



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République algérienne démocratique et populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique
جامعة العربي التبسي - تبسة
Université Larbi Tebessi – Tébessa
معهد المناجم
Institut des mines
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا
Département des mines et de la géotechnologie



MEMOIRE

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

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

ANALYSE ECONOMIQUE DE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT DU PHOSPHATE DE BLED EL HADBA – DJEBEL ONK -TEBESSA- ALGERIE

Présenté et soutenu par

ABDELLAH AMINE

BOUCHOUCHA NADHIR

Devant le jury :

| | | | Grade | Etablissement |
|---------------|-----------|---------|-------|------------------------------------|
| Président : | DEBBOUZ | MOKHTAR | MAA | Université Larbi Tebessi - Tébessa |
| Encadreur : | MERAH | CHAFIA | MCB | Université Larbi Tebessi - Tébessa |
| Examinateur : | NOUIOUA | ISMAIL | MCA | Université Larbi Tebessi - Tébessa |
| Examinateur : | BOUTERFIF | LEILA | MAA | Université Larbi Tebessi - Tébessa |

Ministère de l'Enseignement Supérieur
Et de la recherche Scientifique
Université Larbi Tebessi – Tébessa
Faculté des Sciences et de la Technologie
Institut des mines
Département des mines et de la géo-
technologie



وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي - تبسة
كلية العلوم و التكنولوجيا
معهد المناجم
قسم مناجم و الجوتكنولوجيا

Année universitaire : 2019-2020 Tébessa le :

Lettre de soutenabilité

Nom et prénom des étudiants :

- 1- BOUCHOUCHA Nadhir
- 2- ABDELLAH Amine

Niveau : Master

Option : Exploitation Minière

Thème : ANALYSE ECONOMIQUE DE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT DU PHOSPHATE DE BLED EL
HADBA – DJEBEL ONK -TEBESSA- ALGERIE

Nom et prénom du promoteur : Merah Chafia

| Chapitres réalisés | Signature de l'encadreur |
|--------------------|--------------------------|
| CHAPITRE 1 | |
| CHAPITRE 2 | |
| CHAPITRE 3 | |
| CHAPITRE 4 | |

Au nom du dieu le clément le miséricordieux

Remerciements

*Avant tout nous remercions **dieu** qui nous a donné la patience de terminer ce travail.*

*Nous tenons grand merci à **Dr Merah chafia** ses efforts durant l'année universitaire, et pour ses conseils précieux,*

*Nous remercions les membres de jury **Mr Debbouz Mokhtar, Nouioua Ismail et Mme Bouterfif Leila***

Nous remercions également tous les enseignants de l'institut de Génie Minier et spécialement les enseignants de l'exploitation minière.

*Nous adressons notre vif remerciement à tous le personnel du complexe de **Djebel Elonk**, ainsi que le personnel de centre de recherche appliquée et développement **CERAD***

Enfin nous tenons à remercier tous ceux ou celles qui ont eu l'honneur, de près ou de loin, à nous aider à présenter ce travail.

Résumé

L'objectif du présent travail est de réaliser une analyse économique du projet du gisement de phosphate de BLED EL HADBA, l'un des plus importants gisements de DJEBEL ONK, Algérie. Pour cela le travail est réalisé en deux volets :

Le premier volet concerne une étude théorique détaillée sur les méthodes d'évaluation économique d'un projet minier ;

Le deuxième volet est réservé à l'application numérique du modèle d'O'Hara pour le gisement de Bled El Hadba en considérant le taux de change de dollars au Dinar Algérien et l'actualisation.

Selon les résultats obtenus le projet est réalisable avec profit. Un soin judicieux est porté à la sélection de la méthode d'exploitation selon la méthode UBC.

Mots clés : économie, modèle O'hara, coûts d'investissement, coûts opératoire, méthode UBC.

Abstract

The aim of this study is to carry out an economic analysis of the BLED EL HADBA phosphate deposit project, one of the most important deposits in Djebel Onk, Algeria. For this, the study is carried out in two parts:

The first part concerns a detailed theoretical study on the methods of economic evaluation of a mining project;

The second part is reserved for the digital application of the O'Hara model for the Bled El Hadba deposit by considering the exchange rate of dollars to the Algerian Dinar and the update.

Depending on the results obtained, the project is profitable. Judicious care is taken in the selection of the operating method according to the UBC method.

Keywords: economy, O'hara model, investment costs, operating costs, UBC method.

ملخص

الهدف من هذا العمل هو إجراء تحليل اقتصادي لمشروع استغلال منجم BLED EL HADBA ، أحد أهم مناجم Algérie، Djebel Onk. لهذا ، تم تنفيذ العمل في جزأين:

يتعلق الجزء الأول بدراسة نظرية مفصلة حول أساليب التقييم الاقتصادي لمشروع استغلال المنجم.

الجزء الثاني محجوز للتطبيق الحسابي لنموذج O'Hara لمنجم Bled El Hadba من خلال النظر في سعر صرف الدولار للدينار الجزائري والتحديث.

وفقاً للنتائج التي تم الحصول عليها فإن المشروع مجدي مع الربح. يتم إيلاء اهتمام خاص لاختيار طريقة التشغيل وفقاً لطريقة UBC.

الكلمات المفتاحية : الاقتصاد ، نموذج O'Hara ، تكاليف الاستثمار ، تكاليف التشغيل ، طريقة UBC.

SOMMAIRE

| | |
|--|-----------|
| Introduction générale | 01 |
| CHAPITE 01 : Présentation du site de BEH et de minerais | |
| I. Présentation du secteur minier de BIR EL ATER | 02 |
| I-1-Situation géographique | 02 |
| I-2-Aperçu hydrogéologique..... | 02 |
| I-3-Conditions climatiques | 03 |
| I-3-1-Climatologie | 03 |
| I-3-2-Température | 04 |
| I.3.3. Précipitation | 05 |
| I-3-4-Humidité | 05 |
| I-3-5-Le vent | 06 |
| II- Le gisement potentiel de Bled El Hadba | 06 |
| II-1-Généralités | 06 |
| II-2-données prise en compte | 09 |
| II-2-1-ÉTUDE DE LA SONAREM (1980, CAMPAGNE DE 1976 A 1978)..... | 09 |
| II-2-2-ÉTUDE DE L'EREM (1987, CAMPAGNE DE 1985 A 1987)..... | 09 |
| II-2-3-BRGM - SOFREMINE (1993) | 10 |
| II-2-4-ÉTUDE DU CERAD..... | 12 |
| II-2-5-ÉTUDE DE L'ORGM | 12 |
| II-3-Contexte géologique du gisement..... | 12 |
| II-4-Lithostratigraphie du gisement | 16 |
| II-5-historiques des Réserves en phosphate | 17 |
| II-5-1-ÉTUDE DE L'EREM..... | 18 |
| II-5-2-ÉTUDE DU BRGM..... | 19 |
| II.5.3 ÉTUDE DU CERAD | 19 |
| II-5-4-ÉTUDE DE DMT DE 2013..... | 20 |
| II-6-Calcul de la production annuelle de Bled El Hadba | 21 |

CHAPITRE 02 : Etude économique d'un projet minier

| | |
|---|----|
| II-1-Introduction | 23 |
| II-2-Paramètres technico-économiques | 23 |
| II-2-1-Réserves minières | 23 |
| II-2-2-Tonnage annuel | 24 |
| a- Les caractéristiques physiques (de production)..... | 24 |
| b- Les caractéristiques économiques | 24 |
| II-2-3-Durée de vie | 26 |
| II-2-4 : Dilution et pertes | 26 |
| II-2-5-Estimation du coût de capital et des coûts d'opération | 28 |
| II-2-6- Système d'estimation | 29 |
| a- Approche MAS | 29 |
| b- Approche O'hara | 29 |
| II-2-7-Indice De Prix | 30 |
| II-2-8- facteur régional | 31 |
| II-3- Cash flow annuels d'une entreprise minière..... | 32 |
| II-4- La valeur actualisée nette d'un projet (VAN)..... | 37 |

CHAPITRE 03 : Application de model O'hara au gisement de Bled El Hadba

| | |
|--|----|
| I- Introduction | 41 |
| II- Les investissements miniers | 41 |
| II-1- La nature des investissements | 41 |
| II-2- L'estimation des coûts de projet | 42 |
| II-3- Systèmes d'approche | 43 |
| III- Les coût d'investissement d'un Mine à ciel ouvert sont estimées d'après O'HARA..... | 44 |
| III-1- Relief de la mine | 44 |
| III-2- Le gisement | 44 |
| III-3- Tonnage de découverte | 44 |
| III-4- La production annuelle | 44 |
| III-5- Le tonnage journalier des roches stériles | 44 |
| III-6- La production journalière totale minerai + stériles | 44 |

| | |
|--|-----------|
| III-7- la préparation du site | 45 |
| III-8-la découverte préalable | 45 |
| III-9-Equipements miniers | 45 |
| III-9-1- Equipements de chargement | 45 |
| III-9-2-Equipements de transports..... | 46 |
| III-9-3-Equipements de foration | 46 |
| III-10-Installation d'entretien | 46 |
| III-11-Energie électrique | 46 |
| III-12-Frais d'études | 46 |
| III-13-Supervision du projet et constructions provisoires | 47 |
| III-14-Encadrement de pré-production | 47 |
| III-15-Fonds de roulement | 47 |
| VI - Coûts d'investissement d'usine de traitement et les installations de surface | 47 |
| VI-1- Estimation du coût d'investissement d'usine de traitement (d'après O'HARA).... | 48 |
| VI -2- Préparation du site | 49 |
| VI -3- Fondations des bâtiments | 50 |
| VI -4- Installations de concassage | 50 |
| VI -5- Bâtiments de l'usine de concentration | 50 |
| VI-6-Equipements de broyage et de stockage des fines | 50 |
| VI -7- Unité de chargement du concentré | 51 |
| VI -8- Unité d'épaississement et de filtrage | 51 |
| VI -9- Equipements de stockage des fines | 51 |
| VI-10-Approvisionnement en énergie électrique..... | 51 |
| VI-11-Bassins de décantation..... | 51 |
| VI-12-Approvisionnement en eau | 52 |
| VI-13-Services auxiliaires | 52 |
| VI-14-Routes d'accès | 52 |
| VI-15-Cité minière | 52 |
| VI-16-Frais d'études | 52 |
| VI-17-supervision du projet | 53 |

| | |
|---|-----------|
| VI-18-Encadrement de pré-production..... | 53 |
| VI-19-Fonds de roulement | 53 |
| V- Estimation des effectifs | 54 |
| V-1- Mine à ciel ouvert | 54 |
| V-2-Usine de concentration | 54 |
| V-3-Entretien Electromécanique (mine +usine) | 54 |
| V-4-Services généraux | 54 |
| V-5-Services administratives..... | 55 |
| V-6- L'effectif total d'une mine à ciel ouvert est estimé par | 55 |
| • Estimation du coût d'investissement total de la mine à ciel ouvert | 55 |
| • Estimation du coût d'investissement total de l'usine de traitement | 55 |
| • Coût d'investissement total (Mine à ciel ouvert + Usine) | 55 |
| IV- Estimation des Coûts opératoires de l'exploitation à ciel ouvert selon le model T.ALLAN OHARA et STANLEY C.SUBOLESKY | 56 |
| IV-1- Le Coûts opératoire de forage | 57 |
| IV-2-Le Coûts opératoire de tir | 57 |
| IV-3-Le Coûts opératoire de chargement | 57 |
| IV-4-Le Coûts opératoire de transport | 57 |
| IV-6-Le Coûts opératoire des servisses généraux | 57 |
| IV-7-Le Coûts opératoire de traitement et de services d'exploitation..... | 57 |
| IV-7-1- Coûts opératoire de concassage primaire | 58 |
| IV-7-2- Coûts opératoire de concassage et de transport des fin..... | 58 |
| IV-7-3- Coûts opératoire du broyage fin | 58 |
| IV-7-4- Coûts opératoire de traitement | 58 |
| IV-7-5 Coûts opératoire des déchets de traitement | 59 |
| IV-7-6 Coûts opératoire des essais de traitement | 59 |
| IV-7-7 Coûts opératoire de la maintenance d'équipements de traitement | 59 |
| IV-8- Coûts opératoire de l'énergie électrique | 59 |
| IV-9- Coûts opératoire des personnels de maintenance et services générales..... | 60 |
| IV-10- Coûts opératoire des personnels d'administration et de personnels Technique..... | 60 |

| | |
|--|-----------|
| IV-11-Total des Coûts opératoires | 60 |
| IV-12-Total des Coûts opératoires | 61 |
| IV-13-Actualisation des Coûts opératoires | 61 |
| IV-14-Total des Coûts opératoires | 61 |
| IIIV- Analyses des résultats..... | 61 |
| IIIV- Conclusion | 63 |

CHAPITRE 04 : Choix de méthode d'exploitation

| | |
|---|-----------|
| I-Introduction | 65 |
| II- Classification des méthodes..... | 65 |
| II-1-méthode d'exploitation a ciel ouvert | 65 |
| II-1-1 Fosse ouverte | 65 |
| II-1-2 Carrière..... | 66 |
| II-1-3 Les découvertes ou l'exploitation par tranchées..... | 66 |
| II-1-4 Les placers..... | 67 |
| II-1-5 Autres..... | 67 |
| II-2 L'EXPLOITATION SOUTERRAINE (TRAVAUX MINIERES SOUTERRAINS | 67 |
| II-2-1 Méthodes conservant des vides résiduels après exploitation | 68 |
| II-2-2 Méthodes supprimant les vides résiduels après exploitation souterraine..... | 69 |
| III- Critères de sélection des méthodes..... | 70 |
| III-1 Caractéristiques géomorphologiques..... | 70 |
| III-2 Conditions géologiques et hydrologiques..... | 70 |
| III-3 Considérations géotechniques..... | 70 |
| III-4 Considérations économiques..... | 70 |
| III-5 Facteurs technologiques..... | 70 |
| III-6 Facteurs environnementaux..... | 71 |

| | |
|---|-----------|
| VI- TECHNIQUES MÉTHODE DE SÉLECTION | 71 |
| VI- 1-BOSHKOV ET WRIGHT..... | 72 |
| VI-2-HARTMAN..... | 73 |
| VI-3-Morrison..... | 74 |
| VI-4-LAUBSCHER..... | 75 |
| VI-5-Sélection de la méthode d'exploitation de l'UBC..... | 76 |
| IV-6-La méthode Nicholas..... | 76 |
| V- Sélection de la méthode d'exploitation de l'UBC..... | 76 |
| V-1-Forme générale / largeur..... | 76 |
| V-2-épaisseur du minerai (puissance) | 76 |
| V-3- pendage | 77 |
| V- 4-profondeur | 77 |
| V-5- Distribution de teneur | 77 |
| V-6- évaluation de la masse rocheuse (RM.R) | 77 |
| V-7-résistance de la masse rocheuse | 77 |
| IV-Application de la méthode UBC pour la détermination du mode de l'exploitation de BLED ELHADBA | 80 |
| IV-1-Forme générale de gisement | 80 |
| IV-2-Puissance de gite | 80 |
| IV-3- pendage | 80 |
| IV-4-Profondeur de minerai | 80 |
| IV-5- distribution des teneurs | 81 |
| IV-6- RMR de BIENIAWSKI..... | 81 |
| IV-7- RMS | 81 |
| IIV-Conclusion | 83 |

Liste des tableaux

CHAPITRE 01

| | |
|---|----|
| Tableau I.1. Distribution des fréquences des directions du vent..... | 06 |
| Tableau II.2 : Comparaison entre le système de classification soviétique historique et les..07 codes de déclaration internationaux (Mining Journal, Londres, 20 août 2004 ; Stephen Henley : RussianMineralReporting)..... | 17 |
| Tableau II-3. Déclaration des ressources de l'étude de l'EREM..... | 17 |
| Tableau II-4 Déclaration des ressources de l'étude du BRGM | 18 |
| Tableau II-5 : Déclaration des ressources de l'étude du CERAD | 19 |
| Tableau II-6 : Ressources de BEH, numérisées à partir de l'étude du CERAD..... | 19 |
| Tableau II-7 : Estimation des ressources de DMT de 2013 | 19 |
| Tableau II-8 : Tableau de comparaison des ressources entre plusieurs études. EREM (1987), BRGM (1992), CERAD (1998) et DMT (2013)..... | 20 |

CHAPITRE 02

| | |
|---|----|
| Tableau II.1 : estimation des réserves minières de BLED ELHEDBA selon étude DMT 2013..... | 23 |
| Tableau II .2 : les cash-flows annuels d'une entreprise..... | 33 |
| Tableau II.3: Mouvement de trésorerie | 36 |

CHAPITRE 03

| | |
|--|----|
| Tableau III-1 ; RACAP des résultats obtenus..... | 61 |
| Tableau III-2 ; tableau comparatif des résultats..... | 62 |

CHAPITRE 04

| | |
|---|----|
| TableauIV-1 CALSSIFICATION SELON BOSHKOV ET WRIGHT | 72 |
| Tableau IV-2 méthode de NICHOLAS..... | 78 |
| Tableau IV-3 : caractéristiques mécaniques des roches..... | 79 |
| Tableau IV-4 : résistance a la substance de roche..... | 79 |
| Tableau IV-5 : RMR de BIENIAWSKI..... | 80 |
| Tableau IV-6 : application sur tableau de NICHOLAS..... | 82 |

| | |
|--|----|
| Tableau IV-7 : application sur tableau RMR..... | 82 |
| Tableau IV-8 : application sur tableau RMS..... | 83 |

Liste des figures

CHAPITRE 01

| | |
|---|----|
| Figure. I.1. Situation géographique de la région de BIR EL ATER..... | 02 |
| Figure I.2. Carte de la répartition des complexes aquifères de la zone d'étude..... | 03 |
| Figure I.3. Variation de la température moyenne mensuelle maximale..... | 04 |
| Figure I.4. Variation de la température moyenne mensuelle minimum..... | 04 |
| Figure I.5. Variation de la moyenne mensuelle des précipitations à la station de SafSaf El Ouessra pour tous les mois enregistrés pendant la période de septembre 1997 à février 2014..... | 05 |
| Figure I.6. L'humidité relative moyenne | 06 |
| Figure II.1 : Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk | 08 |
| Figure II. 2 Coupe géologique interprétative entre le Djebel de DJEMI DJEMA et BLED EL HADBA..... | 09 |
| Figure II.3 Carte de localisation des sondages et des tranchées..... | 11 |
| Figure II.4 Carte géologique de la zone de Bled El Hadba..... | 13 |
| Figure II . 5 Coupes géologiques sériées à travers le gisementde Bled El Hadba..... | 14 |
| Figure II . 6 Carte structurale du mur du faisceau phosphaté..... | 15 |
| Figure II .7 Carte structurale du toit du faisceau phosphaté..... | 15 |

CHAPITRE 02

| | |
|---|----|
| Figure. II.1 : Évolution du tonnage annuel (TA)..... | 25 |
| Figure II.2 Définition de la dilution..... | 27 |
| Figure II.3 Exemple de courbe d'évaluation de cash-flow..... | 37 |

CHAPITRE 04

| | |
|---|----|
| Figure IV-1 schéma d'exploitation par fosse..... | 66 |
| Figure IV-2 schéma de l'exploitation par découverte..... | 67 |

| | |
|--|----|
| Figure IV-3 : La technique d'exploitation par chambres et piliers)..... | 69 |
| Figure IV-4 classification selon HARTMAN..... | 73 |
| Figure IV-6 : classification selon MORISSON..... | 74 |
| Figure IV-7 : classification selon LAUBSCHER..... | 75 |

INTRODUCTION GENERALE

Face à la demande mondiale en matières premières et notamment en phosphates, l'Algérie vise à lancer la production du gisement de Bled El Hadba en 2020 ; Dans ce contexte la Société des Mines de Phosphate SOMIPHOS possède un objectif principal pour devenir un important fournisseur de phosphate ; A partir du démarrage de l'exploitation à plein régime, une partie de la production sera destinée à l'exportation chaque année et le reste de la production sera vendu à l'usine d'acide phosphorique qui devrait être construite et mise en service en 2020 dans la région d'Oued Kéberit située au nord de Tébessa.

L'étude économique est indispensable avant et tout au long de la durée de vie de n'importe quelle mine ; Dans ce contexte nous avons choisi pour thème de projet d'étude en master:

« Analyse économique de l'exploitation à ciel ouvert du phosphate de BLED EL HADBA – DJEBEL ONK -TEBESSA- Algérie».

Pour atteindre cet objectif nous avons organisé notre travail en quatre chapitres répertoriés comme suit :

- ✓ Le premier chapitre concerne des renseignements et études relatifs à la situation géographique, la géologie, les réserves, et les différentes études concernant Bled El Hadba ;
- ✓ Dans le deuxième chapitre nous avons présenté l'aspect théorique du thème en mettant le point sur les paramètres technico-économiques, la durée de vie, l'estimation du coût de capital et des coûts d'opération, les systèmes d'estimation, l'indice de prix, les cash flows, la valeur actuelle nette ; A travers le troisième chapitre nous avons réalisé tout le calcul nécessaire à l'élaboration du projet de Bled El Hadba à savoir les coûts d'investissement et les coûts opératoire en détail. Le taux de change de dollars au Dinar Algérien et l'actualisation sont pris en considération. Tous les calculs en été réalisés sous le tableur Excel (voir annexe);
- ✓ Dans le quatrième chapitre nous avons présenté les différentes méthodes d'exploitation, les différentes méthodes de classification (BOSHKOV ET WRIGHT, HARTMAN, Morrison, LAUBSCHER, l'UBC, Nicholas) . Pour la sélection de la méthode d'exploitation de BLED ELHADBA nous avons appliqué la méthode UBC .

