pour mener à bien ce mémoire et réaliser nos objectifs.

Au terme de ce travail, nous souhaitons remercier chaleureusement ffme ffERAH Chafia notre encadrante, pour son aide précieuse, ses remarques pertinentes, sa patience, sa disponibilité, et surtout ses conseils judicieux.

Nous exprimons également notre reconnaissance au président du jury ffonsieur SAADAOUI Salah et au examinatrice du jury ffme BOUTERFIF Leila, pour avoir accepté d'examiner notre travail avec attention et bienveillance.

Un grand merci à toute l'équipe de la carrière de Kef Essnoun, pour leur accueil chaleureux et leur encadrement durant la période de notre stage pratique.

Nous remercions sincèrement tous les responsables de l'Institut des ffines et Géotechnologie, ainsi que les enseignants du département des mines, pour leur soutien et leur enseignement précieux.

À tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail, nous adressons nos remerciements les plus sincères.

SAKOUT Soundes

Remerciements

Nous remercions DIEU qui nous a donné la volonté et nous a aidé à achever ce travail.

Nous remercions notre encadreur DR MERAH CHAFIA pour son encouragement, sa patience et ses conseils précieux, ainsi que pour son suivi pas à pas de Notre travail.

Nous remercions Mr, SADAOUI SALAH d'avoir accepté latâche de présider notre jury de soutenance.

Un remerciement particulier à MME, BOUTERFIF LEILA d'avoir accepté d'examiner notre travail.

Un grand merci pour le personnel technique du complexe minier de Djebel

Onk en particulier MR. MOHAMED ALI, MR. FERS SOUFIAN,

MR. BELGHIT ALI, MEM.LATIFA,MR.FERS EL

MAKI,MR.FARHAT ANWER

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) بشير بن بوشاش الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : طالبة

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 11.00.10.364.012310002 و الصادرة بتاريخ 29 / 12 / 2023


المسجل بمعهد البحر و البحر لوجيا قسم المناجم


و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

Selection de la methode d'exploitation appropriée
au gisement de Bled El Hadba - Algérie

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2024/06/10

10 جوان 2024 امضاء المعني (ة)



هذا تصريح شرفي
والتصريح به
امضاء المعني (ة) لهجات
فقط و لا يجوز التمسك به

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة الشهيد المشيخ العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) : الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم :
.....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم :
المسجل بمعهد
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

.....
.....

أصرح بشرفي أنني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية
المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ : 10.06.2024

إمضاء المعنى (ة)

10 جون 2024

RESUME

L'objectif du présent travail est la sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de phosphate de Bled El Hadba, l'un des plus importants gisements de phosphate de DJEBEL ONK, Algérie. Pour cela le travail est divisé en deux volets : Le premier volet concerne une étude théorique détaillée sur les méthodes d'exploitation et l'état actuel de Bled El Hadba et DJEBEL ONK ; Le deuxième volet est réservé à la planification d'un projet minier et l'application de la méthode UBC pour le gisement de Bled El Hadba selon les résultats obtenus la méthode d'exploitation appropriée au gisement de phosphate de Bled El Hadba est une méthode d'exploitation à ciel ouvert en descendant.

La conception de la fosse a été réalisée en détails à savoir : profondeur, angles, bermes

On a proposé une répartition de l'exploitation en 6 phases, on a également considéré en détails les paramètres de la méthode d'exploitation, le choix des équipements nécessaires ; Un intérêt particulier a été réservé pour surmonter la contrainte de sables rencontrée pendant les travaux d'exploitation antérieurs.

Une partie économique a été également traitée, on a utilisé le d'O'hara pour la détermination des coûts opératoires.

Mots clés : méthode UBC, exploitation à ciel ouvert, fosse, modèle O'hara.

ABSTRACT

The objective of the present work is the selection of the appropriate mining method for the Bled El Hadba phosphate deposit, one of the most important phosphate deposits in DJEBEL ONK, Algeria. To do this, the work is divided into two parts: The first part concerns a detailed theoretical study on the mining methods and the current state of Bled El Hadba and DJEBEL ONK; The second part is reserved for the planning of a mining project and the application of the UBC method for the Bled El Hadba deposit according to the results obtained the mining method appropriate to the Bled El Hadba phosphate deposit is a method of open-cast mining going down.

The design of the pit was carried out in detail: depth, angles, berms, etc.

We proposed a division of the operation into 6 phases, we also considered in detail the parameters of the operating method, the choice of the necessary equipment; Particular interest was reserved to overcome the sand constraint encountered during previous exploitation works.

An economic part was also treated, we used the O'hara model to determine the operating costs.

Key words: UBC method, open pit mining, pit, O'hara model.

الملخص

الهدف من هذا العمل هو اختيار طريقة الاستغلال المناسبة لموضع فسفاط بليد الهضبة، أحد أهم مكامن الفوسفاط في جبل أونك، الجزائر. وللقيام بذلك، ينقسم العمل إلى قسمين:

يتعلق الجزء الأول بدراسة نظرية تفصيلية حول طرق التشغيل والوضع الحالي لبلاد الهضبة وجبل أونك؛ الجزء الثاني مخصص لتخطيط مشروع منجمي وتطبيق طريقة UBC لرواسب بالذ الهضبة حسب النتائج التي تم الحصول عليها طريقة الاستغلال المناسبة لرواسب فوسفات بالذ الهضبة هي طريقة التعدين المكشوف تحت. تم تنفيذ تصميم الحفرة بالتفصيل: العمق، والزوايا، والحواجز، وما إلى ذلك.

اقترحنا تقسيم العملية إلى 6 مراحل، كما نظرنا بالتفصيل في معالم طريقة التشغيل، واختيار المعدات اللازمة؛ وقد تم تخصيص اهتمام خاص للتغلب على قيود الرمال التي تمت مواجهتها أثناء أعمال الاستغلال السابقة.

تمت معالجة الجزء الاقتصادي أيّ صُحّا استخدمنا O'Hara لتحديد تكاليف التشغيل.

الكلمات المفتاحية: طريقة UBC، التعدين الحفري المفتوح، الحفرة، نموذج O'hara.

Liste des Figures

Figure I.1:schéma d'exploitation par fosse	7
Figure I.2: schéma de l'exploitation par découverte.....	8
Figure I.3: La technique d'exploitation par tranches montantes remblayées (Source : BRGM)	13
Figure I.4 :Technique d'exploitation par lixiviation in situ (Source : BRGM)	14
Figure II.1:carte de la situation géographique de Djebel Onk... ..	24
Figure II.2:Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk – Algérieorientale – (D'après RANCHIN, 1963)	26
Figure II.3:Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk (D'après Prian et Cortial, 1993	28
Figure II.4Tranché d'accès de la mine de Kef Essenoun.....	32
Figure II.5 Schéma représente la largeur de route	33
Figure II.6:Schémas d'ouverture du gisement de Kef Essnoute (Coté Nord-ouest) Pour les premiers niveaux	34
Figure II.7: vue de la carrière de Kef Essenoun	35
Figure II.8: Méthode d'exploitation avec transport par camions	36
Figure II.9:Glissement de terrain de la zone Sud-Est de Kef Essenoun	36
Figure II.10:phase de remblayage de la fosse du Sud-Est de Kef Essenoun	37
Figure II.11:Schéma de plate-forme de travail.....	38
FigureII.12:Sondeuses de marques ATLAS COPCO	42
Figure II.13:Explosifs (Marmanite et Anfomil).....	46
FigureII.14:Opération de chargement.....	50
Figure II.15 : pelle Caterpillar	50
Figure II. 16: pelle Liebherr	51
FigureII.17:Camions CATERPILLAR d'une capacité de 60T.....	54
FigureII.18: camion TEREX 70T.....	54
Figure II.20 : La mise à terril de stérile dans la carrière de Djebel Onk. ...	55
Figure III.1:Carte géologique du gisement de Bled El Hadba	61

Figure III.2:Carte structurale du mur du faisceau phosphaté	62
Figure III.3:Carte structurale du toit du faisceau phosphaté	62
Figure III.4:Coupes géologiques sériées à travers le gisement de Bled El Hadba	63
Figure IV.1 :Angle général d'un talus.....	84
Figure IV.2:Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait	84
Figure IV.3:Angles de Talus et de bords	86
FigureIV.4:Représentation d'une berme de sécurité.....	87
FigureIV.5:Configuration des phases d'exploitation de Bled El Hadba	91
FigureIV.6:Schéma représentatif à 2D du gisement de Bled Hadba	91
FigureIV.7:Aspect du bord de la mine à ciel ouvert en découverte par un système de tranchées intérieures consécutives	92
FigureIV.8: Organisation des travaux miniers lors de la découverte et préparation des niveaux par tranchées intérieures successives	92
FigureIV.9:Découverte du gisement de Bled El Hadba par système des tranchées Successives.....	93
FigureIV.10:Création de la première tranchée et préparation du premier gradin (Open Pit Mine Planning and Design).....	93
FigureIV.11 : largeur de la route de transport.....	95
FigureIV.12 : Schémas d'ouverture du gisement de Bled El Hadba pour les Premiers niveaux.....	96
FigureIV.13:La largeur de la plate-forme de travail lors de l'abattage à l'explosif....	98
FigureIV.14: Single spotting.....	100
FigureIV.15: La progression des travaux d'exploitation.....	100
FigureIV.16:Enlevure longitudinale avec un seul bord de développement des travaux	101
FigureIV.17:Géométrie et terminologie du plan de tir.....	104
FigureIV.18: chargeuse sur pneu de type Caterpillar995... ..	112
FigureIV.19: camion Caterpillar 785C.....	116
FigureIV.20: godet pour les matériaux fortement abrasifs grâce à sa protection anti-usure et au renfort latéral	121

FigureIV.21:Distribution des dépenses d'investissement (CAPEX) BEH..... 124

Liste des Tableaux

Tableau I.1: La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert.....	8
Tableau I.2 :Classification des méthodes d'exploitation souterraines.....	11
Tableau I.3:Classification selon Boshkov et Wright	18
Tableau II.1 : propriétés du minerai et des roches encaissantes	27
Tableau II.2: La production planifiée pour l'année 2024.....	30
Tableau II.3:L'angle du talus du bord de la trachée	32
Tableau II.4:Paramètres d'exploitation.....	37
Tableau II.5: l'angle du talus des gradins selon la dureté des roches.....	40
Tableau II.6:Angle du talus du gradin et du bord inexploitable.....	40
Tableau II.7:Caractéristique de ces deux explosifs	46
Tableau IV.1:méthode de NICHOLAS	71
Tableau IV.2:caractéristiques mécaniques des roches.....	73
Tableau IV.3:résistance à la substance de roche	74
Tableau IV.4:RMR de BIENIAWSKI.....	75
Tableau IV.5:application sur tableau de NICHOLAS.....	77
Tableau IV.6:application sur tableau RMR	79
Tableau IV.7:application sur tableau RMS.....	80
Tableau IV.8:Les résultats d'application de la méthode l'UBC	81
Tableau IV.9:Comparaison des résultats	82
Tableau IV.10Angle du talus du gradin et du bord inexploitable Principes	83
Tableau IV.11 et nous introduisons les phases nécessaire nous obtenons.....	89
Tableau IV.12: récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation.....	102
Tableau IV.13: Les paramètres de la méthode LANGEFORS.....	109

INTRODUCTION GENERALE

INTRODUCTION GENERALE

Le phosphate est un minéral crucial pour l'agriculture et l'industrie, principalement utilisé dans la fabrication d'engrais, ce qui en fait un élément essentiel pour la production alimentaire mondiale. En dehors des engrais, les phosphates trouvent également des applications dans les détergents, les produits alimentaires et diverses industries chimiques.

En Algérie, l'exploitation des phosphates est une activité économique importante, principalement concentrée dans la région de Djebel Onk, qui abrite certains des plus grands gisements de phosphates du pays. Parmi ces gisements, celui de Bled El Hadba se distingue par son potentiel élevé.

Le présent mémoire traite la sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de phosphate de Bled El Hadba, Algérie. Pour cela, notre travail a été réalisé en deux volets : théorique et pratique (ou bien calculs).

Notre travail a été réalisé en quatre chapitres :

Dans le premier chapitre, nous abordons la partie théorique, en parlant des exploitations à ciel ouvert et souterraine, ainsi que des méthodes de classifications anglo-saxonnes.

Dans le deuxième chapitre, nous décrivons l'état actuel de l'exploitation au gisement de Djebel Onk, incluant ses aspects opérationnels et techniques.

Dans le troisième chapitre, nous analysons le gisement de Bled El Hadba, en détaillant sa géologie, ses réserves et ses caractéristiques minéralogiques.

Dans le quatrième chapitre, nous présentons les méthodes possibles pour la sélection modes d'exploitation à ciel ouvert et souterraine, on a utilisé la méthode de l'Université de la Colombie-Britannique dite méthode UBC ,c'est une modification empiriquement dérivée de l'approche de Nicholas, c'est un mode de classement généralement accepté dans l'industrie minière.

Dans son étude de planification DMT a utilisé la méthode Nicholas pour la sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de Bled EL Hadba, ce qui justifie le choix de la méthode UBC dans notre travail.

Par la suite nous traitons en détails les paramètres de la fosse à savoir les différents angles, les paramètres de la méthode d'exploitation, les phases d'exploitations et les équipements nécessaires et notamment l'évacuation des sables.

Enfin une approche économique a été réalisée par la proposition du modèle d'Ohara pour la détermination des coûts opératoires.

Ce travail explore comment déterminer la méthode d'exploitation la plus appropriée pour le gisement de phosphate de Bled El Hadba en Algérie, compte tenu de ses caractéristiques géologiques et économiques, et examine également les causes de l'arrêt de l'exploitation de ce gisement.

CHAPITRE I
Définition et classification des méthodes
d'exploitation

I-1 Introduction

Les minéraux sont à la base de la plupart des industries. L'exploitation de gisements minéraux se pratique presque tous les pays du monde ; les activités minières ont des conséquences importantes sur l'économie, l'environnement, l'emploi et la vie sociale, qui dépassent les frontières des pays ou des régions où elles ont leur siège.

L'exploitation minière consiste à extraire des minerais ayant une valeur économique tels que les métaux, phosphate, calcaire,etc.

D'une manière générale l'industrie extractive comprend les ressources non renouvelables tels que le pétrole et le gaz naturel.

I-2 Définition

La méthode d'exploitation minière est la stratégie globale qui permet l'excavation et l'extraction d'un corps minéralisé de la manière technique et économique la plus efficace. Elle définit les principes généraux selon lesquels les opérations unitaires sont exécutées et établit les critères concernant le traitement des cavités laissées par l'extraction.[1]

I-3 Classification des méthodes

Une première classification techniques d'exploitation est réalisée en familles[1]

1. Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert ;
2. Les méthodes d'exploitation souterraines ;
3. La méthode d'exploitation par lixiviation.

1-méthode d'exploitation a ciel ouvert

L'exploitation d'une mine à ciel ouvert, souvent abrégée MCO ou "open pit" en anglais, implique l'extraction du minerai à partir d'une excavation réalisée à la surface, après le retrait des matériaux stériles qui le recouvrent.

L'exploitation à ciel ouvert a des dimensions importantes en largeur et longueur par rapport à sa profondeur, sachant que sa profondeur peut atteindre 200m[2]voire 400m[1] .

Ces mines concernent principalement l'exploitation des parties de gisement situées

près de la surface topographique, généralement entre 0 et 400 mètres de profondeur. Pour mener à bien ces opérations, des engins de chantier de grande taille et peu courants dans d'autres secteurs industriels sont généralement nécessaires, tels que des pelles, des roues-pelles, des draglines, des tombereaux et des foreuses.

Dans toute exploitation en MCO (Mine à Ciel Ouvert), plusieurs étapes sont nécessaires :

1. **Décapage** : Retrait des terrains superficiels pour exposer les niveaux à exploiter, incluant la terre végétale et les roches stériles.
2. **Abattage** :
 - Utilisation d'explosifs : Foration préalable suivie de tirs de mine pour disloquer le massif rocheux.
 - Abattage mécanique : Utilisation de pelles spécifiques pour extraire en continu les roches tendres.
3. **Purge** : Sécurisation du site après les tirs pour faciliter les opérations suivantes.
4. **Chargement** : Déblaiement des roches abattues, soit par des pelles sur chenilles ou des chargeuses frontales après un tir à l'explosif, soit simultanément avec l'abattage continu par des pelles.
5. **Transport**: Déplacement des roches déblayées vers la zone de traitement, généralement effectué par des tombereaux ou des bandes transporteuses, parfois sur de longues distances par voies ferrées.[5]

Ces étapes permettent d'assurer un processus efficace d'extraction minière à ciel ouvert.

Parmi les méthodes d'exploitation à ciel ouvert, on peut définir:

1-1 Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

A. Selon la disposition des zones minéralisées :

Il existe généralement deux types d'exploitations à ciel ouvert en fonction de la disposition des zones minéralisées :

- L'exploitation en **découverte**, appliquait lorsque le gisement est stratiforme, peu

profond et s'étend sur une grande surface horizontale.

- L'exploitation en **fosse**, qui est utilisé lorsque le gisement s'enfonce dans le sous-sol avec une extension latérale limitée.

➤ Fosse

Cette méthode est utilisée pour extraire du minerai enfoui dans des roches dures, qu'il soit dispersé ou sous forme de veines profondes avec une extension latérale limitée. Elle est adaptée aux filons, aux couches à forte inclinaison et aux gisements en amas. Dans ce type d'exploitation, la fosse est creusée pour englober tout le volume du minerai. Les débris stériles sont transportés hors de la fosse et stockés, parfois pour reboucher le trou ultérieurement. Pour des raisons de sécurité, les parois de la fosse doivent avoir une inclinaison horizontale comprise entre 30 et 70 degrés, cette valeur variant selon la nature des roches. Cependant, le coût de l'extraction augmente rapidement avec la profondeur, car plus la fosse est profonde, plus elle s'élargit, ce qui impacte considérablement les coûts et diminue l'intérêt économique de cette méthode.

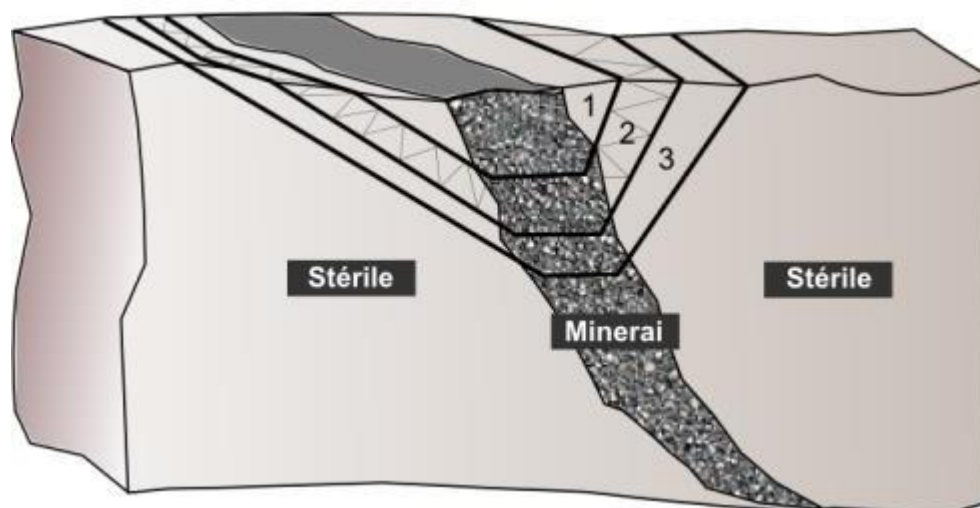


Figure I.1:schéma d'exploitation par fosse

➤ Découverte

La méthode des tranchées est utilisée pour découvrir ou exploiter des gisements minéraux en surface. Elle consiste à creuser des fossés ou des tranchées pour exposer

les couches de minerai ou les formations géologiques ciblées. Cette approche est souvent utilisée dans les premières phases de prospection ou lorsque les gisements sont peu profonds ou dispersés sur de vastes zones. Les matériaux extraits sont ensuite traités pour récupérer les minéraux précieux ou utiles.

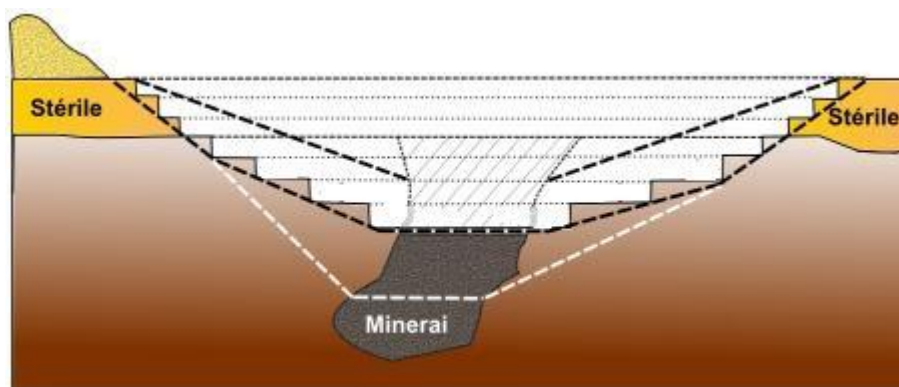


Figure I.2: schéma de l'exploitation par découverte

B. Classification selon le mode de déplacement des roches de recouvrement au terril

Cette classification est basée sur les modes de déplacement des roches de recouvrement au terril [3]; Sachant que le terril est par définition le lieu d'entassement de déblais stériles de forme conique provenant de l'exploitation [4] En découverte les équipements utilisés pour déplacer les terrains de recouvrement pré-déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation [3]

Dans l'exploitation à ciel ouvert, les techniques utilisées pour déplacer les matériaux de recouvrement influencent les paramètres clés de la méthode d'exploitation.

Ces paramètres incluent la hauteur et le nombre de gradins dans les stériles, la largeur des plates-formes de travail, le nombre de rampes de liaison pour le transport, le nombre de fronts de taille, ainsi que l'ordre et la cadence de progression des travaux. De plus, ils déterminent la quantité de réserves mises à jour et préparées pour l'extraction. Ces méthodes sont classées et résumées dans le tableau suivant:

Tableau I.1: La classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

Méthodes	Principes des Méthodes	Cas d'emploi	Matériel d'exploitation et de transport

Méthode dite sans transport a) simple b) avec remaniement des déblais au terril	Les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs directement par les excavateurs ; les déblais peuvent être ensuite remaniés dans les terrils	Couches horizontales ou peu inclinées de puissance limitée ; les recouvrements sont de dureté moyenne et de puissance limitée. Couches à moyen et à fort pendage incluses dans des terrains tendres, situées à faible profondeur, ce qui permet de remanier 2 et 3 fois les déblais au moyen d'excavateurs	Excavateurs, pelles mécaniques et draglines dont les organes de travail, conçus spécialement, sont de grandes dimensions ; pas d'engins de transport
Méthode avec emploi d'engins de transfert	Les déblais sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'engins de transferts mobiles (ponts de transfert et sauterelles)	Couches horizontales et peu inclinées, recouvrements meubles et tendres	Excavateurs à godets multiples et pelles mécaniques ; ponts de transfert et sauterelles mobiles
Méthode dite spéciale	Les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : excavateurs à tourelle, scrapers à roues, appareils hydromécaniques, grues	Couches horizontales ou peu inclinées ; recouvrements tendres ou meubles. Lorsqu'on emploie les grues, couches à fort pendage incluses dans des terrains durs	Excavateurs à câble, scrapers à roues ; pas d'engins de transport ; moniteurs et installation de pompage pour les déblais ; grues
Méthode avec transport des déblais	Les déblais sont transportés par locomotives et	Toutes formes de gisement et toutes duretés des	Excavateurs de tous types ; locomotives

	wagons vers des terrils extérieurs ou intérieurs	recouvrements	et wagons ou camions
Méthodes mixtes	Les déblais provenant des gradins supérieurs sont transportés jusqu'aux terrils intérieurs ou extérieurs ; les déblais provenant des gradins inférieurs sont rejetés dans des terrils intérieurs au moyen d'excavateurs ou d'engins transfert ;	Couches horizontales ou peu inclinées de puissance limitée ; recouvrements tendres, meubles ou de dureté moyenne	Excavateurs de tous types pour les gradins supérieurs et excavateurs à organes de travail de grandes dimensions pour les gradins inférieurs locomotives et wagons ou camions ; engins de transfert

2- Exploitation souterraine

L'exploitation d'une mine souterraine implique l'extraction du minerai à partir d'une excavation réalisée sous la surface du sol, sans nécessité d'enlever tous les matériaux stériles qui le recouvrent. Dans ce type d'exploitation, seule une quantité minimale de déblais est retirée pour atteindre le gisement, généralement sous forme de travaux d'infrastructure tels que les puits et les galeries. Ces structures permettent l'accès au minerai ainsi que la mise en place des équipements nécessaires pour assurer l'aération, le drainage, l'accès du personnel et l'évacuation du minerai.

Chaque mine possède ses particularités, mais toutes cherchent à concilier rentabilité et sécurité à travers des techniques adaptées pour extraire le minerai tout en préservant l'environnement. Deux principales approches de traitement des zones excavées sont généralement distinguées : celles qui laissent des vides résiduels après l'exploitation et celles qui visent à combler ces vides, soit par remblayage, soit par foudroyage

(éboulement de roches, comblement des cavités).

Les opérations en exploitation souterraine suivent généralement les mêmes étapes que celles à ciel ouvert, mais incluent également quelques phases supplémentaires :

- Abattage : réalisé soit de manière explosive, soit mécaniquement (utilisant des scies, des machines d'attaque ponctuelle ou des engins d'abattage continu).
- Aération forcée pour évacuer les fumées générées par les tirs.
- Chargement du minerai, parfois combiné avec son transport, communément appelé marinage en milieu souterrain.
- Transport du minerai extrait.
- Soutènement : renforcement des ouvrages souterrains les plus sensibles ou fréquemment utilisés, réalisé à l'aide de techniques telles que le boulonnage (pose de boulons pour fixer les éléments rocheux du toit ou des parois) et le gunitage (projection de béton).

Tableau I.2 : Classification des méthodes d'exploitation souterraines[6]

Classe	Groupe et énumération des méthodes d'exploitation
méthodes d'exploitation par chambres vides	<ol style="list-style-type: none"> 1. Gradins droits 2. Gradins renversés 3. Gradins tailles 4. Chambres et piliers 5. Sous-étages 6. Étagée
méthodes d'exploitation par chambres magasins	<ol style="list-style-type: none"> 1. Abattage du minerai magasinés par trous 2. Abattage du minerai par sondage
méthodes d'exploitation par chambres remblayées	<ol style="list-style-type: none"> 1. Tranches horizontales 2. Tranches inclinées 3. Abattage séparé
méthodes d'exploitation par chambres	<ol style="list-style-type: none"> 1. chambres vides charpentées

boisées	2. chambres vides avec soutènement renforcé
méthodes d'exploitation par chambres boisées et remblayées	1. chambres vides avec soutènement renforcé et remblayées 2. chambres vides charpentées remblayées

L'une des méthodes L'extraction par tranches montantes remblayées (« cut and fill » en anglais, Figure 9) est particulièrement adaptée à l'exploitation des filons de faible puissance et à fort pendage, encaissés dans un massif rocheux stable. Le minerai est abattu et déblayé par tranches horizontales, prises en montant. Cette technique permet généralement une bonne sélectivité du minerai et un excellent taux de récupération. Les vides sont remblayés progressivement (avec les stériles des galeries d'ossature ou résidus de l'unité de traitement) pour permettre d'élaborer un plancher de travail à la tranche suivante. L'abattage du minerai peut se faire par :

- Gradins renversés : les vides sont remblayés avec des matériaux secs ou humides. Le minerai est abattu en montant, par tranches de 3 à 4 m d'épaisseur et par des trous de mine verticaux forés à l'aide de perforatrices montées sur chariot ;
- Abattage du front : les vides sont remblayés avec du sable, de façon quasi complète, le sable formant une surface suffisamment dure pour la circulation des engins sur pneus à la tranche suivante.