Chapitre I

Présentation de gisement de Bled El
Hadba

I- Présentation du secteur minier de Bir El Ater :

I-1-Situation géographique :

La région de Bir El Ater est située au Sud-Est de l'Algérie à 100 kilomètres au Sud de la wilaya de Tébessa et à 20 km de la frontière Algéro-Tunisienne, sur la route qui relie Tébessa à El Oued.(fig I.1)

Les gisements de phosphates situés à proximité de la municipalité de Bir El Ater sont situés dans la zone de transition entre la partie la plus orientale de l'Atlas saharien au nord et la plate-forme saharienne au sud. La frontière entre ces deux unités est marquée par la faille ou flexure de l'Atlas méridional. L'Atlas saharien fait partie de l'orogène atlasique s'étendant sur environ 2 300 km, selon une direction SO-NE du Maroc à la Tunisie. L'Atlas appartient à la ceinture alpine qui a été formée par la collision des plaques eurasienne et africaine à la fin de la période jurassique. [1]



Figure. I.1. Situation géographique de la région de BIR EL ATER

I-2-Aperçu hydrogéologique:

L'étude hydrogéologique de la nappe d'El-Hadba est à priori une nécessité à suivre afin d'apercevoir les zones étant favorables à exploitées et que le sous-sol reste une réserve connue par sa vaste répartition des eaux emmagasinées exploitables et qui nous garanties, si c'est possible, d'exploité le gisement en souterrain sans aucun risque.

La région d'étude appartient à la zone extérieure du bassin artésien Algéro-tunisien. Dans les limites de cette zone, on distingue une multitude de petites structures hydrogéologiques ayant les sources d'alimentation locales. Les sources des nappes plus profondes peuvent

être bien éloignées au Nord. Compte tenu des données actuelles, on peut distinguer les complexes aquifères suivants :

- Complexe aquifère du Quaternaire.
- Complexe aquifère du Miocène.
- Complexe aquifère de l'Eocène.
- Complexe aquifère du Paléocène.
- Complexe aquifère du Crétacé supérieur.

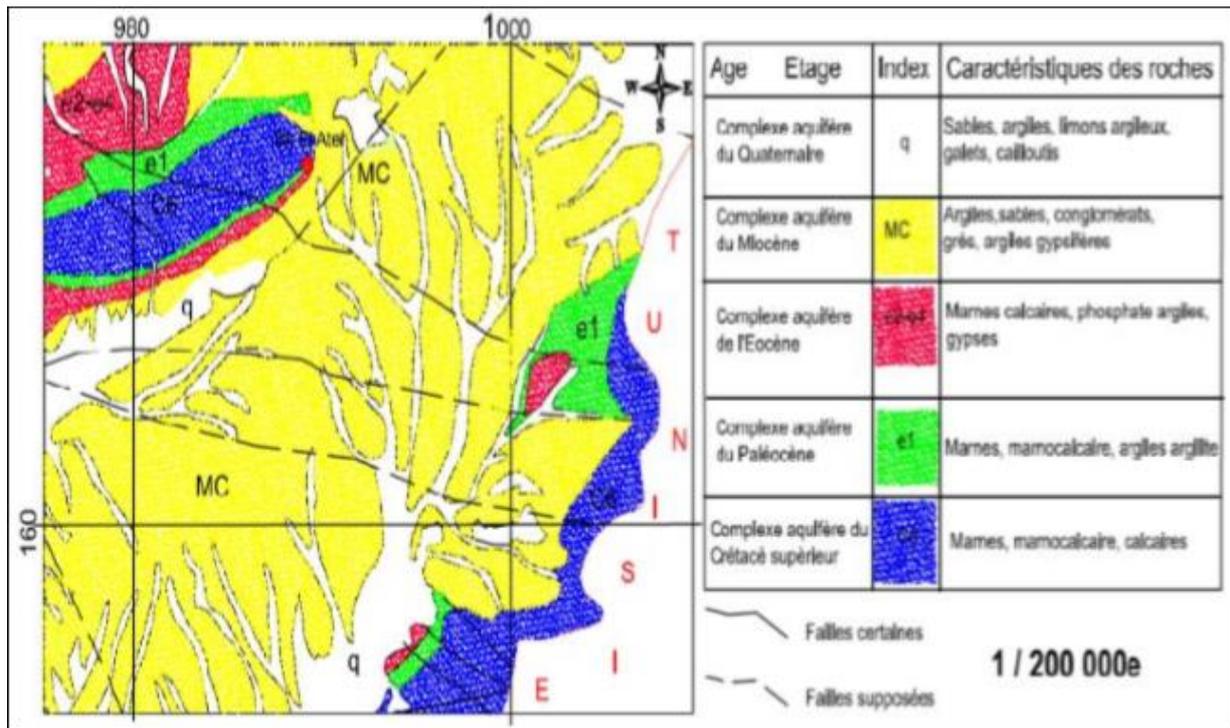


Figure I.2. Carte de la répartition des complexes aquifères de la zone d'étude

I-3- Conditions climatiques :

I-3-1-Climatologie :

Les conditions climatiques sont du type continental et sont caractérisées par des hivers froids et des étés chauds. La zone de l'étude bénéficie d'un climat de transition entre la région semi-aride de Tébessa et la région subaride de Négrine. Dans cette région, quatre stations enregistrent les conditions météorologiques sur de longues périodes :

- Négrine (Code de la station météo : 063001) ;
- Saf Saf El Ouessa (Code de la station météo : 062808) ;
- Thélidjène (Code de la station météo : 062503) ;
- Tébessa (Code de la station météo : inconnu).

I-3-2- Température :

Les données de température enregistrées sur la station SafSaf El Ouessra couvre la période d'avril 1992 à mars 2012 et indique des valeurs maximales, minimales et des valeurs moyennes mensuelles.

Les températures extrêmes enregistrées sont les suivantes :

- -6.2 °C en février 1996 ;
- 45,8 °C en août 1993.

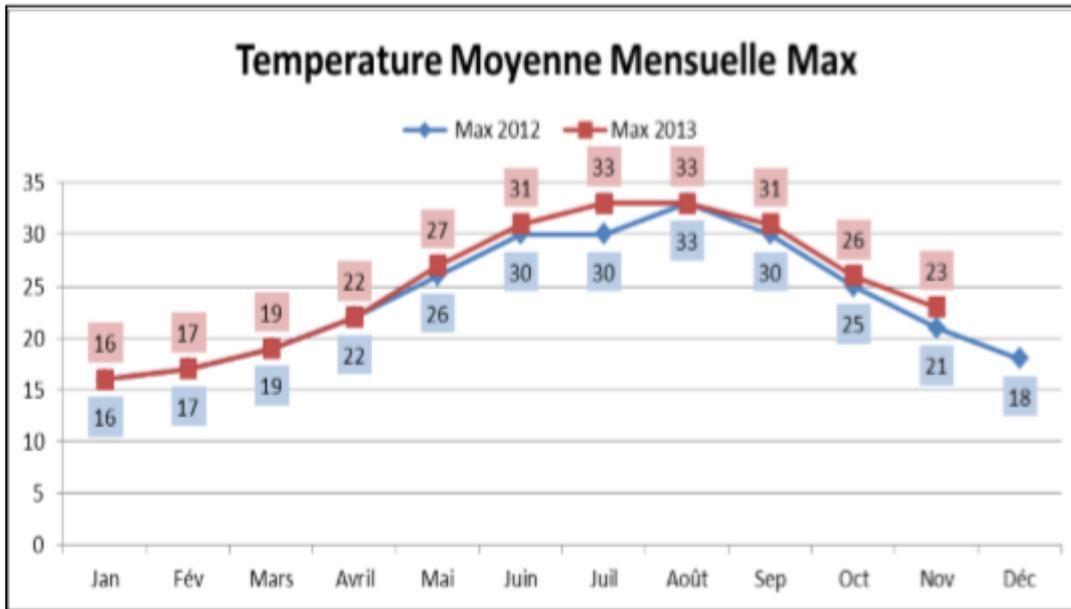


Figure I.3. Variation de la température moyenne mensuelle maximale

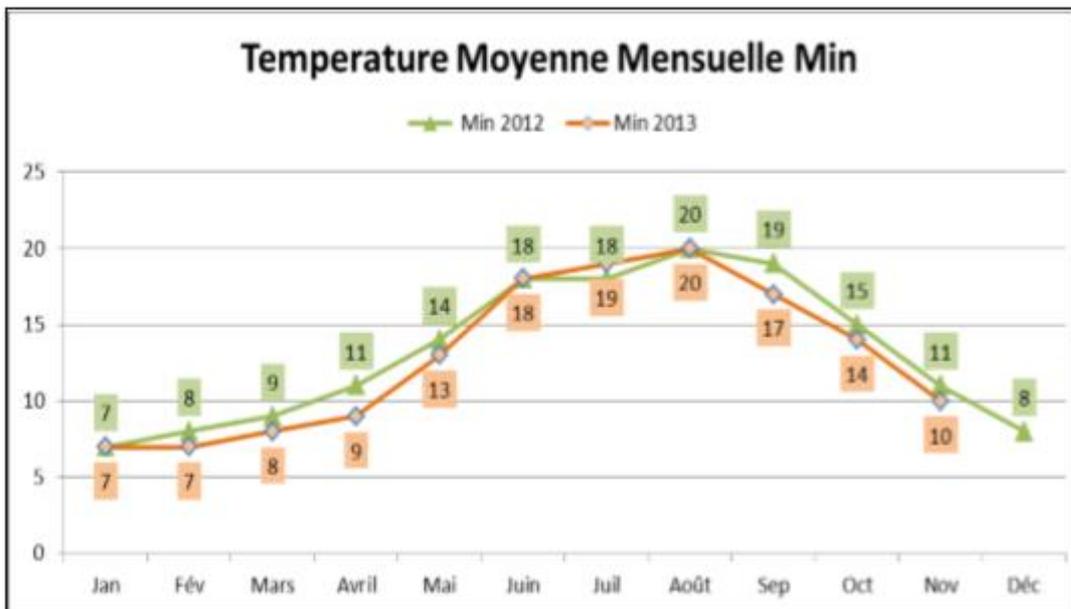


Figure I.4. Variation de la température moyenne mensuelle minimum

I-3-3- Précipitation :

Le total des précipitations varie considérablement d'une année à l'autre. La moyenne des précipitations mensuelles (FigI.5) montre clairement un maximum pour le mois de septembre avec 30,1 mm et un déclin continu jusqu'à 7,5 mm en février. Par la suite, les taux de précipitations mensuelles augmentent au printemps pour retomber à des valeurs très faibles pendant les mois de juillet (7,2 mm) et d'août (11,6 mm). L'orage fréquent durant le mois d'août et septembre .

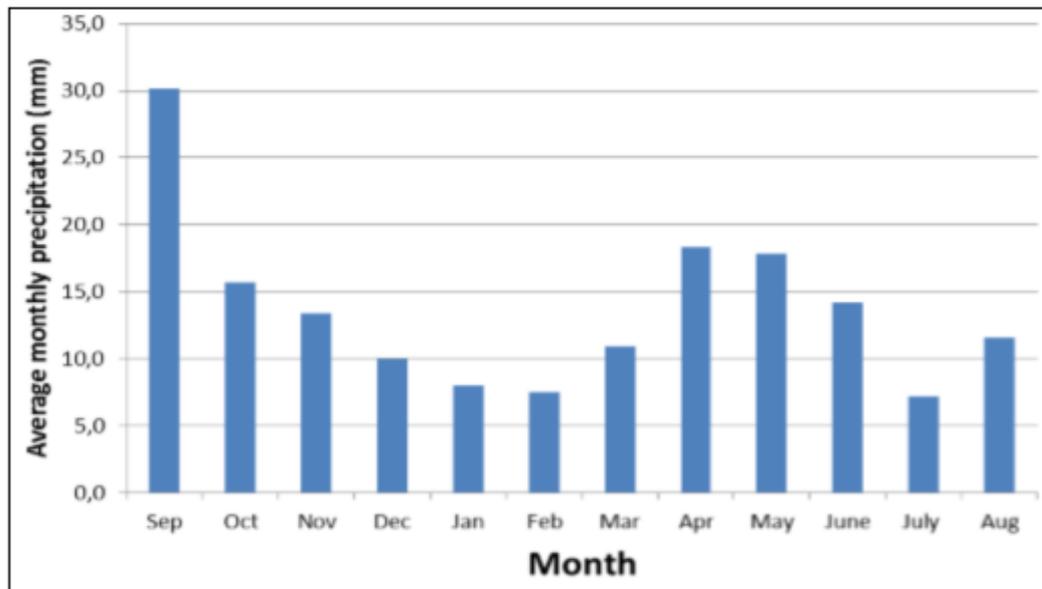


Figure I.5. Variation de la moyenne mensuelle des précipitations à la station de SafSaf El Ouessa pour tous les mois enregistrés pendant la période de septembre 1997 à février 2014.

I-3-4- Humidité :

Toute au long de l'année, le taux de l'humidité est élevé vu qu'il se situe entre 40% et 75%. Les valeurs maximales d'humidité de l'air sont obtenues en hiver et la minimale en été. (Fig I.6)

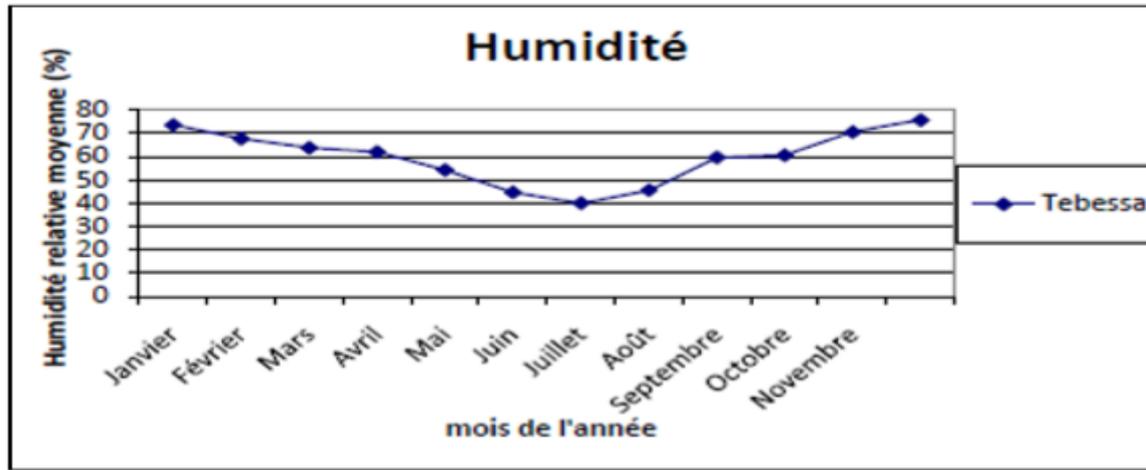


Figure I.6. L’humidité relative moyenne .

I-3-5- Le vent :

L'analyse de la vitesse du vent montre un vent relativement constant toute l'année et ne dépassant pas 28 km/h . Le tableau qui suit montre la distribution des fréquences des directions du vent :

| | N | N-E | E | S-E | S | S-O | O | N-O |
|---------------------|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|------|
| Moyenne Quotidienne | 6 % | 6 % | 5 % | 9 % | 6 % | 17 % | 17 % | 34 % |

Tableau I.1. Distribution des fréquences des directions du vent

II- Le gisement potentiel de Bled El Hadba :

II-1- Généralités :

Le gisement potentiel de BLED EL HADBA est situé à 14 km au sud-est de BIR EL ATER et à 6 km de la frontière algéro-tunisienne (fig.I .2.). Il est distant ,en ligne droite, de 16 km de la carrière de DJEMI DJEMA, Ses coordonnées sont les suivantes : X = 1000,00 à 1002,00 et Y = 164,50 à 167,00. Les altitudes varient entre 730 et 790 m. La superficie de la zone reconnue par les sondages carottés est d’environ 2,9 km²,

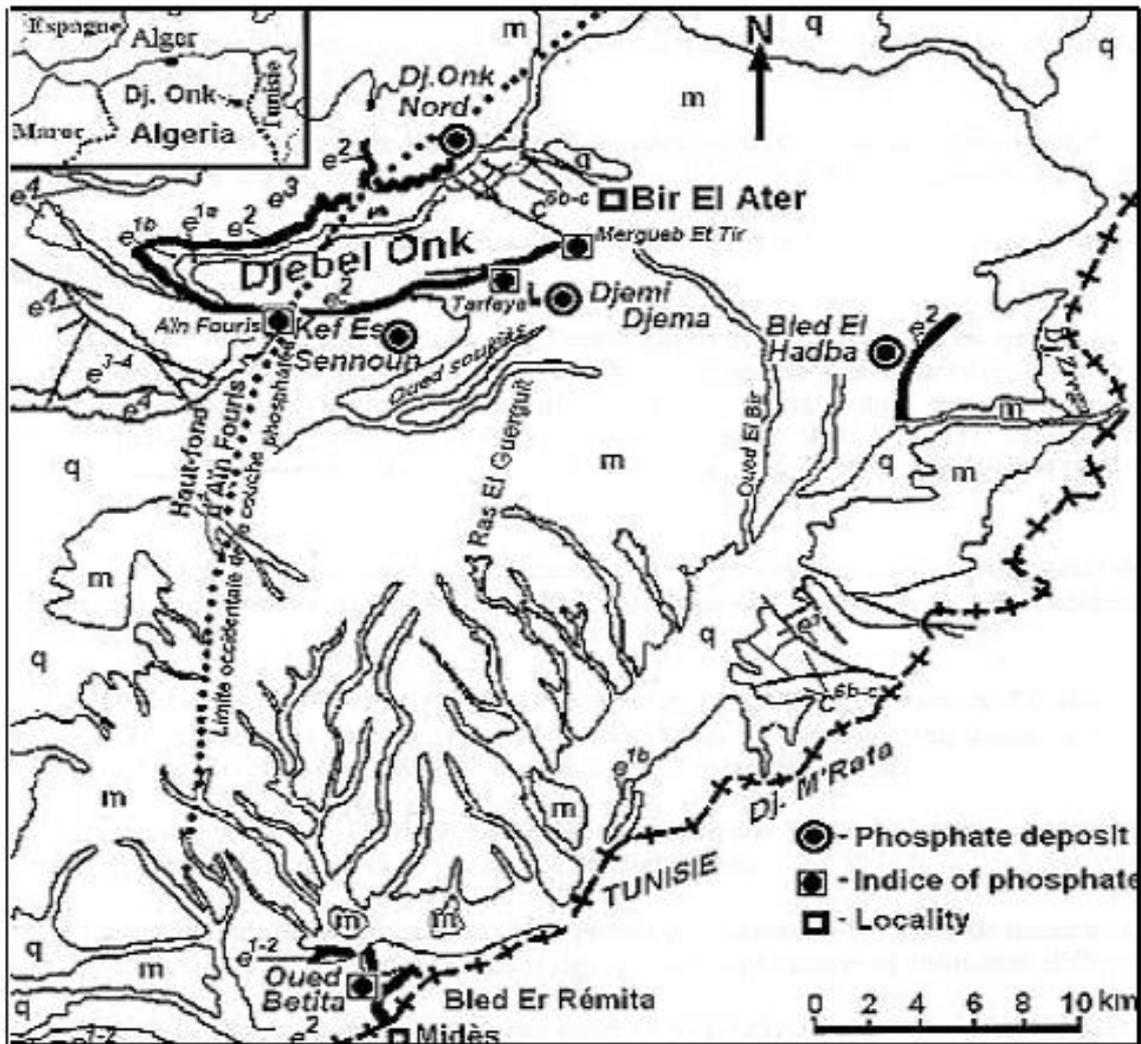
Au plan structural, la zone de Bled El Hadba constitue le flanc ouest de la structure antiforme du DJEBEL ZREGA (1153 m) dont la ligne de crête forme la frontière algéro-tunisienne (fig. I.2.). Cette structure antiforme, à cœur de Crétacé supérieur, constitue le

prolongement nord de la structure du DJEBEL MRATA - DJEBEL SIF EL LEHANI, en Tunisie. Par rapport à cet allongement anticlinal principal, la série phosphatée de Bled El Hadba se situe sur son flanc ouest, tandis que les phosphates du DJEBEL MRATA localisés à 14 km plus au sud, appartiennent à son flanc oriental.

Par comparaison avec les études réalisées sur la série phosphatée du DJEBEL MRATA (Sassi, 1974, p. 84), le faisceau phosphaté de BLED EL HADBA se révèle être très différent, ce qui indique que les deux zones appartiennent à des domaines de sédimentation nettement distincts. Si la série du DJEBEL MRATA, de 32,5 m d'épaisseur, comprend neuf minces couches de phospharénites alternant avec des intercalaires argilo-marneux ou dolomitiques, par contre, le faisceau phosphaté de Bled El Hadba se compose d'une couche de phospharénites quasi continue sur 31 m d'épaisseur, avec seulement quelques minces intercalaires stériles (dolomie phosphatée et lumachelle phosphatée).

L'intérêt de la zone phosphatée de Bled El Hadba est qu'elle constitue le symétrique de celle du flanc sud du DJEBEL ONK (DJEMI-DJEMA et KEF ES SENNOUN), et que l'épaisseur du faisceau phosphaté y est toujours aussi élevée (30 m), ce qui représente des réserves potentielles importantes. En effet, le gîte potentiel appartient au flanc sud-est de la vaste cuvette synclinale dissymétrique, d'environ 14 km de largeur et d'axe SW-NE, qui supporte sur son flanc nord-ouest, l'épaisse série phosphatée du flanc sud du Djebel Onk.