L'exploitation est entièrement mécanisée, avec forage par jumbos et déblocage par chargeuses.[1]

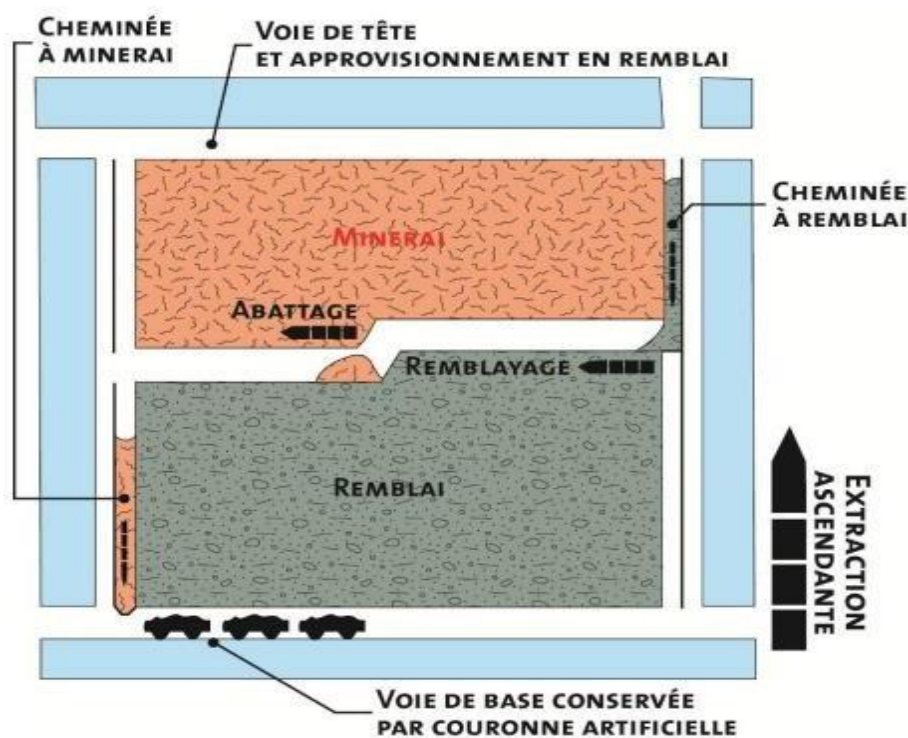


Figure I.3: La technique d'exploitation par tranches montantes remblayées (Source : BRGM)[1]

3-La méthode d'exploitation par lixiviation

D'autres méthodes existent pour l'extraction de substances minérales. Par exemple, La méthode d'exploitation par lixiviation, souvent employée pour extraire l'uranium, le cuivre, l'or et l'argent, implique l'injection d'une solution chimique (lixiviant) dans le gisement pour dissoudre les minéraux désirés. Ces minéraux sont ensuite extraits de la solution remontée à la surface. Cette technique, bénéficiant d'un faible impact environnemental et de coûts réduits, est idéale pour les gisements profonds ou inaccessibles. Cependant, elle présente des risques de contamination des eaux souterraines et requiert une gestion rigoureuse pour éviter les fuites et assurer l'efficacité de l'extraction.[1]

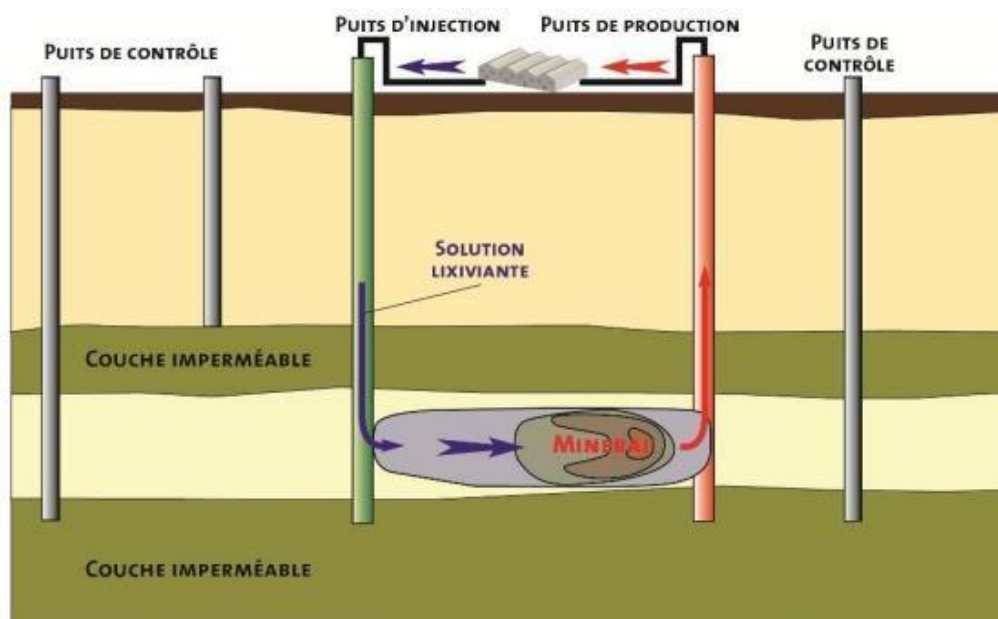


Figure I.4 :Technique d'exploitation par lixiviation in situ (Source : BRGM)[1]

I-4 Critères de sélection des méthode

a- Caractéristiques géomorphologiques

Ils affectent le taux de production, la méthode de déblayage, la conception de la mine dans le gisement.[5]

- ✓ La taille (hauteur, largeur ou épaisseur)
- ✓ la forme (tabulaire, lenticulaire, massive, irrégulière)
- ✓ le pendage
- ✓ la profondeur : taux de découverte

b- Conditions géologiques et hydrologiques

Ces conditions affectent la décision d'utiliser des méthodes sélectives ou non sélectives

- ✓ Exigence de drainage, pompage, à la fois dans la fosse et souterraine
- ✓ Minéralogie et pétrographie (oxydes et sulfures)
- ✓ Composition chimique

- ✓ Structure de dépôt (plis, failles, discontinuités, intrusions)
- ✓ Plans de faiblesse (fissures, fractures, clivage)
- ✓ Uniformité, altération (zones, limites)
- ✓ Eaux souterraines et hydrologie (occurrence, débit, nappe phréatique)

c- Considérations géotechniques

- ✓ Propriétés élastiques
- ✓ Comportement plastique ou viscoélastique
- ✓ État des efforts (original, modifié par les fouilles)
- ✓ Consolidation, compactage, concurrence
- ✓ Autres propriétés physiques (densité, pores, porosité, perméabilité)

d- Considérations économiques

Ils affectent l'investissement, les flux de trésorerie, la période de retour, les avantages

- ✓ Réserves (tonnage et teneur)
- ✓ Taux de production
- ✓ durée de Vie de la mine (développement et exploitation)
- ✓ Productivité
- ✓ Coût de des méthodes possibles à appliquer

e- Facteurs technologiques

- ✓ pourcentage de récupération
- ✓ Dilution
- ✓ Flexibilité aux changements d'interprétation ou de conditions

- ✓ Sélectivité
- ✓ Concentration ou dispersion des fronts de travail
- ✓ Capital, travail, mécanisation

f- Facteurs environnementaux

Non seulement physique, mais aussi économique, politique, social

- ✓ Contrôle des excavations pour maintenir leur intégrité (sécurité)
- ✓ Affaissement de surface et effets
- ✓ Contrôle atmosphérique (ventilation, contrôle de la qualité de l'air, chaleur, humidité)
- ✓ Main-d'œuvre (contrats, formation, santé et sécurité, qualité de vie, conditions communautaires).[5]

En tenant compte de ces facteurs, une décision doit être prise quant à l'opportunité d'exploiter le gisement par des méthodes à ciel ouvert ou souterraines. Les caractéristiques spatiales du gisement, telles que sa géométrie, ainsi que les interactions avec le massif environnant, sont cruciales car elles influencent le choix de la méthode d'exploitation la plus adaptée. Il existe des situations où le gisement pourrait être exploité soit par des méthodes de surface, soit par des méthodes souterraines. Dans de tels cas, la décision doit se baser sur l'analyse des bénéfices économiques attendus de chaque option.

I-5 Méthodes de sélection d'une méthode d'exploitation

Pour déterminer la faisabilité d'une méthode d'exploitation minière, il est essentiel de comparer les caractéristiques du gisement avec les exigences spécifiques de chaque méthode envisagée. La méthode qui offre la meilleure correspondance doit être jugée techniquement réalisable avant de procéder à une évaluation économique approfondie. Le processus de sélection commence par établir si l'extraction du gisement devrait s'effectuer via une méthode traditionnelle de surface, souterraine, ou par lixiviation in

situ. Une approche novatrice ne devrait être envisagée que lorsque les options conventionnelles ne sont ni économiquement ni techniquement viables. La mise en œuvre d'une nouvelle technique d'exploitation nécessite un financement adéquat et un engagement significatif de la part du conseil d'administration en faveur du développement technique, ainsi que de la patience pour surmonter les défis techniques qui pourraient survenir.

Si l'exploitation de surface s'avère impraticable, il convient alors de considérer une méthode souterraine. Les techniques de sélection des méthodes d'exploitation sont toutefois limitées, car elles se basent uniquement sur les paramètres physiques connus et les caractéristiques de résistance des roches. Il arrive que plusieurs méthodes semblent également viables. Pour affiner la sélection de la méthode la plus adaptée, il est crucial de prendre en compte des facteurs supplémentaires tels que les coûts d'exploitation, le rythme d'extraction, la disponibilité de la main-d'œuvre et les normes environnementales.

a- BOSHKOV ET WRIGHT

Le système de classification proposé par BOSHKOV ET WRIGHT (1973) dans le Manuel de génie minier , 1re éd. (Basé sur Peele, 1941), a été l'un des premiers systèmes de classification qualitative développés pour la sélection de la méthode souterraine (tableau I.3). Leur système suppose que la possibilité de surface et l'exploitation minière souterraine a déjà été éliminée. Il utilise des descriptions générales de l'épaisseur de minerai, pendage du minerai, la force du minerai, et la force des murs pour identifier des méthodes communes qui ont été appliquées dans des conditions similaires. Les résultats de cette classification fournissent jusqu'à quatre méthodes qui peuvent être applicables.[2]

Type of Ore Body	Dip	Strength of Ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining	
Thin beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and pillar Longwall Longwall	
Thick beds	Flt	Wk or Stg	Wk	Open stopes with casual pillars Room and pillar Top slicing Sublevel caving Underground glory hole Same as for masses	
		Stg	Stg		
		Wk or Stg	Wk		
Very thick beds	Stp	Stg or Wk	Stg or Wk	Resuing	
		Stg	Stg	Same as for thin beds	
Narrow veins (widths up to economic length of stull)	Flt	Stg	Stg	Open stopes Shrinkage stopes Cut and fill stopes Cut and fill stopes Square set stopes Open underhand stopes Square set stopes Top slicing Square set stopes	
	Stp		Wk	Open underhand stopes Square set stopes Top slicing Square set stopes	
	Flt Stp		Wk	Stg	Same as for thick beds or masses Open underhand stopes Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill stopes Combined methods Cut and fill stopes Top slicing Sublevel caving Square set stopes Combined methods Open underhand stopes Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods Top slicing Sublevel caving Square set stopes Combined methods
			Wk	Stg	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill Combined methods Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods
Wide veins	Flt Stp	Stg	Stg	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill Combined methods Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods	
			Wk	Stg	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill Combined methods Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods
Masses	Flt Stp	Stg	Stg	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill Combined methods Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods	
		Wk	Wk or Stg	Underground glory hole Shrinkage stopes Sublevel stoping Cut and fill Combined methods Top slicing Sublevel caving Block caving Square set stopes Combined methods	

Wk = weak; stg = strong; flt = flat; stp = steep.

Tableau I.3: Classification selon Boshkov et Wright[2]

b- HARTMAN

Hartman (1987) a mis au point un processus de sélection d'un organigramme pour définir la méthode d'exploitation, basée sur la géométrie du gisement et les conditions du sol de la zone de minerai (FigI.5). Ce système est similaire à celui proposé par Boshkov et Wright, mais vise des méthodes d'extraction plus spécifiques. Hartman admet que la méthode est qualitative et devrait être utilisée comme une approche de premier passage. Cette classification comprend surface et des méthodes souterraines, le charbon et la roche dure.

[2]

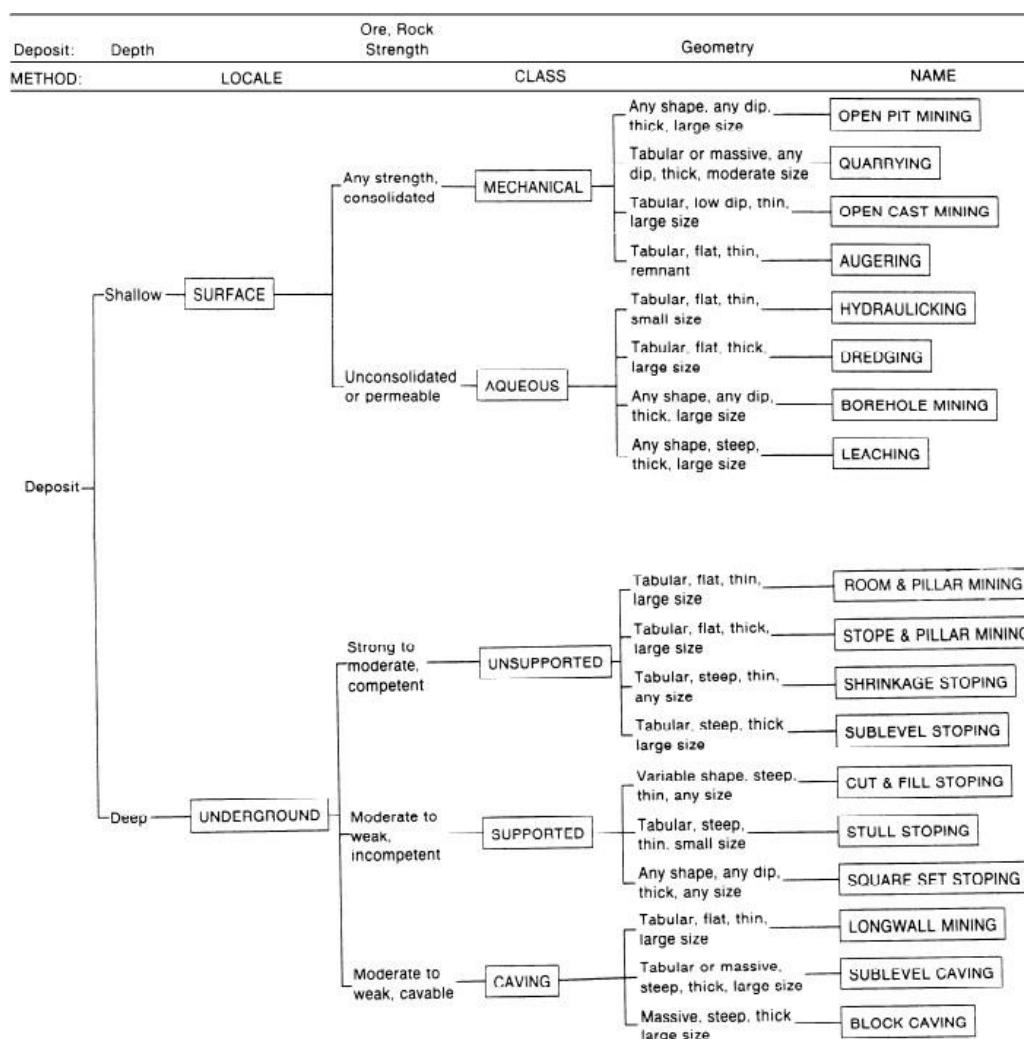


Figure I.5: classification selon HARTMAN[2]

c- MORRISON

Le système de classification proposé par Morrison (1976) divise l'exploitation minière souterraine en trois groupes de base: soutien de pilier rigide, l'affaissement contrôlé, et foudroyage (Fig I.6) Définitions générales de la largeur du minerai, le type de support, et de l'accumulation d'énergie de déformation sont utilisées comme critères pour la détermination d'une méthode d'exploitation minière.

Cette classification permet de démontrer le continuum de sélection, le choix d'une méthode sur une autre en fonction des différentes combinaisons de conditions de terrain. Dans ce système, les conditions du sol ont déjà été évaluées pour déterminer le type de

soutien requis. [2]

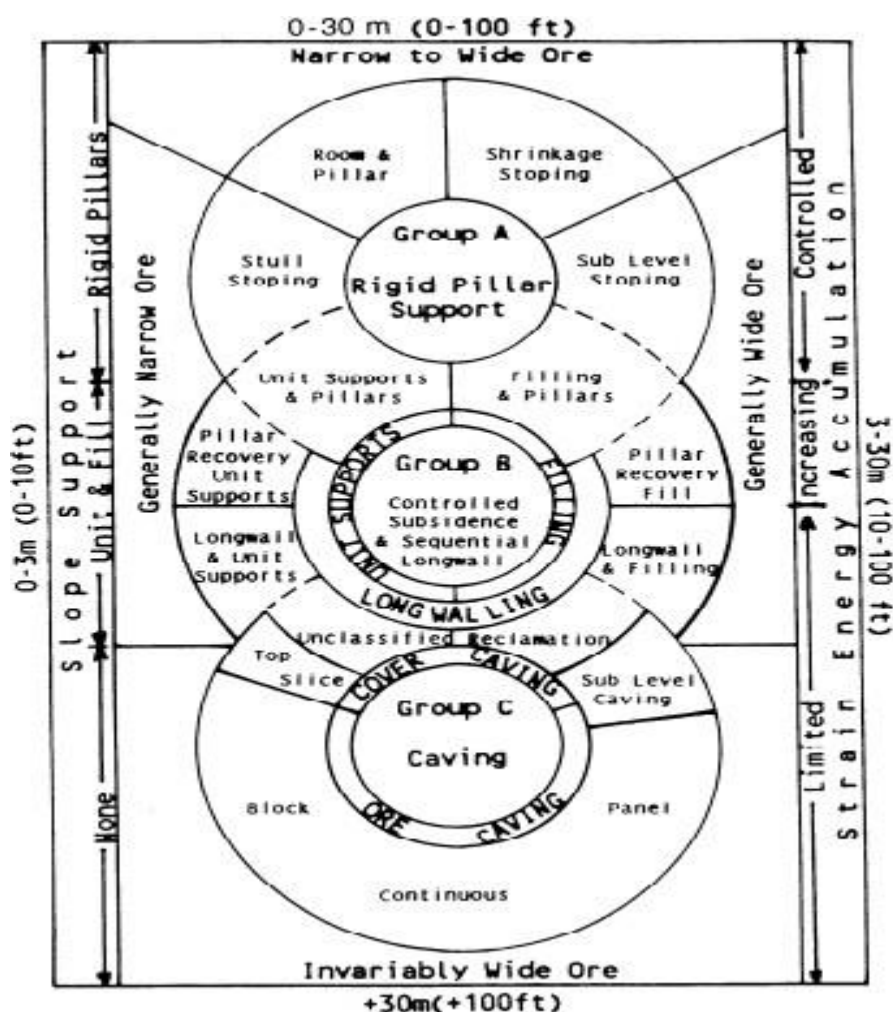


Figure I.6 :classification selon MORISSON[2]

d- LAUBSCHER

Laubscher (1981) a présenté le choix d'une méthode d'exploitation minière souterraine de masse appropriée. Le processus de sélection est basé sur son système de classification de la masse rocheuse qui ajuste les effets miniers attendus sur la force de la masse rocheuse. Le programme de Laubscher vise les méthodes d'extraction de masse, principalement le bloc foudroyé et le remblayage; Son accent principal est sur cavabilité.

Les deux paramètres qui déterminent si un système de foudroyage est utilisé sur un système de remblayage sont le degré de fracturation, RQD (désignation de qualité de la roche), l'espacement des joints, et l'estimation des joints, qui est une description de la nature de joint, à savoir, de l'ondulation, remplissage, et des conditions d'eau (Fig I.7). Ce

programme met l'accent sur le jointoiment comme la seule commande pour déterminer la cavabilité. Laubscher (1990) a récemment modifié la classification pour relier son indice de masse rocheuse au rayon hydraulique (FigI.7). En incluant le rayon hydraulique, cavabilité devient possible pour le rock plus compétent si la surface disponible pour le sous-découpage est grande. [2]

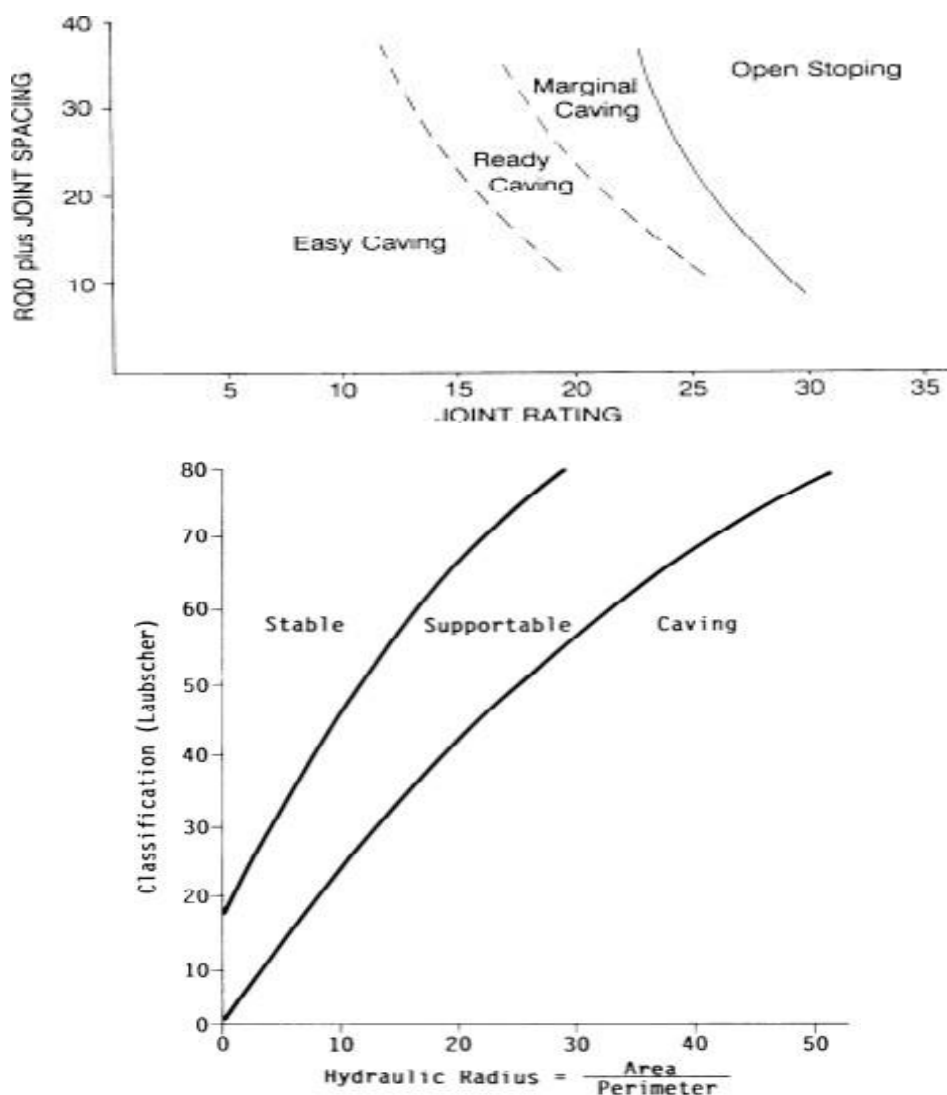


Fig. 23.4.4. Laubscher's cavability based on hydraulic radius and classification.

Figure I.7:classification selon LAUBSCHER[2]

e- La méthode l'UBC (University of British Columbia)

La méthode de sélection qui utilise une approche numérique pour évaluer la

pertinence d'une méthode minière est exclusivement l'approche Nicholas (1981). Cette méthode constitue une modification empiriquement dérivée de l'approche de Nicholas, dans le but d'utiliser sa procédure numérique pour analyser le processus de sélection. Comme avec l'approche de Nicholas, ce processus de sélection représente uniquement une analyse préliminaire visant à identifier la méthode minière la plus probable et la plus appropriée. Il ne s'agit pas d'une analyse visant à déterminer la méthode finale choisie et doit être considéré comme une étape préliminaire dans l'évaluation de faisabilité. [2]

f-La méthode NICHOLAS

La méthode de classification proposée par Nicholas (1981) permet de déterminer les méthodes d'extraction potentielles en utilisant une approche numérique, ce qui la rend véritablement quantitative. Cette méthode classe numériquement les caractéristiques du gisement, notamment la géométrie du minerai et les propriétés mécaniques des roches constituant la zone de minerai, le toit et les murs. Elle identifie ainsi les méthodes d'exploitation les plus favorables ou les plus probables. Chaque classement est attribué un nombre allant de "0 à 4" ou "-49". Une valeur de "-49" élimine complètement la faisabilité d'une méthode d'exploitation minière. Une valeur de "0" suggère fortement que la caractéristique rend cette méthode minière particulière moins attrayante. Les valeurs "1" ou "2" indiquent que la caractéristique ne devrait pas avoir d'impact négatif sur la méthode. Un classement de "3 ou 4" indique une caractéristique très favorable pour cette méthode minière spécifique. Les caractéristiques de la mécanique des roches sont pondérées à l'aide d'une échelle de facteurs en fonction de la zone de minerai, du toit et des murs. Cette approche fournit ainsi une méthode quantitative pour le choix d'une méthode d'exploitation minière. [2]

Chapitre II

État actuel de l'exploitation des phosphates à Djebel Onk

I. Situation géographique

La région de Djebel Onk est située au Sud – Est de l'Algérie, à 100 km de la Wilaya de Tébessa et à 20 km de la frontière Algéro-Tunisienne, sur la route qui relie Tébessa à El Oued. Cette région constitue la limite géographique naturelle entre les hauts plateaux constantinois et le domaine saharien. Le massif de Djebel Onk forme un ensemble calcaire de 20 km de longueur qui culmine à 1198 m d'altitude au Djebel Tarfaya. Ce massif constitue l'extrémité orientale des monts de Nememcha qui prolonge vers l'Est le massif des Aurès. Les altitudes les plus basses au pied du Djebel Onk sont d'environ 635m.[10]

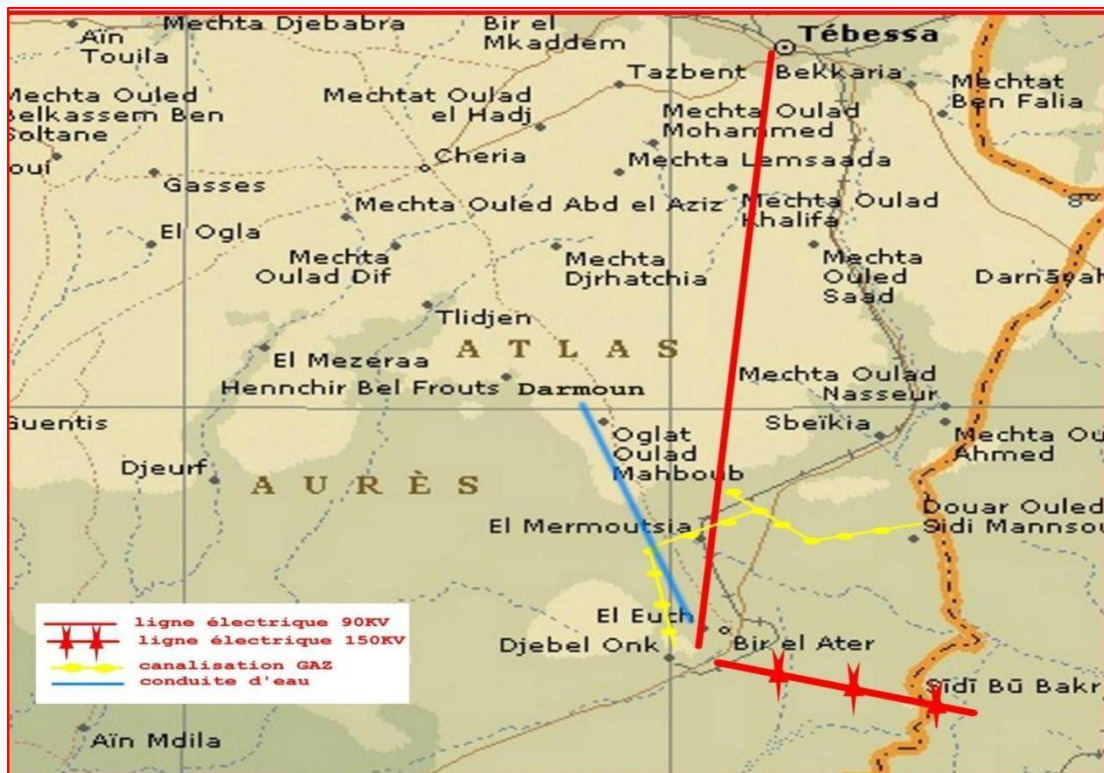


Figure II.1: carte de la situation géographique de Djebel Onk

I.1. Historique du complexe Djebel Onk

Les phosphates Algériens ont été découverts à BOUGHARI par PH. THOMAS en 1873. Dans la période (1907 -1908) L. JOLEAU a découvert le gisement de Djebel Onk, des informations plus complètes ont été présentées par D. DUSSERT, mais surtout FLANDRIN en 1948 qui contribua à l'apport des nouvelles plus détaillées.

Ce n'est qu'en 1931 que ces phosphates font l'objet d'une première concession par la compagnie des phosphates de CONSTANTINE qui était le principal producteur en Algérie suite à laquelle fût créé la société S.D.O en 1936.

De 1961 à 1963, des essais de prospection radio métrique aéroportée sont effectués au-dessus du gisement de Djebel Onk.

En 1963, les études géologique et minière précédant l'exploitation du gisement de Djami Djema sont réalisées par la société SERMI, pour la société de DJEBEL-ONK (rapports de G. RANCHIN, 1963, A.B.C) parallèlement, la société française SOFREMINES (1962 rédige un avant-projet d'exploitation du gisement de KEF ESSENOUN)Ce n'est qu'en mois de Février 1965 que débute l'exploitation de Djemi- Djema (SOCIETE DU DJEBEL-ONK) qui aurait dû relayer, en 1963, la fin de l'exploitation de DJEBEL-KOUIF commencée en 1894. En 1971 à 1974, les travaux de recherche et de prospection sur les phosphates dans l'Est de l'Algérie qui ont été relancé par la SONAREM, sont suivis par une campagne de prospection et d'évaluation du district minier de Djebel Onk. (1977 - 1979) : S-3 - K, S-4 - K, S-5 -K. Tranchées dans les dressants.

De 1985 - 1987, l'EN FERPHOS a confié à l'EREM des travaux de recherche et d'évaluation des ressources en phosphate de tous les gisements potentiels de la région du Djebel -Onk, notamment le gisement de KEF ESSENOUN a été reconnu en détail par l'EREM au cours de l'année 1986, grâce à 32 sondages carottés notés S-2 à S-46 réalisés à la maille de 250 x 300 m et 22 tranchées réalisées dans les dressants de KEF ESSENOUN, notées Tr 22 à Tr 44.

En Novembre 1989, l'EN FERPHOS fait connaître son cahier des charges pour des études de développement du Complexe minier de Djebel Onk.

En Avril 1992, signature du contrat entre l'entreprise FERPHOS et le consultant BRGM/SOFREMINES concernant le rassemblement des éléments techniques et économiques permettant d'arrêter un projet de développement de l'exploitation des gisements de phosphate de Djebel Onk.

En 1993, BRGM a fourni un rapport d'expertise géologique de tous les gisements de Djebel Onk.

En 2003, ouverture d'une nouvelle mine (Kef-Essenoun).

En 2007, SOMIPHOS a entrepris l'ouverture et la préparation de la mine de Bled El Hadba.[11]

I.1.1. Géologie du gisement

Le gisement est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène. Litho logiquement, le gisement de Kef-Essenoun est constitué de bas en haut, par la série

calcaro-dolomitique à silex de l'Yprésien surmonté par les calcaires marneux du Lutétien, puis par les sables du Miocène, et les alluvions du Quaternaire.

La majeure partie du gisement est constituée par une couche unique de phosphate sombre, gris –noir, sans intercalation carbonatée stérile, vers le Nord-Est de gisement apparaît une couche de phosphate clair brun –beige oxydé sus-jacente à la couche de phosphate noir, la proportion des deux types de minerai est de 75% pour la première et 25% pour la deuxième.

A 750m au Sud du grand de l'anticlinal de DJEBEL-ONK, s'individualise le petit anticlinal surbaissé de Demi Djema, cet anticlinal présente un axe (70 E), mais à une extension latérale réduite, ce qui permet de le rapprocher d'un petit branchyanticlinal ou d'un dôme, au cœur de Thanétien supérieur phosphate et de Thanétien inférieur marneux, lithologiquement la couche phosphate est surmontée par des calcaires dolomitiques gris, clairs avec silex marron des calcaires blancs argileux avec intercalation des sables fins. [11]

QUATERNAIRE			Eboulis et formations alluvionnaires sableuses
MIOCENE	SUP (350m)		Sables, grès à grains grossiers
	MOY (250m)		Argiles, schistes argileux de couleur marron, bronze avec intercalation de sables blancs
	INF (100m)		Sables fins blancs avec des couches de grès et argiles
LUTETIEN	SUP (100m)		Gypses avec interlits de marnes (évaporites)
	INF (40m)		Calcaires et dolomies avec géodes de quartz
YPRESIEN (70m)	SUP		Calcaires et dolomies avec silex
	INF		Calcaires avec lentilles de silex et calcaire phosphaté
THANETIEN (80m)	SUP		Phosphates pseudoolithiques, coprolithiques, gris et noirs
	INF		Marnes sombres schistifiées
MONTIEN (100m)			Minéralisation en Baryte-Céléstine
			Calcaires avec bancs à Ostrea
DANIEN	SUP (80m)		Alternance de calcaires et de marnes claires
	INF (35m)		Argiles noires avec fibre de gypse
MAESTRICHTIEN SUPERIEUR (200 m)			Calcaires, calcaires noduleux de couleur blanche

Figure II.2: Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk – Algérie orientale – (D'après RANCHIN, 1963)

I.1.2. Types de minéralisation

Le gisement de DJEBEL-ONK et partout dans les autres gîtes, la couche minéralisée est de type sédimentaire stratiforme d'une grande étendue et d'une puissance évaluée jusqu'à 30m.

[11]

Tableau II.1 : propriétés du minerai et des roches encaissantes

Propriétés	Minerai	Stérile
Stabilité	Bonne	Bonne
Densité	2,3	2,4
Dureté	5 6	6 7
Puissance	Jusqu'à 30	Jusqu'à 60
Couleur	Noir et beige	

I.1.3. Régime de travail

1. **Stérile** : 3×8 continue

2. **Phosphate** : 3×8 continue

3. **Chargement et transport pour le stérile** : Nombre de poste / jour = 03 continue

4. **Chargement et transport pour le Phosphate** : Nombre de poste / jour = 03 continue

5. **Foration** : Nombre de poste / jour = 02 continue

6. **Chargement et tir** : Nombre de poste / jour = 01 [11]

I.1.4. Subdivision du gisement de Djebel Onk

La région de Djebel Onk est subdivisée en 5 secteurs miniers :

- Gisement de Djemi_djema
- Gisement de Kef Essenoun
- Gisement de Djebel Onk Nord
- Gisement d'Oued Betita
- Gisement de Bled El Hedba [11]

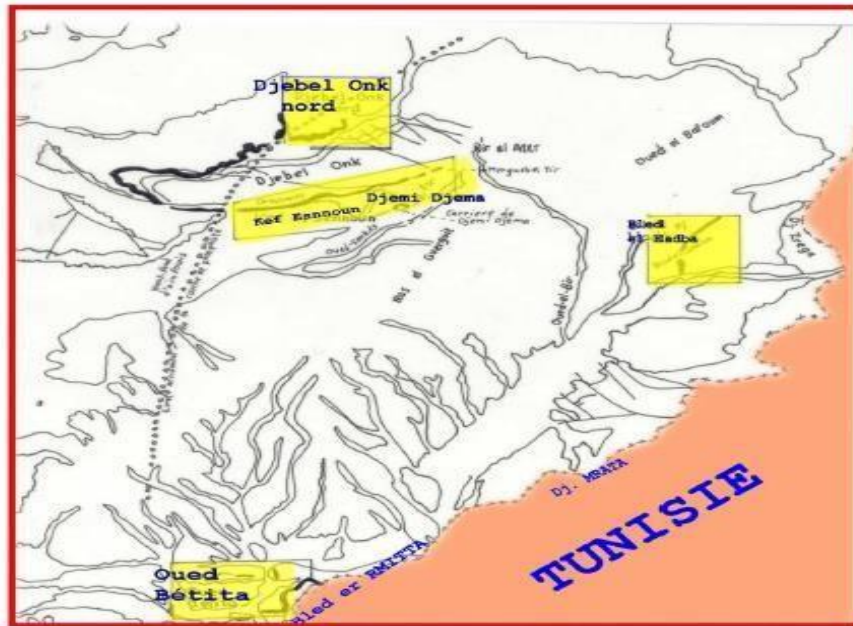


Figure II.3: Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk (D'après Prian et Cortial, 1993)

I.1.5. Gisement de Djemidjema

Le gisement est situé au Sud du massif du Djebel Onk, distant de 4km de la ville de Bir El Ater. Topographiquement l'anticlinal de Djemi Djema (Altitude 880m), située à environ 750 m au Sud du grand anticlinal du Djebel Onk (altitude 1198 m).

En 1951 et 1952, L VISSE étudie pour la société du Djebel Onk le gisement de Djebel Djemi Djema dont il reprend avec beaucoup de détails la stratigraphie, en 1963 des études géologiques et minières précédant, l'exploitation des gisements réalisée par S.E.R.M.I (Rapport G. Ranchin). et ce n'est qu'en Février 1965 que débute l'exploitation de Djemi Djema. Le gisement Djemi Djema Ouest présente des teneurs moyennes en P₂O₅ assez constantes sur toute l'étendue du gisement, et oscillent entre 24 et 25% pour des teneurs moyennes en MgO de 3 à 4%.

Les réserves géologiques totales de l'ensemble de la zone sont de 83 millions des tonnes. Pour le gisement Djemi Djema est présente une teneur moyenne de 25,31% en P₂O₅ et une teneur moyenne en MgO de 3,12%.

Les réserves géologiques de l'ensemble de la zone sont de 62 millions des tonnes, ces réserves sont considérées comme probables en raison de la maille assez lâche. [11]

I.2. Gisement de Kef Essenoun

I.2.1. Situation géographique

Le gisement est situé à 4 km au Sud de la Ville de Bir El Ater, et à 2 km à l'Ouest du gisement de Djemi Djema.

Topographiquement, la zone du gisement, située au pied du Djebel Kef Essenoun, constitue un plateau descendant en pente douce vers le Sud-ouest.

Les cotes topographiques varient de 720 m au Sud-Ouest à 810 m au Nord-Est (dressant Nord). [11]

I.2.2. Historique de recherche

Le gisement de Kef Essenoun a été reconnu en détail par l'EREM, au cours de l'année 1986, grâce à 32 sondages carottes réalisés à la maille 250X300 m. En outre, l'EREM a réalisé dans la zone de dressant 22 tranchées. Des données plus anciennes proviennent des recherches

réalisées par G. Ranchin en 1963 (puits, descenderie Dubuc, tranchées dans le dressant), ainsi que 3 sondages et tranchées des dressant réalisés par la SONAREM (1977-1979). [11]

I.2.3. Géologie de gisement

Le gisement est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène. Lithologiquement, le gisement de Kef Essenoun est constitué de bas en haut, par la série calcaro-dolomitique à silex de l'Yprésien surmontée par les calcaires marneux du Lutétien, puis par les sables du Miocène, et les alluvions du Quaternaire.

La majeure partie du gisement est constituée par une couche unique de phosphate sombre, gris-noir, sans intercalation carbonatée stérile, vers le Nord-Est de gisement apparaît une couche de phosphate clair brun-beige oxyde sus-jacente à la couche de phosphate noir, la proportion des deux types de minerai est de 75% pour la première et 25% pour la deuxième. [11]

I.2.4. Ressources géologique et teneur

Les ressources géologiques en potentiel phosphate ont été évaluées par le bureau

d'expertise allemand (DMT) en Septembre 2016 sont de 397.4 MT : ressources mesurées et indiquées avec une teneur de 25% P₂O₅ et 3% MgO.

Cette estimation des ressources est considérée comme étant conforme aux normes internationales de déclaration de ressources telles que le **code JORC**.

Les quantités de phosphate tout-venant ont été exploitées, depuis Septembre 2016 jusqu'à Novembre 2020, sont évaluées de 9.4 MT.

Les ressources géologiques restantes sont de 388 MT.

I.2.5. Réserve géologiques

Le gisement est subdivisé en quatre blocs de calcul de réserves qui sont de l'ordre de 317 millions de tonnes dont :

- Les réserves prouvées sont de 168 Mt de minerais situés sous des ratios linéaires de 1,32 à 4,5.
- Les réserves probables sont de 50 Mt situés sous de ratios linéaires plus élevés 4,3 à 6,5.
- Les réserves possibles sont de 99 Mt situés sous de ratios linéaires supérieurs à 5.

I.2.6. Production planifiée pour l'année 2024

Tableau II.2: La production planifiée pour l'année 2024

DESIGNATION	JAN	FEB	MAR	AVR	MAI	JUN	JUL	AOUT	SEP	OCT	NOV	DEC	TOTAL
stérile KT	850	770	850	820	850	820	850	850	820	850	820	850	10 000
phosphate KT	254	234	254	247	254	247	254	254	247	254	247	254	3 000

Stérile: 10MT

Minerai: 3MT

II. Ouverture des gisements à ciel ouvert

II.1. Généralité

L'ouverture d'un gisement a pour but de réaliser l'accès au moyen de transport de la surface au niveau de travail. L'ouverture se fait généralement par tranchée et plus rarement par ouvrage souterrain. La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et sa profondeur avec une section trapézoïdale. Ces parois latérales s'appellent bord et la paroi inférieure s'appelle sole. Ses tranchées peuvent être inclinées, horizontales.

II.1.1. Choix de mode d'ouverture

Le choix du mode d'ouverture dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Caractéristique géologique du gisement
- Méthode d'exploitation du gisement
- Dimension du gîte
- Mécanisation des travaux miniers
- La production de la mine

II.1.2. Ouverture du gisement de Kef Essenoun

Le mode d'ouverture du gisement de Kef Essenoun consiste au creusement d'une tranchée d'accès commune extérieure qui relie à la surface tous les gradins de la mine. Le creusement de cette dernière s'effectue par les travaux de forage et de tir.

Ce mode d'ouverture fut le premier mode utilisé lors de la première mise en exploitation du gisement de Kef Essenoun, cependant après le glissement de terrain du côté nord de la mine en 2007, il a été adopté un autre schéma d'ouverture réalisée par différentes tranchées d'accès :

- Une tranchée d'accès extérieur de groupe.
- Une demi-tranchée d'accès.

Actuellement SOMIPHOS et après l'orientation des travaux vers le bloc NORD OUEST à réaliser deux tranchées d'accès extérieurs communs par des travaux de forage et de tir. [13]



Figure II.4: Tranchée d'accès de la mine de Kef Essenoun

II.1.3. Volume des tranchées

a) Volume de la tranchée d'accès

Le volume de la tranchée d'accès peut être déterminé par la formule suivante : [10]

$$V_B = \frac{h^2}{i} \left(\frac{1}{2}b + \frac{1}{3}hctg\alpha \right), m^3 \dots \dots \dots (II.1)$$

Où

h : profondeur finale de la partie inclinée de la tranchée, m

b : largeur du fond de la tranchée, m

L_b : longueur de la tranchée d'accès ,

$$L_T = \frac{h}{i} , m \dots \dots \dots (II.2)$$

$L_T = 15/0,08$

$L_T = 187,5m$

i : inclinaison de la tranchée d'accès.

α: Les angles des talus des bords des tranchées

Tableau II.3: L'angle du talus du bord de la tranchée

Tranchées	D'après la dureté f			
	2 ÷ 5	5 ÷ 9	10 ÷ 14	15 ÷ 20
Accès	60°	70°	75°	85°
Découpage	70°	65°	70°	80°

$$V_t = (15^2 / 0,08) * (1/2 * (25) + 1/3 * 15) * \text{ctg}(75)$$

$$V_t = 38924,28 \text{ m}^3$$

b) volume de la tranchée de découpage:

L'emplacement de la tranchée de découpage dans les limites du champ de la mine dépend de :

- la position du gîte ;
- la production de la mine ;
- Et du relief de la zone.

Le volume est déterminé par la formule suivante : [10]

$$V_B = h L_b \left(\frac{1}{2} b + \frac{1}{3} h \text{ctg} \alpha \right), \text{ m}^3 \dots \dots \dots \text{(II.3)}$$

Où

- h : profondeur finale de la partie inclinée de la tranchée, m
- b : largeur du fond de la tranchée, m
- L_b : longueur de la tranchée d'accès, m
- α : Les angles des talus des bords des tranchées (Tableau II.3)

Donc :

$$V_B = 15 * 187,5 (1/2 * 25 + 1/3 * 15 * \text{ctg}(75))$$

$$V_B = 38924,28 \text{ m}^3$$

➤ **La largeur de tranchée**

La largeur de la tranchée est déterminée à base de plusieurs paramètres, en se référant à plusieurs documents on propose une autre formule de la largeur de la route : [17]

- Nombre de voies de transport : **2voies**
- Largeur de camion : **5.4m** (camion Caterpillar)
- Distance entre deux camions qui se croisent **2,4m**
- La largeur de la berme de sécurité : **4m**
- Le fossé de drainage : **3 m**

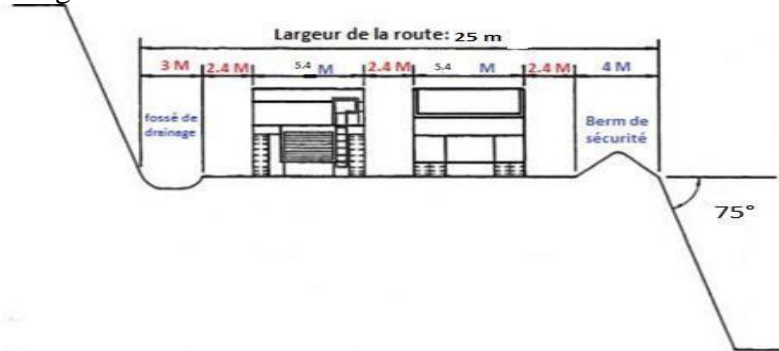


Figure II.5 Schéma représente la largeur de route [14]

Largeur de la route = $2(\text{largeur de camion}) + 3(\text{distance entre camion}) + \text{largeur de berme desécurité} + \text{le fossé de drainage}$ (II.4)

Largeur de la route = $2(5.4) + 3(2.4) + 4 + 3 = 25$ m

Largeur de la route = **25 m**

La longueur de la plate-forme de jonction BC a été fixée à cause de plusieurs contraintes

- Laisser de l'espace aux engins de transport pour circuler et éviter les dégâts.
- Faciliter la circulation entre les différents gradins.
- Ne pas gêner les travaux de développement de la mine.
- Assurer la sécurité du personnel et des engins
- Faciliter l'évacuation de minerai à l'extérieur de la mine.

On opte pour la longueur de la plate-forme de jonction BC 100 feet [**25**], ce qui équivaut 30.48 m, on choisit 30 m.

Largeur de BC=25

Donc les paramètres de la plate-forme de jonction BC sont :

Longueur = 30 m

Largeur=25 m

Comme la mine a été planifiée selon 8 gradins donc le nombre de tranchée d'accès est 8 et le nombre de plate-forme de jonctions et de 7 plate-forme.

La longueur totale de route d'accès est : $8(\text{longueur de tranchée d'accès}) + 7(\text{longueur de plate-forme de jonction})$ (II.5)

Longueur de route d'accès = $8(187.5) + 7(30) = 1500 + 210 = 1710$ m

Longueur de la route d'accès = 1710 m

La représentation de la tranchée est représenté sur la figure suivante sachant que la longueur de plate-forme de jonction est 100feet ce qui équivaut 30 mètres

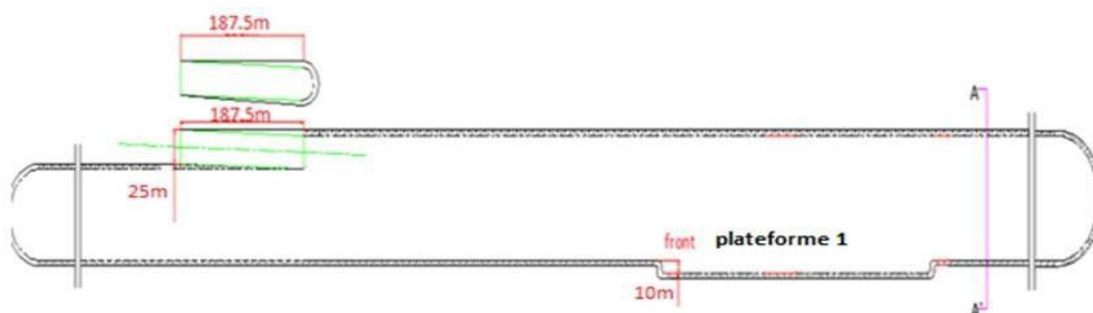


Figure II.6: Schémas d'ouverture du gisement de Kef Essnoune (Côté Nord-ouest) Pour les premiers niveaux

II.2. Méthode d'exploitation

II.2.1. Généralité

La méthode d'exploitation est la réalisation d'un complexe de travaux miniers qui assurent la découverte et l'extraction en quantité, en qualité planifiée dans les conditions de sûreté absolue, autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires, de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace. La méthode d'exploitation choisit prédétermine le type des équipements minier, les principaux paramètres de la carrière et les indices technico-économiques du fonctionnement de la mine. Lors du choix de la méthode d'exploitation on prend en considération les facteurs suivants :

- Caractéristiques géologiques du gisement.
- Dimensions du gîte.
- Puissance du stérile.
- Propriétés physiques et mécaniques du minerai et du stérile.
- Production planifiée de la mine. [14]

II.2.2. Méthode d'exploitation du gisement de Kef Essenoun



Figure II.7: vue de la carrière de Kef Essenoun [14]

La méthode d'exploitation du gisement de Kef Essenoun est la méthode sélective en commençant par le haut vers le bas.

Le côté Sud-Est de Kef Essenoun a subi un glissement de terrain en 2007 à cause non

seulement du non-respect de la hauteur du gradin c'est-à-dire en dépassant les 15m, mais aussi le fait de commencer l'exploitation à partir du pied du montage tout en créant des vides. [11]



Figure II.8: Méthode d'exploitation avec transport par camions.



Figure II.9: Glissement de terrain de la zone Sud-Est de Kef Essenoun en 2007 [11]

Les analyses expertes menées dans cette zone ont recommandé le remplissage de cet espace vide. Une fois cette opération terminée, l'exploitation commencera depuis la crête. À l'heure actuelle, une partie des déchets de la fosse Nord-Ouest de Kef Essenoun est utilisée pour remplir cette zone et la stabiliser. [11]



Figure II.10: phase de remblayage de la fosse du Sud-Est de Kef Essenoun [11]

II.2.3. Paramètres de la méthode d'exploitation

les paramètres d'exploitation retenus pour l'exercice 2024 sont énumérés dans le tableau ci-dessous : [12]

Tableau II.4: Paramètres d'exploitation

Désignation		Paramètres
Hauteur du gradin		≤ 15 m
Plate-forme de travail		≥ 30 m
Berme de sécurité		≤ 10 m
Pente finale de la fosse	Calcaire	57°
	Phosphate	57°
	Marnes	08° à 12°

II.2.3.1. La hauteur gradin

Pour exploiter un gisement à ciel ouvert, il est divisé en tranches horizontales, généralement en fonction de l'homogénéité du minerai. Pendant la construction d'une mine à ciel ouvert, chaque tranche prend la forme d'un gradin. Plusieurs facteurs influent sur la détermination de la hauteur du gradin (H_g), notamment :

- Le type de roche stérile et le type de minerai à exploité ;
- Les propriétés physique et mécaniques du (des) stérile (s) et du minerai ;
- Les puissances des couches du (des) stérile (s) et du minerai ;
- La stabilité du (des) stérile (s) et du minerai ;
- Les paramètres des équipements de chargement.

Pour les roches tendres : $H_g \leq H_{cr} \text{ max}$ (II.6)

Pour les roches durs : $H_g \leq 1.5 H_{cr} \text{ max}$ (II.7)

Dans notre cas les roches étant dures leurs fragmentations s'effectuent par les travaux de tir à l'explosif, la hauteur des gradins est :

$$H_g \leq 1.5 H_{cr \max}$$

Avec ***H_{cr max}*** : la hauteur de creusement maximale de l'engin de chargement, m.

Les machines d'extraction ayant une hauteur de creusement maximale de 10m alors :

$$H_g = 1.5 \times 10 = 15\text{m} \dots \dots \dots \text{(II.8)}$$

Dans la mine de Kef Essenoun la hauteur du gradin est fixée à 15m de point de vue de la stabilité du talus et qui est conforme du point de vue de la sécurité. [11]

II.2.3.2. La largeur de la plate-forme de travail

La largeur de la plate-forme de travail sert à la disposition des équipements miniers. Elle se détermine à l'aide des propriétés physiques et mécaniques des roches, le tas de roches abattus, les dimensions des engins utilisés, lors d'exploitation en fosse la largeur est minimisée pour réduire le taux de découverte, suffisamment pour qu'elle assure les bonnes conditions de travail des équipements pour atteindre un rendement satisfaisant.

En terrain tendre la largeur de la plate-forme de travail se calcul avec la formule suivante :

$$L_{pt} = A + C + T + Z \dots \dots \dots \text{(II.9)}$$

Lorsque l'abattage se fait à l'explosif, la largeur minimale se calcule par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z \dots \dots \dots \text{(II.10)}$$

Dans la carrière de Kef Essenoun, la dureté du minerai varie de 5 à 6 et la dureté des roches stériles varie de 6 à 7 donc sont considéré comme les roches dures. [13]

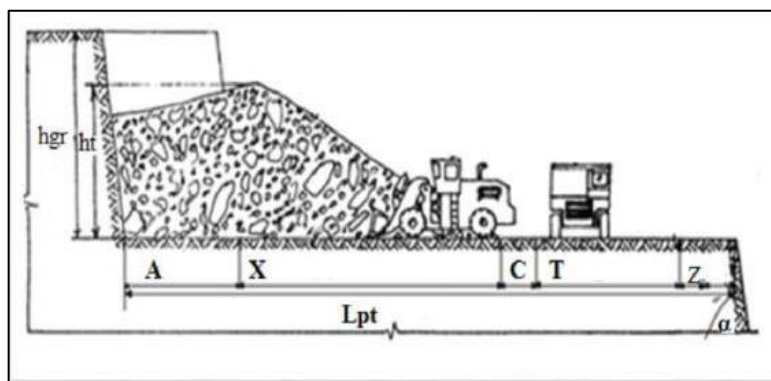


Figure II.11:Schéma de plate-forme de travail

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + C + X + T + Z, (\text{m}) \dots \dots \dots \text{(II.11)}$$

Avec :

A : largeur de l'enlèvement, m

A : 10 m

X : largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement,

Dans les conditions de Djebel Onk (Kef Essnoune) La largeur X est de 20 à 25 m

respectivement pour les phosphates et les stériles **X = 20 m**

C : distance entre l'arrêt inférieur du gradin et la berme de transport, **C = 2 m**

T : largeur de la chaussée de transport, m

T = 28.8 m

Z : prisme d'éboulement

Z = 4.6 m

$B = 10 + 20 + 2 + 28.8 + 4.6$

B = 65.4 m

Largeur de plate -forme de travail = 65.4 m [13]

II.2.3. Progression de travail

II.2.3.1. Le sens de progression :

Le sens de progression de travail dans une mine à ciel ouvert dépend de la morphologie du gisement à exploiter et de la capacité de production.

Les schémas technologiques de front de taille appliqués sont :

- a. longitudinal .
- b. transversal .
- c. en éventail .
- d. Annulaire .

II.2.3.2. La vitesse de progression :

La vitesse de déplacement d'un chantier de travail dépend de la largeur d'enlèvement et du rendement des moyens de chargement ; déterminée par la formule :

$$V_{cha} = Q_{ch} / (A * H_g) \text{ , (m/poste) (II.12)}$$

Avec;

Q_{ch} : rendement de la chargeuse ; m³ /poste.

A : largeur d'enlèvement ; m.

H_g : hauteur de gradin ; m [13]

E : capacité du godet de la pelle, m³. (E = 6 m³)

K_r : coefficient de remplissage du godet de la pelle. $K_r = (0,75 \text{ à } 0,95)$ **K_{con}** : coefficient de condition. $K_{con} = (0,85 - 0,95)$

Kf : coefficient de foisonnement des roches. ($k_f = 1.5$)

Tc : durée d'un cycle, s ($T_{moy} = 29$ s)

Dans notre condition on prend ($k_r = 0.75$; $k_{con} = 0.9$; $k_f = 1.5$; $T_{moy} = 29$ (s) ; $E = 6m^3$), [13]

$$Q_{ch} = 3600 \times 0,75 \times 6 \times 0,9 / (29 \times 1,5) = 335,17 m^3/h$$

$$V_{cha} = 335,17 / (4,5 \times 15)$$

$$V_{cha} = 4,96 m/poste$$

II.2.3.3. Angle du talus du gradin

L'Angle de talus dépend de la nature des roches tel que mentionné sur le tableau ci-dessous :

Tableau II.5: l'angle du talus des gradins selon la dureté des roches [13]

Caractéristiques Des roches	Coefficient de dureté selon Protodiakonov	Angle du talus du gradin (degrés)	l'angle de talus du bord inexploitable γ_2 (en degrés) selon la profondeur finale H (en mètres)			
			90m	180m	240m	300m
Extrêmement dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	65-75	50-60	48-57	45-53	42-48
Dureté moyenne	3-7	55-65	43-50	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	26-39	-
Meuble et végétale	0.6-0.8	25-40	21-30	20-28	-	-

II.2.3.4. L'Angle de bord inexploitable:

Tableau II.6: Angle du talus du gradin et du bord inexploitable [13]

-Le coefficient de dureté de la roche [8-14] de phosphate de Kef Essnoun (N.O)

Coefficient de dureté	Angle du talus des gradins inexploitable (stable), en degrés	Angle du talus des gradins exploitables en degrés
8-14	60°	75°

- L'angle du talus est égal 75°

- l'angle de talus du bord inexploitable (en degrés) selon la profondeur finale

120m est 60°.

III. L'abattage

III.1. Introduction

Dans les mines à ciel ouvert l'abattage de roches est un élément principale d'obtention du minerai. L'abattage est la destruction du massif jusqu'à l'obtention de fragments de dimensions acceptables pour le travail efficace et admissible des engins de chargement et de transport.

Le choix de la méthode d'abattage dépend du type des roches, ses propriétés physiques et mécaniques, des paramètres techniques des équipements miniers disponibles, des exigences de propriété du minerai extrait, de la production de l'entreprise minière. [11]

III.2. Objectif du tir

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte.

A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués ou pans non abattus ;
- abattre un grand volume de roche, avec :
 - une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible ;
 - un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas ;
- assurer une bonne géométrie des fronts sur la carrière avec :
 - une bonne sortie du pied ;
 - un bon alignement des fronts et de la plate-forme ;
 - des effets arrière réduits.[11]

III.3. Travaux de forage

Le forage est un procédé qui consiste à réaliser des trous de mines à l'aide d'un équipement spécialisé. c'est l'opération qui consiste à percer des trous de diamètres déterminés dans le sol.

Les machines de forages sont divisées selon leur mode de fonctionnement (c'est-à-dire selon le procédé de destruction de la roche et leurs destinations) en trois modes :

- percutant,
- rotatif,
- roto-percutant .

Pour ce qui concerne le forage rotatif dont ces machines sont destinées à forer des trous de mines (tir) et à la recherche géologique (carottage).



Figure II.12: Sondeuses de marques ATLAS-COPCO

Dans la carrière de Kef-Essnoun, ces trous de forage ont des différents diamètres et sont réalisés par des sondeuses de marques ATLAS-COPCO.

Il y a 4 sondeuses au total au niveau de la zone de Kef Essenoun, mais seulement deux qui travaillent et deux en réserve.

Au niveau de la mine les travaux de forage sont réalisés en utilisant des sondeuses qui sont composées d'un assemblage de tiges de 3 mètres de longueur avec une possibilité de forer des trous de 125 ou de 165 millimètres de diamètre avec l'utilisation du mode de forage roto-percutant.

III.3.1. Les paramètres de forage

- Profondeur des trous.
- Diamètre des trous.
- Distance entre les trous.
- Distance entre le talus et les trous.
- Nombre de rangées.
- Inclinaison des trous.
- Nombre de trous par rangée.