Les études géophysiques réalisées dans le cadre des prospections de la SONAREM (1977-1979) tendent en effet à montrer que la couche de phosphate de DJEMI DJEMA est continue sous le synclinal à remplissage miocène (850 à 900 m d'épaisseur) et qu'elle réapparaît, en pente douce (9 à 10°), à l'affleurement, au niveau du Bled El Hadba, c'est-à-dire sur le flanc sud-est de la mégastructure synclinale (**fig.I .3**). [2]



| | | | |
|------------------|---|---|--|
| Légende | | + : Stratification horizontale - : Stratification à pendage faible à fort ~ : Contour géologique - - - : Limite occidentale de la couche principale de phosphate | □ : Délimitation de la zone d'étude |
| q | Quaternaire : sable, limons et alluvions... | | |
| m | Miocène : sables, argiles | | |
| Eocène | | | |
| e ⁴ | Lutétien : argiles, et formations à gypse (formation Souar) | e ¹⁰ | Montien : calcaires, hmachelle, marnes (formation nTselja) |
| e ³⁻⁴ | Lutétien à yprésien : calcaires, marnes, calcaires a nodules de silic. | e ⁹ | Danien : marnes (formation El Haria) |
| e ³ | Yprésien : marnes, calcaire à silic xquelque niveaux de phosphates (formation Métaouis s) | Crétacé supérieur | |
| e ² | Thanétien : marnes, calcaire, couche principale de phosphate (formation Chouabine) | e ^{6 b c} | Maestrichtien : calcaires compactes (formation Abiod) |
| e ¹⁻² | Thanétien à Montien : calcaires, marnes couches de phosphate inférieures | | |

Figure I.2 : Carte de situation géographique et géologique des gisements de Djebel Onk

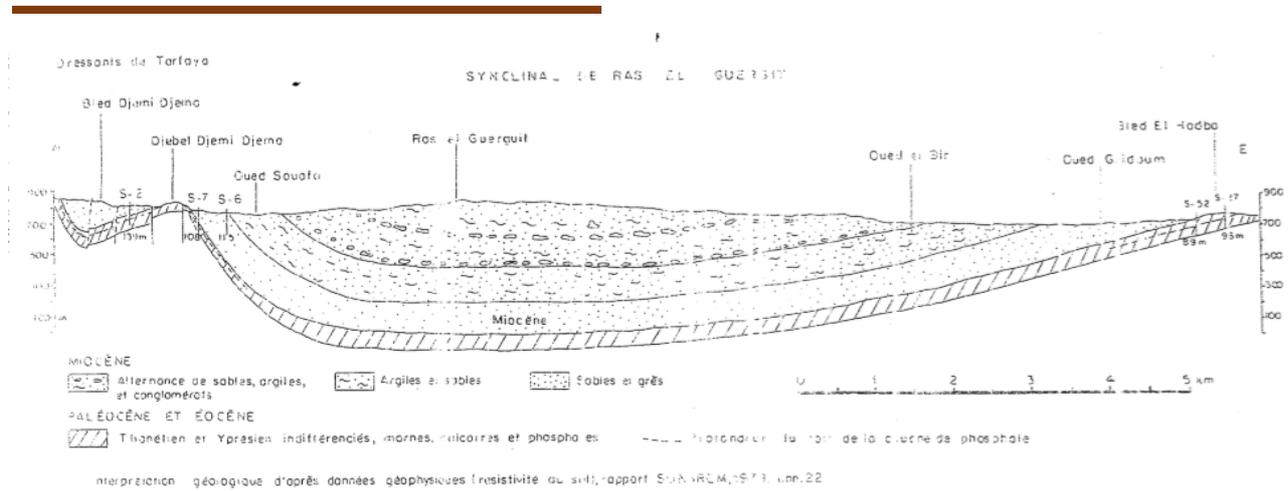


Figure I. 3 Coupe géologique interprétative entre le Djebel de DJEMI DJEMA et BLED EL HADBA

II-2- Données prise en compte :

Cette section énumère et présente succinctement les travaux historiques et actuels réalisés sur le site de BEH, sur lesquels reposent la modélisation géologique et l'estimation des ressources. Dans plusieurs études du projet, des inventaires des zones adjacentes ont été effectués et des ressources minérales ont été déclarées. Le premier forage documenté a eu lieu à la fin des années 1970 dans le cadre de l'étude de la SONAREM. À BEH, 83 trous (12 076 m) ont été forés lors de plusieurs campagnes depuis la fin des années 70, couvrant une zone cohérente d'environ 12 km². [3]

II-2-1- ÉTUDE DE LA SONAREM (1980, CAMPAGNE DE 1976 A 1978)

À BEH, 9 sondages carottés (741 m) ont été effectués à la fin des années 70 dans le cadre d'une campagne d'exploration de la SONAREM et ont confirmé la présence de lits de phosphorite semblables à des veines, lesquels avaient été découverts auparavant par des campagnes de cartographie et un échantillonnage de l'affleurement.

II-2-2- ÉTUDE DE L'EREM (1987, CAMPAGNE DE 1985 A 1987)

Au total, 11 sondages carottés (1 170 m) ont été effectués à la fin des années 1980 dans le cadre d'une campagne de forage intercalaire de l'EREM couvrant la partie sud de BEH avec un maillage de forage de 400 x 600 avec un diamètre de carotte de 72, 60 et 52 mm dans le phosphate et de 93 mm dans le calcaire et le phosphate dolomitique supérieur. Le taux de récupération des carottes dans le phosphate était supérieur à 85 % ; l'intervalle moyen de prélèvement des carottes était de 1 m (parfois de 0,5 m). La représentation graphique des diagraphies a été effectuée à l'échelle 1:200. Les analyses ont été réalisées pour 8 éléments : P₂O₅, CaO, MgO, SiO₂, Fe₂O₃, CO₂, résidus insolubles et U.

Les analyses ont été réalisées dans les laboratoires de Skikda et Béchar, avec un contrôle externe dans le laboratoire de FERPHOS..

Il a été déterminé une densité moyenne de 2,310 t/m³ et une porosité de 19,7 % pour les phosphorites tandis que des mesures limitées de la densité et de la porosité ont donné respectivement 2,552 t/m³ et 10,39 % pour les calcaires phosphatés. Des échantillons métallurgiques en vrac de 250 kg ont été prélevés,

II-2-3- BRGM - SOFREMINES (1993) :

En se basant sur le matériau des carottes originales, 14 mesures de contrôle des analyses de l'EREM ont été réalisées pour six éléments : P₂O₅, CaO, MgO, Al₂O₃, SiO₂, Fe₂O₃ et perte au feu (plus carbone organique et soufre de six échantillons). Un total de 44 sections fines ont été analysées du point de vue du développement du faciès.

La détermination de la densité a donné 2,3 t/m³ pour les phospharénites et 2,3 - 2,5 t/m³ pour l'horizon de phosphate dolomitique supérieur. À BEH, l'épaisseur moyenne de la couche a été estimée à 30 m, avec 3 horizons de phosphate : les couches supérieure et inférieure contiennent moins de phosphate et une matrice dolomitique plus importante, avec la présence de niveaux lumachelliques. Le gisement représente probablement le haut-fond situé entre les bassins de Djebel Onk et de Gafsa-Metlaoui.

À BEH, les caractéristiques chimiques de la couche principale sont moins constantes, ce qui signifie qu'elle est plus hétérogène en ce qui concerne le P₂O₅ et le MgO. La chimie des variétés claires et foncées est similaire lorsqu'elles sont superposées. Les teneurs en carbone organique sont généralement de < 1 % (0,52 - 0,65 % pour la variété grise-noire, 0,3 % pour la variété claire), et la teneur en SO₃ se situe aux alentours de 3 % (2,95 - 3,25 % pour la variété grise-noire et 2,65 % pour les phosphorites claires). 50 t de minerai clair et 30 t de minerai foncé ont été prélevés pour des essais de flottation à Boumerdès,

La rudite supérieure contient une granulométrie très hétérogène (0,1 mm à 2 mm), ses particules coprogènes sont grossières (1 - 2 mm). Son épaisseur est variable tandis que sa chimie est constante, avec une teneur en P₂O₅ relativement faible.

Les rénites supérieures et inférieures à BEH contiennent t moins de grains de phosphate et davantage de ciment dolomitique. La composition chimique est variable et l'épaisseur de la partie riche en quartz encore plus variable. [2]

II-2-4- ÉTUDE DU CERAD :

Au total, 12 forages (1 277 m) ont été réalisés à la fin des années 1990 par le CERAD dans le cadre d'une campagne de forage intercalaire couvrant la partie Nord de BEH, avec un maillage de forage de 400 x 600 m ; en plus , 12 tranchées ont été réalisées et de nouvelles cartes topographiques à l'échelle 1:1 000, 1:2 000, 1:5 000 basées sur 20 points/ha pour une superficie totale d'environ 500 ha ont été élaborées.

Au total, 11 sections distantes de 250 - 300 m, d'une longueur d'environ 1 800 m. D'autres sections plus courtes de 300 - 800 m de longueur ont été interprétées dans les zones d'affleurement avec failles.

Le taux de récupération des carottes dans le phosphate était de > 84 %. FERTIBERIA (Espagne) ainsi que le laboratoire de l'ORMG à Boumerdès ont réalisé des analyses géochimiques. 66 t de minerai provenant des trois couches de phosphate ont été confiées à FERTIBERIA pour des essais de traitement. En outre, des échantillons ont été prélevés des coupes fines pour la détermination des densités. Une analyse chimique portant sur jusqu'à 18 éléments a été effectuée. La densité moyenne déterminée à partir de 47 échantillons de phosphate était de 2,14 t/m³, ce qui avec les données de l'EREM (2,31 t/m³), donne 2,22 t/m³ pour le gisement (fig I.3) [3]

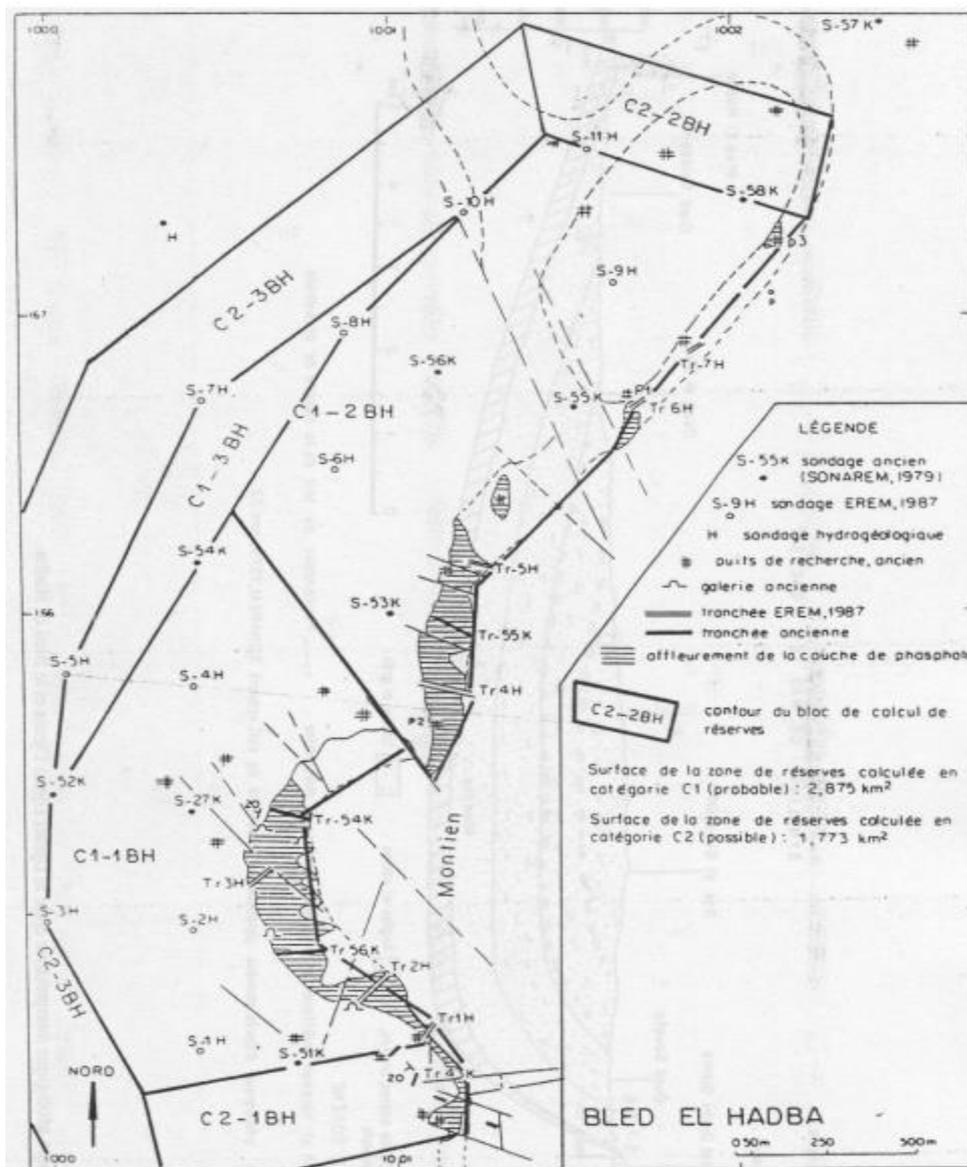


Figure I.3 Carte de localisation des sondages et des tranchées

II-2-5- ÉTUDE DE L'ORGM :

Au total, 48 forages (8 480 m) ont été réalisés en 2013/2014 par l'ORGM dans le cadre de son programme de définition des ressources à BEH. Comme il est de coutume en Algérie, l'exploration est réalisée par une société d'exploration paraétatique, à savoir l'ORGM, à l'aide de foreuses algériennes. L'ORGM était responsable des travaux de diagraphie et d'échantillonnage. Les carottes restantes ont été stockées dans des boîtes à carottes, elles-mêmes rangées dans des entrepôts à carottes. Les procédures opératoires normalisées écrites ont été obtenues et examinées sur le site. L'échantillonnage a été réalisé à partir de carottes coupées en deux. Le pendage des forages était mesuré à l'aide d'un inclinomètre. Un levé de l'emplacement des collets a été effectué de manière professionnelle. De plus, les géologues de SOMIPHOS ont décrit les lithologies de façon détaillée et ont établi une synthèse des diagraphies.

Tous les échantillons ont été analysés chimiquement par voie humide dans le laboratoire de l'ORGM, cependant sans mise en place de mesures AQ/CQ appropriées.

Afin de confirmer ces données et les données des études historiques précédemment effectuées, DMT a mis en œuvre un programme de confirmation incluant une nouvelle analyse des échantillons de pulpes du programme de l'ORGM par le laboratoire ALS et le forage de trous jumelés avec des trous historiques incluant un échantillonnage et des analyses. Tous les travaux de confirmation reposent sur une gestion de l'AQ / CQ, comprenant par exemple un jeu d'échantillons AQ / CQ dans chaque lot de 10 échantillons, des visites du site ou des contrôles sur place afin de vérifier si les procédures appliquées ont été appropriées pour produire des résultats représentatif

II-3- Contexte géologique du gisement:

La carte géologique de la zone de Bled El Hadba (fig. I.4) montre que le faisceau phosphaté du Thanétien forme une bande d'affleurement orienté NE-SW qui s'enfonce vers l'ouest sous les calcaires à silex de l'Yprésien et les sables du Miocène. Vers l'est, affleurent les marnes infra- série phosphatée, puis les calcaires et marnes du Montien. La série phosphatée n'est donc pas exprimée dans cette direction.

La structure géologique d'ensemble du gisement est très simple, puisque la série paléocène, éocène et miocène pend de manière monoclinale vers l'ouest, le nord-ouest et le sud-est, avec un pendage de 6 à 10° (fig. I.5). Les cartes structurales du mur et du toit du faisceau phosphaté (fig.I.6 et I.7) illustrent bien le pendage monoclinale, vers l'ouest, de la série. Plusieurs décro- chements horizontaux, NW-SE, sont visibles cartographiquement,

mais ils n'entraînent pas de modifications importantes de la géométrie de la couche de phosphate.

Un paramètre important à prendre en compte, pour la compréhension géologique du gisement, est la discordance d'érosion anté-miocène qui est responsable de l'érosion complète du faisceau phosphaté dans le sondage S-57K, et de l'érosion partielle de la partie supérieure du faisceau (sur environ 2 m) dans les sondages S-11H et S-55K (fig. I.5 et I.7).
[1]