III.3.2. Choix de technique de forage

La sélection d'une technique de forage dépend de :

- propriétés mécaniques du massif rocheux (résistance à la compression, abrasivité ...)
- diamètre de trou. [11]

III.3.3. Choix du matériel de forage

Le choix d'un équipement de forage dépend de plusieurs critères sont :

- La production recherchée (vitesse de forage)
- La nature du gisement (dureté, ...)
- L'environnement (bruit, vibration, poussière ...)
- Le mode et la méthode d'exploitation [11]

III.4. Travaux de tir

L'efficacité de tir dans les mines est très importante pour toute exploitation minière pour des raisons économiques ainsi que techniques. Les opérations d'abattage de roche devraient être conduites de manière optimale afin d'obtenir une granulométrie qui optimisera les opérations en aval de l'exploitation (chargement, transport, concassage et broyage).

Cette opération peut être faite de plusieurs manières :

- Abattage mécanique

- Abattage à l'explosif

Le choix de mode d'abattage du minerai repose essentiellement sur les principaux facteurs suivants :

- Les propriétés physico_mécaniques et surtout sa résistance (dureté) et son degré de fissuration
- La puissance du gite.

D'autre part, l'abattage doit assurer :

- La plus grande extraction du minerai,
- Une production maximale

Les travaux de tir consiste à fragmenter le massif rocheux à l'explosif. La granulométrie obtenue doit être facilement manipulée par le godet de l'engin de chargement.

III.4.1. L'explosif

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température. Le principal objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche.

III.4.2. Le travail de l'explosif

Une explosion est un phénomène au cours duquel des gaz sous pression sont engendrés et libérés en un temps extrêmement court. Ce phénomène se produit lorsqu'un explosif subit une détonation.

L'énergie libérée par un explosif au cours de la détonation prend deux formes :

une énergie de choc véhiculée par une onde de contrainte et transmis à la roche environnante, et une énergie de gaz, qui se manifeste sous la forme d'une haute pression et de température du gaz. [11]

III.4.3. Critères de choix des explosifs

Le choix de l'explosif dépend d'une manière générale de ;

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

- Des considérations économiques

La maîtrise de ces paramètres permet l'adaptation des explosifs au massif. Pour guider le choix de l'explosif, on peut s'appuyer sur une théorie expérimentale. Rappelons que l'énergie libérée lors de la détonation d'un explosif se manifeste sous deux formes : une énergie de choc portée par une onde de contrainte, qui se transmet dans le milieu extérieur, et l'énergie des gaz d'explosion.

La première étape du processus est ainsi la transmission de l'onde de choc au massif rocheux. Le transfert d'énergie peut être donné par la formule suivante :

$$E_{tr} / E_i = 4z(1+z)^2 \dots \dots \dots (II.13)$$

Avec:

E_{tr} : énergie de l'onde transmise ; E_i : énergie de l'onde incidente

$$Z = \rho_e * D / \rho_r * V_r \dots \dots \dots (II.14)$$

Avec:

Z : Rapport d'impédances

ρ_e : masse volumique de l'explosif

D : vitesse de détonation de l'explosif

ρ_r : masse volumique de la roche

V_r : vitesse du son dans la roche

Le transfert d'énergie est ainsi maximum pour $Z=1$: on est alors dans le cas d'une adaptation d'impédance entre les deux milieux. Physiquement, l'onde de choc traverse alors l'interface sans avoir « l'impression » de changer de milieu. Mais dans la pratique, il n'est pas possible d'avoir un rapport d'impédance parfaitement égal à 1. Cette théorie s'appuie ainsi sur une série de mesures expérimentales donnant un intervalle de valeurs intéressantes pour le rapport d'impédances Z ; On indique ainsi de prendre $Z = 0,4 \div 0,7$ [7]

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. [11]

Dans la carrière de Kef Essenoun, les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

ANFOMIL : explosif en vrac **90%**.

MARMANITE: cartouche **10%**



Figure II.13: Explosifs (Marmanite et Anfomil)

Tableau II.7: Caractéristique de ces deux explosifs [14]

Types d'explosif	Caractéristique	Valeurs	Unités
Marmanite	Densité	0.96÷1.05	g/cm ³
	Vitesse détonation	4200÷4600	m/s
	Résistance à l'eau	Moyenne	/
	Diamètre de la cartouche	80	Mm
	Longueur de la cartouche	135	Mm
	Poids de la cartouche	1.25	Kg
	Travail spécifique	360÷405	Cm ³ /g
Anfomil	Densité	0.9	g/cm ³
	Vitesse détonation	4500	m/s
	Résistance à l'eau	Très faible	/
	Poids de sac	25	Kg
	Travail spécifique	320	Cm ³ /g

III.4.4. Les paramètres d'un plan de tir

Le plan de tir est un document contenant toutes les informations sur la position des trous et leur écartement, les charges et leur chargement, l'amorçage et les retards.

❖ Calcul des paramètres du plan de tir selon Rjvesky

1. Longueur de sous forage : L_s

$$L_s = (10 \text{ à } 15) \cdot D_{tr} ; m \dots \dots \dots (II.15)$$

Où

D_{tr} : Diamètre du trou qui est égale à : 0.125m

- ✓ $L_s = 10 D_{tr}$... quand la tirabilité de la roche est facile
- ✓ $L_s = 12 D_{tr}$... quand la tirabilité de la roche est moyenne
- ✓ $L_s = 15 D_{tr}$... quand la tirabilité de la roche est difficile.

$L_s = 1,65m$

❖ Longueur de bourrage : L_b

$$L_b = (20 \text{ à } 35) \cdot D_{tr} ; m \dots \dots \dots (II.16)$$

Remarque :

- $L_b = 20 \cdot D_{tr}$... quand les roches sont faiblement fissurées.
- $L_b = 35 \cdot D_{tr}$... quand les roches sont fissurées.

$L_b = 4.29m$

❖ Longueur du trou : L_t

$$L_t = x \times L ; m \dots \dots \dots (II.17)$$

x : $h_g / \sin \beta$

H_g : La hauteur du gradin.

β : L'angle d'inclinaison du trou par rapport à la vertical

$L_t = 17.17 m$

❖ Capacité métrique du trou : P

$$P = \frac{\pi \times (D_{tr})^2}{4 \times \Delta_{moyenne}} ; (kg/m) \dots \dots \dots (II.18)$$

Où :

$\Delta_{moyenne}$: densité de charge des explosifs, calculé par la formule suivante : (kg/m^3)

$P = 19.66 kg/m$

❖ La ligne de résistance au pied du gradin : W

pour les trous inclinés et parallèle au talus

$$W = \sqrt{0.56P^2 + 4 \times m \times q \times H_g \times L \times P - (0.75P / (2 \times m \times q \times H_g))}; \text{ en m} \dots \dots (II.19)$$

Où :

P : Capacité métrique du trou, en Kg/m ;

m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous : $m = (0,8 \div 1,2)$.

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

H_g : hauteur du gradin, en m ;

L_t : longueur du trou, en m ;

q : consommation spécifique d'explosif, en Kg/m³

$W = 5,55m$

❖ **Vérification de la sécurité du travail (sur le gradin) : W_s**

La ligne de résistance des roches au pied du gradin "W" doit être vérifiée par la relation suivante : $W \geq W_s$

$$W \geq H \operatorname{ctg} \alpha + c; m \dots \dots \dots (II.20)$$

Où

α : Angle du talus du gradin, (degrés°) ;

H_g : Hauteur du gradin en m ;

C : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arête supérieure du gradin. $c = 3$ m

$W > 5m$

❖ **Distance entre deux trous : a**

$$a = m \times w; (m) \dots \dots \dots (II.21)$$

Où

m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous,

W : ligne de résistance des roches au pied du gradin en m

$a = 5,55 m$

❖ **Quantité d'explosif dans un trou**

- Pour une seule rangée de trou

$$Q = q \times w \times H_g \times ; \text{kg/trou} \dots \dots \dots (II.22)$$

Où

q : Consommation spécifique de l'explosif utilisé en kg/m³

a : Distance entre 2 trous en m

b : Distance entre 2 rangées de trous en (m).

H_g : Hauteur du gradin en m

$$Q_{tr} = 0,421 \times 15 \times 5,55 \times 5,55$$

$$Q_{tr} = 244,33 \text{ kg/ trou}$$

❖ **Longueur de la charge d'explosive : L_{ch}**

$$L_{ch} = Q_{tr}/P \text{ (m)} \dots\dots\dots (II.23)$$

Où

Q_{tr} : quantité d'explosif dans un trou, kg/ trou

P : Capacité métrique du trou kg/m

$$L_{ch} = 12,42 \text{ m}$$

❖ **Volume du bloc : V_{bl}**

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_{int} \times \gamma \times N_s} ; \text{m}^3 / \text{bloc} \dots\dots\dots (II.24)$$

P_{an} : Production annuelle de la mine, t/an

N_s : Nombre de semaines ouvrables par an, semaines/an
N_{int} : Intervalle entre deux tirs successifs

γ : Masse volumique des roches à abattre, t/m³

$$V_{bl} = 3000000 / (52 \times 2 \times 2,3)$$

$$V_{bl} = 12541,80 \text{ m}^3 / \text{bloc}$$

❖ **Surface du bloc : S_{bl}**

$$S_{bl} = V_{bl}/H_g ; \text{m}^2 / \text{bloc} \dots\dots\dots (II.25)$$

$$S_{bl} = 12541,80 / 15$$

$$S_{bl} = 836,12 \text{ m}^2 / \text{bloc}$$

❖ **Longueur du bloc: L_{bl}**

$$L_{bl} = S_{bl}/A \text{ m/bloc} \dots\dots\dots (II.26)$$

$$L_{bl} = 836,12 / 4,5$$

$$L_{bl} = 185,80 \text{ m/bloc}$$

IV. Chargement et transport

IV.1. Chargement

Le chargement c'est l'opération qui consiste à déplacer le tas des roches abattus (minerais ou stériles) après l'abattage à l'explosifs, avec des excavateurs.



Figure II.14: Opération de chargement

Au niveau de la mine de Djebel Onk, le chargement des roches abattues s'effectue à l'aide des excavateurs à godet unique, (des pelles hydrauliques en rétro de marque Caterpillar 390F (3 en activité), et en butte de marque Liebherr 974 (1 en réserve

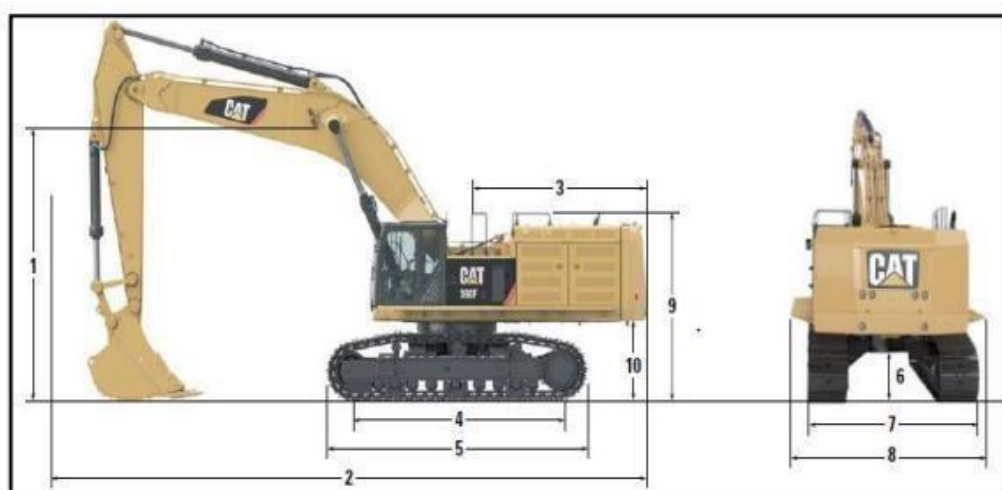


Figure II.15 : pelle Caterpillar

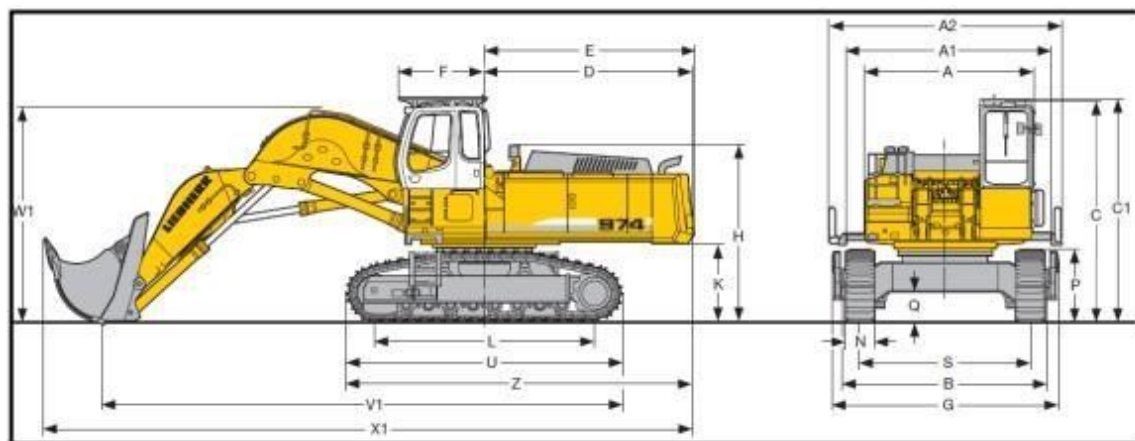


Figure II. 16: pelle Liebherr

Le choix des engins de chargement est primordial aussi, puisqu'il a une influence directe sur la production de la mine ou de la carrière. Il existe plusieurs types des moyens de chargement, et chacun d'eux a ses propres capacités et performances, les paramètres de mesure de ces performances sont:

- La capacité du godet
- Le temps de cycle
- La force de pénétration
- La hauteur et la profondeur de creusement
- La hauteur et le rayon de diversement
- La mobilité

IV.1.1. Les Engins de chargement

les différents engins de chargement existant dans les travaux miniers :

- a) Excavateurs a godet unique: pelle mécanique;pelle hydraulique
- b) Excavateurs a godet multiples: Roue pelle
- c) Chargeuses:Pneumatiques;chaînes

IV.1.2. Choix de l'engin de chargement

Le choix de type d'engin de chargement des roches abattues dépend des facteurs suivants :

- Nature et les propriétés des matériaux.
- La production annuelle de la mine ou carrière.
- La méthode d'exploitation.

IV.1.3. Le rendement d'excavateur

a) Le rendement théorique:

$$R_{th} = 3600 \times E / t_c, m^3/h \dots\dots\dots (II.27)$$

Où:

E: la capacité de godet ; m^3

Tc: temps de cycle ; s

$$R_{th} = 744,82 m^3/h$$

b) Le rendement technique:

$$R_t = 3600 \times E \times K_{ex} \times K_{cond} / t_c; m^3/h \dots\dots\dots (II.28)$$

Où :

Kr: coefficient de remplissage du godet ; $K_r = 0,75$

Kf: coefficient de foisonnement des roches dans le godet ; ($k_f = 1.5$)

Kcond: coefficient des condition ; $K_{con} = 0,9$

Kex: coefficient d'extraction ; $K_{ex} = K_r / K_f = 0,5$

$$R_t = 335,17 m^3/h$$

c) Le rendement d'exploitation

$$R_{exp} = 3600 \times E \times K_{ex} \times K_{cond} \times T_p \times K_u / t_c; m^3/poste \dots\dots\dots (II.29)$$

Tp: temps de poste ,h

Ku: coefficient de l'utilisation de l'excavateur

$$R_{exp} = 2145,10 m^3/poste$$

IV.2. Transport

Le transport minier est une opération qui constitue le déplacement du stérile ou du minerai du lieu de chargement vers le lieu de déchargement (terril pour le stérile ou le concassage pour le minerai pour les traitements). En effet les dépenses du transport constituent environ 60 % des frais d'exploitation

Le transport dans les mines à ciel ouvert est assuré par l'un des modes suivants :

- Par camion ;
- Par train ;
- Par convoyeur à bande ;
- Combiné (camion-train, camion convoyeur).[11]

Au niveau de la carrière Kef Essnoun, le mode de transport utilisé du tas des roches abattues vers les terrils, le stock, la station de concassage, ou bien pour remblayer la fosse de la zone Sud-Est de Kef-Essen est le transport par les camion de marque CATERPILLAR de 60 tonnes et TEREX d'une capacité de 70T.

V.2.1. Choix de moyen de transport

Le choix de moyen de transport dépend les facteurs suivants :

- La distance de transport
- Le type d'engin de chargement
- La production de la mine
- La capacité de la benne



FigureII.17:Camions CATERPILLAR d'une capacité de 60T[10]



FigureII.18: camion TEREX 70T[10]

V. Mise a terril

V.1. Introduction

La mise à terril est un processus qui consiste à déplacer les roches encaissantes (les stériles) et de les déposer dans des endroits réservés à cet effet. Suivant leur emplacement par rapport au contour du champ de carrière les terrils

peuvent être :

- Les terrils intérieurs : moins onéreux, sont disposés dans l'espace exploite de

la carrière ou mine à ciel ouvert. Leur application est possible si toute la puissance du minerai est exploitée simultanément.

- Les terrils extérieurs : sont formés lors de l'exploitation des gisements inclinés ou dressants. En général, on les implante dans les terrains impropres à l'agriculture, les ravins et les dépressions.
- Les terrils combinés : sont envisageables lors de l'exploitation des gisements plantés et faiblement inclinés avec une grande puissance des stériles. Dans ce cas, les stériles des gradins supérieurs sont évacués hors des champs miniers et ceux des gradins inférieurs sont déplacés dans l'espace exploité [13]. Dans le cas de Kef Essnoun, la mise à terril est extérieure qui se situe hors des limites des champs de la carrière dans des terrains non minéralisés.



Figure II.20 : La mise à terril de stérile dans la carrière de Djebel Onk

Conclusion

Dans le cadre de l'étude de planification de l'exploitation minière pour les carrières à ciel ouvert de Djebel Onk Sud et de Bled El Hadba, des analyses géotechniques doivent être réalisées pour évaluer la situation actuelle à Kef Essnoun et fournir des données essentielles pour la planification des futures fosses. L'objectif de cette analyse est de déterminer comment poursuivre l'exploitation minière à Kef Essnoun et développer la carrière à court et moyen termes. En effet, les autorités minières algériennes ont interdit toute activité minière en juin 2014 dans une zone spécifique en raison du risque de glissement de terrain,

particulièrement au niveau de la paroi nord. Ces investigations géotechniques font également partie de l'étude de planification à long terme pour les gisements de Djebel Onk Sud et de Bled El Hadba, fournissant des paramètres essentiels pour la conception des fosses ultimes et les différentes phases d'exploitation.

CHAPITRE III
Présentation du gisement de
Bled El Hadba

Dans ce chapitre on parle du gisement de Bled El Hadba, en détaillant sa géologie, ses réserves et ses caractéristiques minéralogiques.

Introduction

Somiphos spa (Somiphos) a chargé DMT Consulting GmbH (DMT) de préparer un plan minier pour le gisement de Bled El Hadba (BEH). L'objectif principal de cette étude est d'élaborer un plan minier jusqu'à l'extinction de la mine à ciel ouvert de BEH qui maximise la rentabilité du projet grâce à un niveau d'investissement approprié et de faibles coûts de fonctionnement. La séquence d'exploitation optimale générée consiste à produire et à assurer la production de 6 millions de tonnes de phosphate sec et marchand par an à partir de 2020.

Le plan minier étudié satisfait aux conditions et exigences suivantes :

- L'usine de traitement dispose de quatre lignes de traitements par voie humide permettant une teneur d'alimentation avec un minimum de 22 % en P₂O₅ et un maximum de 4.8% en MgO ;
- Le mélange du minerai tout venant sera amélioré davantage grâce à l'utilisation des stocks tampons ;
- Les recommandations géotechniques fournies par DMT et validées par Somiphos sont respectées ;
- Le plan minier proposé vise à maximiser la rentabilité du projet tout en minimisant les pertes et la dilution ;
- Les considérations techniques, environnementales et de sécurité proposées dans cette étude sont conformes aux lois et aux règlements algériens en vigueur ;
- Le modèle de blocs de MineSight et le modèle topographique d'Airbus acheté par DMT en 2016 ont été utilisés pour l'élaboration du plan minier ;
- Plusieurs itérations ont été effectuées afin d'optimiser la conception de la fosse ainsi que la séquence d'extraction. [7]

I. Historique

Depuis la découverte des gisements de phosphate de Djebel Onk Sud (DOS) en 1906, SOMIPHOS a entamé l'exploitation minière à Djemidjema en 1965, développé la mine de Kef Essnoun en 2001 et récemment mis en exploitation le gisement de Bled El Hadba (BEH). La géologie et la distribution des qualités et types de minerai sont bien comprises et une importante quantité de données a pu être rassemblée concernant les gisements de Djebel Onk Sud et de Bled El Hadba. En particulier, la campagne de forage la plus récente a permis de compléter les connaissances géologiques sur la totalité du gisement de BEH [7]

I.1. Contexte géologique de gisement de Bled El Hadba

Le gisement de Bled El Hadba est situé à 14 Km au Sud est de la ville de Bir El Ater et à 6 Km à l'Ouest de la frontière Algéro-Tunisienne. A vol d'oiseau, le gisement est distant de 16 Km de la carrière de Djemidjema.

Le périmètre est localisé sur le flanc Ouest de l'anticlinal de Dj. Zrega dont la ligne de crête constitue la frontière Algéro-Tunisienne.

La géologie du gisement est relativement simple, les couches phosphatées et leurs encaissantes plongent d'une façon monoclinale et sous une pente douce de 6 à 10° vers l'Ouest et le Nord-Ouest, ce pendage devient plus accentué vers le Sud du gisement.

Néanmoins la tectonique est assez compliquée, on constate des décrochements nets, horizontaux et des failles de différentes directions.

La puissance des couches de phosphates du gisement est importante. Elle est de l'ordre de 41 m. Une grande partie du gisement est à une profondeur de 0 à 60 m.

La teneur moyenne en P_2O_5 dans le gisement de Bled El Hadba est de 21.05 %.

Le faisceau total des phosphates montre la superposition de trois sous-couches (sommitale, principale et basale). Les coupes ont permis de mettre en évidence la variabilité de l'épaisseur et l'extension latérale des sous-couches dans le gisement.[10]

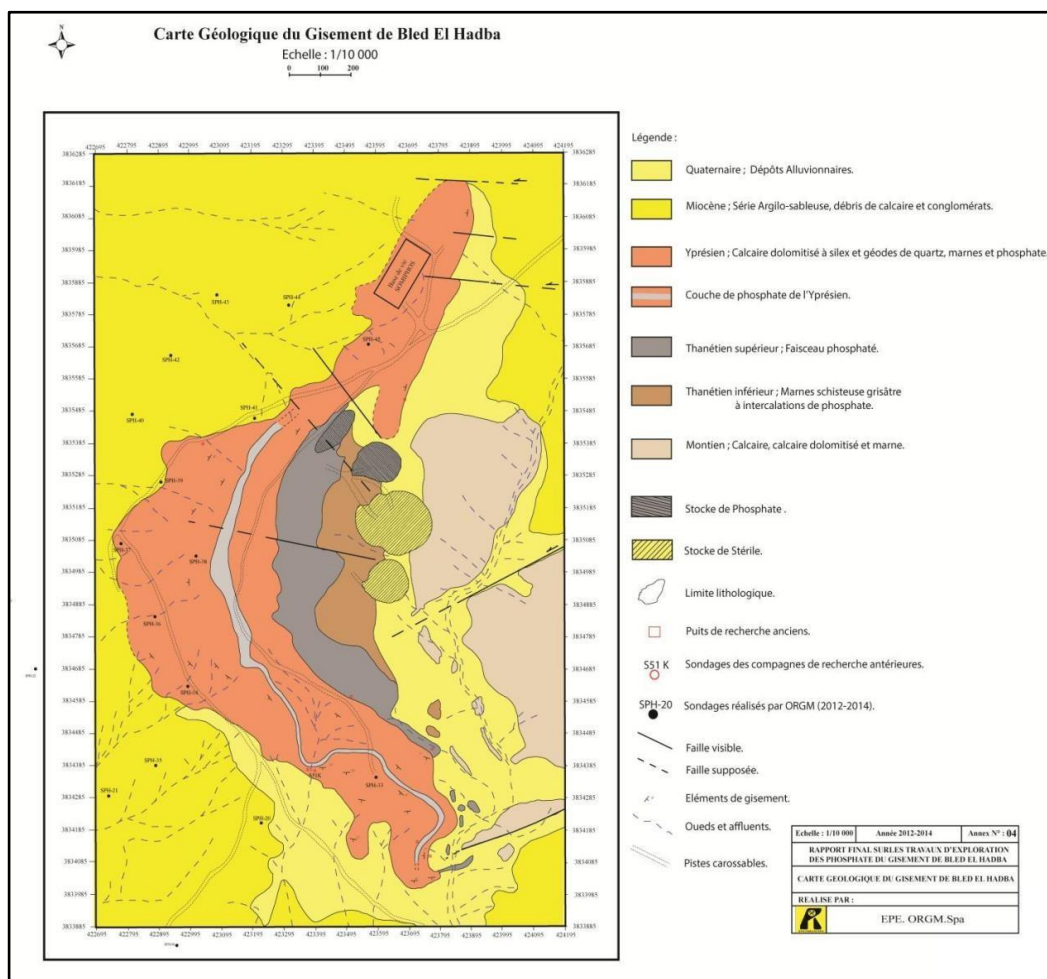


Figure III.1: Carte géologique du gisement de Bled El Hadba

Figure III.2: Carte structurale du mur du faisceau phosphaté

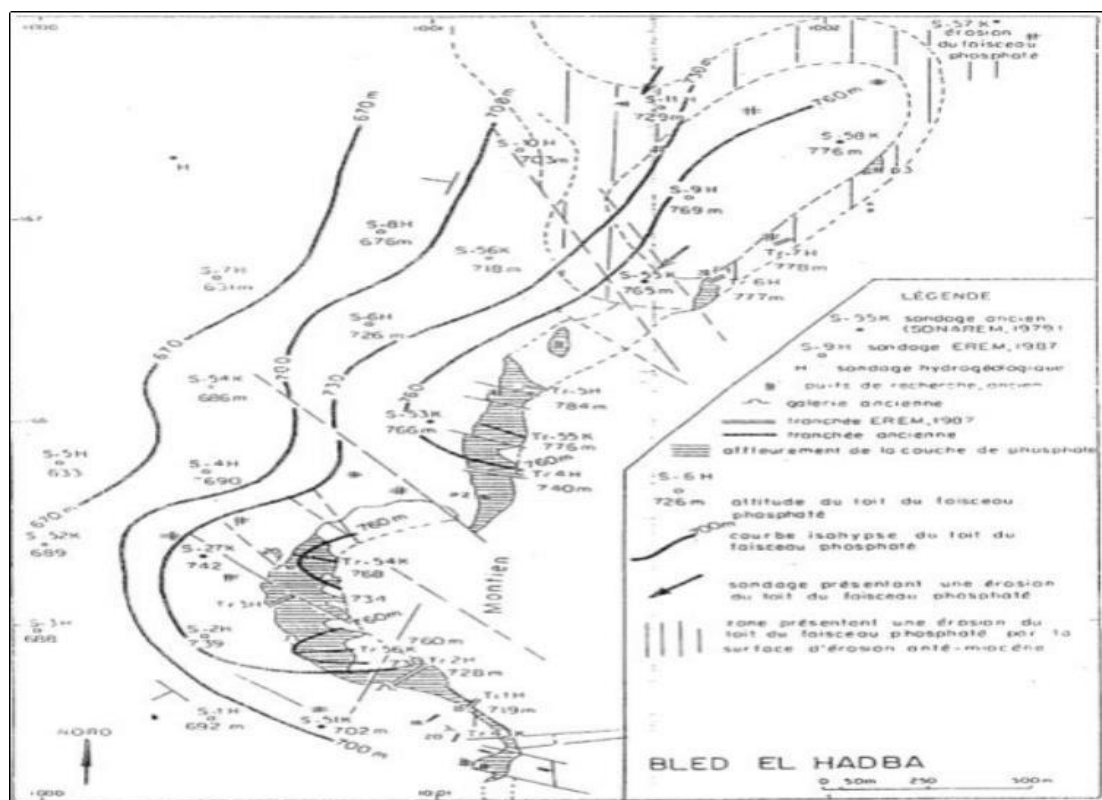


Figure III.3: Carte structurale du toit du faisceau phosphaté

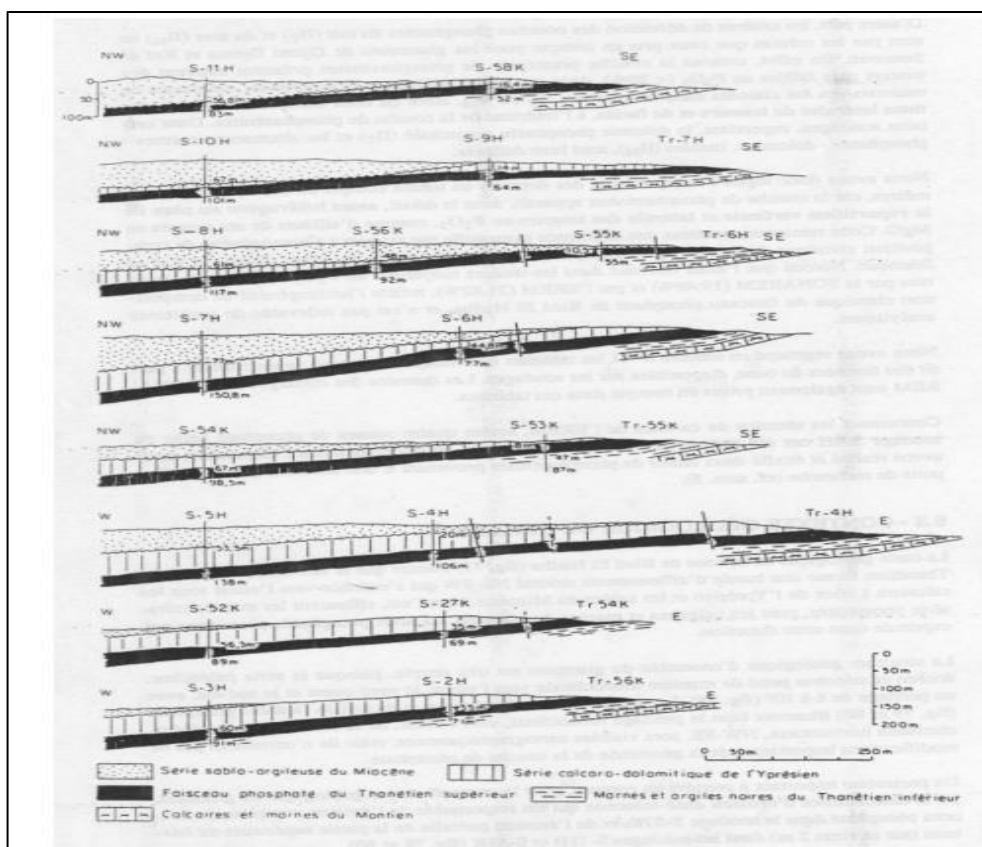


Figure III.4:Coupes géologiques sèriées à travers le gisement de Bled El Hadba

I.2. Réerves de Bled El Hadba

A BEH, les ressources mesurées et indiquées ont été estimées à 1229 Mt[7] , dont 1146 Mt son des réerves exploitables[8] .

Elles sont indiquées dans le tableau suivant:

Tableau III.1:les réerves totales de Bled El Hadba

Réerves (t)	Réerves (t)
Réerves géologique	1229 Mt
Réerves exploitables	1146 Mt

Les réerves destinées à l'exploitation à ciel ouvert sont de 1146 Mt , elles correspondent à celle programmés par FERTIBIRA .

I.3. Durée de vie de la mine

La loi de Taylor a survécu à l'épreuve du temps et demeure la façon la plus rapide et la

plus simple de déterminer un point de départ dans l'estimation de la durée de vie d'une mine et du taux de production pour la conception préliminaire d'une mine. Ceci s'explique par la simplicité du calcul, mais aussi par le fait que cette formule a été développée sur la base de données réelles.

On peut appliquer la formule de Taylor en tonnes métriques, sachant que 1 tonne métrique est égale 1000 Kg, donc 1 tonne.

$$\text{Durée de vie(années)} = 0.2 \text{RM}^{0.25}, \text{ en Tonnes} \dots\dots\dots (\text{III.1})$$

AVEC:

RM: les réserves en tonnes.

On aura :

$$\text{Durée de vie de la mine} = 0.2(1\ 146\ 000\ 000)^{0.25} = 37.79 \text{ années}$$

Donc :

$$\text{Durée de vie de la mine} = 38 \text{ années}$$

I.4. La production annuelle de Bled El Hadba :

Pour l'estimation et le calcul de la production annuelle on utilise la formule empirique de Taylor 1977 :

$$Q = 5 * R^{0.75} \dots\dots\dots (\text{III.2})$$

Où:

Q : Représente la production;

R : Les réserves de minerai.

$$R = 1\ 146\ 000\ 000 \text{ Mt}$$

$$Q = 5 * (1\ 146\ 000\ 000)^{0.75}$$

Donc:

$$Q = 31\ 142\ 858.14 \text{ tonnes/an}$$

Les réserves de Bled El Hadba (BEH) sont substantielles, avec des ressources mesurées et indiquées estimées à 1229 millions de tonnes (Mt), contenant une teneur moyenne en phosphate de 20,4 % en P₂O₅. Parmi celles-ci, 1146 Mt sont considérées

comme exploitables, destinées principalement à l'exploitation à ciel ouvert par FERTIBIRA. En appliquant la loi de Taylor, la durée de vie de la mine est estimée à environ 38 ans. De plus, la production annuelle, calculée à l'aide de la formule empirique de Taylor de 1977, est estimée à environ 31,14 millions de tonnes par an. Ces analyses fournissent une base solide pour la planification à long terme de l'exploitation minière à BEH.[7]

II. Caractéristiques du minerai, des roches au mur et au toit[7]

❖ **Forme générale de gisement :**

D'après la coupe géologique du site de BLED EL HADBA On peut considérer que:

❖ **La forme du gisement:**

est **plate** dont il y'a deux dimensions représentent plusieurs fois des profondeurs, qui ne dépassent généralement pas 35 m .

❖ **Puissance de gite :**

La puissance du gite se varie entre 26.2 m et 56 m alors on peut le gite est jugé **épais**

❖ **pendage :**

Se varie de 4 a 12 degré(au moyenne 6.8dégrée) donc le gisement est **plat** .

❖ **Profondeur de minerai:**

D'après la carte de la coupe géologique du site de BLED EL HADBA La profondeur du minerai se varie entre 0 m (phosphate en surface voire figure II-5 chapitre 1) et 150 m mais en générale on peut prendre en considération que la plupart des profondeurs du minerais du site se trouve à une profondeur moins de 100 m, ce qui est classé en **peu profond** .

❖ **distribution des teneurs :**

La distribution des teneurs d'après les différents sondages des études réalisées sur le site de BLED ELHADBA représente que la distribution est **uniforme** .

III. Classification du minerai et de la roche au mure, au toit (RQD, RMR, BIENIAWSKI)[7]

❖ Le Rock Quality Designation index (Deere, 1967)

Le Rock Quality Désignation (RQD) a été développé par Deere et al. (1967) afin de donner une estimation quantitative de la fracturation influençant le comportement de la masse rocheuse à partir de l'examen de carottes obtenues par des forages.

Le RQD est défini comme le pourcentage de morceaux intacts de longueur supérieure à 10 cm, sur la longueur totale du forage. [31]

$$RQD = \sum \text{longueur des morceaux} > 10\text{cm} / \text{longueur totale du forage} * 100$$

Palmström (1982) a suggéré que le RQD puisse être lié et déduit du nombre de discontinuités par unité de volume. Il a proposé la relation suivante, qui serait valable pour des roches sans argile et utilisable lorsqu'aucun forage n'est disponible mais que des traces de discontinuités sont visibles en surface :

$$RQD = 115 - 3,3J_v \dots\dots\dots (III.3)$$

Où

J_v : la densité volumique des joints, c'est-à-dire la somme du nombre de joints par m^3 , pour toutes les familles de discontinuités présentes (ISRM, 1978). Ce paramètre permet de déterminer les dimensions des blocs dans un système rocheux fracturé.

❖ Le Rock Mass Rating (Bieniawski, 1976)

Bieniawski a publié en 1976 les détails d'une classification des masses rocheuses intitulée Geomechanics Classification or the Rock Mass Rating (RMR) system. Depuis la version originale, certaines modifications ont été apportées. Désormais, plusieurs variantes de la classification de Bieniawski sont disponibles. Les versions 1976 et 1989 sont les plus couramment utilisées.

La classification de Bieniawski prévoit l'évaluation de différents paramètres pour chacun desquels un coefficient numérique. La somme de ces coefficients détermine la valeur du RMR, qui peut varier entre 0 et 100. Les six paramètres suivants sont nécessaires pour estimer la résistance à la compression d'un massif rocheux en

utilisant le système RMR :

1. la résistance à la compression uniaxiale de la roche,
2. la valeur de l'indice RQD pour la masse rocheuse,
3. l'espacement des discontinuités,
4. l'état des discontinuités,
5. les conditions hydrauliques,
6. l'orientation des discontinuités [31]

RMR de BIENIAWSKI

La couche de phosphate se situe entre une couche de calcaire yprésien de 11 m de profondeur au dessus et la marne au-dessous et d'après les caractéristiques géotechniques

des roches on peut juger que :

- RMR du minerai (phosphate) est **faible**
- RMR du toit (calcaire) est **modéré**
- RMR du mur (marne) est très **faible**

➤ **Les sables**

Introduction

Le sable est un élément essentiel qui joue un rôle très important dans la construction et dans la composition du béton.

Pour son utilisation dans les domaines cités précédemment il est indispensable que le sable possède certaines caractéristiques.

● **Les sables de Bled El Hadba**

Les fronts progressent de l'Est vers l'Ouest, le contact du sable et de calcaire s'incline avec un angle compris entre 6 à 10°. La surface est approximativement de niveau, de sorte que l'épaisseur de sable augmente de 0 à l'Est pour finalement 200 m à l'Ouest.avec une masse volumique $2t/m^3$,La couverture de sable atteint BEH une épaisseur totale de plus de 150 m. avec un angle de pente de 30°

- Selon les analyses chimiques le sable de Bled el Hadba est composé de 80.6 % de SiO₂ ce qui signifie qu'il peut être utilisé pour l'industrie du verre.

-Selon l'analyse granulométrique le sable est à majorité à grains fins ce qui signifie qu'il peut être utilisé pour la construction et la composition du béton mais avec une augmentation des dosages d'eau. [16]

Conclusion

Depuis la découverte des gisements de Djebel Onk Sud en 1906 et le début des exploitations à Djemidjema en 1965, l'expérience accumulée par SOMIPHOS a permis de développer une connaissance approfondie de la géologie et de la distribution des ressources de BEH. Les réserves substantielles et les caractéristiques géologiques favorables, telles que la profondeur modérée et la distribution uniforme des teneurs en phosphate, soutiennent une exploitation minière efficace et L'application de la loi de Taylor permet d'estimer une durée de vie de la mine de 38 ans, avec une production annuelle de plus de 31 millions de tonnes de phosphate, confirmant ainsi le potentiel significatif du gisement de Bled El Hadba pour répondre aux besoins futurs en phosphate de l'Algérie et au-delà.

Chapitre IV
Sélection du mode
d'exploitation pour le gisement de
Bled El Hadba

IV- 1 Introduction

Pour le choix entre les modes d'exploitation à ciel ouvert et souterraine on a utilisé le système de classement des modes d'exploitation minière UBC.

Cette méthode est une modification empiriquement dérivée de l'approche de Nicholas, c'est un mode de classement généralement accepté dans l'industrie minière.

La méthode de l'Université de la Colombie-Britannique dite méthode UBC est une procédure de sélection des modes d'exploitation potentiellement réalisables au moyen de l'addition et des valeurs numériques déterminées d'après les caractéristiques de terrain. Les classement numériques, qui implique le classement et l'addition des valeurs numériques liées aux caractéristiques de terrain.

Dans son étude de planification DMT a utilisé la méthode Nicholas pour la sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de Bled El Hadba, ce qui justifie le choix de la méthode UBC dans notre travail.

IV-2 La méthode de l'UBC

L'approche UBC est une version modifiée de l'approche Nicholas, suivant un modèle de numérotation très similaire. Une nouvelle valeur, -10, a été introduite pour réduire significativement la pertinence d'une méthode sans l'éliminer totalement, contrairement à la valeur -49. De plus, la notation de l'évaluation de la mécanique des roches a été ajustée pour refléter les améliorations apportées par les techniques de soutien au sol et de surveillance.

La sélection des méthodes d'extraction en exploitation minière est l'un des défis les plus anciens et a été largement étudiée pour optimiser le profit, la sécurité et l'impact environnemental, en tenant compte du caractère non renouvelable de ces ressources. Nous avons choisi d'utiliser la méthode UBC, une approche contemporaine qui prend en compte les caractéristiques mécaniques des roches de la zone de minerai, du toit et des murs.

Le processus de sélection de l'UBC est détaillé ci-dessous:

a- Forme générale / largeur

- ❖ équidimensionnel: toutes les dimensions sont du même ordre de grandeur;
- ❖ plat / tabulaire: deux dimensions représentent plusieurs fois des profondeurs, qui ne dépassent généralement pas 35 m ;
- ❖ irrégulier: la dimension varie sur de courtes distances.

b- Épaisseur du minerai (puissance) :

- ❖ Très étroit: < 3m
- ❖ étroit : de 3 a 10 m
- ❖ intermédiaire : de10 a 30 m
- ❖ épais: de30 a 100 m
- ❖ Très épais : > 100 m

c- Pendage :

- ❖ plat : <20 degrés
- ❖ Intermédiaire: 20-55 degrés
- ❖ incliné : >55 degrés

d- Profondeur :

- ❖ Peu profond : 0-100 m
- ❖ intermédiaire : 100-600 m
- ❖ profond:> 600 m

e- Distribution de teneur :

- ❖ **Uniforme** - la note en tout point du dépôt ne varie pas de façon significative par rapport à la note moyenne pour ce dépôt.
- ❖ **Graduel** -Les valeurs de grade ont des caractéristiques zonales. Et les notes

changent progressivement de l'une à l'autre.

- ❖ **Irrégulière** - Les valeurs de qualité changent radicalement sur de courtes distances et ne présentent pas de tracé discernable dans leurs changements.

f-Évaluation de la masse rocheuse (RMR) :

- ❖ Très faible : 0-20
- ❖ Faible : 20-40
- ❖ Modéré : 40-60
- ❖ Dure : 60-80
- ❖ Très dure : 80-100

g- Résistance de la masse rocheuse: (force uni axiale / force principale)

- ❖ Très faible : <5
- ❖ Faible : 5-10
- ❖ Modéré : 10-15
- ❖ Forte : >15

Tableau IV.1:méthode de NICHOLAS

Méthode d'exploitation	Forme générale			Puissance de minerai					Pendage de minerai			Distribution de la teneur			Profondeur		
	M	T/P	I	TET	E T	I	E	TE	P	I	R	U	G	E	PP	I	P
Exploitation à ciel ouvert	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49
Foudroyage par Blocs	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3
sous-niveaux	3	4	1	-10	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2

Abattus																	
Foudroyagepar sous-étages	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2
Longuetaille	-49	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3
Chambreet Pilier	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2
Exploitationpar Chambers Magasins	0	4	2	4	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2
Abattagepar Chambre Remblayée	1	4	4	3	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	2	3	4
trancheunidesce Ndante Foudroyée	1	2	0	1	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	2	1	1
Boisage Charpenté	0	1	4	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2
	M=Massive	TET=TrèsÉtroit			P=Plat			U=uniforme			PP=Peu						
	T/p=	ET=Étroit			I=intermédiaire			G=graduel			Profond						
	Tabulaire	I=Intermédiaire			air			E=Erratique			I=intermédiaire						
	ouPlat	E=Épais			R=Raide						P=Profond						
	I=Irrégulier	TE=Très Épais															

La méthode de sélection de l'UBC utilise la profondeur des dépôts principalement pour éliminer ou restreindre l'utilisation de l'exploitation minière à ciel ouvert.

L'exploitation minière à ciel ouvert est une méthode d'extraction aussi polyvalente

qu'il est quasiment toujours la méthode minière la plus applicable lorsque la profondeur n'est pas considérée. Cette modification réduit l'applicabilité de l'exploitation à ciel ouvert pour les dépôts plus profonds.

Le choix de la méthode minière de l'UBC classe la mécanique des roches en deux paramètres : la masse de roche (RMR) et la résistance en substance de roche (RSS).

La note de masse rocheuse est constituée de la note de masse rocheuse du BIENIAWSKI (CSIR - 1973). Cette classification classe six paramètres en une note de 0-100 dans laquelle 0 est le pire et 100 est le meilleur.[1]

➤ **Caractéristiques mécaniques des roches**

Masse des roches RMR :

Tableau IV.2: caractéristiques mécaniques des roches

Méthode d'exploitation	Zone de minerai					toit					Mur				
	TF	F	M	FR	TFR	TF	F	M	FR	TFR	TF	F	M	FR	TFR
Exploitation à ciel ouvert	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4
Foudroyage par blocs	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2
sous-niveaux abattus	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3
Foudroyage par sous-étages	3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3
Longuetaille	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	-	-	-	-	-
Chambre et pilier	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	-	-	-	-	-
Exploitation	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3

parchambres magasins															
Abattage par chambre remblayée	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2
tranche unidescend antefoudroyée	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2
Boisage charpenté	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0
RMR classification	TF=0-20 F=20-40					M=40-60					FR=60-80 TFR=80-100				

➤ **Résistance à la substance de roche**

Tableau IV.3: résistance à la substance de roche

Méthode d'exploitation	Zone de minerai				Toit				Mur			
	TF	F	M	FR	TF	F	M	FR	TF	F	M	FR
Exploitation à ciel ouvert	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Foudroyage par blocs	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
sous-niveaux abattus	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3

Foudroyage par sous-étages	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2				
Longue taille	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-				
Chambre et pilier	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-				
Exploitation par chambres-magasins	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3				
Abattage par Chambre remblayée	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2				
Tranche unidescendante foudroyée	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1				
Boisage charpenté	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0				
RSS classification	TFTrèsFaible				FFaible				MMoyen				FRFort			

➤ **RMR de BIENIAWSKI 1973**

Tableau IV.4: RMR de BIENIAWSKI

Paramètre de classification	Intervalle de la note
Résistance de la roche	0 – 15
RQD	3 – 20
Espacement des joints	5 – 30
Nature des joints	0 – 25

Venues d'eau	0 – 10
--------------	--------

IV-3Application de la méthode UBC pour la détermination de la méthode d'exploitation de BLED ELHADBA

Les Données du site de BLED ELHADBA sont prises de l'étude DMT 2017

D'abord on commence par fixer les éléments de la méthode ,ensuite on donnera les résultats obtenus et finalement une comparaison des résultats avec la méthode

Nicholas élaborée par DMT.

A- Éléments de la méthode

a-Forme générale de gisement :

D'après la coupe géologique du site de BLED EL HADBA On peut considérer que la forme du gisement est **plate** dont il y'a deux dimensions représentent plusieurs fois des profondeurs, qui ne dépassent généralement pas 35 m

b-Puissance de gite

La puissance du gite se varie entre 26.2 m et 56 m alors on peut le gite est jugé **épais**

c-pendage

Se varie de 4 a 12 degré(au moyenne 6.8degré) donc le gisement est **plat**

d-Profondeur de minerai

D'après la carte de la coupe géologique du site de BLED EL HADBA La profondeur du minerai se varie entre 0 m (phosphate en surface voire figure II-5 chapitre 1) et 150 m mais en générale on peut prendre en considération que la plupart des profondeurs du mineraï du site se trouve à une profondeur moins de 100 m, ce qui est classé en **peu profond**

e-distribution des teneurs

La distribution des teneurs d'après les différents sondages des études réalisées sur le site de BLED ELHADBA représente que la distribution est **uniforme**

f-RMR de BIENIAWSKI

La couche de phosphate se situe entre une couche de calcaire l'Yprésien de 11 m de Profondeur au dessus et la marne au-dessous et d'après les caractéristiques géotechniques des roches on peut juger que :

- ✧ RMR du minerai (phosphate) est **faible**;
- ✧ RMR du toit (calcaire) est **modéré**.

Après l'examen on applique les résultats sur les tableaux de NICHOLAS

Tableau IV.5: application sur tableau de NICHOLAS

Méthode d'exploitation	Forme générale			Puissance de minerai					Pendage minerai			Distribution de la teneur			Profondeur		
	M	T/P	I	TET	TE	I	E	TE	P	I	R	U	G	E	PP	I	P
Exploitation à ciel ouvert	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49
Foudroyage par Blocs	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3
sous-niveaux Abattus	3	4	1	-10	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2
Foudroyage par sous-étages	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2

Longuetaille	-49	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3
Chambreet	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2
Pilier																	
Exploitationpar	0	4	2	4	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2
Chambres																	
magasins																	
Abattage	1	4	4	3	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	2	3	4
parchambrier																	
emblayée																	
tranche																	
unidescend	1	2	0	1	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	2	1	1
ante																	
foudroyée																	
Boisage																	
charpenté	0	1	4	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2
	M=Massive	TET=TrèsÉtroit			P=Plat			U=uniforme			PP=peu						
	T/P=Tabula	ET=Étroit			I=Intermédiaire			G=Graduel			profond						
	ireou Plat	I=Intermédiaire			diaire			E=Erratique			I=						
	I=Irrégulier	E=Épais			R=Raide						Intermédiaire						
		TE=TrèsÉpais									P=Profond						

Tableau IV.6: application sur tableau RMR

Méthode d'exploitation	Zone de minerai					Toit					Mur				
	TF	F	M	FR	TF	TF	F	M	FR	TFR	T	F	M	FR	TFR

ChapitreIV Sélection du mode d'exploitation pour le gisement de Bled El Hadba

	R																			
Exploitationàciel ouvert	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4					
Foudroyageparblocs sous-niveaux abattus	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2					
Foudroyagepar s o u s étages	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3					
Longuetaille	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	-	-	-	-	-					
Chambreetpilier	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	-	-	-	-	-					
Exploitationpar chambres-magasins	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3					
Abattageparchambre remblayée	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2					
trancheunidescendante foudroyée	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2					
Boisagecharpenté	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0					
RMRclassification	TF=0-20F=20-40					M=40-60					FR=60-80					TFR=80-100				

Tableau IV.7: application sur tableau RMS

Méthode d'exploitation	Zone de minerai				Toit				Mur			
	TF	F	M	FR	TF	F	M	FR	TF	F	M	FR
Exploitation à ciel ouvert	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4
Foudroyage par blocs sous-niveaux	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1
abattus	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3
Foudroyage par ou s étages	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2
Longuetaille	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-
Chambre et pilier	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-
Exploitation par chambres-magasins	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3
Abattage par chambre remblayée	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2
tranche unidescendante foudroyée	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1
Boisage charpenté	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0

RSS classification TF Très Faible F Faible M Moyen FR Fort

La notation = Σ (note forme générale + note puissance + note pendage + note distribution des teneurs + note profondeur + note RMR minerais + note RMR toit + note RMR mur + note RMS minerais + note RMS toit + note RMS mur)

B-Les résultats de l'application de la méthode UBC pour BLED EL HADBA

Tableau IV-8:Les résultats d'application de la méthode l'UBC

Méthodes d'exploitation	Notes
Exploitation à ciel ouvert	35
Foudroyage par blocs	30
sous-niveaux abattus	29
Foudroyage par sous-étages	29
Longue taille	-18
Chambre et pilier	-28
Exploitation par chambres-magasins	-81
Abattage par chambre remblayée	24
tranche unidescendante foudroyée	22
Boisage charpenté	19

Ces résultats fournissent dix(10) modes d'exploitation différents classés selon la méthode UBC à Bled El Hadba. L'évaluation des paramètres a permis d'attribuer la première place à l'exploitation à ciel ouvert suivie par les modes d'extraction souterraine commençant par foudroyage par blocs jusqu'à la dixième méthode boisage charpentée.

C-Comparaison des résultats de la méthode UBC avec la méthode Nicholas

En comparant les résultats obtenus avec ceux de DMT on peut établir le tableau suivant :

Tableau IV-9:Comparaison des résultats

Méthode UBC	Résultats	Méthode Nicholas(DMT)	Résultats
-------------	-----------	-----------------------	-----------

Exploitation à ciel ouvert	35	Exploitation à ciel ouvert	40
Foudroyage par blocks	30	Exploitation par chambres avec soutènement en cadre de bois	35
Foudroyage par blocks	29	Abattage par tranches remblayées	34
Foudroyage par sous-étages	29	Exploitation par tranches unidescendantes foudroyées	28
Longue taille	-18	Abattage par chambres-magasins	27
Chambre et pilier	-28	Foudroyage en masse	24
Exploitation par chambres-magasins	-81	Foudroyage par sous-étages	22
Abattage par chambre remblayée	24	Abattage par sous-niveaux	-23
tranche unidescendante foudroyée	22	Exploitation par chambres et piliers	-23
Boisagecharpenté	19	Exploitation par longue taille	-24

Les résultats montrent que la méthode appropriée pour le gisement de Bled El Hadba est une exploitation à ciel ouvert selon la méthode UBC et Nicholas.

IV-4 Géométrie de la fosse

Une fois la méthode d'exploitation choisie en procédant, au calcul de la durée de vie (mine), les angles de la fosse, Répartition et planification des travaux d'exploitation de Bled El Hadba en phases, au choix de mode d'ouverture, et de la partie économique.

La durée de vie de la mine a été déterminée au chapitre III en détail ce qui a donné :38 ans

a- L'angle de talus du gradin, les angles de bords exploitables et inexploitable de la fosse

Pour déterminer la géométrie de la fosse il faut définir l'angle de talus du gradin, les angles de bords exploitables et inexploitable de la fosse, pour cela on utilise le tableau suivant :

Tableau IV.10 Angle du talus du gradin et du bord inexploitable Principes [20]

Caractéristiques Des roches	Coefficient de dureté selon Protodiakonov	Angle du talus du gradin (degrés)	l'angle de talus du bord inexploitable γ_2 (en degrés) selon la profondeur finale H (en mètres)			
			90m	180m	240m	300 m
Extrêmement dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	65-75	50-60	48-57	45-53	42-48
Dureté moyenne	3-7	55-65	43-50	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	26-39	-
Meuble et végétale	0.6-0.8	25-40	21-30	20-28	-	-

D'après la classification de Protodiakonov Le coefficient de dureté de la roche [8-4]

a-1 Choix de l'angle d'inclinaison de talus de gradin est:

- 70° pour le phosphate
- 45° pour le stérile.

a-2 -1 Choix de l'angle de talus du bord inexploitable

L'angle de talus du bord inexploitable (en degrés) selon la profondeur finale

135m est 60° pour le minerai et 30° pour le stérile.

a-3-1 Choix de l'angle général du talus (overall slope)

Le problème fondamental dans la stabilité d'une exploitation à ciel ouvert se ramène au dimensionnement des angles des talus. Insistons encore une fois sur le fait que l'angle général d'un talus doit être défini pour la profondeur ultime de la fosse.

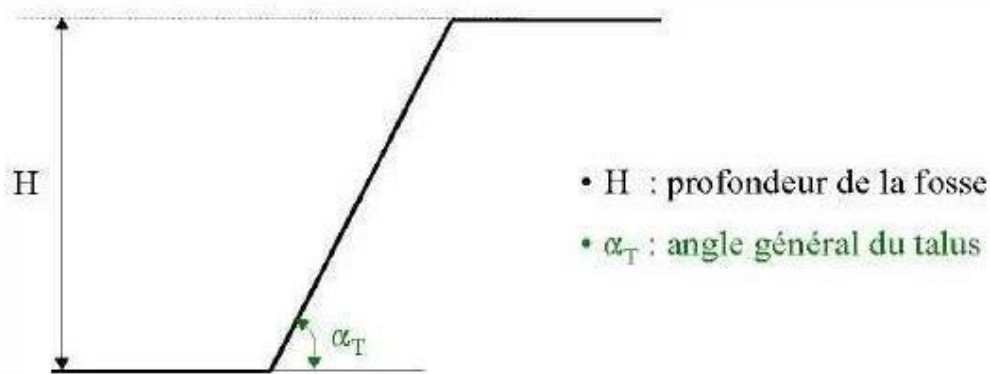
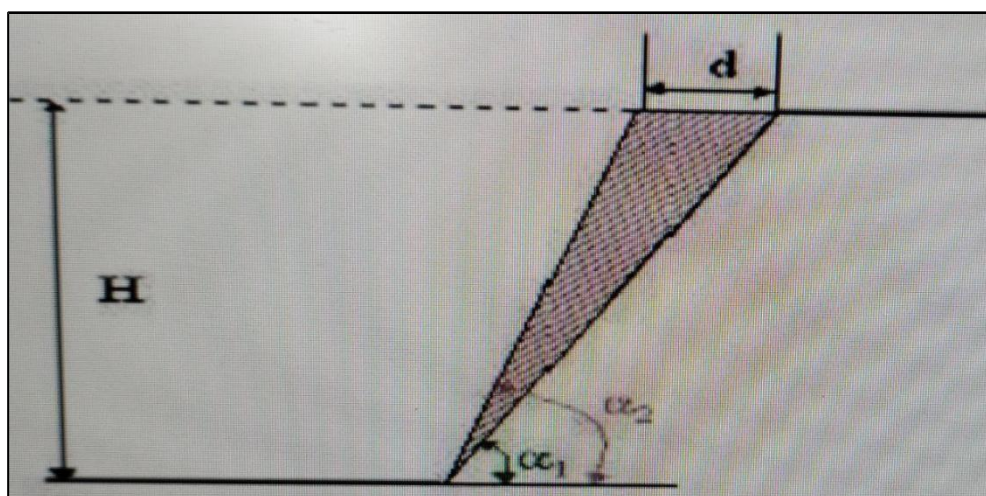


Figure IV.1 Angle général d'un talus.[31]

La profondeur maximale de la fosse est généralement définie selon des critères techniques et économiques (configuration du gisement, coût d'extraction à ciel ouvert par rapport au souterrain, taux de découverte, ...).

Une fois la profondeur ultime retenue, l'angle du talus doit être défini pour assurer la stabilité de l'exploitation. Par ailleurs, cet angle va conditionner largement le taux de découverte. On verrait ainsi une tendance chez le mineur à augmenter sensiblement cet angle pour réduire le tonnage du stérile extrait .[31]



H:profondeur de la fosse

α^1 :angle générale de talus

α^2 :nouveau angle

$$S = \frac{H^2}{2} * [1/\text{tg}\alpha^1 - 1/\text{tg}\alpha^2] \dots\dots\dots V.1$$

$$S = 135^2 / 2 * [1/\text{tg}(45) - 1/\text{tg}(70)]$$

$$S = 5795 \text{m}^2$$

$\alpha^1=45^\circ$		
H	α^2	S
50	50	201
	55	375
100	50	804
	55	1500
135	70	5795

Figure IV.2 Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait.[31]

a-4- Relation de ces angles avec le rapport de découverte

Le choix des moyens de découverte est précédé de l'étude de l'opportunité d'exploiter à ciel ouvert le gisement donné. Le critère économique de la rentabilité des travaux à ciel ouvert est la valeur du minéral.