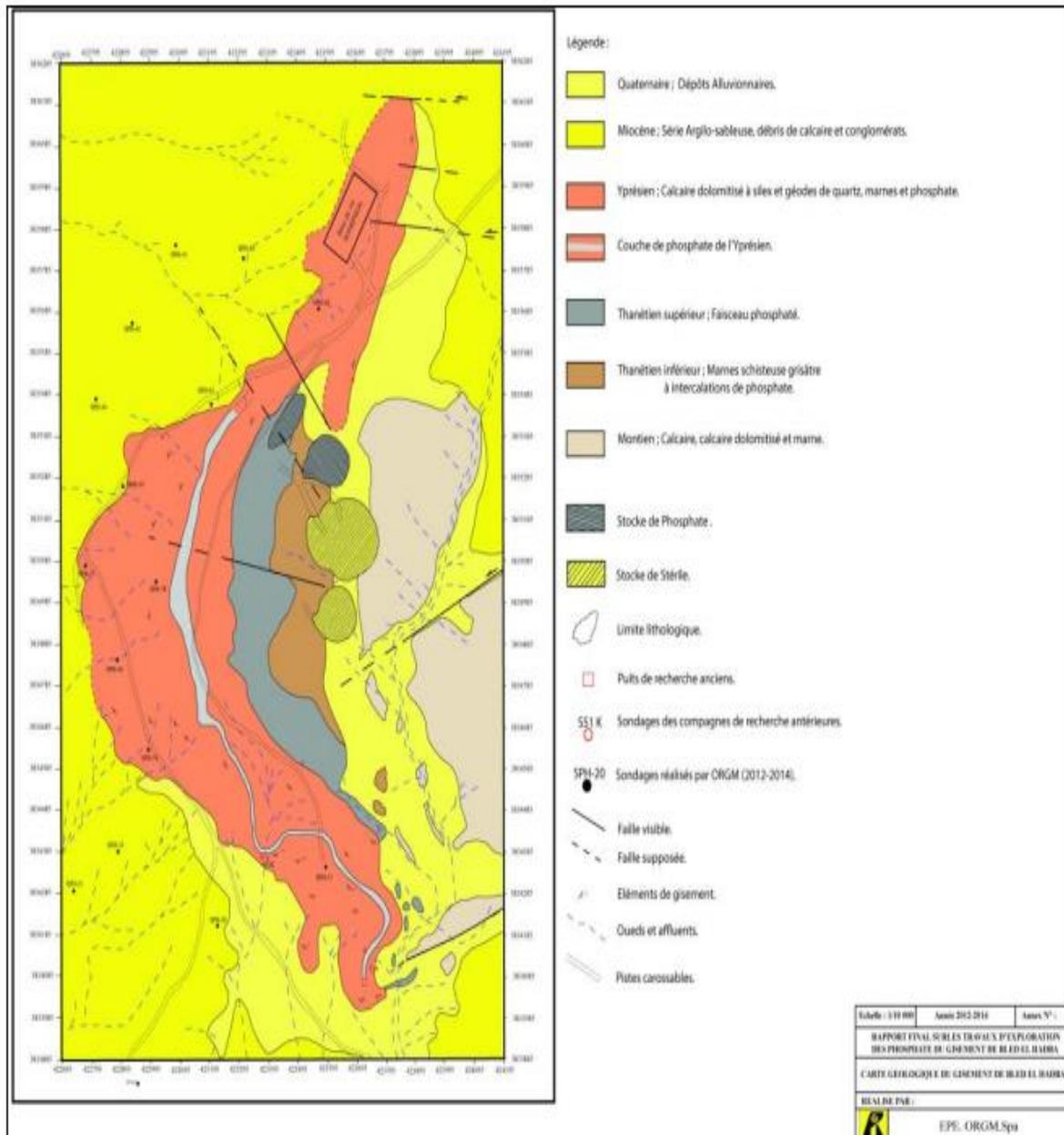


Figure I.4 Carte géologique de la zone de Bled El Hadba

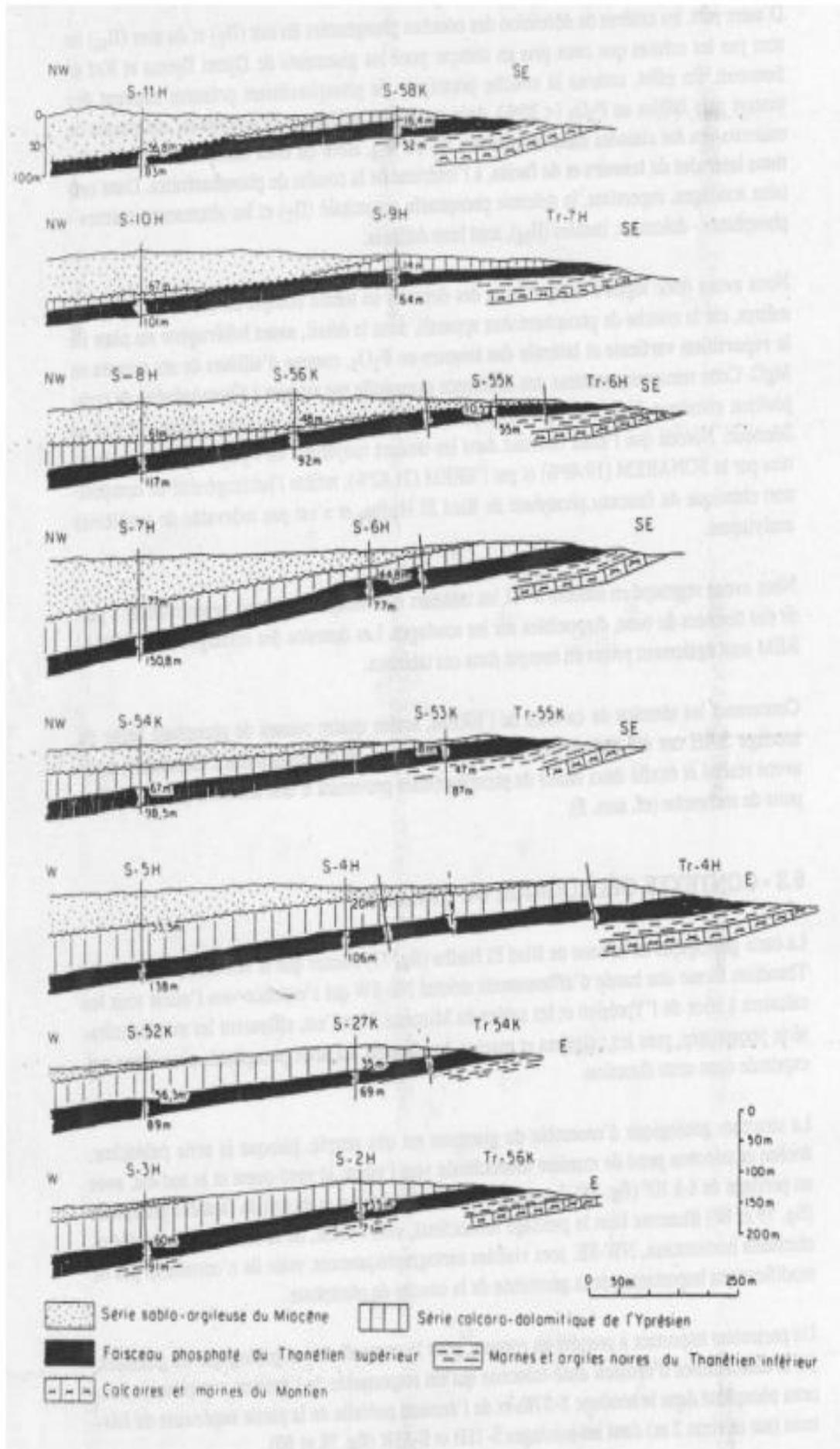


Figure I. 5 Coupes géologiques sérieées à travers le gisement de Bled El Hadba

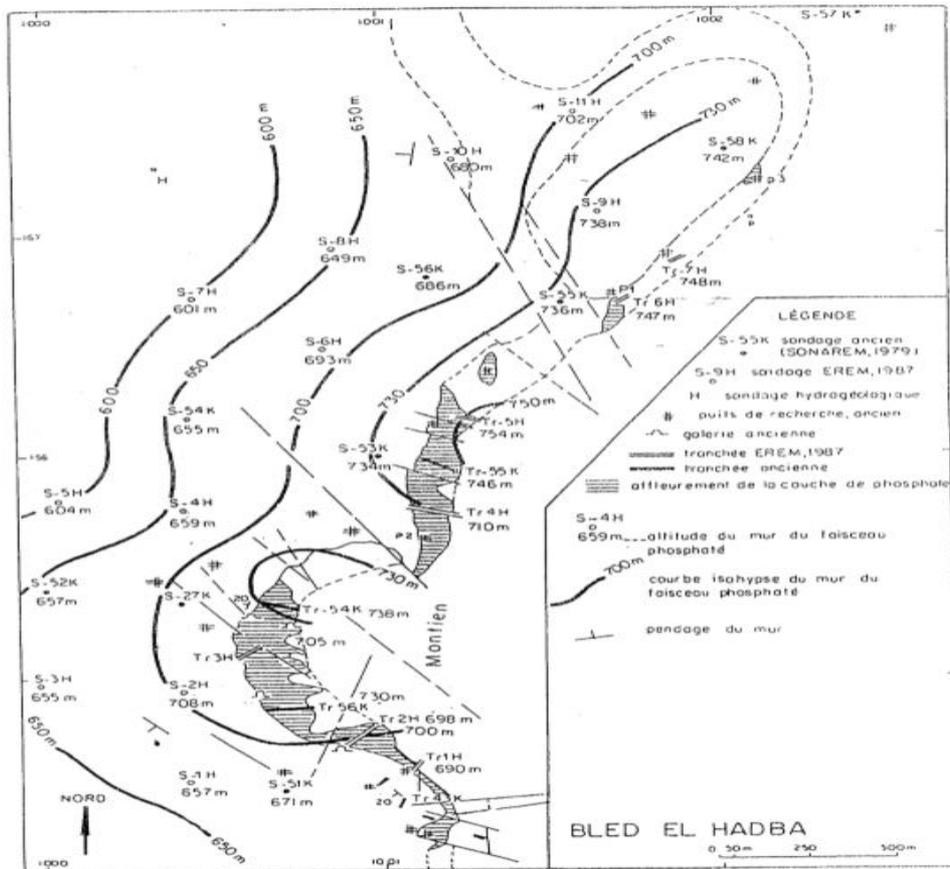


Figure I. 6 Carte structurale du mur du faisceau phosphaté

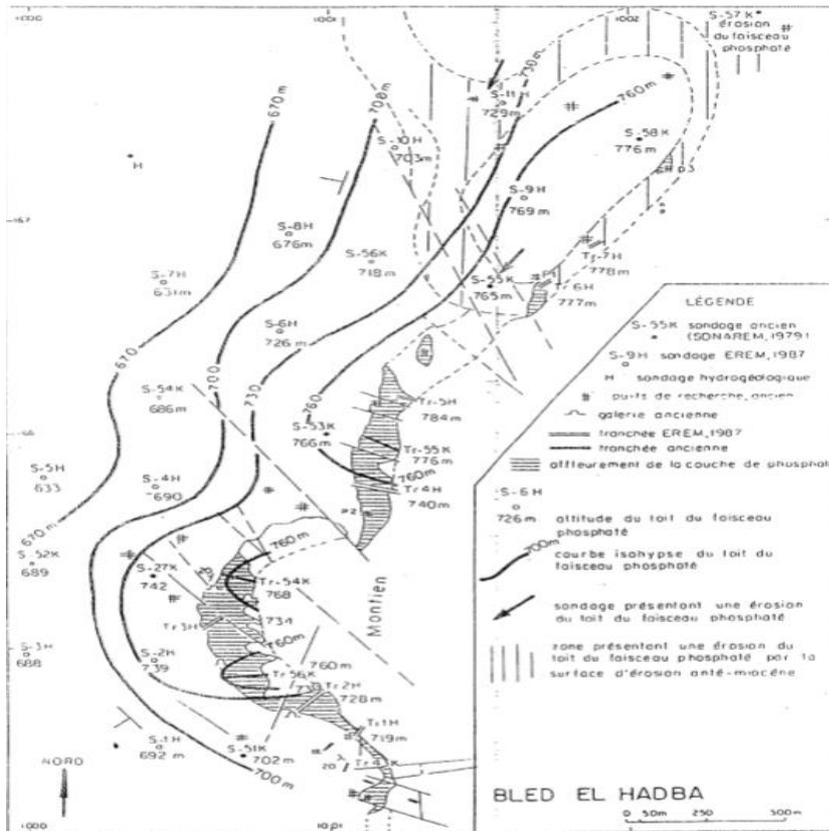


Figure I .7 Carte structurale du toit du faisceau phosphaté

Cette paléo surface d'érosion s'exprime dans la partie nord-ouest du gisement de Bled El Hadba, et tronque la série en allant du SW au NE. Nous pensons que toute la partie nord-ouest du gisement constituait, avant la Miocène, une zone de horst, car la série des calcaires yprésiens à silex y est entièrement érodée (sondages S-11H, S-55K) ou partiellement érodée, du SW au NE, par la discordance anté-miocène (sondages S-9H, S-58K, S-10H, S-56K, S-6H). Cette remarque indique donc que l'existence de la série phosphatée est hypothétique au nord-ouest des sondages S-8H et S-10H.

II-4- Lithostratigraphie du gisement :

La succession lithostratigraphique est, dans ses grandes lignes, assez semblable à celle des gisements de DJEMI DJEMA et KEF ESSENOUN, mis à part des variations lithologiques importantes à l'intérieur du faisceau phosphaté (fig.I.8).

Le mur du faisceau phosphaté est constitué par les marnes et argiles feuilletées, vert foncé à noir, du Thanétien inférieur. Dans la partie supérieure des marnes s'individualise un premier horizon de phosphates argileux, fins, d'environ 2 m d'épaisseur. Cet horizon est noté IY-G, selon la terminologie adoptée par G, Ranchin (1963) et la SONAREM (1980). Il est surmonté par des marnes dolomitiques, vert foncé à noir, et des dolomies argileuses parfois lumachel- liques (1 à 4 m), notées IV-F. C'est au toit de cet intervalle argilo-dolomitique que nous avons placé le mur du faisceau phosphaté principal.

Le faisceau phosphaté pris en compte, d'environ 30 m d'épaisseur, comprend la superposition de cinq couches de phospharénites bien différenciables par leurs teneurs en P₂O₅ et MgO

La couche IV-E (4 à 7 m) est composée de phospharénites fines, peu phosphatées (moins de 20% P₂O₅) et à ciment dolomitique très développé (8% MgO, de moyenne). Cet horizon correspond à la couche 11 de l'EREM. Nous l'avons dénommé "couche de phosphate inférieure (PI)".

La couche IV-D (6 à 25 m) correspond à la couche principale de phospharénites, à teneurs élevées en P₂O₅ (24 à 26%, de moyenne) et à faibles teneurs en MgO (2,5 à 4,5%). C'est la couche I de l'EREM dans laquelle nous avons distingué, parfois, une couche I-A, peu dolomitique (2,5 à 4,5%) et une couche I-B, plus dolomitique (4,5 à 6,5%).

Les couches IV-C, IV-B et IV-A (4 à 17 m), sont des phospharénites à basses teneurs en P₂O₅ (14 à 17% de moyenne) et très dolomitiques (7 à 8% MgO). Cette trilogie correspond

à la couche II_T de l'EREM. Nous l'avons dénommé "couche de phosphate supérieure (PS)". Nous présentons, sur la figure 82, une coupe NE-SW à l'intérieur du faisceau phosphaté illustrant les importantes variations d'épaisseurs des couches de phosphates et de leurs caractéristiques chimiques.

Ce faisceau est surmonté par un horizon de lurnachelle phosphatée à huîtres, de 1 à 5 m d'épaisseur (couche III de la SONAREM), auquel succède la série calcaro-dolomitique à silex de l'Yprésien.

Cette série carbonatée, marneuse, dolomitique et calcaire, peut atteindre jusqu'à 56 m d'épaisseur (sondage S-5H), mais est progressivement tronquée, dans la partie nord du gisement, par la surface d'érosion anté-miocène (fig. 83). Elle a complètement disparu par érosion dans les sondages S-11H et S-55K, dans lesquels le Miocène repose directement sur le faisceau phosphaté par l'intermédiaire d'une brèche polygénique, ou d'un conglomérat, à éléments de calcaire, dolomie, phosphate et silex.

La série calcaro-dolomitique de l'Yprésien renferme, dans sa partie médiane, trois minces bancs de phosphate dolomitique de 1,7 à 2,3 m d'épaisseur (16 à 20% P₂O₅, 10 à 12% MgO), alternant avec des marnes dolomitiques et des calcaires. Ces niveaux correspondent aux couches lia, Hb et Ile, définies dans le rapport de la SONAREM. Dans la partie supérieure de la série calcaro-dolomitique à silex s'individualise une couche de phosphate dolomitique pouvant atteindre 6 à 11,8 m d'épaisseur (couche n° I de la SONAREM). Les teneurs moyennes en P₂O₅ sont de 17 à 19%, pour 5 à 8% MgO. Cette couche est bien exprimée dans la zone des sondages S-52K, S-2H, S-3H, S-4H, mais est progressivement érodée, en allant vers le nord, par la surface d'érosion anté-miocène qui tronque la série du sud-ouest au nord-est (sondages S-56, S-58, S-54, S-6H_f, S-9H, S-10).

La série sablo-argileuse du Miocène recouvre, en allant vers l'ouest, la série calcaro-dolomitique à silex. Son épaisseur augmente progressivement en allant vers le nord-ouest, pour atteindre 77 m dans le sondage S-7H (fig. 84). La série débute généralement par un conglomérat polygénique surmonté par des argiles feuilletées vert foncé, puis par des sables

II-5- historiques des Réserves en phosphate :

Les études historiques utilisent le terme « réserves » d'une manière qui n'est pas conforme à l'actuelle définition des « réserves ». Aujourd'hui, le transfert des ressources en réserves implique de tenir compte de tous les facteurs modificatifs (tableau I.1). Ainsi, les « réserves » déclarées par le passé sont considérées comme des « estimations de ressources » non conformes. [1]

| | |
|-------|---|
| Russe | Codes de déclaration internationaux |
| A,B | Reserve prouvée/ ressource mesurée |
| C1 | Reserve probable/prouvée Ressource indiquée |
| C2 | Reserve probable Ressource présumée/indiquée |
| P1 | Ressource présumée |
| P2 | Recherche des ressources minérales (Source : UN Framework Classification for Reserves/Resources, code334) |
| P3 | Aucun équivalent |

Tableau I.2 : Comparaison entre le système de classification soviétique historique et les codes de déclaration internationaux (Mining Journal, Londres, 20 août 2004 ; Stephen Henley : Russian Mineral Reporting)

II-5-1- ÉTUDE DE L'EREM :

La première estimation des ressources du gisement de BEH a été préparée dans le cadre de l'étude de l'EREM au milieu des années 80 (1985-1987) en se fondant sur 11 forages.

La densité appliquée comme facteur de tonnage reposait sur une valeur de masse volumique moyenne de 2,310 t/m³ déterminée à partir d'un nombre limité de mesures (47 échantillons). Dans cette étude, aucune teneur de coupure n'a été appliquée et aucune séparation entre minerai à forte teneur et minerai à faible teneur n'a été effectuée.

Les ressources indiquées ont été estimées conformément au système de codification soviétique. Les ressources ont été classées dans la catégorie B, lorsque l'espacement entre les forages était de 300 m x 150 m, et dans les catégories inférieures C1 et C2, lorsque l'espacement entre les forages était de 600 m x 200 m. Les ressources ont été estimées en utilisant l'épaisseur de la minéralisation, la teneur moyenne interceptée par les forages et la zone d'influence correspondante de chaque forage (pondération par polygone). Certaines parties des blocs entourant la zone forée ont été classées dans la catégorie de ressources C2 (tableau I.3). [4]

| Classe des ressources | Couche phosphorite | Tonnage [Mt] | P ₂ O ₅ [%] | MgO (%) |
|---------------------------------|--------------------|--------------|-----------------------------------|------------|
| C1 + C2 | 2 | 204,6 | 23,8 | 3,4 |
| | 1+3 | 120,9 | 16,4 | 7,4 |
| | 1+2+3 | 325,5 | 21,0 | 5,1 |
| P2 à 400 m de profondeur | | 480,0 | | |

Tableau I-3. Déclaration des ressources de l'étude de l'EREM.

II-5-2-ÉTUDE DU BRGM:

La deuxième détermination de ressources historique a été faite par le BRGM en 1992-1993 uniquement sur la base de données historique : en d'autres termes, aucun nouveau forage n'a été réalisé pour cette étude. Au cours de l'étude du BRGM, la couche de phosphorite a été séparée en trois couches [2] :

- ✓ La couche supérieure (couche sommitale) a des valeurs < 20 % de P₂O₅ et > 4,5 % de MgO.
- ✓ La couche centrale (couche principale) avec une teneur élevée en P₂O₅ a des valeurs < 20 % de P₂O₅ et < 4,5 % de MgO.
- ✓ La couche inférieure (couche basale) a des valeurs < 20 % de P₂O₅ et > 4,5 % de MgO.

| Classe des ressources | Couche de phosphorite | Tonnage [Mt] | P ₂ O ₅ [%] | MgO (%) |
|-----------------------|-----------------------|--------------|-----------------------------------|------------|
| C1 + C2 | 1 | 72,4 | 15 à 18 | 7 à 9 |
| | 2 | 165,6 | 24,9 | 3,4 |
| | 3 | 62,0 | 18,3 | 7,9 |
| C1 + C2 | 1+2+3 | 300,0 | 21,5 | 5,4 |

Tableau I-4. Déclaration des ressources de l'étude du BRGM

II-5-3-ÉTUDE DU CERAD :

Une troisième évaluation des ressources, centrée sur BEH, a été réalisée par le CERAD en 1998-1999. Une campagne de forage intercalaire a permis de réaliser 12 forages supplémentaires (1 277 m). En conséquence, 32 forages étaient disponibles pour BEH. Un espacement entre les forages a été choisi de 250 m x 400 m pour la catégorie de ressources B et de 500 m x 400 m pour les catégories de ressources C1 et C2. Au total, 39 échantillons ont été collectionnés et les densités déterminées. La densité moyenne de 2,22 t/m³ a été appliquée pour les calculs de tonnage. [3]

Le CERAD a adopté la classification des couches choisie par le BRGM, seule la teneur de référence pour le MgO a été modifiée et est passée de 4,5 à 6 % de MgO.

- ✓ La couche supérieure (couche sommitale) avec une faible teneur en P₂O₅ a des valeurs de 13 % à 19 % de P₂O₅ et de 6 à 10 % de MgO.
- ✓ La couche centrale (couche principale) avec une teneur élevée en P₂O₅ a des valeurs de 20 % à 27,5 % de P₂O₅ et de 2 à 6 % de MgO.
- ✓ La couche inférieure (couche basale) avec une faible teneur en P₂O₅ a des valeurs de 16 % à 19 % de P₂O₅ et de 6 à 9,5 % de MgO.

| Classe des ressources | Couche de phosphorite | Tonnage [Mt] | P ₂ O ₅ [%] | MgO (%) |
|-----------------------|-----------------------|--------------|-----------------------------------|------------|
| B + C1 + C2 | 1 | 71,0 | 17,2 | 8,5 |
| | 2 | 197,0 | 24,4 | 3,9 |
| | 3 | 51,7 | 18,1 | 8,0 |
| B + C1 + C2 | 1+2+3 | 319,7 | 21,8 | 5,5 |

Tableau I-5. Déclaration des ressources de l'étude du CERAD

| Catégorie de ressources (Système soviétique) | Couche de phosphorite | Tonnage [Mt] | P ₂ O ₅ [%] | MgO (%) |
|--|-----------------------|--------------|-----------------------------------|------------|
| B | 1 | 20,1 | 17,1 | 8,1 |
| | 2 | 70,4 | 24,1 | 4,0 |
| | 3 | 12,6 | 18,0 | 7,7 |
| | SOUS-TOTAL | 103,1 | 22,0 | 5,3 |
| C1 | 1 | 37,6 | 17,4 | 8,7 |
| | 2 | 95,5 | 24,4 | 3,9 |
| | 3 | 23,6 | 18,2 | 7,8 |
| | SOUS-TOTAL | 156,7 | 21,8 | 5,6 |
| C2 | 1 | 13,3 | 16,7 | 8,4 |
| | 2 | 31,1 | 25,3 | 3,4 |
| | 3 | 15,5 | 18,0 | 8,4 |
| | SOUS-TOTAL | 59,9 | 21,5 | 5,8 |
| B + C1 + C2 | 1 | 71,0 | 17,2 | 8,5 |
| | 2 | 197,0 | 24,4 | 3,9 |
| | 3 | 51,7 | 18,1 | 8,0 |
| | TOTAL | 319,7 | 21,8 | 5,5 |

Tableau I-6. Ressources de BEH, numérisées à partir de l'étude du CERAD

II-5-4- ÉTUDE DE DMT DE 2013:

Contrairement aux estimations historiques des ressources, la déclaration des ressources de DMT de 2013 ne se fonde pas sur une estimation par la méthode des polygones, mais sur l'interprétation géologique et la modélisation de blocs 3D des couches de phosphorite et des couches hôtes. Tous ces facteurs font obstacle à une comparaison directe.

Pour l'étude de DMT, le nombre de forages a augmenté, passant de 32 à 60 depuis le rapport du CERAD. Les forages supplémentaires sont issus d'une campagne de forage menée par l'ORGM. Au moment de l'élaboration de la déclaration des ressources par DMT, l'ORGM et SOMIPHOS avaient fourni des informations complémentaires sur la géologie ainsi que des données de densité (638 échantillons). [1]

| Classe des ressources | Couche | Tonnage [Mt] | P ₂ O ₅ [%] | MgO (%) |
|-----------------------|----------------|--------------|-----------------------------------|------------|
| M + I | 4 | 141,6 | 16,9 | 7,7 |
| | 1 | 48,4 | 15,5 | 8,4 |
| | 2 | 409,0 | 24,1 | 4,1 |
| | 3 | 115,9 | 19,5 | 5,9 |
| | 1+2+3 | 573,3 | 22,5 | 4,8 |
| | 1+2+3+4 | 714,9 | 21,3 | 5,4 |
| Présumées | 1+2+3 | 197,8 | | |
| | 1+2+3+4 | 287,3 | | |

Tableau I-7. Estimation des ressources de DMT de 2013

Le tableau I-8 représente une comparaison entre l'estimation des réserves des 4 études (EREM, BRGM, CERAD, DMT2013)

| EREM: | | | | | BRGM: | | | | | CERAD: | | | | | DMT 2013: | | | | |
|-----------------|-------------|-----------|----------|---------|------------|-------------|-----------|----------|---------|------------|-------------|-----------|----------|---------|------------------|-------------|-----------|----------|---------|
| Res. Class | Phos. Layer | Ton. [Mt] | P2O5 [%] | MgO [%] | Res. Class | Phos. Layer | Ton. [Mt] | P2O5 [%] | MgO [%] | Res. Class | Phos. Layer | Ton. [Mt] | P2O5 [%] | MgO [%] | Res. Class | Phos. Layer | Ton. [Mt] | P2O5 [%] | MgO [%] |
| | | | | | | | | | | | | | | | M+ | 4 | 141.6 | 16.9 | 7.7 |
| C1+C2 | 1+3 | 120.9 | 16.4 | 7.4 | | 1 | 72.4 | 15 à 18 | 7 à 9 | B+C1+0 | 1 | 71.0 | 17.2 | 8.5 | M+ | 1 | 48.4 | 15.5 | 8.4 |
| C1+C2 | 2 | 204.6 | 23.8 | 3.4 | C1+C2 | 2 | 165.6 | 24.9 | 3.4 | B+C1+0 | 2 | 197.0 | 24.4 | 3.9 | M+ | 2 | 409.0 | 24.1 | 4.1 |
| | | | | | | 3 | 62.0 | 18.3 | 7.9 | B+C1+0 | 3 | 51.7 | 18.1 | 8.0 | M+ | 3 | 115.9 | 19.5 | 5.9 |
| C1+C2 | 1+2+3 | 325.5 | 21.0 | 5.1 | C1+C2 | 1+2+3 | 300.0 | 21.5 | 5.4 | B+C1+0 | 1+2+3 | 319.7 | 21.8 | 5.5 | M+ | 1+2+3 | 573.3 | 22.5 | 4.8 |
| | | | | | | | | | | | | | | | M+ | 1+2+3+4 | 714.9 | 21.3 | 5.4 |
| P2 to 400 m dep | | 480.0 | | | | | | | | | | | | | inferred | | 197.8 | | |
| | | | | | | | | | | | | | | | inferred plus IV | | 287.3 | | |

Tableau I-8. Tableau de comparaison des ressources entre plusieurs études. EREM (1987), BRGM (1992), CERAD (1998) et DMT (2013).