Le volume de stériles qu'il est nécessaire d'enlever est d'autant plus élevé que la profondeur à laquelle se trouve le minéral est plus grande.

La quantité de stériles en m^3 qu'il est nécessaire de déplacer pour extraire 1 t de minéral est appelée rapport de découverte.

Il dépend de la puissance du gisement et de la profondeur à laquelle celui-ci se trouve.

Le terme rapport de découverte est presque universellement employé et représente la quantité de matériaux non rentable qui doit être enlevé pour découvrir une unité de minerai. Le rapport du volume total de stériles au volume de minerai est défini comme rapport de découverte global.

$$R_d = \text{Volume des stériles déplacés} / \text{Volume de minerai récupéré} \dots\dots\dots V.2$$

Le rapport de volume R_d est calculé en mètre cube par mètre cube. Il est généralement exprimé en tonnes/tonnes. Il faut, noter que, parfois pour certains minerais, ce rapport est exprimé en mètre cube / tonnes.[11]

b- Détermination du nombre de gradins de la mine

La hauteur du gradin est 15 m le nombre de gradins est calculé par la formule

Suivante:[16]

$$N_g = \frac{\text{profondeur totale de la fosse}}{\text{hauteur de gradin}} \dots\dots\dots V.3$$

Avec :

Profondeur total de la mine : 135m

Hauteur de gradin e : 15 m

$$N_g = \frac{135}{15} = 9 \text{ gradins}$$

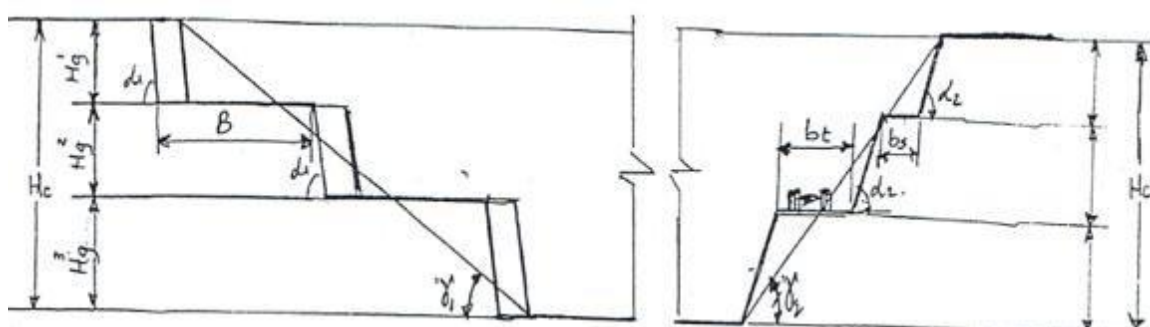


Figure IV.3 : Angles de Talus et de bords.

γ_1 : Angle de talus de bord exploitable

γ_2 : Angle de talus de bord inexploitable

Hg: hauteur de gradin

H: profondeur finale de la mine ; m

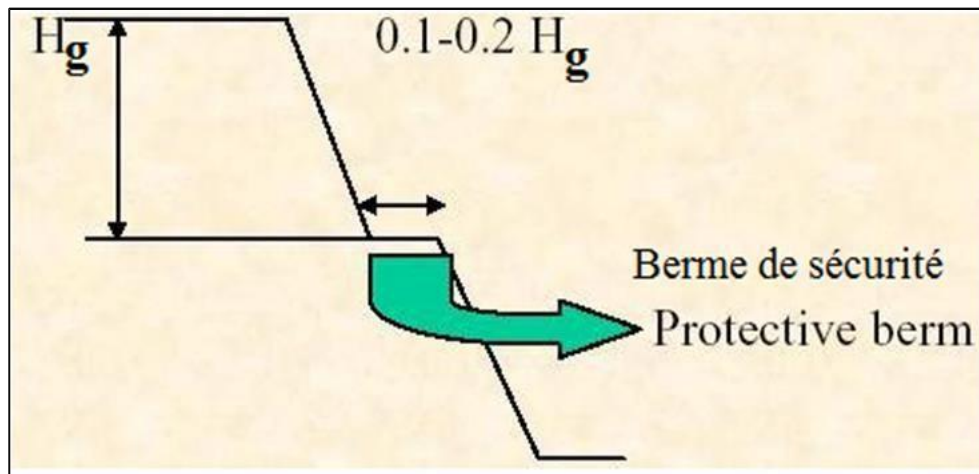
bs : largeur de la berme de sécurité ; m

bt : largeur de berme de transport ; m

α : angle de talus

c- Berme de sécurité

Rebord horizontal construit dans (un remblai) ou un mur en pente d'une mine à ciel ouvert pour casser la continuité d'une pente autrement dit afin de renforcer et d'augmenter la stabilité d'une pente.



FigureIV. 4:Représentation d'une berme de sécurité[19]

On peut également déterminer la largeur de la berme de sécurité d'après la formule suivante[18]:

$$bs = \frac{Hg}{3} \dots \dots \dots V.4$$

$$bs = \frac{15}{3}$$

$$bs = 5m$$

d- Calcul de l'angle de talus de bord inexploitable d'après les éléments de la fosse

Pour la délimitation du contour supérieur de la carrière, il est nécessaire de déterminer l'angle de talus du bord inexploitable (γ^2) selon la profondeur finale et les propriétés do massif.

L'angle du talus de bord inexploitable dépend aussi des particularités constructives de ce bord.il peut être calculé par la formule suivante :[20]

$$tg\gamma^2 = \frac{H}{\sum Bs + \sum Bt + \sum Hgctga} \dots \dots \dots V.5$$

Avec :

H: profondeur finale de la mine ; m

bs : largeur de la berme de sécurité ; m

bt : largeur de berme de transport ; m

$$\gamma^2 = \tan^{-1} \frac{135}{4*5+4*34+135*ctg60}$$

$$\gamma^2 = 29,98^\circ = 30^\circ$$

e- Calcul de la pente globale de la fosse (overall pit slope) d'après les éléments de la fosse

Il existe un certain nombre de «pentes » qui entrent dans la conception de la fosse. Il faut veiller à ce qu'il n'y ait pas de confusion quant à la façon dans dont ils sont calculés et ce qu'ils signifient. Une pente a déjà été introduite. C'est l'angle de la face du gradin.

La pente globale de la fosse est la pente composée de 9 gradins (figure), l'angle formé avec l'horizontale de la ligne reliant le pied le plus bas à la crête la plus haute est défini comme suit : [17]

$$\Theta = \tan^{-1} \frac{Ng * Hg}{(Ng-1)bs + \frac{Ng * Hg}{\tan i}} \dots \dots \dots \text{IV.6}$$

$$\Theta = \tan^{-1} \frac{9 * 15}{(9-1)*5 + \frac{9*15}{\tan 60}}$$

$$\Theta = 48,8^\circ = 49^\circ$$

IV-5 Phases d'exploitation proposées pour Bled El Hadba

Pour une bonne organisation des travaux miniers ,il est possible de réaliser trois types de planification à savoir:

- Planification a court terme de 1 mois a une année
- Planification a moyen terme d'une année à 5 ans
- Planification a long terme de plus de 5 ans

Dans le présent travail nous choisissons une exploitation répartie en phases,dont chaque phase comprend 5 année.

Tableau IV.11 et nous introduisons les phases nécessaire nous obtenons:

On reprend

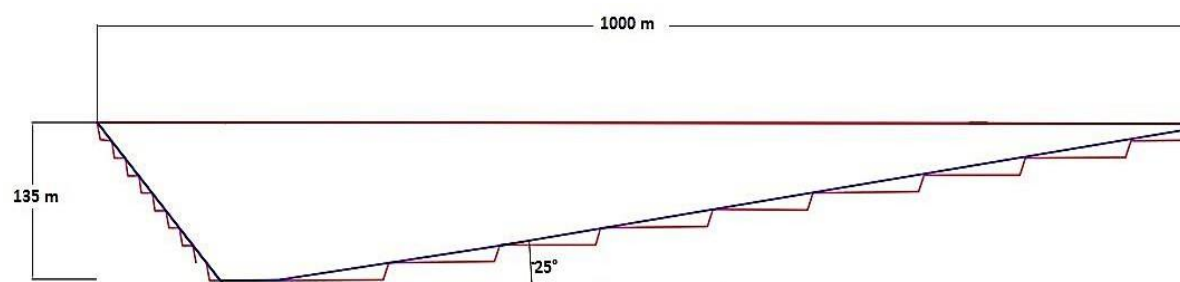
Phases d'exploitation	Année	Production Stérile en T	Production minerais en T	Taux de découverte	Distance Jusqu'aux décharges Km	Distance Jusqu'aux Installations Km
Construction de la mine	1	188490,93	-	-	2	-
Phase I	1	7208086,44	31142858,14	4	2	0,98
	2	7208086,44	31142858,14	4	2,5	1,03
	3	7208086,44	31142858,14	4	2,15	1,18
	4	7208086,44	31142858,14	4	2,15	1,18
	5	7208086,44	31142858,14	4	2,15	1,18
Total	5	36040432,2	155714290,7	4	-	-
Phase II	1	7208086,44	39611428,3	5	2,15	1,18
	2	7208086,44	39611428,3	5	2,15	1,18
	3	7208086,44	39611428,3	5	2,36	1,49
	4	7208086,44	39611428,3	5	2,36	1,49
	5	7208086,44	39611428,3	5	2,36	1,49
Total	5	36040432,2	198057141,8	5	-	-
Phase III	1	7208086,44	39611428,3	5	2,36	1,49
	2	7208086,44	39611428,3	5	2,36	1,49
	3	7208086,44	39611428,3	5	2,6	1,80
	4	7208086,44	39611428,3	5	2,6	1,80
	5	7208086,44	39611428,3	5	2,6	1,80
Total	5	36040432,2	198057141,8	5	-	-

Phase IV	1	7208086,44	39611428,3	5	2,6	1,80
	2	7208086,44	39611428,3	5	2,6	1,80
	3	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
	4	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
	5	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
Total	5	36040432,2	198057141,8	5	-	-
Phase V	1	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
	2	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
	3	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
	4	7208086,44	39611428,3	5	1,6	2,60
	5	7208086,44	39611428,3	5	1	2,60
	6	7208086,44	39611428,3	5	1	2,60
Total	6	43763380,9	237668569,8	5	-	-
Phase VI	1	7208086,44	39611428,3	5	1	2,60
	2	7208086,44	39611428,3	5	1	2,60
	3	7208086,44	39611428,3	5	1	2,60
	4	7208086,44	39611428,3	5	1	2,60
	5	7208086,44	39611428,3	5	0,9	2,60
	6	7208086,44	39611428,3	5	0,9	2,60
Total	6	43763380,9	237668569,8	5	-	-
Fermeture de la mine	1	-	-	-	-	-
	2	-	-	-	-	-
	3	-	-	-	-	-
	4	-	-	-	-	-
Total	32	231688490,6	1225222855,7	5	-	-

➤ Phase initiale(gisement vierge):



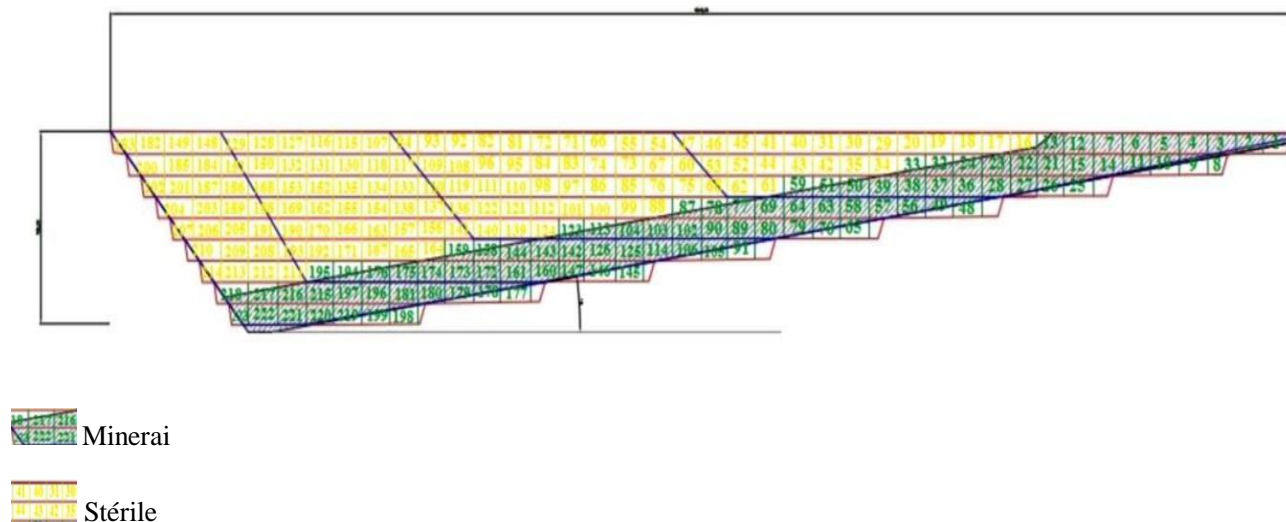
- La fosse finale de la mine



FigureIV.5:Configuration des phases d'exploitation de Bled El Hadba.

IV-6 L'ouverture du gisement de Bled El Hadba

L'ouverture du gisement est le creusement des excavations et a pour le but de réaliser l'accès aux moyens de transport de la superficie vers les niveaux de travail. Elle consiste à creuser des tranchées plus ou moins inclinées qui sont appelées les tranchées d'accès ou bien principales. [26]



FigureIV.6 : Schéma représentatif à 2D du gisement de Bled Hadba.

a- Choix du mode d'ouverture

Le présent projet concerne un gisement incliné avec un angle de pendage de 25 degrés par rapport à l'horizontale dont la teneur de minerai est supposée la même dans tout le corps du gisement et égale .

Comme la mine a une grande extension l'exploitation de ce gisement se fait d'une manière longitudinale et par un système de **tranchées communes intérieures** consécutives, suivant l'extension de la MCO.



FigureIV.7:Aspect du bord de la mine à ciel ouvert en découverte par un système de tranchées intérieures consécutives[9]

La justification du choix du mode d'ouverture est basée sur:

- ✓ La profondeur de la mine: 135mètres.
- ✓ La situation du minerai dans un seul côté, ce qui nous oblige de progresser les travaux dans un seul côté et d'une façon longitudinale suivant l'extension.[9]

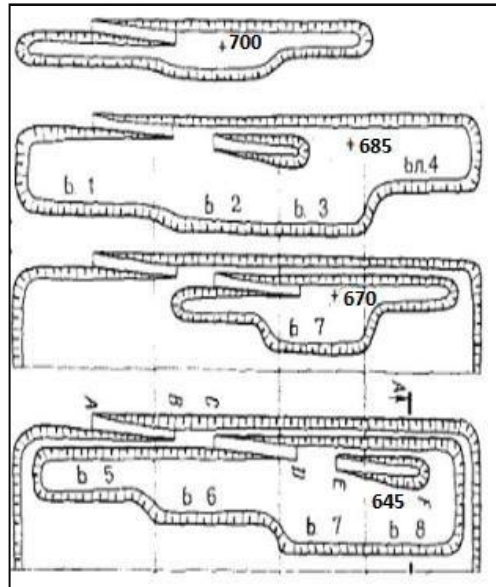


Figure IV.8: Organisation des travaux miniers lors de la découverte et préparation des niveaux par tranchées intérieures successives[9]

b- Construction de la route d'accès

Pour l'accès d'un gradin du point A vers le deuxième gradin on va creuser une tranches d'accès inclinés AB avec une pente 10% .sur ce chemin on développe une plate forme de jonction BC et ensuite dans cette même direction ,dune manier consécutives,est creusée la tranchée d'accès CD.[9]

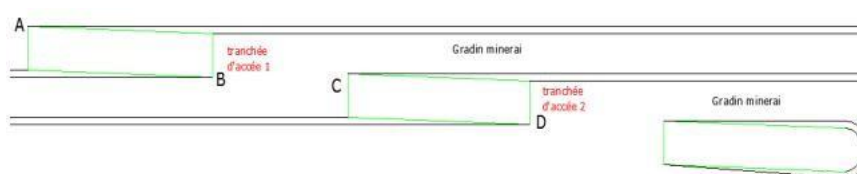
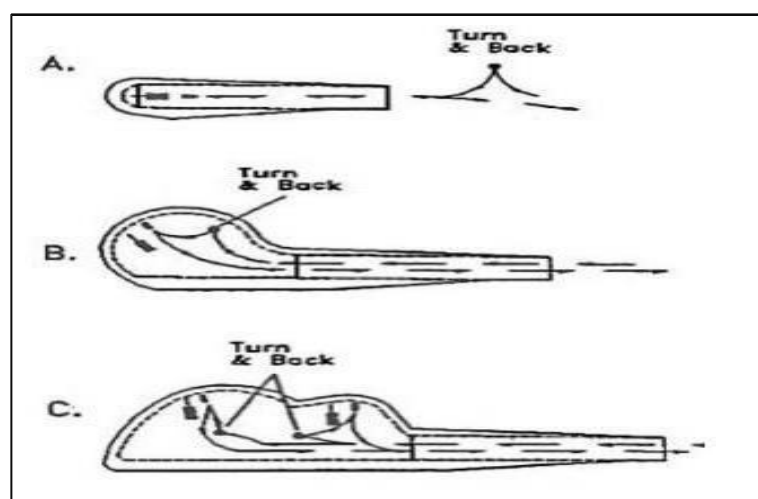


Figure IV.9: Découverte du gisement de Bled El Hadba par système des tranchées successives.

c-Paramètres de la tranchée d'accès

Le mode d'ouverture du gisement de Bled El Hadba consiste au creusement d'une tranchée d'accès commune intérieures qui relie à la surface tous les gradins de la mine.

[12]



FigureIV.10:Création de la première tranchée et préparation du premier gradin

(Open Pit Mine Planning and Design)[17-18]

Les paramètres de la tranchée d'accès sont :

- ❖ Le pendage
- ❖ La longueur de la tranchée
- ❖ La largeur de la tranchée
- ❖ Le volume de la tranchée

➤ **Le pendage:**

Le pendage de la tranchée a été fixé a 10% pour les raison suivantes

- ✓ La mine a une grande extension
- ✓ Pour assurer la sécurité
- ✓ Économiser l'énergie
- ✓ Pour assurer les bonnes condition de roulage

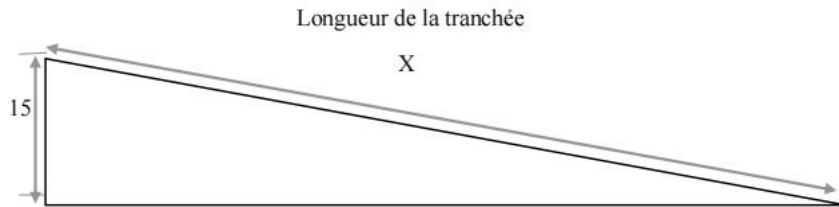
➤ **La longueur de la tranchée:**

La longueur de la tranchée dépend de la hauteur du gradin et du pendage de la tranchée

Dans le cas de Bled El Hadba

La hauteur de gradin est de 15m

Le pendage de la tranchée est de 10%



➤ **Calcul de la longueur de la tranchée :**

$$X = \frac{\text{hauteur de gradin}}{\text{pendage de tranchée}} \dots\dots\dots V.7$$

$$X = \frac{15}{0,1}$$

$$X = 150 \text{ m}$$

➤ **Volume de tranchée**

Le volume de la tranchée peut être déterminé par la formule suivante:

$$V_t = \frac{h^2}{i} * (\frac{1}{2}b + \frac{1}{3}h \text{ctg} i); m^3 \dots\dots\dots V.8$$

h: profondeur finale de la partie inclinée de la tranchée, m

i : inclinaison de la tranchée d'accès

b : largeur du fond de la tranchée, m

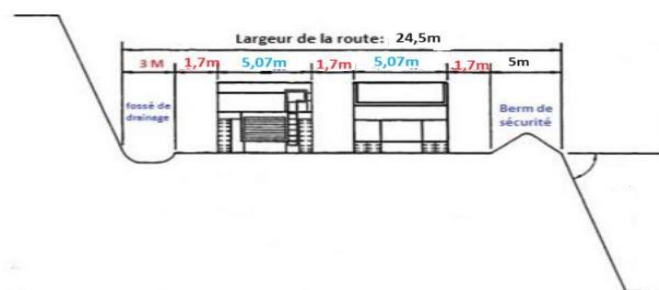
$$V_t = 15^2 / 0,1 * (\frac{1}{2} * (24,5) + \frac{1}{3} * (15) * \text{ctg} 70)$$

$$V_t = 34057,69 m^3$$

➤ **La largeur de tranchée**

La largeur de la tranchée est déterminée à base de plusieurs paramètres, en se référant à plusieurs documents on propose une autre formule de la largeur de la route : [17]

- Nombre de voix de transport : **2voies**
- Largeur de camion : **5.07m** (camion Caterpillar)
- Distance entre deux camions qui se croisent $d = (0,7 - 1,7) \text{ m}$; $d = 1,7\text{m}$
- La largeur de la berme de sécurité : **5m**
- Le fossé de drainage : **3 m**



FigureIV.11 : largeur de la route de transport.[17-18]

Largeur de la route=2(largeur de camion) + 3(distance entre camion) +largeur de berme de sécurité +le fossé de drainage V.9

$$\text{Largeur de la route} = 2(5.7) + 3(1.7) + 5 + 3$$

Largeur de la route=**24,5m**

La longueur de la plate-forme de jonction BC a été fixée à cause de plusieurs contraintes :

- Laisser de l'espace aux engins de transport pour circuler et éviter les dégâts.
- Faciliter la circulation entre les différents gradins.
- Ne pas gêner les travaux de développement de la mine.
- Assurer la sécurité du personnel et des engins
- Faciliter l'évacuation de minerai à l'extérieur de la mine.

On opte pour la longueur de la plate-forme de jonction BC 100 feet[27], ce qui équivaut 30.48 m, on choisit 30 m.

Largeur de BC=**24,5m**

Donc les paramètres de la plate-forme de jonction BC sont :

1. Longueur = 450m
2. Largeur=24,5 m

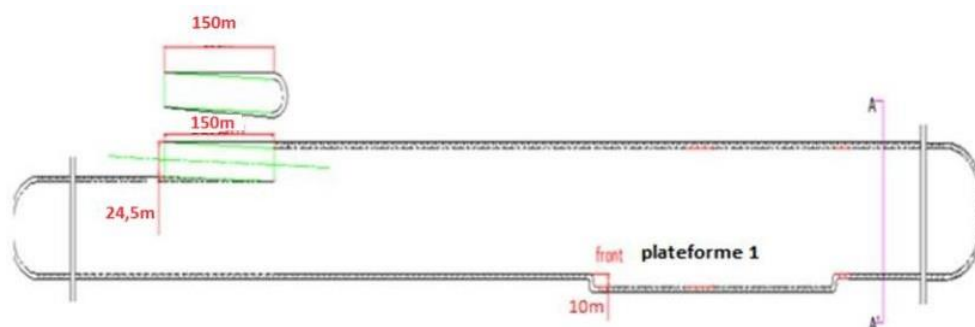
Comme la mine a été planifiée selon 9 gradins donc les nombre de tranchée de découpage est 9 et le nombre de plate-forme de jonctions et de 8 plate forme.

La longueur totale de route d'accès est : $9(\text{longueur de tranchée d'accès}) + 8(\text{longueur de plate-forme de jonction}) \dots\dots\dots V.10$

Longueur de route d'accès = $9(150) + 8(30) = 1350 + 240 = 1590\text{m}$

Longueur de la route d'accès = **1590 m**

La représentation de la tranchée est représenté sur la figure suivante :



FigureIV.12 : Schémas d'ouverture du gisement de Bled El Hadba pour les premiers niveaux.

IV-7 Paramètres de la méthode d'exploitation de Bled El Hadba

Les paramètres de la méthode d'exploitation sont :

- ❖ Hauteur de gradin
- ❖ Largeur d'enlèvement
- ❖ Largeur de la plat forme de travail
- ❖ Vitesse de progression du chantier

➤ **Hauteur de gradin:**

Lors de la détermination de la hauteur du gradin ,on tient compte de quelque facteur comme la sécurité des travaux miniers et la capacité de mine et les caractéristiques de gisement.

Elle se calcule par la formule suivante:

Pour les roches tendres : $H_g \leq H_{cmax} \dots\dots\dots IV.11$

Pour les roches dures : $H_g \leq 1,5 H_{cmax} \dots\dots\dots IV.12$

H_{cmax} :hauteur de creusement maximale de l'excavateur exprimée en mètres.[9]

En pratique :

D'après la nature des roches la hauteur de gradin dépend de la hauteur de creusement des excavateurs($H_{cmax}=10m$)

Pour les roches dures : $H_g \leq 1,5 H_{cmax}$:

$$H_g \leq 1,5 * 10 = \mathbf{15m} \dots\dots\dots V.13$$

Pour respecter les conditions de stabilité et de sécurité, on opte pour une hauteur de gradin de 15 m.[9]

Pour les sables la hauteur de gradin sera de **7,5m**

❖ **Largeur d'enlevure**

Lors du choix de la largeur d'enlevure on prend en considération:

- Les propriétés physico-mécaniques des roches
- La méthode de préparation des roches à l'abattage
- Le type et la dimension des engins de chargement.[11]

➤ **La largeur de la plat forme de travail:**

La largeur de la plat forme de travail sert à la disposition des équipements miniers . Elle se détermine à l'aide des propriétés physiques et mécaniques des roches, le tas de roches abattus, les dimension des engins utilisées, lors d'exploitation en fosse la largeur est minimisée pour réduire le taux de découverte, suffisamment pour qu'elle assure les bonnes conditions de travail des équipements pour atteindre un rendement satisfaisant.[14]

En terrain tendre la largeur de la plate-forme de travail se calcul avec la formule suivante :

$$L_{pt} = A + C + T + Z ; m \dots\dots\dots V.14$$

Lorsque l'abattage se fait à l'explosif, la largeur minimale se calcule par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; m \dots\dots\dots V.15$$

A : largeur de l'enlevure, m

C : distance entre l'arrête inférieur du gradin et la berme de transport, m

T : largeur de la chaussée de transport, m

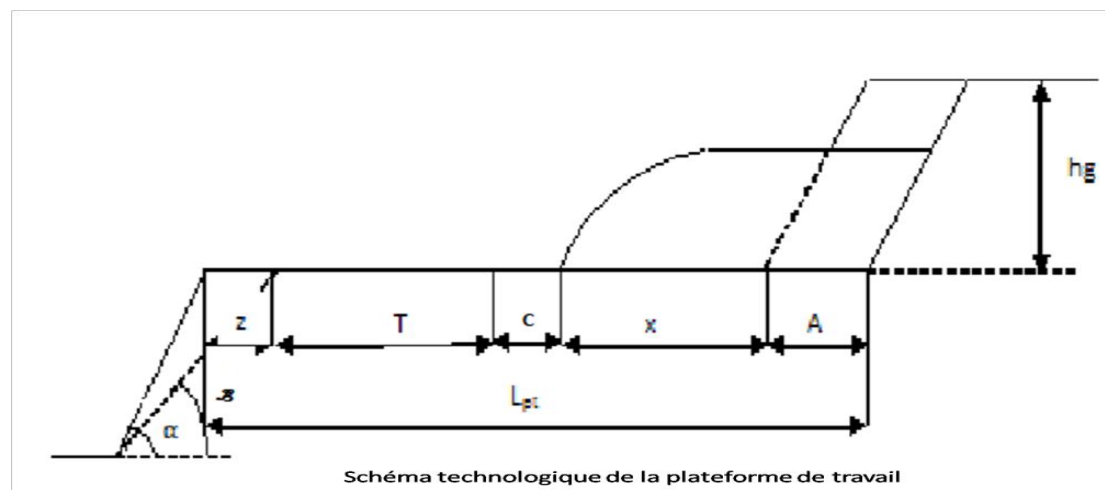
Z : prisme d'éboulement

γ : Angle du talus stable

α : angle du talus du gradin

X : largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure,

n : nombre de rangées



FigureIV.13 :La largeur de la plate-forme de travail lors de l'abattage à l'explosif

En pratique :

Elle est commandée par les dimensions des engins de déblaiement, de transport et par la technique de tir.

Lorsque l'abattage se fait à explosif, la largeur minimale de la plate-forme de travail est :

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

A + X :Largeur du tas des roches abattues

$$A + X = 30m$$

C : distance entre l'arrête inférieure du gradin et la berme de transport (2 - 2,5),m

$$C = 2,5m$$

T : largeur de la chaussée de transport, m

$$T = 2c + 2b + d + r.m. \dots \dots \dots V.16$$

b : largeur de camion. (5.07m)

d : distance entre deux camions qui se croisent : $d = [0.8 - 1]$ m, on prend $d = 1$ m.

r : distance de braquage 13 m.

Donc :

$$T = 2(2.5) + 2(5.07) + 1 + 13$$

$$T = 29.14 \text{ m}$$

Z : prisme d'éboulement .m

Largeur du prisme d'éboulement et dépend de la hauteur du gradin ,l'angle de talus de gradin et l'angle d'éboulement des roches .(tableau des valeur de(Z) en fonction du hauteur de gradin)

$$Z = Hg(\text{ctg}^{\gamma} - \text{ctg}\alpha) \dots\dots\dots V.17$$

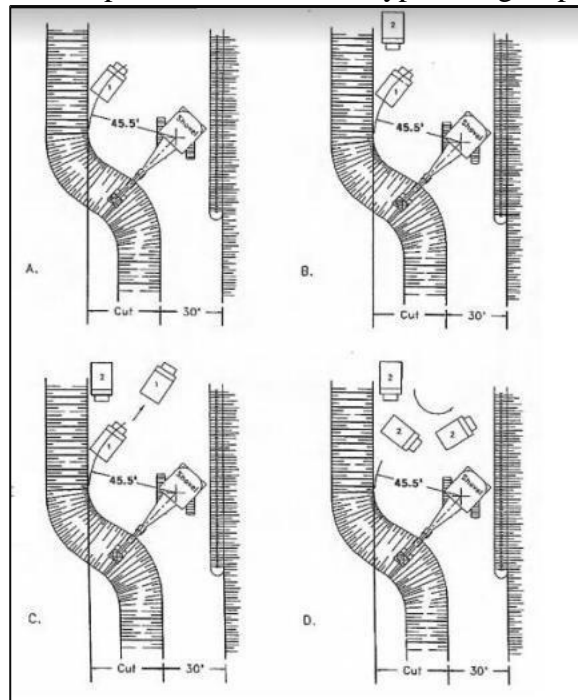
$$Z = 15 * (\text{ctg}60 - \text{ctg}70)$$

$$Z = 3.2 \text{ m}$$

$$L_{pt} = 30 + 2.5 + 3.2 + 29.14$$

$$L_{pt} = 64,86 \text{ m}$$

Le mode de transport utilisé pour notre cas est de type « single spotting »



FigureIV.14:Single spotting[17]

➤ Longueur de bloc

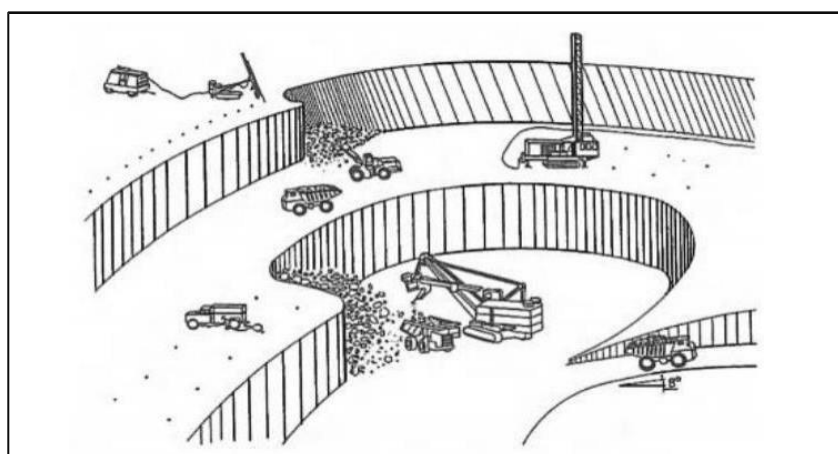
le gradin peut comporter un ou plusieurs chantiers chaque partie de gradin exploitée par un excavateur est nomme bloc.

La longueur de bloc dépend du mode de transport,lors du transport par camion

$$L_b = (100 \text{ _ } 300); m \dots \dots \dots V.18$$

Dans les conditions de Bled El Hadba la longueur du bloc est égale à 250 m pour le stérile et le phosphate.[3]

➤ **Progression de travail**



FigureIV.15: La progression des travaux d'exploitation[17-18]

1) Le sens de progression :

Le sens de progression de travail dans une mine a ciel ouvert dépend de la morphologie du gisement à exploiter et de la capacité de production.

Les schémas technologiques de front de taille appliqués sont :

1-longitudinal

2- transversal

3- en éventail

4-annulaire

Les travaux s'effectuent en respectant les points suivants:

- Le phasage de la mine.
- La largeur de la mine.
- Le nombre de gradin pour chaque phase.
- L'équilibrage d'exploitation entre minerai et stérile en gardant toujours le même taux de découverte planifié.

- Le bon couplage entre les deux fonctions (Exploitation-chargement-transport)
- Respecter le programme de production planifiée.
- Essayer d'avoir un bon rendement lors de l'ouverture de chaque gradin. [9]

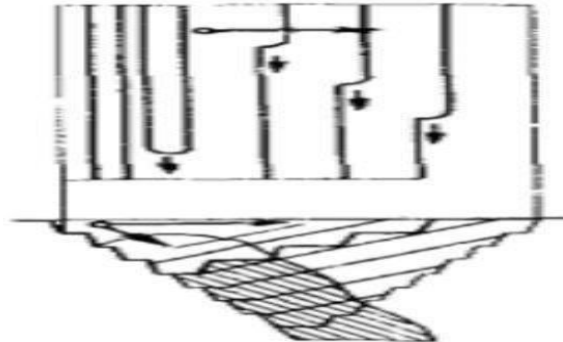


Figure IV.16: Enlevure longitudinale avec un seul bord de développement de travaux

2) La vitesse de progression :

La vitesse de déplacement d'un chantier de travail dépend de la largeur d'enlevure et du rendement des moyens de chargement ; elle est déterminée par la formule : [9]

$$V_{cha} = \frac{Q_{ch}}{A \cdot H_g} ; \text{ m/poste} \dots \dots \dots V.19$$

Q_{ch} : rendement de la chargeuse ; m³ /poste.

A: largeur d'enlevure ;m.

H_g: hauteur de gradin ;m

En pratique :

$$Q_{ch} = 18081,792 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$A = 4,5 \text{ m}$$

$$H_g = 15 \text{ m}$$

$$V_{cha} = \frac{18081,792}{4,5 \cdot 15}$$

$$V_{cha} = 27 \text{ m/poste}$$

Tableau IV.12: récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation

Paramètre	Désignation	Unité	Valeur (calculer)
-----------	-------------	-------	-------------------

Hauteur du gradin Pour le phosphate : Pour le calcaire:	Hg	m	15 7,5
Largeur de plate- forme de travail	Lpt	m	64,86
Largeur de prisme d'éboulement	Z	m	3.2
largeur de la bande de transport	T	m	29.14
la distance entre l'arêteinférieuredu asetlavoie de transport	C	m	2,5
Longueur du bloc	Lb	m	250
Lavitessedeprogres sion	Vcha	m	27

IV-8 Opérations nécessaires à l'exploitation des phosphates

Les opération nécessaires a l'exploitation des phosphates au niveau de Bled El Hadba sont :[9]

- ❖ Les travaux de forage et de tir
- ❖ Le chargement et transport

On traitera également la mise à terril,intimement liée à l'extraction des phosphates et qui concernera l'évacuation des stériles aux décharges appropriées.

1) Les travaux de forage et de tir

➤ Choix du mode de forage:

Les principaux modes du forage mécanique sont :

- ❖ Forage rotatif
- ❖ Forage percutant

❖ Forage roto_percutant

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

- ❖ La résistance de la roche a forer
- ❖ Le diamètre de forage [9]

➤ **Abattage:**

Pour traiter la partie abattage nous utiliserons la méthode Langefors .

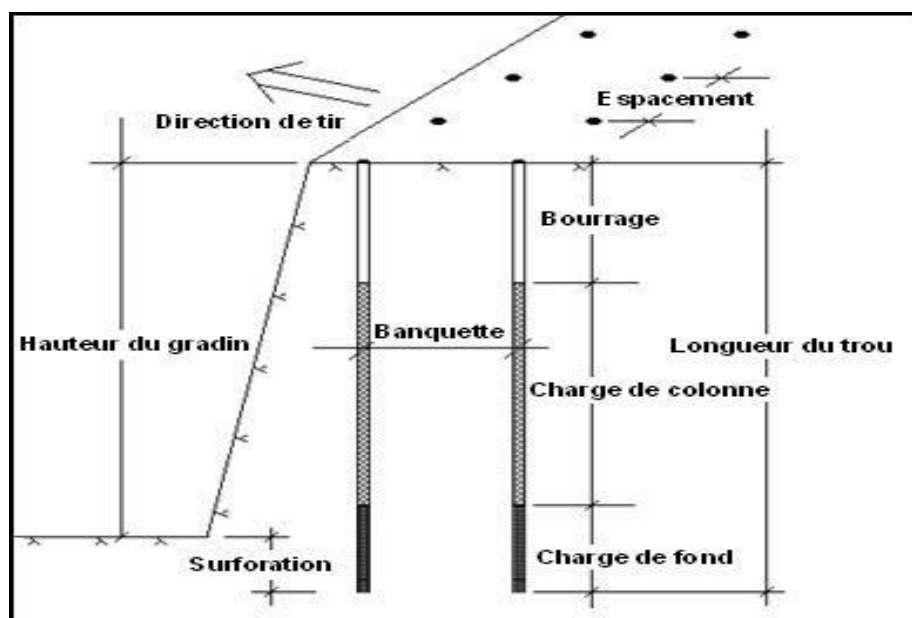
Langefors a bati sa méthode après de nombreuses observation sur le terrain [22]

Il a proposé les hypothèse suivantes:

Les trous sont surforés sur une longueur de $0,3B$, B étant la banquette au sens abattage; c'est - à dire l'épaisseur de la tranche abattue ente la première ligne de trous et le front ,ou entre deux ligne de trous ;

- ✓ La charge de pied s'étend sur une longueur de $1,3B$;
- ✓ La hauteur de bourrage est égale a la banquette B ;
- ✓ La charge de colonne occupe la place restante dans le trou $0,3$

Ces notion sont celles de la figure suivante :



FigureIV.17:Géométrie et terminologie du plan de tir [30]

➤ **La méthode de LANGEFORS**

Le principe retenu par LANGEFORC est que tous les explosifs constituant la charge

linéaire participent d'autant moins au dégagement du pied qu'il en est plus éloigné. L'énergie totale de la charge explosive est donc utilisée principalement pour dégager la zone la plus résistante, en l'occurrence le pied du gradin, si le pied est bloqué de façon importante par le tas, la part de l'énergie augmente notablement. La problématique se résume à déterminer la largeur de banquette maximale permettant un dégagement du pied et de la colonne. Les dimensions géométriques réelles du tir en pied sont donc primordiales pour la qualité du résultat.

La charge spécifique q dépend du rayon de travail de la charge souhaitée, du coefficient de résistance du matériau à abattre (selon LANGEFORC $C=0,4$) des conditions de bourrage, de la nature de l'explosif utilisé et de la granulométrie souhaitée.

Pratiquement, certaines conditions techniques sont imposées :

- La hauteur de gradin
- Le diamètre de foration, qui dépend du matériel de foration utilisé de la hauteur à forer et de la nature de la roche.
- La nature du massif (résistance du massif à abattre)
- La nature de l'explosif et donc sa densité et son énergie [22].

La formule de LANGEFORC 1968, que l'on fait évoluer en fonction des résultats du tir. La valeur maximale possible de résistance au pied du gradin B_{max} sera déterminée par la formule suivante : [28]

$$B_{max} = \frac{d}{33,8} \sqrt{\frac{\rho * S_p}{C * f * \left(\frac{E}{B}\right)}} ; m \dots\dots\dots V.20$$

d : diamètre du trou de mine, mm

ρ : densité de chargement de l'explosif; Kg/m³

$$\rho = \rho_e * \left(\frac{de}{dt}\right)^2 * k \dots\dots\dots IV.21$$

ρ_e : masse volumique de l'explosif

$\frac{de}{dt}$: diamètre de l'explosif ; diamètre du trou

K:coefficient de tassement =(masse volumique de l'explosif dans le trou /masse volumique de l'explosif hors du trou;K=1)

Sp: puissance de la charge de fond de l'explosif (weightstrength):

$$Sp = \frac{S}{6*} \left(\frac{Q}{Q0} \right)^+ \left(\frac{1}{6*} \right) \left(\frac{V}{V0} \right) \dots\dots\dots V.22$$

Q,V=l'énergie et volume de gaz de l'explosif

Q0,V0=l'énergie et volume de gaz de l'explosif référence

C:coefficient qui est en relation avec la résistance au tirage des roches on a :

$$C=R+0.04 \dots\dots\dots IV.23$$

R:résistance de la roche au tirage

Dans le cas d'un terrain homogène;le coefficient de résistance au tirage est de :

- 0.35 pour des roches élastique,
- 0.40 pour des roches moyennes,
- 0.45 pour des roches plastiques.

F: facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine

Alpha(degré)	0	10	20	30
F	1	0.95	0.90	0.85

L'inclinaison du trou est un paramètre secondaire relativement indépendant .

Il permet une meilleur sortie du pied et une meilleur fragmentation de tête et une diminution des effets arriérés.

$\frac{E}{B}$: rapport espacement sur banquette .

➤ **Calcul des paramétrés d abattage**

Pour calculer les paramétrés d'abattage a Bled El Hadba on propose le modèle de LANGEFOS

➤ **Détermination de la banquette maximale par la méthode LANGEFOS**

La valeur maximale possible de résistance au pied du gradin (Bmax)sera déterminer par la formule suivante et exprimée en mètres.

$$B_{max} = \frac{d}{33,8} \sqrt{\frac{\rho * S p}{C * f * (\frac{E}{B})}} \dots\dots\dots m$$

- **La densité de chargement de l'explosif**

$$\rho = \rho_e * (\frac{d e}{d t})^2 * k$$

$$\rho = 1,45 * (\frac{90}{125})^2 * 1$$

$$\rho = 0,751 Kg/m$$

- **La puissance de la charge de fond de l'explosif (weightstrength):**

$$S_p = 5/6 * Q/Q_0 + 1/6 * V/V_0$$

$$S_p = 1,1$$

- **Coefficient qui est en relation avec la résistance au tirage des roches C on a**

$$C = R + 0.04$$

Dans le cas d'un terrain homogène;le coefficient de résistance au tirage est de :

- 0.35 pour des roches élastique,
- 0.40 pour des roches moyennes,
- 0.45 pour des roches plastiques.

$$C = 0,45 + 0.04$$

$$C = 0,49 \approx 0,5$$

- **Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine β**

$$\beta = 10; f = 0.95$$

Alpha	0	10	20	30
F	1	0.95	0.90	0.85

- **Rapport espacement sur banquette .**

$$\frac{E}{B}=1.25$$

DONC:

$$B_{max} = \frac{d}{33,8} \sqrt{\frac{\rho \cdot Sp}{C \cdot f \cdot \left(\frac{E}{B}\right)}} \dots\dots\dots m$$

$$B_{max} = 4.36m$$

➤ **Correction du fait de la déviation des trous de mines**

$$B = B_{max} - 0,05 \times H_g \dots\dots\dots V.24$$

$$B = 4.36 - 0,05 \times 15$$

$$B = 3.61m$$

➤ **Détermination de l'espacement**

$$E = 1,25 \times B_{max} \dots\dots\dots IV.25$$

$$E = 1,25 \times 4.36$$

$$E = 5,45m$$

➤ **La longueur de sous forage**

$$L_s = 0,3 \times B_{max} \dots\dots\dots IV.26$$

$$L_s = 0,3 \times 4.36$$

$$L_s = 1,3m$$

➤ **La hauteur de la charge pied**

$$L_p = 1,3 \times B \dots\dots\dots IV.27$$

$$L_p = 1,3 \times 3.61$$

$$L_p = 4.69m$$

➤ **La longueur de colonne [18]**

$$L_c = (L_p / 2.7) \times (1/f \times (S_p / S_c)) \dots\dots\dots IV.28$$

$$L_c = (4.69 / 2.7) \times (1 / 0.95 \times (1.1 / 1.1))$$

$$L_c = 1.82m$$

➤ **Charge linéaire au pied minimale**

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = \rho_e \times \left(\frac{dt}{36}\right)^2 \dots\dots\dots IV.29$$

$$C_p = 1,45 \times \left(\frac{125}{36} \right)^2$$

$$C_p = 17,48 \text{ kg/m}$$

➤ **La hauteur de bourrage**

$$H_b = B \dots \dots \dots V.30$$

$$H_b = 3,61 \text{ m}$$

➤ **La hauteur de la charge de colonne**

$$L_c = L_f - 1,3 \times B_{\max} - H_b \dots \dots \dots IV.31$$

$$L_c = 16,53 - 1,3 \times 4,36 - 3,61$$

$$L_c = 11,42 \text{ m}$$

➤ **La charge linéaire de colonne**

$$C_c = 0,5 \times C_p \dots \dots \dots IV.32$$

$$C_c = 0,5 \times 17,48$$

$$C_c = 8,74 \text{ kg/m}$$

➤ **Consommation spécifique d'explosif**

$$\text{Sachent que } Q = (0,4 \text{ _ } 0,45) \text{ kg/m}^3 \dots \dots \dots IV.33$$

$$Q = 0,4 \text{ kg/m}^3$$

➤ **Largeur de tas de roches abattus**

La largeur du tas de roches abattus est donnée par la formule suivante:

$$B_{\text{tas}} = K_r \times K_{\beta} \times H_g \times \sqrt{q} ; \text{m} \dots \dots \dots IV.34$$

K_r : coefficient qui dépend de la résistance des roches au tir

$$K_r = (3,0-3,5); K_r = (2,5-3,0); K_r = (2,0-2,5)$$

Pour les roches respectivement à faible, moyenne et grande résistance au tir

K_{β} = coefficient qui prend en consideration l'angle d'inclinaison des trous

$$K_{\beta} = 1 + 0,5 \sin^2(90 - \beta)$$

$$K_{\beta} = 1 + 0,5 \sin^2(90 - 70)$$

$$K_{\beta} = 1,3$$

β : angle d'inclinaison du trou par rapport à l'horizontale

$$B_{\text{tas}} = 2,5 \times 1,3 \times 15 \times \sqrt{0,4}$$

Btas=30m

➤ **Surface de la maille :**

$$S = B \times E \dots\dots\dots V.35$$

$$S = 3,61 \times 5,45$$

$$S = 19,6745 \text{m}^2$$

➤ **Volume de roche abattu par trou :**

$$V = S \times H \dots\dots\dots IV.36$$

$$V = 19,6745 \times 15$$

$$V \approx 295,1175 \text{ m}^3$$

➤ **Masse de roche abattue par trou :**

$$M = V \times \rho \dots\dots\dots IV.37$$

$$M = 295,1175 \times 2,7$$

$$M = 796,81725 \text{ t}$$

Tableau IV.13: Les paramètres de la méthode LANGEFORS

Paramètre	Désignation	Unité	Valeur (calculer)
La densité de chargement de l'explosif	ρ	Kg/m ³	0.751
La puissance de la charge de fond de l'explosif	Sp	-	1.1
Coefficient qui est en relation avec la résistance au tirage des roches	C	-	0.5
Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine β	f	-	0.95
Rapport espacement sur banquette	E/B	-	1.25
Correction du fait de la déviation des trous de mines	B	m	3.61
l'espacement	E	m	5.45
La longueur de sous forage	Ls	m	1.3

La hauteur de la charge pied	Lp	m	4.69
La longeur de colonne	Lc	m	1.82
Charge linéaire au pied minimale	Cp	Kg/m	17,48
La hauteur de bourrage	Hb	m	3.61
La hauteur de la charge de colonne	Lc	m	11.42
La charge linéaire de colonne	Cc	Kg/m	8.74
Consommation spécifique d'explosif	Q	kg/m ³	0.4
Largeur de tas de roches abattus	Btas	m	30
Surface de la maille	S	m ²	19,6745
Volume de roche abattu par trou	V	m ³	295,1175
Masse de roche abattue par trou	M	t	796,81725
la banquette maximale	Bmax	m	4.36

2) Le chargement et le transport

Après l'abattage on doit charger et transporter le phosphate

➤ Le chargement

Le fonctionnement de mine a ciel ouvert est conçu et organiser autour des engins choisis pour le chargement des matériaux leur choix dépend pratiquement des autres matériel et leur mise en ouvre .on retiendra de même que la hauteur des gradins est adoptes en fonction des paramètres technologique des moyens de chargement .

Il est considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation minière a ciel ouvert ,l'engin de chargement définit le niveau de la production dune

mine a ciel ouvert .

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les facteurs suivants:[9]

- ✓ La capacité du godet
- ✓ La puissance et la force d'attaque d'engin
- ✓ La nature des matériaux
- ✓ La production de la mine
- ✓ La méthode d'exploitation

➤ **Choix de l'engin de chargement et calcul des rendements**

Le choix de l'engin de chargement d'après la capacité du godet (E) [9]

$$E = \frac{Q_{ex} \cdot T_c \cdot K_f}{3600 \cdot K_r \cdot K_u \cdot T_p} \cdot m^3 \dots\dots\dots V.38$$

Q_{ex} : production par poste

$$Q_{ex} = 39926 m^3$$

T_c = durée d'un cycle de chargeuse $T_c = (30_45s)$ on prend $T_c = 30s$

K_f = coefficient de foisonnement des roches dans le godet $K_f = (1.15_1.35)$ on prend $K_f = 1.15$

K_r = coefficient de remplissage de godet $K_r = (0.7_0.85)$ on prend $K_r = 0.7$

K_u = coefficient de l'utilisation de chargeuse $K_u = (0.8_0.9)$ on prend $K_u = 0.8$

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

Donc:

$$E = \frac{39926 \cdot 30 \cdot 1.15}{3600 \cdot 0.7 \cdot 0.8 \cdot 8}$$

$$E = 85 m^3$$

Un godet d'une capacité de 85 m³ donc on choisit la chargeuse sur pneu de type Caterpillar995 avec un capacité de godet de (17,2m³_43,6m³)



FigureIV.18: chargeuse sur pneu de type Caterpillar995[24]

➤ **Durée de cycle de la chargeuse**

Pour des matériaux granuleux non tassés, on considère que 0,45 _ 0,55 minute est un temps de base raisonnable pour le cycle de travail d'une chargeuse articulée Caterpillar conduite par une personne expérimentée, sur terrain dur et informé.[9]

➤ **Productivité des chargeuse utilisée au niveau de la mine de Bled El Hadba**

La Productivité de la chargeuse a godet unique CAT 995

1. Rendement théorique

$$R_{thé} = \frac{3600 \times E}{t_c} \quad .m^3/h \dots\dots\dots V.39$$

E=capacité du godet **43,6m³**

Tc =durée d' un cycle de chargeuse Tc=(30_45s) on prend **Tc=30s**

Donc:

$$R_{thé} = \frac{3600 \times 43,6}{30}$$

$$R_{thé} = 5232 m^3/h$$

2. Rendement technique

$$R_{tec} = \frac{3600 * E * K_{exc} * K_{cond}}{t_c} \quad .m^3/h \dots \dots \dots V.40$$

Tp=durée d'un poste **Tp=8heures**

Ku:coefficient de l'utilisation de chargeuse Ku=(0.8_0.9)on prend **Ku=0.8**

Kr:coefficient de remplissage de godet Kr=(0.7_0.85)on prend **Kr=0.7**

Kf:coefficient de foisonnement des roches dans le godet Kf=(1.15_1.35) on prend **Kf=1.15**

E:capacité du godet**43,6m³**

Tc:durée d' un cycle de chargeuse Tc=(30_45s) on prend **Tc=30s**

Kcond:coefficient de condition de travail on prend **Kcond=0.9**

Kexc:coefficient de condition d'excavation il est égal à**0.6**

Donc:

$$R_{tec} = \frac{3600 * 43,6 * 0,6 * 0,9}{30}$$

$$R_{tec} = 2825,28m^3/h$$

3. Rendement d'exploitation

Rexp=

$$\frac{3600 * E * K_{exc} * K_{cond} * T_p * K_u}{t_c} \quad ,m^3/poste \dots \dots \dots IV.41$$

$$R_{exp} = \frac{3600 * 43,6 * 0,6 * 0,9 * 8 * 0,8}{30}$$

$$R_{exp} = 18081,792m^3/poste$$

La masse volumique $\rho = 2,3t/m^3$ donc $R_{exp} = 18081,792 * 2,3 = 41588,1216t/p$

➤ Calcul du rendement d'exploitation par jour

$$R_{exp/j} = R_{exp} * N_{p,t/j} \dots \dots \dots V.42$$

Np:nombre des postes de travail de chargeuse par jour

$$R_{exp/j} = 18081,792 * 3$$

$$R_{exp/j} = 54245,376t/j$$

➤ Calcul du rendement d'exploitation par an

$$R_{exp/an} = R_{exp/j} * N_{j,t/an} \dots\dots\dots V.43$$

N_j : nombre de jours ouvrables de la chargeuse

$$R_{exp/an} = 54245,376 * 260$$

$$R_{exp/an} = 14103797,76t/an$$

➤ **Calcul de nombre des chargeuse nécessaire**

Le nombre de chargeuses nécessaires pour le chargement des roches abattus est déterminer par la formule suivant

$$N_{ch} = \frac{P_{an} * K_{rés}}{R_{exp/an}} \dots\dots\dots IV.44$$

✓ **Pour le minerais:**

P_{an} : production annuelle de la mine en minerais $P_{an} = 31142858t/an$

$K_{rés}$: coefficient de réserve ; $K_{rés} = (1,10 \text{ _ } 1,2)$ on prend $K_{rés} = 1,2$

Donc:

$$N_{ch} = 31142858 * 1,2 / 14103797,76$$

$$N_{ch} = 2,6 \approx 3 \text{ chargeuse}$$

✓ **Pour le stérile:**

P_{an} : production annuelle de la mine en minerais $P_{an} = 7208086,44t/an$

$K_{rés}$: coefficient de réserve ; $K_{rés} = (1,10 \text{ _ } 1,2)$ on prend $K_{rés} = 1,2$

Donc:

$$N_{ch} = 7208086,44 * 1,2 / 14103797,76$$

$$N_{ch} = 0,6 = 1 \text{ chargeuses}$$

La fosse de Bled El Hadba na besoin que dune seule chargeuse pour le chargement e stérile. et 3 chargeuses pour le phosphate.

➤ **Le transport**

Le transport dans une carrière ou mine a ciel ouvert est un procédé technologique qui consiste au déplacement de la masse minière produit utile vers l'usine de traitement et stériles vers les terrils ,dont le pourcentage dans le prix de revient d exploitation atteint 30 a 70 % .[9]

Le choix rationnel d'un équipement de transport dépend des facteurs suivants :

- ✓ Nature des roches a transporter.
- ✓ Topographie du gisement.
- ✓ Production annelle planifiée par la mine.
- ✓ Méthode d'ouverture de gisement.
- ✓ Méthode d'exploitation du gisement.
- ✓ Organisation de travail de la mine.

Les modes de transports utilisés dans les mine a ciel ouvert sont :

- ✓ Par camion
- ✓ Par voie ferrée
- ✓ Par convoyeur
- ✓ Par skip
- ✓ Par couloir

Le mode de transport détermine les caractéristiques de fonctionnement des principaux moyens de transport ,ainsi on distingue :

- Les transports continus (bandtransporteuse,transporthydrolique,transport par cable)
- Les transports discontinu cyclique (locomotive et wagons,camion),[9]
- Détermination du nombre de camions nécessaires

Pour cela on doit faire les calculs suivants:

a) Capacité du la benne

$$V_b = N_g * K_{rg} * E / K_{rb}, m^3 \dots \dots \dots V.45$$

V_b:volume géométrique de la benne

N_g: nombre de godet planifié pour remplir une benne on prend N_g=**3godets**

K_{rg}:coefficient de remplissage de godet K_r=(0.7_0.85)on prend **K_{rg}=0.85**

K_{rb}:coefficient de remplissage de la benne K_r=(0.9_1.25)on prend **K_{rb}=1**

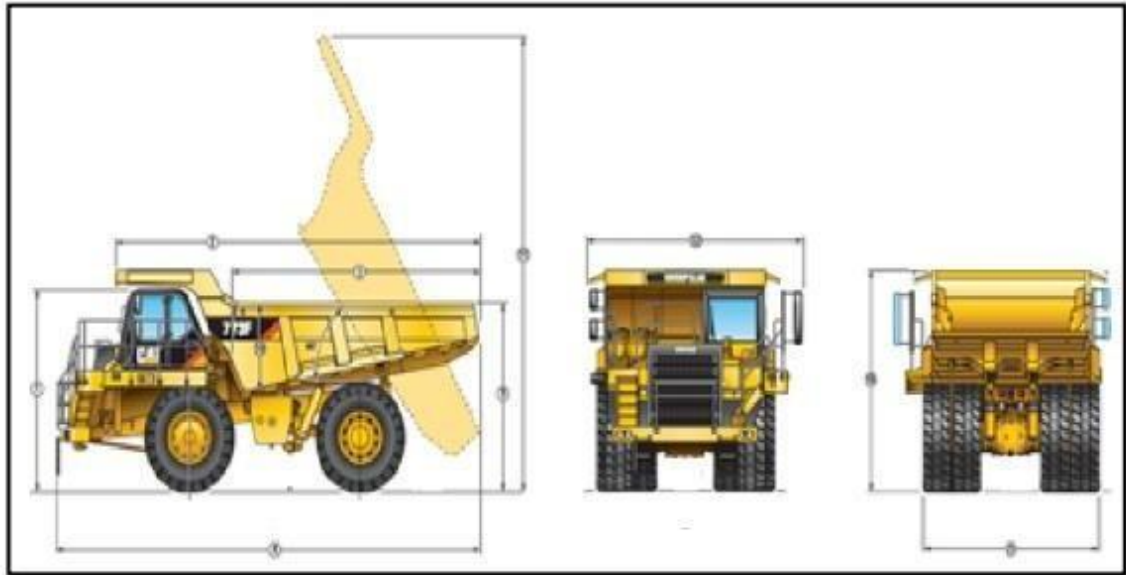
E:capacité du godet **43,6m³**

$$V_b = 3 * 0,7 * 43,6 / 1$$

$$V_b = 91,56 m^3$$

$$\text{Capacité de camion } 91,56 * 2,3 = 97.75 = \mathbf{210,588t}$$

D'après le volume et la capacité du camion calculés on choisit le camion de type Caterpillar 785C qui caractérise par un volume de 91 m³(à refus) et 74 m³(à ras)



FigureIV.19: camion Caterpillar 785C

b) Calcul du temps de cycle

Les tronçons ont une pente de 10% et une pénétration de 2cm on détermine la résistance totale comme suit :

$$R_t = R_r + D_r ; \% \dots\dots\dots V.46$$

R_t:résistance totale

R_r:résistance au roulement

D_r:degré de résistance

$$R_r(\text{Kg/t}) = 20 + (5,9 * 2)$$

$$R_r(\text{Kg/t}) = 31,8 \text{Kg/t}$$

$$R_t(\%) = \text{pente}(\%) + \frac{R_r}{10}$$

A chaque 10 kg/t correspond 1%,alors la résistance de roulement sur le premier tronçon est égale à:

$$R_t(\%) = \frac{31,8}{10}$$

$$R_{t1} = 3,18\%$$

Le degré de la résistance est défini en fonction de la pente des tronçon alors $D_r=10\%$

$$R_t=R_{t1}+ D_r$$

$R_t=3,18+ 10=13.18\%$ car l'engin monte la pente lorsqu'il est à **charge**.