II.6 Calcul de 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 : [5]

$Q = 5 * R^{0.75}$ où ; Q : représente la production

R : les réserves de minerai

$R = 714.9 \text{ Mt}$ (d'après étude DMT 2013)

$Q = 5 * (714900000)^{0.75}$

Q = 21 860 192 t/an

Donc la durée de vie de la mine estimée :

$N = R / Q$ ou ; N représente la durée de vie de la mine

N = 714900000 / 21860192

N ≈ 33 ans

Chapitre II

Etude économique d'un projet minier

II-1-Introduction :

Parmi les étapes de l'étude d'un projet minier (projet de création de la nouvelle mine ou d'extension d'une mine existante), celles relatives à la conception de la mine et à l'évaluation économique sont d'une grande importance. En effet, il est nécessaire de savoir à l'avance, si les investissements qui seront engagés, en général très lourds (cout d'investissement très élevée), sont rentables ou pas. Il s'agit alors de se projeter dans le futur pour analyser le fonctionnement de l'entreprise minière qui gère le projet et faire son analyse sur les niveaux de performances techniques et financières.

Différents outils et critères seront définis pour évaluer la rentabilité des investissements consacrés au projet. Il s'agit en particulier de la valeur actualisée nette (VAN), du taux de rentabilité interne (TRI) et du temps de récupération des investissements.

II-2-Paramètre technico-économiques :

II-2-1-Réserves minières ;

Au stade de l'indice, on se fixe une valeur qui sera seulement un objectif vraisemblable, si un travail d'estimation est entrepris, on remplacera bien entendu les hypothèses arbitraires initiales par des valeurs de mieux en mieux fondées. Les évaluations économiques se répercuteront d'ailleurs sur la nature des travaux d'estimation du gisement puisqu'on voudra s'assurer contre les risques en réduisant les fourchettes de confiance, ce qui implique nécessairement des sondages et des travaux miniers plus coûteux. [6]

De toute façon. Le gisement considéré est bien défini comme le montre les paramètres géométriques donnés au tableau (II.1)

| Classe des ressources | Couche | Tonnage [Mt] | P ₂ O ₅ [%] | MgO (%) |
|-----------------------|----------------|--------------|-----------------------------------|------------|
| M + I | 4 | 141,6 | 16,9 | 7,7 |
| | 1 | 48,4 | 15,5 | 8,4 |
| | 2 | 409,0 | 24,1 | 4,1 |
| | 3 | 115,9 | 19,5 | 5,9 |
| | 1+2+3 | 573,3 | 22,5 | 4,8 |
| | 1+2+3+4 | 714,9 | 21,3 | 5,4 |
| Présumées | 1+2+3 | 197,8 | | |
| | 1+2+3+4 | 287,3 | | |

Tableau II.1 : estimation des réserves minières de Bled El Hedba selon étude DMT 2013[1]

II-2-2-Tonnage annuel ;

Il y a une règle générale simple dans son principe, parfois plus difficile dans son application qui est la suivante : On doit choisir pour le tonnage annuel la cadence maximale compatible avec la nature du gisement. Les goulots d'étranglement (pénurie d'eau, pénurie de main d'œuvre, transport...), les conditions financières et une vie productive d'au moins 7 ans. La raison de cette règle est bien connue, c'est l'effet d'échelle règle quasi-générale de toute entreprise.

Généralement la détermination de la cadence de production est basée sur des formules empiriques de types physiques et économiques :

a- Les caractéristiques physiques (de production)

- ✓ La loi de Taylor : tonnage journalier $TJ = 0.014 (RM)^{0.75}$ pour les mines souterraines et les mines à ciel ouvert.
- ✓ La loi de Zwiagin1 : tonnage annuel $TM = 390 (RM)^{0.5}$ pour les gisements souterrains de charbon.
- ✓ 1000 tonnes par jour pour chaque 1000 pied de profondeur du gisement souterrain (veines étroites).
- ✓ Un niveau par an (avec 100 à 150 m pour chaque niveau) pour les gisements souterrains à veines étroites1.
- ✓ Le tonnage journalier (TJ) de la mine est en relation avec les réserves unitaires du gisement:
 $TJ = 0.1 \times S \times \rho$ [5]

Tel que :

S : section horizontale (m^2) = extension x épaisseurs horizontale,

ρ : masse volumique (t/m^3).

b- Les caractéristiques économiques ;

- Le cash-flow doit rembourser le capital au moins deux fois.

- Le cash-flow doit être remboursé dans deux ans.
- 100 000 oz /an : production minimale des mines d'or,
- Durée de vie minimale est 7 ans.
- La production annuelle ne doit pas excéder la demande du marché.

Dans notre projet, on s'est basé pour l'évaluation du tonnage annuel moyen sur la formule empirique de Taylor vu son application fréquente au niveau industriel.

L'évolution de la cadence annuelle d'exploitation au cours de la durée de vie de la mine est régie par trois phases dont l'objectif des opérateurs miniers est de maximiser la rentabilité des investissements initiaux:

- ✓ Phase transitoire caractérisée par un volume important des travaux préparatoires dans le stérile et le minerai. Cette période commence par le tonnage du minerai abattu lors des travaux préparatoires et un faible pourcentage des travaux d'abattage en chantier.
- ✓ Phase permanente qui suit la séquence d'exploitation établie et se caractérise par un tonnage nominal évalué à partir des différentes lois d'estimation du tonnage annuel présentées en haut (dans notre cas la formule de Taylor).
- ✓ Phase de fermeture de la mine où le tonnage annuel commence à baisser, ce qui génère une diminution des profits.

La figure (3.1) montre l'allure générale de l'évolution de la cadence d'exploitation au cours de la durée de vie de la mine.

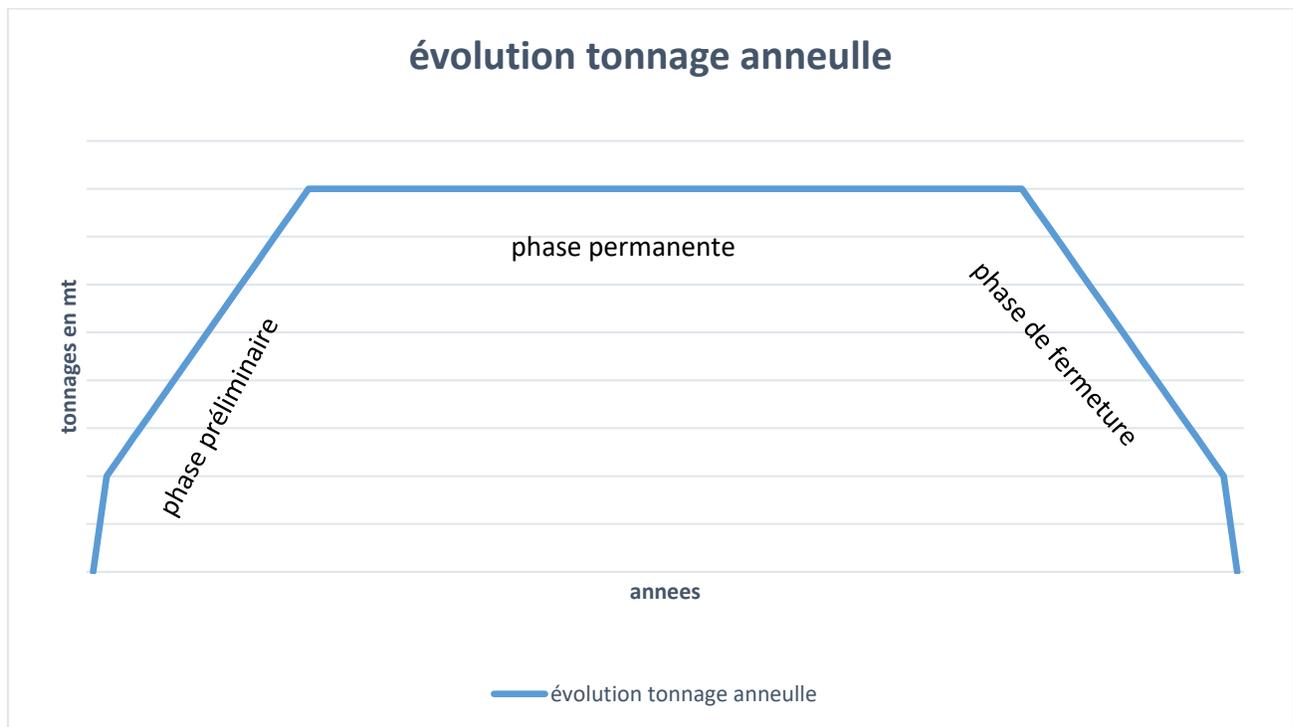


Fig. II.1 : Évolution du tonnage annuel (TA).

II-2-3-Durée de vie :

De même. Le calcul de la durée de vie optimale de la mine peut conduire à des durées trop courtes, il faut donc prendre en considération, pour fixer la durée de vie pratique, les principaux éléments suivants:

[7]

- Exploiter un gisement pendant une durée de vie d'au moins 7 ans:
- Laisser le temps aux géologues de bien comprendre et définir le gisement.

On pourra également appliquer une formule empirique de type Taylor :

Durée de vie (années) = $0.2 \text{ RM}^{0.25}$ ou RM représente les réserves minières en Tonnes ;

Généralement il y a deux aspects qui influencent d'une façon contradictoire l'évaluation de la durée de vie de production :

- L'importance de la quantité des réserves;

- Le délai de remboursement du capital.

La durée de vie est donc un paramètre essentiel du point de vue d'actualisation des dépenses. Elle est calculée dans notre cas à partir de la formule :

$$DV = RM/TA ;$$

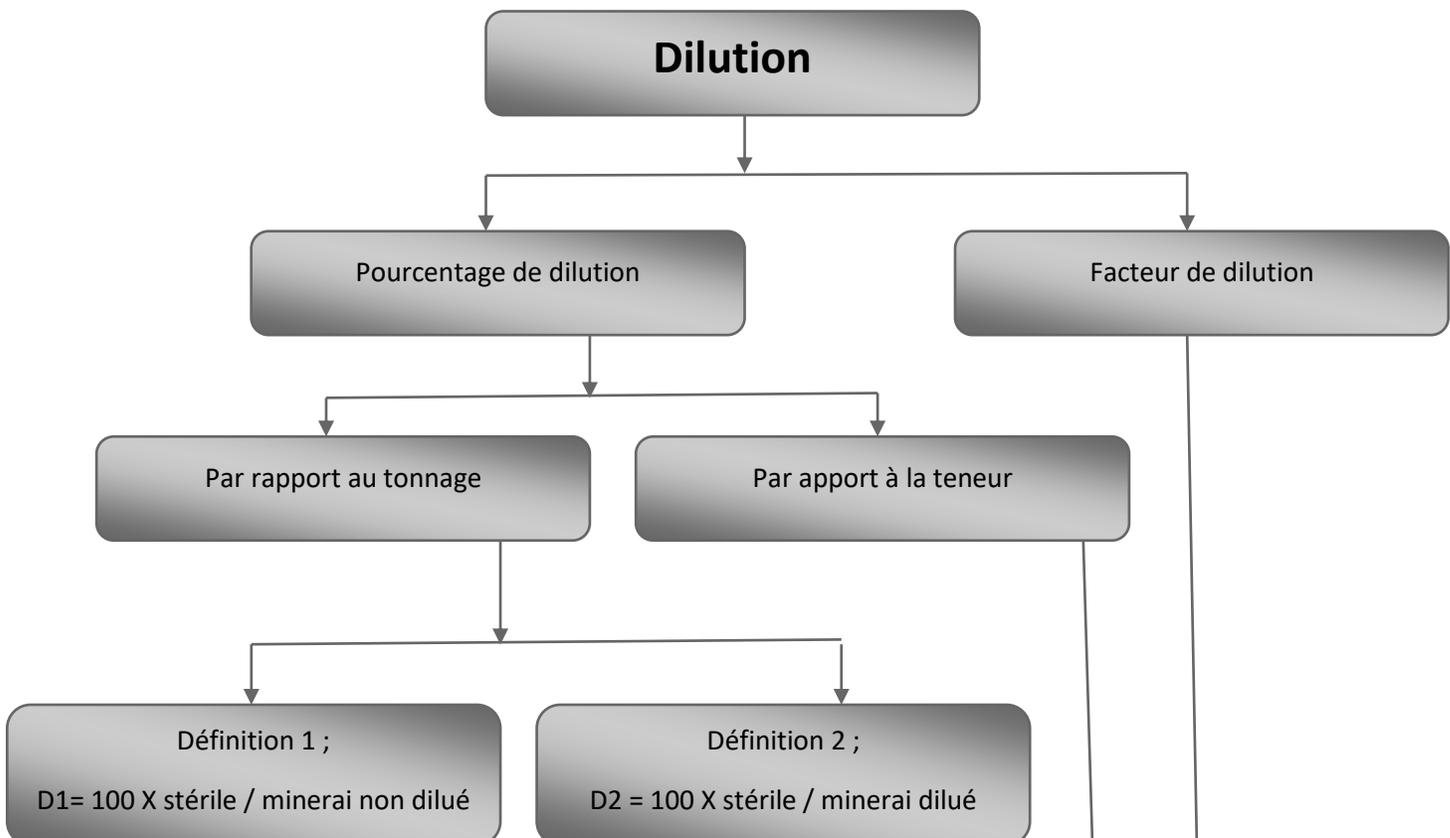
II-2-4 : Dilution et pertes :

La dilution et les pertes additionnelles des réserves sont considérées parmi les principaux facteurs qui influencent négativement les performances techniques et économiques de l'exploitation souterraine.

La dilution planifiée et/ou les pènes planifiées sont déterminées respectivement par l'ajout de certaine quantité de matériel non économique et/ou en soustrayant une partie du matériel économique.

Cependant, pour des raisons techniques et géotechniques, un matériel non économique et non planifié s'ajoute aux réserves minières ainsi qu'une partie de ces dernières se voit abandonner, c'est ce qu'on appelle respectivement dilution additionnelle et pertes additionnelles des réserves.

En général, les auteurs diffèrent quant à la formulation mathématique de la dilution, on peut résumer ces définitions dans l'organigramme suivant (figure 3.2) [8]



FigII.2 définition de la dilution

La définition "Facteur de dilution" est proposée par S. Planeta(1997). afin de normaliser la dilution et éviter la confusion entre les différentes définitions, de la même façon, on prendra en compte le "Facteur des pertes (FP)" défini comme suit

$$FP = \text{pertes des réserves} / \text{réserves minières à extraire.}$$

Dans une première partie de l'étude économique, on supposera qu'il n'y a pas d'influence de la dilution et des pertes additionnelles, ce qui représente l'étude de cas de base (situation idéale d'exploitation).

II-2-5-Estimation du coût de capital et des coûts d'opération :

Le coût d'équipement peut être trouvé dans différentes sources d'informations : cotations des fabricants, livres et revues spécialisés, interviews, évaluations graphiques, etc

Quand un projet est préparé par un bureau d'ingénierie, il est très possible que les spécialistes se servent, pour fournir une réponse plus rapide et plus fiable, de la masse d'expérience accumulée.

Il y a déjà longtemps que l'industrie chimique, opérant suivant le concept des opérations unitaires, a pu se servir de graphiques ou d'équations simples pour évaluer le coût en capital et le coût opératoire d'appareillages ou d'opérations diverses. Depuis un certain nombre d'années, les mineurs et les minéralurgistes considèrent les exploitations et les usines de concentration suivant les mêmes concepts. Les études de modélisation et l'emploi des ordinateurs n'ont fait qu'encourager ce type d'approche.

Par exemple certains organismes ou certains professionnels ont collecté des données, en provenance généralement des constructeurs d'appareillages, qui permettent au minimum, après lissage des valeurs, d'établir des graphiques représentant le prix des appareils et éventuellement d'autres paramètres, en fonction d'une mesure spécifique de la capacité.

Selon C. LUÇION (1995-96). MULARA publié, dans des éditions successives toujours étendues et améliorées, ce type d'informations pour un certain nombre d'équipements miniers (forage, excavation et chargement, transport, ventilation et production d'énergie) et des appareils spécifiques à la

concentration de minerais (fragmentation, criblage, classification, séparation gravimétrique ou densimétrique...) et de l'hydrométallurgie.

Les coûts exprimés en dollars canadiens de 1982 (indice des prix selon Marshall and Swift (mines and Mill) de 800) sont donnés sous forme d'équation : [6]

$$\text{Coût} = a (x)^b$$

Avec x : paramètre caractéristique de l'équipement (dimension, capacité, puissance...): a et b : coefficients

Le groupe MINTEK (C.LUÇION. 1995-96) a également publié ce type d'information pour un certain nombre d'appareils spécifiques à l'industrie minière, les coûts exprimés en milliers de Rand sud-africains de 1991 (indice des prix PCI MINTEK de 755). Sont donnés sous forme d'équation :

$$\text{Coût} = a + bx + cx^2$$

Avec :

x : paramètre caractéristique de l'équipement (dimension, capacité, puissance...).

a, b et c : coefficients.

Selon la même source, un nouvel ouvrage très complet a été rédigé par MOAKES (1993). Il fournit des informations assez détaillées (choix, dimensionnement, investissement, coûts opératoires...) aussi bien pour le mineur que pour le minéralurgiste. Le métallurgiste et le financier. Ces données sont principalement valables dans le contexte australien.

Généralement, si on trouve un prix pour un appareil déterminé (coût lo). On peut appliquer la règle des deux-tiers, en employant la capacité comme principal paramètre pour trouver le prix (coût) pour un nouvel appareil :

$$\text{Coût} = lo (\text{capacité}/\text{capacité } o)^{2/3}$$

II-2-6- Système d'estimation ;

Beaucoup d'organisations ont développé des organigrammes ou autres formes de procédures pour déterminer une estimation des coûts de capitaux et de production pour de nouveaux projets miniers. Les plus connus sont : approche MAS et l'approche O'Hara

a- Approche MAS :

C'est une approche développée par US Bureau of Mines(le bureau américain des mines) : MineralsAvailabilitySystem (MAS). MAS est un système basé sur un ensemble de courbes et d'équations développées pour l'utilisateur à partir d'une expertise et l'expérience des mines déjà existantes.

b- Approche O'hara :

Une des méthodes "facteur-capacité" d'estimation des capitaux les plus complètes est publiée par O'Hara(1980). Le coût de 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.

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 :

$$Q=K.T^x$$

Où Q est le coût et T une variable (taux de production, ouverture de chantier ou autres facteurs physiques), x est un facteur de puissance.

$$I=I_0(TA/TA_0)^{2/3}$$

Où:

TA₀ : Tonnage annuel de la mine (t/an);

I₀ : Investissement requis pour un item de la mine (SCAN);

I : Investissement requis pour un item du projet (SCAN).

II-2-7-Indice De Prix :

Les indices de prix sont des rapports employés pour estimer les prix actuels de l'équipement à partir des prix antérieurs. En particulier, un indice de prix est le rapport de celui au moment au moment déterminé à celui pratiqué pendant une année de base arbitraire, on peut alors employer la formule [8]:

$$\text{Coût actuel} = \text{coût de référence} \times (\text{indice actuel/indice de référence})$$

Les indices de prix sont calculés à partir de prix moyen pendant une certaine période de temps. Ils ont une précision de 10% et peuvent être employés avec cette précision au moins si l'écart ne dépasse pas cinq ans. En conséquence, les indices de prix ne devraient être employés que pour les projets où l'estimation est de type de pré faisabilité ou de faisabilité.

Pour estimer les coûts des infrastructures minières, il faut employer des indices qui représentent les variations des coûts d'équipements, de transport, de construction sur le site et d'installation, chacun étant pondéré en fonction de la proportion qu'il représente par rapport au coût total.

Les indices de prix les plus employés dans l'industrie minière sont quatre:

- Indice des prix à la construction Engineering News-Record (ENR). Cet indice est basé sur le coût d'un ensemble défini comportant l'acier de structure, le ciment Portland, le bois scié et la main d'œuvre: l'année de départ est 1913 (indice 100).
- Indice des coûts des équipements Marshall et Swift (M & S). Cet indice a plusieurs valeurs, dont la plus employée est celle qui concerne l'équipement toutes industries, calculée comme moyenne des indices représentant 47 industries. D'autres valeurs sont relatives à des industries particulières, dont l'une est l'indice Mining Milling. Elles sont établies trimestriellement depuis 1926 (années de départ) et publiés entre autre dans la revue mensuelle Chemical Engineering.
- Indice des coûts de la construction d'une usine chimique de Chemical Engineering (CE).
- Indice des prix MINTEK (PCI). Cet indice est défini par un groupe sud-africain afin de permettre la mise à jour des coûts des équipements mentionnés dans leur publication - Métallurgical Equipment Coasts-, le PCI est publié trimestriellement par la revue Mintek Bulletin

II-2-8- facteur régional :

Les opérations des entreprises multinationales traversent souvent plusieurs frontières, et plusieurs contracteurs négocient aux marchés internationaux. Le monde devient de plus en plus petit, grâce à la facilité de transport aérien à des coûts abordables résultant ainsi en une accessibilité aux marchés étrangers. Pour ces raisons et d'autres motifs d'ordre politique ou social, la comparaison des coûts devient impérative.

Dans l'optique de la globalisation des marchés, si l'économie était complètement libéralisée, les prix, à cause de la concurrence, devraient tendre vers l'égalité à l'échelle planétaire. Cependant, il n'en est pas ainsi, en fait, ceux-ci peuvent bien n'être reliés aux coûts. Le prix domestique et le prix à l'exportation peuvent varier largement, à la suite de la politique fiscale visant à protéger certaines industries.