$R_t=3,18\%- 10=-6,82\%$ car l'engin monte la pente lorsqu'il est à **vide**.

✓ **Pour la phase N°1:**

On va calculer le temps de cycle de camion dans le dernier gradin de la première phase.

Le temps de chargement $0,44*5=2,2\text{min}$

Le temps de déchargement **0,5min**

Le temps de manœuvre **0,8min**

➤ **Le temps de parcours dans la tranche horizontale :**

- Calcule la distance horizontale:

$$D=(1/2) C_{inf} + L_c)+(1/2*C_{sup}- 1/2*C_{fos}) \dots\dots\dots V.47$$

Où:

C_{inf} :contour inférieur de la fosse où $C_{inf}=60\text{m}$

L_c :distance entre le contour supérieur au concasseur où $L_c=1180\text{m}$

C_{sup} :contour supérieur de la fosse où $C_{sup} \approx 100\text{m}$

C_{fos} ::contour de la fosse $C_{fos}=60\text{m}$

$$D=(1/2)*60+1180)+(1/2*100- 1/2*60)8$$

$$D=1230\text{m}=1,23\text{km}$$

- La vitesse du camion

Dans la tranche horizontale la vitesse raisonnable est $V=30 \text{ km /h}$ (troisième vitesse)

Par ce que la distance est courte.

$$T_{par1}=D/V \dots\dots\dots V.48$$

$$T_{par1}=1,23/30=0,041\text{h}=2,46\text{min}$$

✓ **Le temps de parcours dans la tranche inclinée**

La résistance: 12

La profondeur de la fosse :45min

Dans une pente $V=20\text{km/h}$

La longueur de la tranchée d'accès est:

$$L_t = Hg/i = 45/0,1 = 450\text{m} = 0,45\text{km}$$

Donc le temps de parcourir est :

$$T_{\text{par2}} = L_t/V = 0,45/20 = 0,0225\text{h} = 1,35\text{min}$$

$$T_{\text{par}} = T_{\text{par1}} + T_{\text{par2}} = 2,46 + 1,35 = 3,81\text{min} = 4\text{min} \dots\dots\dots \text{V.49}$$

✓ **Le temps de retour**

La vitesse de camion a vide :

Dans un plat $V = 30\text{km/h}$

alors:

$$T_{\text{ret1}} = 1,23/30 = 0,041\text{h} = 2,46\text{min} \approx$$

Dans une pente $V = 30\text{km/h}$

$$T_{\text{ret2}} = L_t/V = 0,45/30 = 0,015\text{h} = 0,9\text{min}$$

$$T_{\text{ret}} = T_{\text{par1}} + T_{\text{par2}} = 2,46 + 0,9 = 3,36\text{min}$$

Alors :

$$T_{c1} = T_{\text{ch}} + T_{\text{déch}} + T_{\text{par}} + T_{\text{ret}} + T_{\text{m},\text{min}} \dots\dots\dots \text{V.50}$$

$$T_{c1} = 2,2 + 0,5 + 4 + 3,36 + 0,8$$

$$T_{c1} = 10,86\text{min} = 11\text{min}$$

✓ **Pour la dernière phase :**

✓ **Le temps de parcours dans la tranche horizontale:**

- Calcule la distance horizontale:

$$D = (1/2) C_{\text{inf}} + L_c + (1/2 * C_{\text{sup}} - 1/2 * C_{\text{fos}})$$

Où:

C_{inf} : contour inférieur de la fosse où $C_{\text{inf}} = 60\text{m}$

L_c : distance entre le contour supérieur au concasseur où $L_c = 1180\text{m}$

C_{sup} : contour supérieur de la fosse où $C_{\text{sup}} \approx 1000\text{m}$

C_{fos} : contour de la fosse $C_{\text{fos}} = 200\text{m}$

$$D = (1/2) 200 + 1000 + (1/2 * 1000 - 1/2 * 200)$$

$$D = 1500\text{m} = 1,5\text{km}$$

- La vitesse du camion

$$V=30\text{km/h}$$

$$T_{\text{par1}}=D/V=1,5/30=0,05\text{h}=3\text{min}$$

✓ **Le temps de parcours dans la tranche inclinée**

La profondeur de la fosse : 135m

Dans une pente $V=20\text{km/h}$

La longueur de la tranchée d'accès est:

$$L_t=H_g/i=135/0,1=1350\text{m}=1,35\text{km}$$

Donc le temps de parcourir est :

$$T_{\text{par2}}=L_t/V=1,35/20=0,0675\text{h}=4,05\text{min}$$

$$T_{\text{par}}=T_{\text{par1}}+T_{\text{par2}}=3+4,05=7,05\text{min}$$

✓ **Le temps de retour**

La vitesse de camion à vide :

Dans un plat $V=30\text{km}$ alors:

$$T_{\text{ret1}}=1,5/30=0,05\text{h}=3\text{min}$$

Dans une pente $V=30\text{km/h}$

$$T_{\text{ret2}}=L_t/V=1,35/30=0,045\text{h}=2,7\text{min}$$

$$T_{\text{ret}}=T_{\text{par1}}+T_{\text{par2}}=3+2,7=5,7\text{min}$$

Alors :

$$T_{c1}=T_{\text{ch}}+T_{\text{déch}}+T_{\text{par}}+T_{\text{ret}}+T_m \dots \dots \dots \text{min}$$

$$T_{c1}=2,2+0,5+7,05+5,7+0,8$$

$$T_{c2}=16,25\text{min}$$

-Calcul de nombre de camion nécessaires :

Le nombre des camions nécessaires est déterminé par la formule suivante :

$$N_c = t_c/t_{\text{ch}}, \text{ camion} \dots \dots \dots V.51$$

Ou :

t_c =le temps de cycle d'une camion

T_{ch} =tempe de chargement d'une camion

Pour la phase N°1:

$$t_{c1}=11\text{min}$$

$$t_{\text{ch}}=2,2\text{min}$$

DONC:

$$N_c = 11 / 2,2$$

$$N_c = \mathbf{5 \text{ camions}}$$

- Pour chaque 5 camion en marche, on propose un camion de réserve.

Pour la dernière phase:

$$tc_2 = 16,25 \text{ min}$$

$$tch = 2,2 \text{ min}$$

DONC:

$$N_c = 16,25 / 2,2$$

$$N_c = 7,38 \approx \mathbf{8 \text{ camions}}$$

- Pour chaque 7 camion en marche, on propose un camion de réserve.

IV-9 Méthode d'extraction du stérile (sable):

Pendant l'élaboration du mémoire de fins d'étude, nous avons essayé de comprendre les causes de l'arrêt de l'exploitation à Bled El Hadba, le sable est parmi les causes principale de l'arrêt d'exploitation.

Pendant les travaux réalisés à Bled El Hadba les sables ont provoqué une usure rapide et intensive des lames des excavateurs.

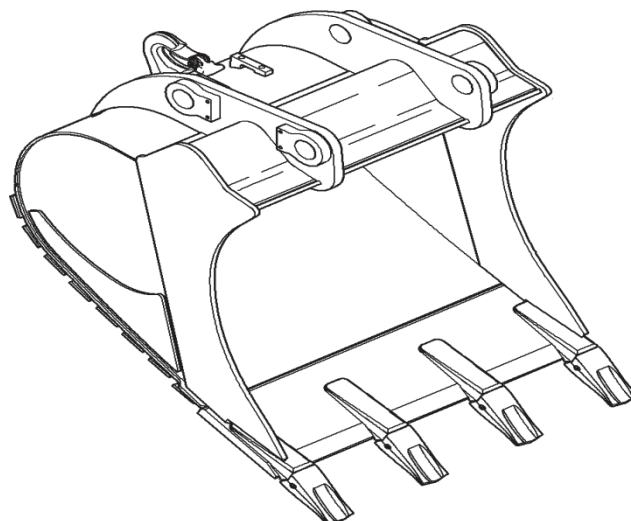
Le choix de l'engin de chargement est effectué à la base des caractéristiques d'engin les paramètres physico mécaniques des matériaux excavés et les conditions du terrain qui est caractérisé par un pourcentage de sable très élevé et par conséquent un effet d'abrasivité considérable.

D'après la fiche technique de la pelle Liebherr on remarque que c'est un engin destiné à réaliser la tâche d'excavation grâce à ces capacités techniques les plus favorables.

Pour extraire le sable nous avons choisi une pelle Liebherr destinée à l'excavation et au travail dans les **terrains sévères**.

Ce type de pelles Liebherr est équipé de godet pour le creusement ou le chargement de matériaux plus compacts et abrasifs tels que terre/roche, sable/argile, sable/gravier, charbon, craie et minéraux peu abrasifs avec outils d'attaque du sol de plus grande taille et acier résistant à l'abrasion sur toutes les pièces soumises à l'usure.

En plus on propose Matériau Résistant à l'abrasion (ARM) pour renforcer les portes pointes ,La version extra-robuste longue durée comporte du matériau ARM à base de particules de carbure au tungstène extrêmement dur. L'ARM retarde l'usure.



FigureIV.20: godet pour les matériaux fortement abrasifs grâce à sa protection anti-usure et au renfort latéral.[29]

Il faut signaler que DMT a proposé l'utilisation de rou-pelle et un convoyeur pour l'extraction de sable par ce que l'utilisation du camion ni réalisable ni pratique.

IV- 0Partie économique:

Les coûts opératoires et d'investissement sont extrêmement importants pour le choix des équipements et plus précisément le coût d'investissements ,c'est un élément très important pour faire les études de pré faisabilité et faisabilité, pour diminuer le risque du projet de mine.

a- Les investissements miniers:

➤ Pour la mine souterraine :

- ✓ Matériels d'exploitation souterraine
- ✓ Fonçage des puits

- ✓ Travaux préparatoires souterrains
- ✓ Équipement d'extraction
- ✓ Installations d'air comprimé
- ✓ Installations d'entretien souterraines
- **Pour la mine à ciel ouvert :**
 - ✓ découverte préalable du corps minéralisé
 - ✓ matériels d'exploitation à ciel ouvert
- **Communs à toutes mines :**
 - ✓ Accès au site
 - ✓ Préparation du site
 - ✓ Approvisionnement en énergie, en eau
 - ✓ Études de faisabilité
 - ✓ Supervision du projet et constructions provisoires
 - ✓ Encadrement de la phase de démarrage
 - ✓ équipements de broyage et de stockage des fines

On ajoute généralement à ces dépenses pour la réalisation de la mine les dépenses antérieures de reconnaissance du gisement (actualisées).

Cet ensemble peut être regroupé un peu différemment en :

- ✓ Infrastructures générales : accès, transports, cités, à quoi on ajoute parfois la découverte probable en ciel ouvert et l'équipement des accès au gisement en souterrain.
- ✓ Équipement mine : matériels d'exploitation.
- ✓ Usine : bâtiments et équipements.

✓ Autres : services auxiliaires, études et supervision.

b-Estimation des coûts de projet :

Les coûts sont estimés par une ou deux méthodes ; qualitative et quantitative . Dans l'approche qualitative la norme heuristique et le jugement expert sont la base des estimations.

L'approche quantitative est classée en trois méthodes ; les méthodes Analytique-générales, les modèles analogiques et les modèles statistiques.

- Les méthodes analogiques sont basées sur la comparaison des informations sur les coûts de projet et l'ajustement de ces données pour des différents produits
Les méthodes analytiques-générales ont le but de description de la méthode de formation du produit et l'estimation des coûts.
- La régression des analyses et des assemblages neurales artificielles sont quelques genres des méthodes statistiques.

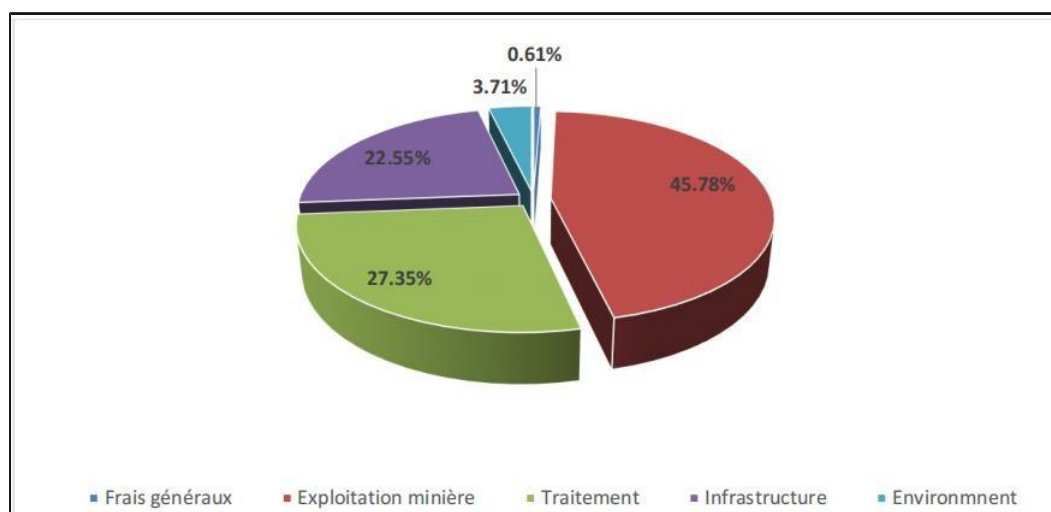
Plusieurs modèles utilisés le SRA (the Single Régression Analysis) pour l'estimation des coûts de l'industrie minière, tant que (O'Hara 1980).

c-Cas de Bled El Hadba:

Les investissements totaux pour l'usine de BEH ont été évalués à **139M US\$** qui sont étalés sur une période de 2 ans, à savoir :

- Équipement mécanique : 70,4 M US\$
- Équipement électrique : 16,7 M US\$
- Génie civil : 24,1 M US\$
- Coût IAGC: 27,8 M US\$
- Total : 139 M US\$

D'après les études élaborées par DMT qui s'est tenue du 13 au 15 juin 2017 à Tébessa, les flux de trésorerie sont basés sur des prévisions de réserves disponibles pendant les 30 premières années de la durée des vies des mines BEH et DOS.



FigureIV.21:Distribution des dépenses d'investissement (CAPEX) BEH.

a- Approche O'hara :

Une des méthodes 'facteur-capacité' d'estimation des capitaux les plus complètes est publiée par O'Hara (1980). Le coût capital et coût de production (incluant les coûts de services généraux et administratifs) pour les mines à ciel ouvert et les mines souterraines sont estimés en développant des relations empiriques basées sur des variables relatives. La technique d'estimation est basée sur des données de coûts des mines canadiennes et étrangères similaires ou comparables[32].

Le coût des différents paramètres d'investissement et de production est toujours en fonction d'un paramètre de la mine qui indique la performance de production selon O'Hara.

Il doit respecter une équation de la forme : $Q = KT^x$ V.52

le nombre d'exercices, de pelles et de camions, qui à leur tour dépend des tonnes par jour de minerai et de déchets. Dans Mines de mine d'extraction de minerai à faible teneur, il y a peu ou pas de différence dans les gravités spécifiques, les caractéristiques de dynamitage et les drillabilités de minerai ou de déchets, et la distance de transport jusqu'à la décharge de minerais diffère pas beaucoup de la distance de transport des déchets.

Par conséquent, le coût d'extraction d'une tonne de minerai sera pratiquement le même que le coût d'extraction d'une tonne de déchets.

Le coût de l'exploitation à ciel ouvert peut être évalué par rapport au total le minerai et le tonnage de déchets (T p) extraits quotidiennement[32].

$$Q = KT^x$$

$$T = 147503,63$$

$$\text{Drilling cost per day} : 1,90T^{0,7} = 1,90 * (147503,63^{0,7}) = \mathbf{7887,06\$}$$

$$\text{Blasting cost per day} : 3,17T^{0,7} = 3,17 * (147503,63^{0,7}) = \mathbf{13158,94\$}$$

$$\text{Loading cost per day} : 2,67T^{0,7} = 2,67 * (147503,63^{0,7}) = \mathbf{11083,40\$}$$

$$\text{Haulage cost per day} : 18,07T^{0,7} = 18,07 * (147503,63^{0,7}) = \mathbf{75010,15\$}$$

$$\text{General services cost per day} : 6,65T^{0,7} = 6,65 * (147503,63^{0,7}) = \mathbf{27604,73\$}$$

IV-11 Conclusion

Dans ce chapitre nous avons réussi à faire une sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de Bled EL Hadba selon la méthode UBC.

On a retenue celle à ciel ouvert, en descendant.

Nous avons également fait un choix et calculs des angles relatifs aux gradins et à la fosse.

Le mode d'ouverture et les paramètres de la méthode d'exploitation sont considérés en détails ;

Une partie économique a été également traitée .

CONCLUSION GENERALE

CONCLUSION GENERALE

Le travail réalisé concernait la sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de phosphate de Bled El Hadba.

Nous avons considéré les données relatives au gisement de Bled El Hadba et les différentes études concernant Bled El Hadba notamment les rapports les plus récents à savoir le rapport d'expertise DMT consulting approuvé en 2017.

L'application de la méthode UBC pour la sélection de la méthode d'exploitation appropriée au gisement de Bled EL Hadba a permis de retenir celle à ciel ouvert, en descendant .

Nous avons également fait un choix et calculs des angles relatifs aux gradins et à la fosse à savoir un de talus de gradin de 70° pour le phosphate et 45° pour le stérile.

Un angle du talus de bord inexploitable de 30°, et une pente globale de la fosse de la fosse de 40°.

Pour une bonne organisation des travaux miniers on a procédé en la répartition de l'exploitation en 6 phases, une répartition de l'exploitation de minerai et l'évacuation des stériles a été réalisée.

Le mode d'ouverture retenue est par tranchées intérieures successives et les paramètres de la méthode d'exploitation sont considérés en détails ;

Un intérêt particulier a été réservé pour surmonter la contrainte de sables rencontrée pendant les travaux d'exploitation antérieurs.

Le choix de l'engin de chargement est effectué à la base des caractéristique de l'engin , des paramétrés physico mécaniques des matériaux excavés et des conditions du terrain qui est caractérisé par un pourcentage de sable très élevé et par conséquent un effet d'abrasivité considérable. On a opté pour la pelle Liebherr destinée à l'excavation et au travail dans les terrains sévères, elle est équipée de godet pour le creusement ou le chargement de matériaux compacts et abrasifs tels les sables

Enfin une partie économique a été également traitée, on a utilisé le d'Ohara pour la détermination des coûts opératoires.

Références bibliographiques

- [1] Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J ; Save M. Exploitation minière et traitement des minerais. Collection « La mine en France».Tome 06.fevrier2017;
- [2] B.Boky ; Exploitation des mines ; éditions MIR, 812p ;1968 ;
- [3] N.Chibka ; Exploitation des gisements métallifères ; Office des publications universitaires (OPU);
- [4] <https://www.cnrtl.fr/definition/terril>,consulté le 03 Juin 2024;
- [5] ABDELLAH Amine,BOUCHOUCHA Nadhir, mémoire en master Analyse économique de l'exploitation à ciel ouvert du phosphates de Bled El Hadba – DJEBEL ONK -TEBESSA-ALGERIE,,2019/2020,136 pages;
- [6]L.TARASSOV;Exploitation des mines;éditions(ECOLE SUPERIEURE)Moscou;traduit du russe par S.BELKOVA ;rédacteur N.ERCHOV;299p;
- [7]Rapport expertise DMT consulting GmbH (étude de faisabilité bancaire) contrat N°14/SOMIPHOS/DMT Consulting GmbH/2013, 19 Septembre 2017;
- [8]Société des mines de phosphate ,EPE,SOMIPHOS,Spa;
- [9]BOUZIDI Brahim,BOUAROUJ Mohammed,mémoire en master Le choix d'une méthode d'exploitation dans les conditions du gisement de Bled El Hadba BIR EL ATER,2018.
- [10]Rapport final sur les résultats des travaux d'exploitation des phosphates du gisement de Bled El Hadba,ORGM, 2012-2014;
- [11]Serradj.T , cours d'exploitation des mines , Master I ,École Nationale Supérieure des Mines et Métallurgie – Annaba ,2018;
- [12]DIABY Cheick Oumar,DIALLO Bourama,mémoire en master, Optimisation des paramètres de forage et tir pour améliorer la qualité de fragmentation dans les mines à ciel ouvert ,Kef Essenoun, Tébessa, 2020/2021;

- [13] plan d'exploitation 2024;
- [14] GARNE EL KABCHE Samia, HALAIMIA Ouafa,mémoire en master, Contribution à l'analyse de la méthode d'exploitation du phosphate de la mine de Bir El Ater dans un contexte environnemental,2022-2023;
- [15] Saoudi Khalil,Necib Adem, mémoire en master, Amélioration du plan de tir cas de Kef Essnoun,2020/2021;
- [16]DHAHER IBTISSEM, mémoire en master, Prise en compte de l'environnement dans une exploitation a ciel ouvert cas de Bled El Hadba Bir El Ater ,2015-2016;
- [17]Hustrulid.W,_Kuchta.M,Martin.Randall. OPEN PIT MINE PLANNING & DESIGNVOLUME 1 – FUNDAMENTALS Third-Edition-CRC-Press-2013;
- [18]Hassad Ramzi,Chaykhaoui Youcef,Projet minier 1,École National Supérieure desMines et Métallurgie,2014-2015;
- [19] Mehmet ali hindistan,mad455-surface mining/açık ocak işletmeciliği courseprogramme academic year fall semester,(2015-16);
- [20]Dj.Merabet.Dj,Stepanov.V.,Principes de l'élaboration des mines à ciel ouvert ; 1^{ère}partie, Office des publications universitaires (OPU) ; 1989;
- [21] KOVALENKO.V. AMBARTSOUMIAN.N. Et LAHMER. K.M. Exploitation des carrières. Université d'Annaba. Edition OPU. 1986;
- [22] Bernard. Bourguine;Modélisation de la politique d'exploitation et dimensionnement des équipement miniers dans le cadre de simulations d'exploitation minières a ciel ouvert;thèse docteur ingénieur en sciences et technique minières-option géostatistique;école nationale supérieure des mines de paris;1986;
- [24] Site internet <<https://www.lectura-specs.fr/fr/modèle/machines-de_chantier/chargeuses-sur-pneus-caterpillar/994-11743162>>;
- [25] Site internet<<file:///C:/Users/GL%20TECH/Downloads/C652174%20(1).pdf>>;
- [26] BOUKHELOUF Idriss, ABDELLAOUI Moulet Imane, Structure de la mécanisation complexe gisement du phosphate de Djebel Onk , Tébessa (Cas de Kef Essenoun), Mémoire de Fin d'études ,université Larbi Tebessi faculté sciences et de la technologie département génie minier, 2018/2019;

[27] Hossein Soltann mohammadi, Ali Sami, .Selection of practical bench height in open pit multi-criteria decision making solution, Journal of Geology and Mining Research Vol. 2(3) pp. 48-59, June 2010;

[28] Cécile COULOMBEZ , RAPPORT D'OPTION, ANALYSE ET OPTIMISATION DES PRATIQUES D'ABATTAGE A L'EXPLOSIF DANS UNE CARRIERE DE GRANULATS version 1 - 24 May 2011;

[29] fiche technique Les outils Liebherr;

[30] Dr. OMRACI Kamel , GHARBI Kouider, L'adaptation du plan de tir à la blocométrie, Un enjeu capital pour un haut rendement minier, 2006/2007;

[31] Brahim MAKHLOUF, Diagnostic géomécanique d'une mine à ciel ouvert, 2020-2021;

[32] O'HARA T. ALLAN , STANLEY C. SUBOLESKYSME; Costs and cost estimation ; Engineering handbook .1995; chapter 6.3 .

Tableau 1.1 Caractéristique géométrique de la chargeuse caterpillar 995

Toutes les données indiquées ici sont vérifiées par l'équipe des experts de LECTURA
Specs.

poids	245.19 t	Pneumatiques standard	58/85-57
Capacité de godet	17m³	Capacité du godet max	43,6m³
Longueur de transport	20,39m	Largeur de transport	5.76 m
Hauteur de transport	8,8m	Vitesse de déplacement	27 km/h
Type de moteur	3516E	Puissance moteur	1394 kW

Tableau 1.2 Caractéristique du tombereau pour applications minières 785C

1	Hauteur au sommet du cadre ROPS	5122mm	12	Hauteur hors tout – benne relevée	11 207mm
2	Longueur hors tout de la benne	10 615 mm	13	Largeur en ordre de marche	6 640 mm
3	Longueur intérieure de la benne	7 652 mm	14	Largeur à l'axe central des pneumatiques avant	4 850 mm
4	Longueur hors tout	11 024 mm	15	Garde au sol de la protection moteur	1 057 mm
5	Empattement	5 182 mm	16	Largeur hors tout de l'auvent de benne	6 200 mm
6	De l'essieu arrière à la partie arrière	3 410 mm	17	Largeur extérieure de la benne	5 890 mm

7	Garde au sol	987 mm	18	Largeur intérieure de la benne	5 510 mm
8	Hauteur de déversement	1 284 mm	19	Hauteur à l'avant du toit	5 769 mm
9	Hauteur de chargement – à vide	4 968 mm	20	Garde au sol de l'essieu arrière	1 080 mm
10	Hauteur à flanc de pneu arrière	906 mm	21	Largeur à l'axe central des pneumatiques jumelés arrière	4 285 mm
11	Profondeur intérieure max. de la benne	2132mm	22	Largeur hors tout des pneumatiques	6 274 mm

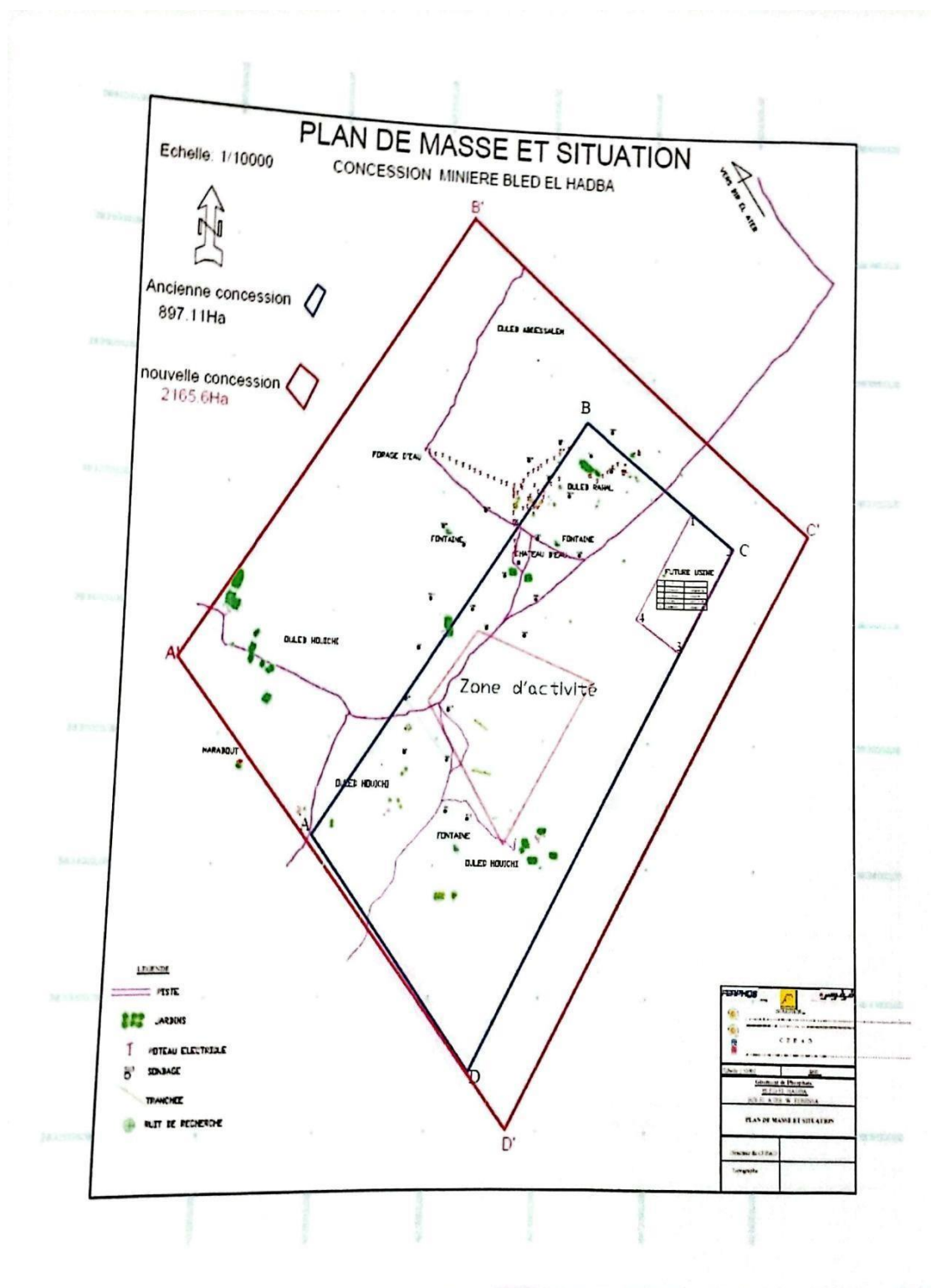


Figure 3.1 plan de masse et situation de Bled El Hadba



Figure 4.1 pelle Liebherr