Il n'est pas possible pour un estimateur d'évaluer le coût capital pour des projets locaux dans des régions éloignées avec lesquelles il n'est pas familier. Évidemment, il doit s'appuyer sur des facteurs d'ajustement locaux fournis par des journaux de services de commerce qui considèrent les effets de la main d'oeuvre, des matériaux et des équipements locaux. La plupart des facteurs économiques pris en considération tiennent compte également des systèmes politiques, financiers, légaux et sociaux, géographie, type d'industrie, productivité, inflation, et taux de change.

II-3- Cash flow annuels d'une entreprise minière:

La phase de réalisation d'un projet, puis celle relative à la mise en exploitation d'une mine s'accompagneront de divers flux monétaires (les besoins de sorties de fonds, et les disponibilités ou entrées de fonds) qui vont engendrer des mouvements de trésoreries nécessitant l'établissement d'une comptabilité détaillée par période et par nature de flux (compte d'exploitation annuelle, bilan de fin d'année, compte de trésorerie...).

Faire l'évaluation économique du projet revient donc à faire une prévision de cette comptabilité, en faisant les simplifications nécessaires pour éviter de prendre en considération des données inaccessibles au départ. Une première simplification consistera à annualiser les mouvements de trésorerie prévisionnelle et de ne s'intéresser qu'aux soldes annuels qui constituent ce qu'on appelle les cash flow. Une deuxième simplification consiste à exprimer tous les flux en monnaie constante, c'est à dire ne pas tenir compte de l'inflation. Cette monnaie de référence sera liée aux monnaies étrangères par le taux de change en vigueur à la date de l'étude. [9]

Pour estimer les cash flows annuels, on fera la différence entre les recettes et les dépenses prévisionnelles, en y ajoutant quelques considérations d'analyse financière (remboursement des emprunts et intérêt, impôts et taxes...). Ce qui permettra de construire un tableau appelé "échéancier des cash flows annuels", obtenu en faisant la somme des échéanciers qui rentrent dans sa composition à savoir:

- Échéancier des investissements.
- Échéancier des coûts de production,
- Échéancier des recettes,
- Échéancier des emprunts, remboursement et intérêts

- Échéancier des impôts sur les bénéfices et les taxes.

Ces divers échéanciers seront calculés en faisant des estimations des divers facteurs qui les composent, ainsi l'échéancier des investissements comprendra :

- Les dépenses antérieures à la décision d'investir (recherche, études de faisabilité). Ces dépenses seront capitalisées à la date zéro, fixée arbitrairement comme étant la date de démarrage de l'investissement dans le projet.
- Les dépenses de réalisation de la mine, qui vont s'étaler de 2 à 5 ans. voire plus, selon l'importance du projet.
- Les dépenses de renouvellement des équipements qui interviennent pendant l'exploitation (par exemple les machines mobiles comme chargeuses. camions, etc...devront être renouvelées tous les cinq ans).
- Les dépenses de réhabilitation du site pour préserver l'environnement, qui seront autant que possible réparties sur plusieurs années avant la fin de l'exploitation.
- La valeur résiduelle des investissements (qui est l'ensemble des récupérations possibles à la fin de la vie de la mine) reviendra également dans l'échéancier des investissements, mais en signe opposé des autres facteurs.
- Ainsi l'échéancier des investissements s'établira comme suit (tableau II.2). chacun des facteurs ci-dessous étant exprimé dans la monnaie de référence.

| DATE | DÉPENSES D'INVESTISSEMENT |
|-----------------------------------|---|
| Année 0 | I0 : dépenses antérieures capitalisées |
| Année 1 | I1 : investissement réalisé à la 1^{ère} année |
| Année 2 | I2 : investissement réalisé à la 2^{ème} année |
| Année 3 (fin de l'investissement) | I3 : investissement réalisé à la 3^{ème} année |
| Année 4 (année de démarrage) | I4 : investissement réalisé à la 4^{ème} année |
| | ... |
| Année n (année courante : n) | In : investissement de renouvellement de l'année n |
| ... | ... |

| | |
|---------------------------------|--|
| Année p | Ip : investissement de réhabilitation du site |
| ... | ... |
| Année N (dernière année) | +VR : valeur résiduelle des installations |

Tableau II .2 : les cash-flow annuelle d'une entreprise

On établira de la même façon les échéanciers des coûts opératoires (CO_i). et les recettes (R_i), (voir colonnes 2 et 3. tableau II.3).

Les échéanciers des emprunts E₁ remboursements Rem_i et intérêts Int_i, seront, quant à eux, définis, selon les termes des contrats de prêt.

Les emprunts commenceront en général à être reçus quand les fonds propres de l'entreprise minière auront été mobilisés (pour une année courante n. cet échéancier comprendra donc le facteur + E_n). Quant aux remboursements, ils commenceront après une période de grâce (si cette période est de 4 ans par exemple, l'emprunt de l'année 1 sera remboursé à partir de l'année 5. l'échéancier comprendra donc le facteur - Rem_n pour toute année courante ≥5). Les intérêts seront divisés en deux parties :

- La première relative à la période d'investissement concerne les intérêts intercalaires qu'on peut convenir soit de payer en bloc à l'année de démarrage du projet (année 4 par exemple : - Int 4), soit on considère que ces intérêts sont capitalisés à la date de démarrage (-I4), et que les emprunts et remboursements ultérieurs tiennent comptes de cet emprunt "supplémentaire" fictif (+E4). L'échéancier comprendra donc pour l'année 4 soit le terme (-Int 4). soit le terme (-I4+E4).

- La deuxième partie des intérêts est celle relative aux intérêts d'une année courante n qui correspond aux intérêts sur la partie non encore remboursée des emprunts (-Int_n).

Le calcul de cet échéancier permet de préciser la notion du coût du capital qui constitue un facteur important dont il faut tenir compte dans l'évaluation économique de tout projet. En effet le coût global du capital (aussi bien les emprunts que les capitaux propres doivent être rémunérés à un taux voisin du taux d'intérêt des capitaux empruntés) doit s'ajouter aux coûts de production pour obtenir le coût total de production. Le coût moyen annuel du capital peut être estimé en supposant que toutes les annuités A sont égales, ce qui est d'ailleurs l'une des modalités possibles d'un contrat de prêt. L'emprunt E au taux intérêt i. pendant N années peut alors être remboursé de deux façons équivalentes :

- Soit, rembourser après N années l'emprunt initial E et les intérêts capitalisés, soit E(1+i)^N.

- Soit, rembourser à la fin de chaque année une somme constante A qui peut à son tour être placée au taux i. Le remboursement global après N années est alors :

$$A + A(I+i) + A(I+i)^2 + \dots + A(I+i)^{N-1}$$

L'identification des deux expressions donne :

$$E(I+i)^N = A + A(I+i) + A(I+i)^2 + \dots + A(I+i)^{N-1}$$

$$A/E = i(I+i)^N / [(I+i) - 1]$$

Ainsi pour un investissement global I. comprenant aussi bien les emprunts E que les capitaux propres, le coût annuel moyen du capital à la tonne du minerai produite peut s'écrire sous la forme :

$$I.i/TA = (I+i)^N / [(I+i) - 1]$$

ou TA est la cadence de production (tonnes/an).

Pour compléter l'échéancier des cash flows annuels, il restera à introduire l'échéancier des impôts sur le bénéfice et la taxe, et dont les termes dépendent des législations en vigueur dans le pays où se fait le projet.

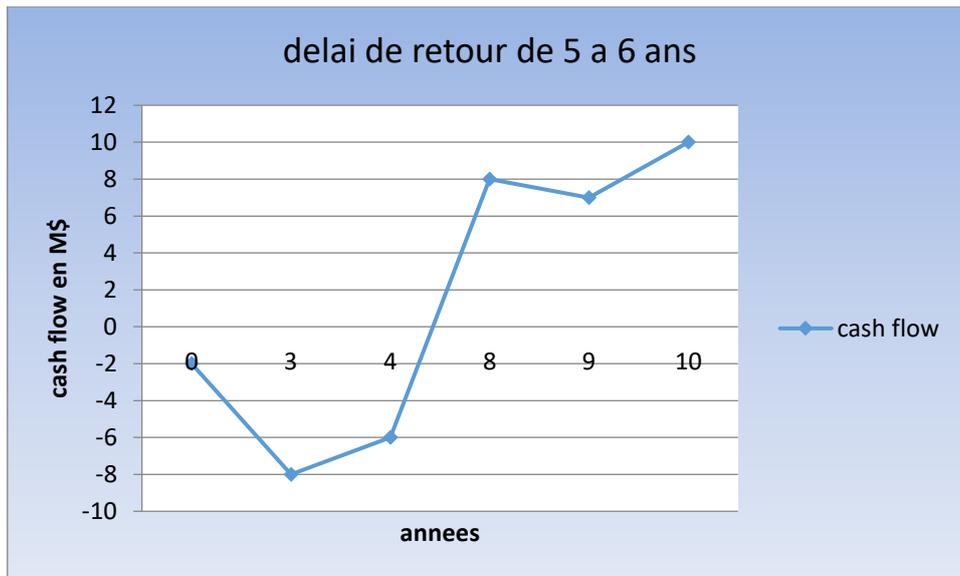
On pourra alors écrire l'échéancier des cash flows annuels prévisionnels (tableau 3.6). soit sous des formes simplifiées en faisant quelques hypothèses simplificatrices (projet sans emprunt, pas d'impôt...), soit sous sa forme globale suivante, en y introduisant aussi les apports de capitaux propres par les actionnaires de la société (Cp.) et leur rémunération ultérieure, sous forme de dividendes par exemple. S'il reste encore des cash flows négatifs, c'est à dire des besoins de financement temporaires, ils devront être satisfaits par des emprunts à court terme (ECT) moins des remboursements à court terme (RCT).

| DATE | MOUVEMENT DE TRÉSORIE | | | | | | | |
|------|-----------------------|-------------------|---------|-----------------------|---------|---------------------|--------|---------------|
| | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| | investisse ment | coût opérateur | recette | emprunts rembours. | intérêt | capitaux propres | impôts | cash flows |
| 0 | -I0 | | | | | +CP0 | | =CF0 |
| 1 | -I1 | | | +EI | | +CP1 | | =CF1 |
| 2 | -I2 | | | +E2 | | +CP2 | | =CF2 |

| | | | | | | | | |
|----------|------------|-----------------------|------------|-------------------------|-------------------------|---------------|-------------------------|------------------------|
| 3 | -I3 | | | +E3 | | +CP3 | | =CF₃ |
| 4 | -I4 | -D4 | +R4 | +E4 | -In₄ | (ECT)- | | =CF₄ |
| | | | | | | RCT | | |
| 5 | | -D5 | +R5 | -Rem₅ | -Int₅ | (ECT)- | | =CF₅ |
| | | | | | | RCT | | |
| 6 | | -D6 | +R6 | -Rem₆ | -Int₆ | | -Imp₆ | =CF₆ |
| 7 | | -D7 | +R7 | -Rem₇ | -Int₇ | | -Imp₇ | =CF₇ |
| | | | | | | | | |
| n | -In | -D_n | | -Rem_n | -Int_p | | -Imp_p | =CF_n |
| | | | | | | | | |
| P | | D_p | | -Rem_p | -Int_n | | -Imp_n | =CF_p |
| | | | | | | | | |
| N | +VR | -D_N | | | | | -Imp_N | =CF_N |

Tableau II.3 : Mouvement de trésorerie

La détermination des divers cash flows définis ci-dessus, permettra de trouver un premier critère de rentabilité des projets à savoir le délai de retour "Pay Back Period". En effet, on pourra tracer l'évolution du cumul des cash flows. Cette courbe, de plus en plus négative pendant la période d'investissement, remontera ensuite pour devenir positive après un certain nombre d'années de cash flows positifs. Le point où la courbe des cash flows cumulés coupe l'axe de temps donne le délai de retour, c'est le nombre d'années au cours desquelles le projet aura procuré suffisamment de recettes nettes pour que le montant total des investissements soit récupéré. Au cours de l'évaluation d'un projet, sa mise en œuvre pourra donc être acceptée dans le cas où le temps de retour est inférieur ou égal à un temps limite de récupération déterminé en fonction de l'expérience acquise pour des projets semblables. Dans le cas contraire le projet sera refusé sauf si des considérations d'ordre stratégique ou autres militent en faveur du projet.



FigII.3 exemple de courbe d'évaluation de cash flow

II-4- La valeur actualisée nette d'un projet (VAN) :

Dans le calcul des cash flows définis précédemment, on n'a pas tenu compte du facteur de temps. En effet on n'a pas fait de distinction entre un cash flow disponible de suite, et un autre qui ne sera disponible qu'à la fin de l'année n. Or, il est évident qu'une somme d'argent disponible aujourd'hui a plus de valeur que la même somme qui ne sera disponible qu'à la fin de l'année n, c'est ainsi qu'apparaît le principe de la valeur actualisée nette (VAN), en actualisant tous les cash flows annuels. [10]

La VAN du projet à la date 0 avec un taux d'actualisation a est définie comme suit :

$$VAN = \sum CF_n / (1+a)^n$$

Où :

CF_n : cash flows de l'année n.

a : taux d'actualisation, ce taux est composé selon l'équation

$$a = a_b + a_i + a_r$$

a_b : intérêt de base.

a_i : taux d'inflation.

a_r : prime de rendement dépendant du niveau de risque.

La valeur actualisée nette apparaît donc comme étant la différence entre la valeur actuelle des entrées de trésorerie qu'il donnera dans l'avenir et celle des sorties de caisse qu'il entraînera. Ainsi, un projet est commercialement acceptable si sa valeur actuelle nette est supérieure ou égale à 0. mais quand on fait le choix entre plusieurs projets possibles, on doit réaliser celui dont la VAN est la plus élevée.

Pour comparer divers projets exigeant des investissements d'ampleurs différents, on établira la relation entre la VAN et le total des investissements actualisés que nécessite chaque projet. On obtiendra VAN/I. indice d'enrichissement, qui indique quelle est la valeur actualisée nette du projet engendrée par une unité d'investissement total actualisé. Ainsi pour la comparaison de différents projets possibles, on choisira de mettre en œuvre celui pour lequel cet indice est le plus élevé.

III- 5 - Taux de rentabilité interne (TRI)

Par définition, le taux de rentabilité interne (TRI) d'un projet est le taux d'actualisation qui annule la VAN de ce projet :

$$\sum CF_n / (1 + TRI)^n = 0$$

Avant de prendre la décision d'investir dans un tel projet, on procédera à la comparaison entre le taux de rentabilité interne et un taux limite ou seuil de rentabilité (i_{min}) qui est le taux minimum acceptable auquel le capital investi devrait augmenter sa valeur. Ainsi le projet est acceptable si $TRI > i_{min}$. Ce taux limite indique le taux effectif d'intérêt des emprunts à long terme sur les marchés des capitaux ou celui d'intérêt payé par l'emprunteur. On se base sur ce paramètre pour étudier le niveau de risque de la faisabilité du projet.

Les paramètres essentiels du projet qu'il faudra maîtriser pour faire une évaluation fiable des divers postes d'investissement sont :

- Production annuelle (tonnage annuel : TA):
- Facteur de dilution additionnelle (FDA) et le facteur de recouvrement des réserves (FR).

Dans une première étude, on les supposera égales à I (étude de base):

- Durée de vie (DV) de l'exploitation (il faut mettre en évidence le décalage programmé entre les phases d'exploitation pour assurer la continuité de l'exploitation). Ce paramètre est très intéressant pour le calcul de la VAN et de TRI de la totalité du gisement.

A partir de ces paramètres, on pourra, en utilisant les modèles d'estimation décrits en haut, évaluer tous les postes rattachés à un paramètre donné (ouvrages, équipement, effectifs productifs...).

Dans une première partie, cette analyse économique est faite pour le cas de base, sans dilution additionnelle et sans perte additionnelle ($FDA=1$, $FR=1$). Par après et en utilisant les résultats de la dilution obtenus par la modélisation numérique faite sur les mêmes gisements, on effectuera une étude de sensibilité en vue de démontrer l'influence de la dilution additionnelle sur la rentabilité minière, ainsi qu'une étude de risque pour le cas le plus favorable.

Chapitre III

Application de model O'hara au
gisement de Bled El Hadba

I- Introduction :

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 préfaisabilité et faisabilité, pour diminuer le risque du projet de mine

II-Les investissements miniers:**II-1- La nature des investissements :****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
 - Fonds de roulement
 - Usine de traitement
 - fondations des bâtiments
 - installations de concassage, de stockage de minerai et de transfert (convoyeurs)
 - bâtiments de l'usine de concentration
 - équipements de broyage et de stockage des fines
 - Installations unité de concentration
 - unité d'épaississement et de filtrage
 - unité de stockage et chargement du concentré
 - bassins de décantation
 - de surface
 - services auxiliaires
 - pistes sur le site
 - cité minière
 - infrastructure de transport des concentrés
- **en outre pour la mine à ciel ouvert :**

- découverte préalable du corps minéralisé
- matériels d'exploitation à ciel ouvert

- et pour la mine souterraine :

- Matériels d'exploitation souterraine
- Fonçage des puits
- Travaux préparatoires souterrains
- Equipement d'extraction
- Installations d'air comprimé
- Installations d'entretien souterraines

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.
- Equipement mine : matériels d'exploitation.
- Usine : bâtiments et équipements.
- Autres : services auxiliaires, études et supervision.

II-2- L'estimation des coûts de projet :

Les couts 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 on 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 couts 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 couts.
- 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).

II-3- Systèmes d'approche :

Beaucoup d'organisation ont développées des organigrammes ou autres formes de procédures pour déterminer une estimation des coûts capitaux et de production pour des nouveaux projets miniers. Les plus connus sont : approche de MAS et l'approche O'hara.

a- Approche MAS :

C'est une approche développée par US bureau of mines, MAS (Minerals Availability System) est un système basé sur un ensemble de courbes et d'équations développées pour l'utilisation à partir d'une expertise et l'expérience des mines déjà existantes.

b- Approche O'hara :

Une des méthodes 'facteur-capacité' d'estimation des capitaux les plus complètes est publier par O'hara (1980). Le cout capital et cout 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.

Le cout 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 : $Q = KT^X$.

Où :

- Q : est le cout.
- T : une variable (taux de production, ouverture du chantier ou autre facteurs physiques).
- X : est un facteur de puissance.

Pour les équations des estimations du coût d'investissement (transformation de C\$78 en US\$78) nous avons utilisé le taux de change moyen : $1C\$78 = 0.877 US\78 .

L'actualisation a été ensuite faite avec l'utilisation de l'Indice des Prix à la Consommation aux Etats-Unis.

Pour les équations des estimations des coûts opératoires, à l'origine exprimées en C\$86, la conversion en US\$86 a été faite par le taux de change moyen de 1986: $1C\$86 = 0.720US\86 . [11]

III- Les coûts d'investissement d'un Mine à ciel ouvert

Ils sont estimés d'après le modèle de O'HARA comme suite:

Données de départ et informations générales de la mine :

III-1- Relief de la mine : la mine qu'on va étudiera a un relief plat selon la description d'O'Hara ; topographie plate et végétations légères

III-2- Le gisement : notre gisement est du phosphate qui contient deux minéraux utiles ; le (P_2O_5) et le (MgO)

D'après l'étude de DMT (2017) les réserves sont estimées de 714,9Mt , d'une teneur moyenne de 21.3 % de P_2O_5 et de 5.4 % de MgO . Avec un taux de découverte $K=0.4$ (rapport entre le volume de minerai et des roches de couverture).

III-3- Tonnage de découverte égale à :

$$T_d = RM * K = 714.9 * 0.4 = 285.96Mt$$

Avec une couverture par une roche consolidée.

III-4- La production annuelle :

La production annuelle T_{an} planifier par le ministère et le rapport DMT publié en 2017 est de $T_{an} = 10$ millions de tonne de minerai par an

$$T_j = T_{an} / N_j t/j$$

Où : N_j : nombre de jours ouvrables ($N_j = 360$ jours)

$$T_j = 10\,000\,000 / 360 t/j$$

$$T_j = 27\,778 t/j$$

III-5- Le tonnage journalier des roches stériles :

$$T_s = T_j * K = 27778 * 0.4 = 11\,111 t/jour$$

III-6- La production journalière totale minerai + stériles :

$$T_t = T_j + T_s = 27\,778 + 11\,111 = 38\,889 t/jour$$

Il est important de noter que toutes les valeurs obtenus sont estimée par US \$ 86 ,et pour l'actualisation des ces valeurs on a utilisé l'indice d'actualisation [L'équivalent de 1 USD au 31 Janvier 1986 est de 2.37 USD au 23 Février 2020] [13]

III-7- la préparation du site : équation d'estimation et résultat d'après O'Hara - pour topographie plate et végétations légères:

$$C_1=3114*T_t^{0,5}$$

$$C_1=3114*(38\ 889)^{0,5}$$

$$C_1 = 614\ 089\ \text{US \$ } 86 \quad *2.37 = 1\ 393\ 982\ \text{US \$ } 2020$$

III-8-la découverte préalable : équation d'estimation et résultat avec une roche consolidée :

$$C_2=13235*T_d^{0,5}$$

$$C_2=13235*(285\ 960\ 000)^{0,5}$$

$$C_2 = 223\ 808\ 506,9\ \text{US\$ } 86 \quad *2.37 = 530\ 426\ 161,4\ \text{US \$ } 2020$$

III-9-Equipements miniers :équation d'estimation et résultat :

III-9-1- Equipements de chargement :

$$C_{31}=415155*N_p*P^{0,73}$$

Où : - P (taille de la pelle en m³)

- N_p (nombre de pelles utilisées)

Sont estimés par :

$$P\ (\text{m}^3) = 0,1 * T_t^{0,4} = 0,1*(38\ 889)^{0,4} = 6.85\ \text{m}^3$$

Ou : T_t = tonnage total journalier de minerai + stérile

$$N_p = 0,0055 * (1/P) * T_t^{0,8} = 0.0055* 1/9,37 * (38\ 889)^{0,8}$$

$$N_p = 3,77 = 4\ \text{pelles}$$

Donc :

$$C_{31}= 415155 *4 *6,85^{0,73}$$

$$C_{31}= 6\ 768\ 607.34\ \text{US \$ } 86 \quad *2.37 = 16\ 041\ 599.37\ \text{US\$ } 2020$$

III-9-2-Equipements de transports :

$$C_{32}=13347 * N_c * C^{0,85}$$

le paramètre C (taille des camions en tonnes) et Nc (nombre de camions utilisés) sont estimés par:

$$C(t) = 10,76 * P^{1,1} = 10,76 * 6,85^{1,1} = 89,4 \text{ tonnes}$$

$$N_c = 0,22 * (1/C) * (T_t)^{0,8} = 0,22 * 1/89,4 * (38\ 889)^{0,8}$$

$N_c = 11,56 = 12$ camions (arrondi vers le nombre entier suivant).

Donc :

$$C_{32}=13347 * 12 * (89,4)^{0,85}$$

$$C_{32}= 7\ 297\ 936,62 \text{ \$ } 86 \quad *2,37 = 17\ 296\ 109,79 \text{ US } \$2020$$

III-9-3-Equipements de forations :

$$C_{33}=2,33 * C_{31} * (T_t)^{-0,2} = 2,33 * 6\ 768\ 607,34 * (38\ 889)^{-0,2}$$

$$C_{33}= 1\ 904\ 978,75 \text{ US } \$ 86 \quad *2,37 = 4\ 517\ 799,64 \text{ US } \$2020$$

III-10-Installation d'entretien :

La taille des installations de l'entretien pour la réparation et l'entretien des équipements miniers à ciel ouvert dépendent principalement du nombre et la taille des camions de roulage principale (qui à son tour dépend du tonnage journalier de minerai et des stériles) pour être remorqué. Réparation et entretien des pelles et des sondeuses, qui sont lents dans le déménagement, est normalement exécuté sur place par les véhicules de réparation mobiles. Équation d'estimation et résultat avec (Y compris les équipements utilisés dans entretien) sont :

$$C_4=229060 * T_t^{0,3} = 229060 * (38\ 889)^{0,3}$$

$$C_4=5\ 456\ 283,37 \text{ US } \$ 86 \quad *2,37 = 12\ 931\ 391,59 \text{ US } \$ 2020$$

III-11-Energie électrique :

Est estimée dans le coût d'investissement de l'usine de traitement.

III-12-Frais d'études

$$C_6 = 4 \text{ à } 6 \% (C_1 + C_2) + 6 \text{ à } 8 \% (C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$$

On prend la moyenne des pourcentages, 5% et 7% respectivement dans l'équation d'estimation :

$$C_6 = 5\% (C_1 + C_2) + 7\% (C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$$

$$C_6 = 5\% (907\,942,55 + 223\,808\,506,9) + 7\% (12\,756\,496,8 + 13\,035\,012,94 + 3\,070\,375,15 + 6\,899\,110,74)$$

$$C_6 = \mathbf{12\,721\,076.22 \text{ US \$ } 86} \quad *2.37 = \mathbf{30\,148\,950,64 \text{ US \$ } 2020}$$

III-13-Supervision du projet et constructions provisoires :

Cela inclue la supervision du projet, la planification et la budgétisation, la gestion de la construction, équation d'estimation et résultats :

$$C_7 = 8 \text{ à } 10 \% (C_1 + C_2 + C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$$

On prend 9% pour le calcul : $C_7 = 9\% (C_1 + C_2 + C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$

$$C_7 = 9\% (907\,942,55 + 223\,808\,506,9 + 12\,756\,496,8 + 13\,035\,012,94 + 3\,070\,375,15 + 6\,899\,110,74)$$

$$C_7 = \mathbf{22\,126\,536.18 \text{ US \$ } 86} \quad *2.37 = \mathbf{5243989074.66 \text{ US \$ } 2020}$$

III-14-Encadrement de pré-production :

$$C_8 = 4 \text{ à } 7 \% (C_1 + C_2 + C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$$

On prend le pourcentage que 5.5% donc l'équation d'estimation sa devient :

$$C_8 = 5.5\% (C_1 + C_2 + C_{31} + C_{32} + C_{33} + C_4)$$

$$C_8 = 5.5\% (907\,942,55 + 223\,808\,506,9 + 12\,756\,496,8 + 13\,035\,012,94 + 3\,070\,375,15 + 6\,899\,110,74)$$

$$C_8 = \mathbf{13\,521\,772.11 \text{ US \$ } 86} \quad *2.37 = \mathbf{32046599.9007 \text{ US \$ } 2020}$$

III-15-Fonds de roulement : il est 4 mois des couts opératoires à capacité nominale, estimé dans le coût d'investissement de l'usine de traitement.

VI - Coûts d'investissement d'usine de traitement et les installations de surface :

La mine est généralement accompagnée par une usine de traitement. la construction et le fonctionnement de cette usine demandent la mobilisation d'une somme importante d'argent. Cette somme d'argent doit être estimée à l'avance par des méthodes d'estimation permettant au moins en ordre de grandeur. Via du Modèle (O'HARA .1986).

Les couts d'investissement de l'usine de traitement et les installations de surface est l'ensemble des dépenses permettant la réalisation des opérations suivante :

- Préparation du site
- Approvisionnement en énergie
- Approvisionnement en eau
- Études de faisabilité
- Supervision du projet et constructions provisoires
- Encadrement de la phase de démarrage
- Fonds de roulement
- fondations des bâtiments
- installations de concassage
- bâtiments de l'usine de concentration
- équipements de stockage des fines
- unité de concentration
- unité d'épaississement et de filtrage
- unité de chargement du concentré
- bassins de décantation
- services auxiliaires
- pistes sur le site
- cité minière

VI-1- Estimation du coût d'investissement d'usine de traitement (d'après O'HARA) :

➤ Les données de départ (**d'après O'HARA**) sont :

- Capacité de l'usine : $T(t/j)=7000t/j$;
- Production concentrée :

D'après la teneur du minerai et la capacité totale de l'usine on obtient la production en concentré (21,3% de P₂O₅ et 5,4% de MgO) :

$$T_c = 21,3 \% * T + 5,4 \% * T = 0.213 * 7000 + 0.054 * 7000$$

$$T_c = 1491 + 378 = \mathbf{1869t/j} .$$

- **Facteurs entrent dans les équations d'estimation :**

En plus des évaluations numériques de divers caractéristiques minière il y'a beaucoup d'autres caractéristiques qui ne peuvent être facilement évalué numériquement, mais qui affectent les coûts en capital et coûts d'exploitation. Ces caractéristiques peuvent être décrites ou testés de sorte qu'un jugement ne peut être fait quant à leur effet sur les coûts.

- Condition du terrain : dans un terrain plat ; donc le facteur

$$\mathbf{F_s = 1}$$

- Appui de fondation : dans des roches solides ; donc le facteur d'appui

$$\mathbf{F_c = 1}$$

- Conditions climatiques : les facteurs climatiques peuvent affecter la conception des bâtiments, des restrictions saisonnières le coulage du béton, la lixiviation des métaux à partir de minerais, la taille et le coût des installations de chauffage. Dans notre cas c'est climat rude avec enneigement intense donc $\mathbf{F_w = 2.5}$

- Condition de broyage : minerai moyennement dur ; $\mathbf{F_g = 1.5}$

- Condition de concentration : flottations sélectives des minerais complexes (Pb / Zn / Ag ou Cu / Pb / Zn) $\mathbf{F_p = 2}$

- Conditions filtrage : minerais complexes (Pb / Zn / Ag ou Cu / Pb / Zn) $\mathbf{F_t = 2}$

- Autres indices :

- La consommation du pointe : P

Mine à ciel ouvert + usine de traitement : $P = 142.8 * T^{0.5}$

$$P = 142.8 * 7000^{0.5} = 11\ 947.50 \text{ KW}$$

- L'approvisionnement d'eau :

L'alimentation de l'eau se fait par l'eau propre par des sources rares dans l'équation d'approvisionnement : $Q = 0.191 * (T/100)^{0.6}$

$$Q = 0.191 * (7000/100)^{0.6} = 2.444 \text{ m}^3/\text{min}$$

VI -2-Préparation du site :équation d'estimation et résultat

$$C_1 = 61083 * T^{0.3} * F_s$$

$$C_1 = 61083 * (7000)^{0.3} * 1$$

$$C_1 = \mathbf{869\ 860.82 \text{ US } \$ 86} \quad *2.37 = \mathbf{2061570.1434 \text{ US } \$ 2020}$$

VI -3-Fondations des bâtiments :

$$C_2 = 31143 * T^{0.5} * F_c$$

$$C_2 = 31143 * (7000)^{0.5} * 1$$

$$C_2 = \mathbf{2\ 605\ 610.32 \text{ US } \$ 86} \quad *2.37 = \mathbf{6175296.4584 \text{ US } \$ 2020}$$

VI -4-Installations de concassage :équation d'estimation et résultat

$$C_3 = 70073 * T^{0.5}$$

$$C_3 = 70073 * (7000)^{0.5}$$

$$C_3 = \mathbf{5\ 862\ 727.80 \text{ US } \$ 86} \quad *2.37 = \mathbf{13894664.886 \text{ US } \$ 2020}$$

VI -5-Bâtiments de l'usine de concentration :

Le coût du bâtiment de concentration comprend tous les coûts de construction du bâtiment au-dessus des fondations en béton et en joignant le bâtiment, plus le coût des bureaux internes, des laboratoires et des vestiaires ; cependant, il ne comprend pas le coût de l'équipement de processus, tuyauterie, ou le câblage électrique, parce que ces éléments sont inclus dans les coûts de chaque domaine fonctionnel. L'équipement en exploitation concentrateurs génère une quantité importante de chaleur et confortable

les conditions de travail peuvent être atteints avec peu ou pas de isolation, aussi longtemps que le concentrateur est situé dans une région avec un climat doux.

Équation d'estimation et résultat

$$C_4=46715*T^{0.5}*F_w$$

$$C_4= 46715*(7000)^{0.5} * 2,5$$

$$C_4=9\ 771\ 143.28\text{US \$ }86 \quad *2.37 = 23157609.5736\ \text{US \$ }2020$$

VI-6-Equipements de broyage et de stockage des fines :équation d'estimation et résultat

$$C_5=12703*T^{0.7}*F_g$$

$$C_5=12703*(7000)^{0.7}*1,5$$

$$C_5= 9\ 366\ 259.48\ \text{US \$ }86 \quad *2.37 = 22\ 198\ 034.9676\ \text{US \$ }2020$$

VI -7-Unité de chargement du concentré :équation d'estimation et résultat

$$C_6=3970*T^{0.7}*F_p$$

$$C_6= 3970*(7000)^{0.7}*2$$

$$C_6= 3\ 902\ 915.34\ \text{US \$ }86 \quad *2.37 = 9249909.3558\ \text{US \$ }2020$$

VI -8-Unité d'épaississement et de filtrage :équation d'estimation et résultat

$$C_7=7786*T^{0.5}*F_t$$

$$C_7= 7786*(7000)^{0.5}*2$$

$$C_7= 1\ 302\ 846.99\text{US \$ }86 \quad *2.37 = 3087747.3663\ \text{US \$ }2020$$

VI -9-Equipementsde stockage des fines :équation d'estimation et résultat

$$C_8=6414*T_c^{0.8}$$

$$C_8=6414*(1869)^{0.8}$$

$$C_8= 2\ 657\ 151.99\text{US \$ }86 \quad *2.37 = 6297450.2163\ \text{US \$ }2020$$

VI-10-Approvisionnement en énergie électrique :équation d'estimation et résultat
(comme la mine à ciel ouvert par un générateur diesel)

$$C_9=6674 * P^{0,8}$$

$$C_9=6674 * (8\ 448.16)^{0,8}$$

$$C_9 = 12\ 195\ 735.147 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 451242200.439 \text{ US \$ } 2020$$

VI-11-Bassins de décantation : équation d'estimation et résultat

(Barrage en topographie favorable)

$$C_{10}=12457 * T^{0,5}$$

$$C_{10}=12457 * (7000)^{0,5}$$

$$C_{10}=1\ 042\ 227.40 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 2470078.938 \text{ US \$ } 2020$$

VI-12-Approvisionnement en eau :équation d'estimation et résultat (pompage d'eau propre)

$$Q(\text{m}^3/\text{min})= 1.612 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$C_{11}=86783 * Q^{0,6}$$

$$C_{11}=86783 * (1.612)^{0,6}$$

$$C_{11}= 148\ 350.83 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 351591.4671 \text{ US \$ } 2020$$

VI-13-Services auxiliaires :équation d'estimation et résultat

$$C_{12}=11864 * E^{0,8} ; \text{ avec } E (\text{effectif total}= 342)$$

$$C_{12}=11864 * (342)^{0,8}$$

$$C_{12}=1\ 262\ 846.07 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 2992945.1859 \text{ US \$ } 2020$$

VI-14-Routes d'accès :équation d'estimation et résultat

$$C_{13}=185000 * R$$

Avec ; R : longueur du route (km) ; dans notre cas la longueur de la route est R=10 Km ;

$$C_{13}=185000 * 10$$

$$C_{13}= 1\ 850\ 000 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 4\ 384\ 500 \text{ US \$ } 2020$$

VI-15-Cité minière :

Notre mine est sans infrastructure on fait un campement pour notre effectif ; équation d'estimation et résultat

$$C_{14} = 30000 * E$$

$$C_{14} = 30000 * 342$$

$$C_{14} = \mathbf{10\ 257\ 000.00\ US\ \$\ 86} \quad *2.37 = \mathbf{24309090\ US\ \$\ 2020}$$

VI-16-Frais d'études :équation d'estimation et résultat

$$C_{15} = 4 \text{ à } 6\% (C_1 + C_2 + C_{13}) + 6 \text{ à } 8\% (C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9 + C_{10} + C_{11} + C_{12} + C_{14})$$

On prend la moyenne des valeurs de pourcentage 5% et 7% respectivement :

$$C_{15} = 5\% (706\ 546,54 + 1\ 842\ 444,73 + 1\ 850\ 000) + 7\% (4\ 145\ 574,59 + 6\ 909\ 241,68 + 5\ 765\ 609,02 + 2\ 402\ 526,21 + 921\ 251,94 + 1\ 526\ 133,06 +$$

$$9\ 242\ 937,21 + 736\ 966,06 + 115\ 572,28 + 1\ 536\ 796,23 + 13\ 110\ 000)$$

$$C_{15} = 0.05 (4\ 398\ 991,27) + 0.07 (46\ 412\ 608,28) = 219\ 949,56 + 3\ 248\ 882,58$$

$$C_{15} = \mathbf{4\ 310\ 117.86\ US\ \$\ 86} \quad *2.37 = \mathbf{10\ 214\ 979.32\ US\ \$\ 2020}$$

VI-17-supervision du projet :équation d'estimation et résultat

$$C_{16} = 8 \text{ à } 10\% \sum_{n=1}^{n=14} C_n$$

On la moyenne comme valeur de pourcentage pour l'estimation 9% :

$$C_{16} = 9\% (706\ 546,54 + 1\ 842\ 444,73 + 4\ 145\ 574,59 + 6\ 909\ 241,68 + 5\ 765\ 609,02 + 2\ 402\ 526,21 + 921\ 251,94 + 1\ 526\ 133,06 + 9\ 242\ 937,21 + 736\ 966,06 + 115\ 572,28 + 1\ 536\ 796,23 + 1\ 850\ 000 + 13\ 110\ 000)$$

$$C_{16} = 0.09 * (50\ 811\ 599.55)$$

$$C_{16} = \mathbf{5\ 678\ 520.79\ US\ \$\ 86} \quad *2.37 = \mathbf{13\ 458\ 094.27\ US\ \$\ 2020}$$

VI-18-Encadrement de pré-production :équation d'estimation et résultat

$$C_{17} = 4 \text{ à } 7\% \sum_{n=1}^{n=14} C_n$$

On prend la valeur de pourcentage de 5.5%

$C_{17} = 5.5\% (706\,546,54 + 1\,842\,444,73 + 4\,145\,574,59 + 6\,909\,241,68 + 5\,765\,609,02 + 2\,402\,526,21 + 921\,251,94 + 1\,526\,133,06 + 9\,242\,937,21 + 736\,966,06 + 115\,572,28 + 1\,536\,796,23 + 1\,850\,000 + 13\,110\,000)$

$$C_{17} = 0.055 * (50\,811\,599,55)$$

$$C_{17} = 3\,470\,207.15 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 8\,224\,390.94 \text{ US \$ } 2020$$

VI-19-Fonds de roulement :il est 4 mois des couts opératoires à capacité nominale (120 jours * couts opératoires). Estimé après les calculs des couts opératoires).

$$C_{18} = 120 * 17,47$$

$$C_{18} = 2\,096.4 \text{ US \$ } 2020$$

V- Estimation des effectifs :

L'estimation des effectifs d'une mine consiste à déterminer l'effectif de la mine, l'usine de traitement, entretien, des services (généraux et administratifs). Elles à utiliser est en fonction des caractéristiques du projet à estimer.

Estimation des effectifs Mine-Usine et les services généraux (d'après O'hara. 1986) sont :

V-1-Mine à ciel ouvert :équation d'estimation et résultat

$$E_1 = 0,504 * T_t^{0,5} + 0,032 * T_t^{0,7}$$

$$E_1 = 0,504 * (38\,889)^{0,5} + 0,032 * (38\,889)^{0,7}$$

$$E_1 = 152$$

V-2-Usine de concentration :équation d'estimation et résultat

$$E_2 = 0.89 * T^{0,5}$$

Avec (Métaux de base/ minerai simple avec moins de 3 substances récupérables (P2O5-MgO))

$$E_2 = 0.89 \cdot (7000)^{0.5}$$

$$E_2 = 75$$

V-3-Entretien Electromécanique (mine +usine) :

$E_3 = 0,27 \cdot N$; pour mine à ciel ouvert et $N = E_1 + E_2 = 227$

$$E_3 = 0,27 \cdot 227$$

$$E_3 = 62$$

V-4-Services généraux :

Pour notre cas, la mine situé dans région sans infrastructure donc ;

$$E_4 = 0,10 \cdot N \quad \text{avec } N = E_1 + E_2 + E_3 = 289$$

$$E_4 = 0,10 \cdot 289$$

$$E_4 = 29$$

V-5-Services administratives:

$$E_5 = 0,08 \cdot N ; \text{ avec } N = E_1 + E_2 + E_3 = 289$$

$$E_5 = 0,08 \cdot 289$$

$$E_5 = 29.6 = 24$$

V-6- L'effectif total d'une mine à ciel ouvert est estimé par :

$$E = E_1 + E_2 + E_3 + E_4 + E_5$$

$$E = 152 + 75 + 62 + 29 + 24$$

$$\text{➤ } E = 342$$

➤ Estimation du coût d'investissement total de la mine à ciel ouvert :

$$C_M = \sum_{n=1}^{n=9} C_n$$

$$C_M = 907942,55 + 223808506,9 + 12757616,44 + 13036752,22 + 3070644,64 + 6899110,64 + 13739311,15 + 23443251,60 + 14326431,53$$

$$C_M = 294\,219\,786.51 \text{ US \$ } 86 \quad *2.37 = 697\,300\,894.03 \text{ US \$ } 2020$$

➤ Estimation du coût d'investissement total de l'usine de traitement :

$$C_U = \sum_{n=1}^{n=18} C_n$$

$$C_U = 706546,54 + 1842444,73 + 4145574,59 + 6909241,68 \\ + 5765609,02 + 2402526,21 + 921251,94 + 1526133,06 + 9242638,90 \\ + 736966,06 + 115589,71 + 1536796,23 + 1850000 \\ + 13110000 + 3468812,14 + 4573018,68 + 2794622,53 + 364693,28$$

$$C_U = 76\ 554\ 405,95 \text{ US \$ } 86 \quad *2,37 = 181\ 433\ 942,10 \text{ US \$ } 2020$$

➤ **Coût d'investissement total (Mine à ciel ouvert + Usine) :**

$$C = C_M + C_U$$

$$C = 294\ 219\ 786,51 + 76\ 554\ 405,95 \text{ US \$ } 86$$

$$C = 370\ 774\ 192,46 \text{ US \$ } 86 * 2,37 = 878\ 734\ 836,13 \text{ US \$ } 2020$$

$$C = 878\ 734\ 836,13 \text{ US \$ } 2020$$

➤ **Taux de conversion des unités :**

$$1 \text{ US \$ } 1986 = 2,37 \text{ US \$ } 2020 \quad (\text{en } 23 \text{ Février } 2020) [13]$$

$$1 \text{ US \$ } 2020 = 121,52 \text{ DA } 2020 \quad (\text{en } 23/02/2020) [14]$$

Donc : le coût d'investissement total (Mine à ciel ouvert + Usine) en DA 2020 est :

$$C = 878\ 734\ 836,13 * 121,52$$

$$C = 106\ 786\ 857\ 286,54 \text{ DA } 2020$$

IV- Estimation des Coûts opératoires de l'exploitation à ciel ouvert selon le model T.ALLAN O'HARA et STANLEY C.SUBOLESKY :

Les coûts opératoires des mines à ciel ouvert dépendent de la taille et le nombre de foreuses, de pelles et de camions, qui dépend des tonnes par jour de minerai et de stériles. Dans la plupart des mines à ciel ouvert minant du minerai à faible teneur, il y a peu ou pas de différence dans les gravités spécifiques, les caractéristiques de dynamitage et les capacités de forage de minerai ou de stériles, et la distance de transport jusqu'à la décharge de minerai ne diffère pas beaucoup de la distance de transport des stériles.

Par conséquent, le coût d'extraction d'une tonne de minerai sera pratiquement le même que le coût de l'extraction d'une tonne de stériles.

Le coût de l'exploitation à ciel ouvert peut être évalué par rapport au total tonnage de minerai et de stériles (**Tp**) extrait par jour.[16]

- Pour une production annuelle de minerai de 10million de tonne la production journalière de minerai et de stériles Tp est : $Tp = 38\ 889$ tone/jour, et la production journalière de minerais T est : $T = 27\ 778$ tone/jour
- Tous les valeurs obtenus sont estimée par US \$ 86 ,et pour l'actualisation des ces valeurs on a utilisé l'indice d'actualisation [L'équivalent de 1 USD au 31 Janvier 1986 est de 2.37 USD au 23 Février 2020] [13]

IV-1-Le Coûts opératoire de forage (CO_f): \$86/jour

$$CO_f = 1,90 * Tp^{0,7}$$

$$CO_f = 1,90 * (38\ 889)^{0,7}$$

$$CO_f = 3\ 101,9 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-2-Le Coûts opératoire de tir (CO_t): \$86/jour

$$CO_t = 3,17 * Tp^{0,7}$$

$$CO_t = 3,17 * (38\ 889)^{0,7}$$

$$CO_t = 5\ 175,3 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-3-Le Coûts opératoire de chargement (CO_{ch}): \$86/jour

$$CO_{ch} = 2,67 * Tp^{0,7}$$

$$CO_{ch} = 2,67 * (38\ 889)^{0,7}$$

$$CO_{ch} = 4\ 359,03 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-4-Le Coûts opératoire de transport (CO_{tr}): \$86/jour

$$CO_{tr} = 18,07 * Tp^{0,6}$$

$$CO_{tr} = 18,07 * (38\ 889)^{0,6}$$

CO_{tr} = 10 253,1 **\$86/jour**

IV-6-Le Coûts opératoire des servisses généraux (CO_{sg}): \$86/jour

$$CO_{sg} = 6,65 * T_p^{0,7}$$

$$CO_{sg} = 6,65 * (38\ 889)^{0,7}$$

CO_{sg} = 10 856,8 **\$86/jour**

IV-7-Le Coûts opératoire de traitement et de services d'exploitation CO_{conc} : \$86/jour

Les guides de coûts suivants sont proposés sous forme d'estimations approximatives de frais de concassage et de traitement jusqu'à l'expédition du minerai par jour :

IV-7-1- Coûts opératoires de concassage primaire CO con pr :

Ce coût comprend le coût du concassage primaire, le coût de transport du concassé primaire minerai à la pile de stockage de minerai grossier, plus les frais d'exploitation du minerai grossier stock de minerai.

$$CO\ con\ pr = 7,90 * T^{0,6}$$

$$CO\ con\ pr = 7,90 * (27\ 778)^{0,6}$$

CO con pr = 3 663,1 **\$86/jour**

IV-7-2- Coûts opératoire de concassage et de transport des fin CO con fin:

Cela comprend concassage fin, transport à partir du stockage de minerai grossier et transport aux silos à minerai fin.

$$CO\ con\ fin = 12,6 * T^{0,6}$$

$$CO\ con\ fin = 12,6 * (27\ 778)^{0,6}$$

CO con fin = 5 842,4 **\$86/jour**

IV-7-3- Coûts opératoire du broyage fin CO brf :

Ce coût comprend le stockage du silo de minerai fin et les broyeurs à barres, broyeurs à boulets et / ou SAG (broyage semi-autogène) broyeurs

$$CO_{brf} = 4,9 * T^{0,8}$$

$$CO_{brf} = 4,9 * (27\ 778)^{0,8}$$

$$CO_{brf} = 17\ 585,6 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-7-4- Coûts opératoire de traitement CO_{tra} :

Cela comprend les coûts de toutes les sections qui impliquent le traitement de minerai par flottation ou par gravité, lixiviation des métaux du minerai, épauissement des boues, échange d'ions, précipitation, filtrage, séchage et récupération de les concentrés métalliques ou les matériaux nocifs qui pénaliseraient autrement les revenus des fonderies.

$$CO_{tra} = 34 \text{ à } 41 * T^{0,7}$$

$$CO_{tra} = 41 * (27\ 778)^{0,7}$$

$$CO_{tra} = 52\ 890,1 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-7-5 Coûts opératoire des déchets de traitement CO_{déch} :

$$CO_{déch} = 0,92 * T^{0,8}$$

$$CO_{déch} = 0,92 * (27\ 778)^{0,8}$$

$$CO_{déch} = 3\ 301,8 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-7-6 Coûts opératoire des essais de traitement CO_{éss} :

$$CO_{éss} = 1,27 * T^{0,8}$$

$$CO_{éss} = 1,27 * (27\ 778)^{0,8}$$

$$CO_{éss} = 4\ 557,9 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-7-7 Coûts opératoire de la maintenance d'équipements de traitement

CO_{main} :

$$CO_{main} = 40,80 * T^{0,6}$$

$$CO_{main} = 40,80 * (27\ 778)^{0,6}$$

$$CO_{main} = 18\ 918,2 \quad \text{\$86/jour}$$

Les coûts de traitement devraient être réduits à 55% de ceux indiqués par les formules précédentes lorsque le minerai à faible teneur, généralement extrait par

l'exploitation à ciel ouvert, est traité par un concentrateur qui rejette résidus à un stade précoce.

IV-8- Coûts opératoire de l'énergie électrique COélec: \$86/jour

La charge de pointe et quotidienne consommation électrique de l'usine minière, constituée d'une mine souterraine ou à ciel ouvert, usine de concassage et concentrateur, plus les services de surface et le bureau d'administration générale peuvent être estimés à partir des équations citées dans la partie des coûts d'investissements.

Le coût unitaire est normalement réduit pour les mines qui utilisent de plus grandes quantités d'énergie électrique. Habituellement, le coût unitaire de l'énergie électrique est réduit par étapes d'environ 4,3% chaque fois que la consommation d'énergie est doublée, et en utilisant ces hypothèses typiques, il est possible d'estimer le coût quotidien énergie électrique pour les mines et les usines de plus de 500 t / j.

$$CO_{élec} = 145 * T^{0,56}$$

$$CO_{élec} = 145 * (27\ 778)^{0,56}$$

$$CO_{élec} = 44\ 651,9 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-9- Coûts opératoire des personnels de maintenance et services générales CO personnels main+servgén: \$86/jour

Le coût quotidien de chaque personne dans les services d'entretien de surface et des services généraux est estimé à 141 \$ en salaires et avantages sociaux, plus une moyenne coût de 16 \$ en fournitures consommées. Si le nombre de maintenance et le personnel des services généraux est N_{sv} comme il est estimé à partir des équations citées dans la partie de calcul d'effectifs, et les coûts journaliers de maintenance et les services généraux est :

$$CO_{persmain+sg} = 157 * NSV/NSV = N_{maint} + N_{sg} = 62 + 29 = 91$$

$$CO_{persmain+sg} = 157 * 91$$

$$CO_{persmain+sg} = 14\ 287 \quad \text{\$86/jour}$$

IV-10- Coûts opératoire des personnels d'administration et de personnels technique CO personnels adm+tech: \$86/jour

Les coûts quotidiens du personnel administratif et technique, y compris les fournitures et les services dont ils ont besoin, plus les frais fixes pour la propriété locale les taxes et frais juridiques payés par les services administratifs, sont proportionnels à l'effectif Nat.

On estime que chaque membre du personnel coûte en moyenne 185 \$ en salaire par jour et consommer 37,60 \$ en fournitures et services par jour.

$$CO_{\text{persadm+tech}} = 222,6 * \text{Nat}/\text{Nat} = 24$$

$$CO_{\text{persadm+tech}} = 222,6 * 24$$

$$CO_{\text{persadm+tech}} = 5\,342,4 \quad \mathbf{\$86/\text{jour}}$$

IV-11-Total des Coûts opératoires COtot en \$86/jour :

$CO_{\text{tot}} = CO_f + CO_t + CO_{ch} + CO_{tr} + CO_{sg} + CO_{\text{con pr}} + CO_{\text{con fin}} + CO_{brf} + CO_{\text{traï}} + CO_{\text{déch}} + CO_{\text{éss}} + CO_{\text{main}} + CO_{\text{élec}} + CO_{\text{persmain+sg}} + CO_{\text{persadm+tech}}$

$$CO_{\text{tot}} = 3\,101,9 + 5\,175,3 + 4\,359,03 + 10\,253,1 + 10\,856,8 + 3\,663,1 + 5\,842,4 + 17\,585,6 + 52\,890,1 + 3\,301,8 + 4\,557,9 + 18\,918,2 + 44\,651,9 + 14\,287 + 5\,342,4$$

$$CO_{\text{tot}} = 204\,786,53 \quad \$86/\text{jour}$$

$$CO_{\text{tot}} = 204\,786,53 * 2.37 \quad \$20/\text{jour}$$

$$CO_{\text{tot}} = 485\,344,08 \quad \$20/\text{jour}$$

$$CO_{\text{tot}} = 485\,344,08 * 360 \quad \$20/\text{an}$$

$$CO_{\text{tot}} = 174\,723\,867,396 \quad \$20/\text{an}$$

IV-12-Total des Coûts opératoires COtot en \$86/tonne :

$$CO_{\text{tot}} = CO_{\text{tot}} / T \quad \$86/\text{tonne}$$

$$CO_{tot} = 204\,786,53 (\$ 86/\text{jour}) / 27\,778 (\text{tone}/\text{jour})$$

$$CO_{tot} = 7,37 \quad \$86/\text{tone}$$

IV-13-Actualisation des Coûts opératoires CO_{tot} :

Taux de conversion des unités :

$$1 \text{ US } \$ 1986 = 2,37 \text{ US } \$ 2020 \quad (\text{en } 23 \text{ Février } 2020)[13]$$

$$1 \text{ US } \$ 2020 = 121,52 \text{ DA } 2020 \quad (\text{en } 23/02/2020) [14]$$

$$CO_{tot} = 7,37 * 2,37$$

$$CO_{tot} = 17,47 \quad \$2020/\text{tonne}$$

IV-14-Total des Coûts opératoires CO_{tot} en DA2020/tonne :

$$CO_{tot} = 17,47 * 121,52$$

$$CO_{tot} = 2122,95 \quad \text{DA}2020/\text{tonne}$$

IIV- Analyses des résultats :

En fait d'après l'estimation du coût d'investissement grâce au modèle d'estimation de (O'HARA.1987) est égal au coût d'investissement de la mine à ciel ouvert plus l'usine de traitement avec ces différents services qui est égal dans notre cas à $C = 370\,774\,192.46 \text{ US } \$ 86$. Ce résultat de calcul nous permettons d'obtenir le coût d'investissement unitaire, qui est égal au coût d'investissement par la production du minerai an niveau de l'usine :

$$C_U = \frac{370\,774\,192.46}{7000} = 52\,967,74 \text{ US } \$ 86$$

D'après de nombreuses publications et études, l'investissement unitaire est compris entre 15 000 et 100 000 US\$86 pour un site isolé dans le cas où les infrastructures d'accès, de transport, et de logement du personnel prennent une part prépondérante.

Donc d'après notre calcul on est dans les normes, ce notre valeur d'investissement unitaire est dans l'intervalle de variation : **52 967,74US \$ 86**

Après l'analyse du coût d'investissement du projet en ordre de grandeur, voir maintenant les critères de rentabilités du projet.

L'analyse du cash-flow relate les dépenses associées à l'investissement et les revenus en termes de bénéfices générés par cet investissement.

Pour estimer le cash-flow annuel. On fera la différence entre les recettes et les dépenses prévisionnelles. En y ajoutant quelques considérations d'analyse financière (remboursement des emprunts et intérêt. impôts et taxes...).

Ce qui permettra de construire un tableau appelé "échancier des cash-flow annuels".

Obtenu en faisant la somme des échanciers qui rentrent dans sa composition 5 savoirs :

- Échancier des investissements.
- Échancier des coûts de production.
- Échancier des recettes.
- Échancier des emprunts. Remboursement et intérêts.
- Échancier des impôts sur les bénéfices et les taxes.

Ces divers Echanciers seront calculés en faisant des estimations des divers facteurs qui les composent. Ainsi l'échancier des investissements comprendra :

- Les dépenses antérieures à la décision d'investir (recherche. études de faisabilité). Ces dépenses seront capitalisées à la date zéro. Fixée arbitrairement comme étant la date de démarrage de l'investissement dans le projet.
- Les dépenses de réalisation de la mine. qui vont s'étaler de 2 à 5 ans. voire plus. Selon l'importance du projet.
- Les dépenses de renouvellement des équipements qui interviennent pendant l'exploitation (par exemple les machines mobiles comme chargeuses. camions. etc. ... devront être renouvelées tous les cinq ans).
- Les dépenses de réhabilitation du site pour préserver l'environnement. qui seront autant que possible réparties sur plusieurs années filant la fin de l'exploitation.

- La valeur résiduelle des investissements (qui est l'ensemble des récupérations possibles à la fin de la vie de la mine) reviendra également dans l'échéancier des investissements. Mais en signe opposés des autres facteurs.

IIV -1La recette :

Le prix de vente d'une tonne de phosphate fixé par l'état algérien représenté par le ministère des mines selon le bordereau des prix sous la référence 01/2018 du 14/11/2018 (voir annexe III) est cinq mille cinq cent dinars algérien (5500da).

Et Pour une production annuelle de dix millions de tonne la recette est égale :

$$\text{Recette} = 10\,000\,000 * 5500$$

$$\text{Recette} = 55\,000\,000\,000 \text{ DA}$$

Avec un taux de change 1 US \$ 2020 = 121,52 DA 2020 (en 23/02/2020) [14]

$$\text{LA RECETTE} = 452\,600\,395 \text{ US \$}$$

Le bénéfice est donc:

Le bénéfice = la recette – les coûts opératoires

$$\text{Le bénéfice} = 452\,600\,395 - 174\,723\,867$$

$$\text{Le bénéfice} = 277\,876\,528 \text{ US \$ / an}$$

IIV -2Récapitulatif des résultats obtenus

Ils sont répertoriés dans le tableau suivant :

| PARAMETRES | UNITE | valeursobtenus |
|---------------------------|---------------|-----------------------|
| Les réserves | Mt | 714 ,9 |
| La production journalière | T/jour | 38 889 |
| Nombre de jour ouvrable | Jour | 360 |

| | | |
|---|----------------------|--------------------|
| Prix de vente | US\$ | 45.26 |
| La taille de la pelle | M³ | 6,85 |
| Nombre de pelle | // | 4 |
| La taille de la camion | T | 90 |
| Nombre de camion | // | 12 |
| La durés de vie de la mine | Ans | 72 |
| Les investissements totaux de la mine | MUS\$ | 697.3 |
| Les investissements totaux d'usine de traitement | MUS\$ | 181.4 |
| Les investissements totaux d'usine de traitement +la mine à ciel ouvert | MUS\$ | 894,04 |
| Effectif total | Personne | 342 |
| Total des couts opératoires | US\$20/t | 17,47 |
| La recette annuelle | US\$20 | 452 600 395 |

Tableau III-1 ; Tableau récapitulatif des résultats obtenus

Au terme de ce chapitre nous avons jugé nécessaire de faire une comparaison des résultats obtenus avec ceux obtenus par DMT.

| PARAMETRES | UNITE | VALEURS obtenus | Valeurs étude DMT |
|---------------------------|--------------|------------------------|--------------------------|
| Les réserves | Mt | 714 ,9 | 714.9 |
| La production journalière | T/jour | 38 889 | 31045 |
| Nombre de jour ouvrable | Jour | 360 | 335 |

| | | | |
|---|----------------------|--------------------|--------------------|
| Prix de vente | US\$ | 45.26 | 50 |
| La taille de la pelle | M³ | 6,85 | 12 |
| Nombre de pelle | // | 4 | / |
| La taille de la camion | T | 90 | 90 |
| Nombre de camion | // | 12 | / |
| La durés de vie de la mine | Ans | 72 | 80 |
| Les investissements totaux de la mine | MUS\$ | 697.3 | 803.47 |
| Les investissements totaux d'usine de traitement | MUS\$ | 181.4 | 321.63 |
| Les investissements totaux d'usine de traitement +la mine à ciel ouvert | MUS\$ | 894,04 | 1125.1 |
| Effectif total | Personne | 342 | 400 |
| Total des couts opératoires | US\$20/t | 17,47 | 20.8 |
| La recette annuelle | US\$20 | 452 600 395 | 300 000 000 |

Tableau III-2 ; tableau comparatif des résultats

Les résultats obtenus sont proches vu les différences de données de départ : nombre de jours ouvrables, le prix de vente, le taux de change, les distances de transport et par conséquent le cout de transport ; mais ces résultats montrent un projet d'exploitation réalisable avec profit.

IIIV- Conclusion :

Les coûts d'investissement et les coûts opératoires d'un projet minier dépendent de nombreux facteurs tels que la taille et la production de la mine et l'usine de traitement.

Les conséquences d'une estimation inexacte du capital et des coûts d'exploitation dans les études de faisabilité peuvent induire l'engagement d'importants montants de capitaux avant qu'il ne soit réalisé, ou le rejet d'un projet minier proposé qui pourrait être rentable.

Une estimation précise des coûts est possible après une grande activité des techniques d'exploitation avec compétence. Cette activité technique devrait inclure les la planification générale de développement de toute la mine (cartes, des plans à l'échelle à partir de laquelle les longueurs, les quantités et les coûts unitaires de toutes les excavations et les ouvertures de la mine peuvent être estimée).

Chapitre IV

Choix de la méthode d'exploitation

I-Introduction ;

La méthode d'exploitation est la stratégie globale qui permet l'excavation et l'extraction d'un corps minéralisé de la manière technique et économique la plus efficace :

- Définit les principes généraux selon lesquels les opérations unitaires sont exécutées
- Définit les critères concernant le traitement des cavités laissées par l'extraction

II- Classification des méthodes

Une première classification des méthodes consiste à savoir si l'exploitation est réalisée simplement exposée à la surface ou si elle se développe à travers des travaux souterrains. Donc, nous devons premièrement séparer :

- Les Méthodes d'exploitation à ciel ouvert ;
- Les Méthodes d'exploitation souterraines ;

II-1-méthode d'exploitation a ciel ouvert

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

II-1-1Fosse ouverte

(Appelée Open Pit en anglais). Cette méthode s'applique à l'extraction de minerai encaissé dans des roches dures, disséminé ou en veines profondes avec une extension latérale réduite. Elle est réservée aux filons, aux couches fortement pentés et aux amas. Ainsi, dans ce type d'exploitation, la découverte va porter sur tout le volume du cône qui constitue la fosse. Tous les matériaux stériles sont évacués en dehors de la fosse et stockés (pour remblayer éventuellement le trou). Les parois de la fosse, pour des raisons de sécurité, doivent avoir une inclinaison horizontale limitée entre 30 et 70°, cette valeur variant selon la nature de la roche. Seulement, le taux de découverte va s'accroître très vite avec la profondeur (plus la profondeur augmente, plus le cône augmente, impactant fortement sur la découverte totale), ce qui limite l'intérêt économique de la méthode.

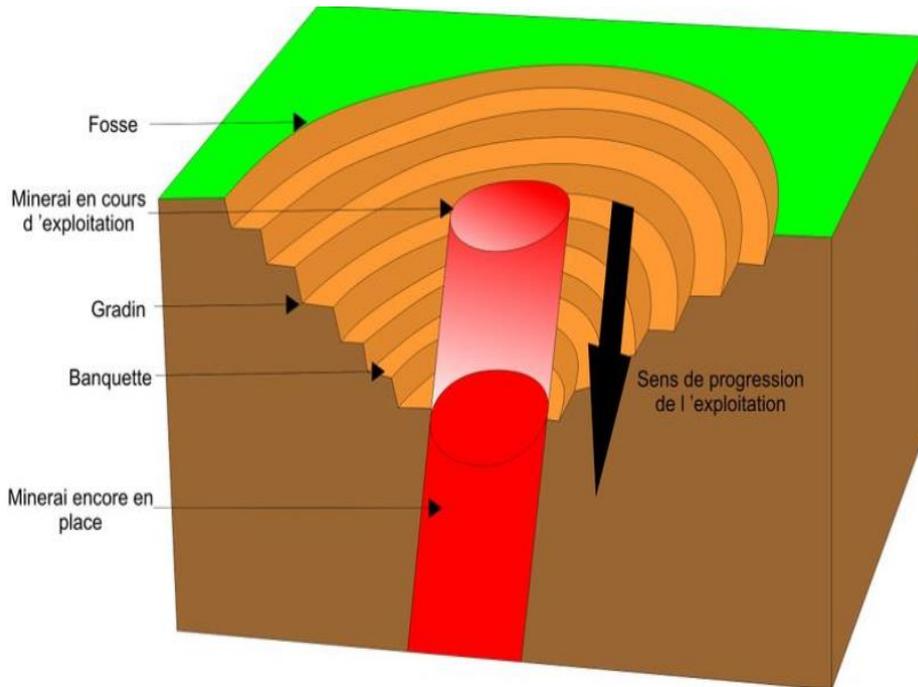


Figure IV-1 schéma d'exploitation par fosse

II-1-2 Carrière

(Appelée Quarry en anglais). Ce nom est donné à l'exploitation du minerai qui peut être utilisé directement dans des applications industrielles, comme c'est le cas de la silice et le calcaire.

II-1-3 Les découvertes ou l'exploitation par tranchées

Cette méthode s'applique aux gisements stratiformes, peu profonds et s'étendant fortement horizontalement. Une tranchée ouverte est créée dans le recouvrement stérile sur la largeur totale à exploiter (elle est élargie progressivement vers les extrémités qui constituent le front de découverte) jusqu'au début de la surface de minéralisation : c'est la découverte. Ce procédé est continu, l'extraction et l'évacuation s'enchaînent. L'exploitation du minerai se fait à partir d'une tranche initiale qui progresse parallèlement à la découverte (front d'exploitation), les stériles étant remis en place au fur et à mesure pour combler l'excavation (front de remblayage). Le matériel utilisé est divers: pelles, camions, draglines, pelles mécaniques, racleurs, etc.

Elle est utilisée surtout pour l'exploitation de gisements en roches tendres et elle est particulièrement développée dans les mines de charbon (graphite).

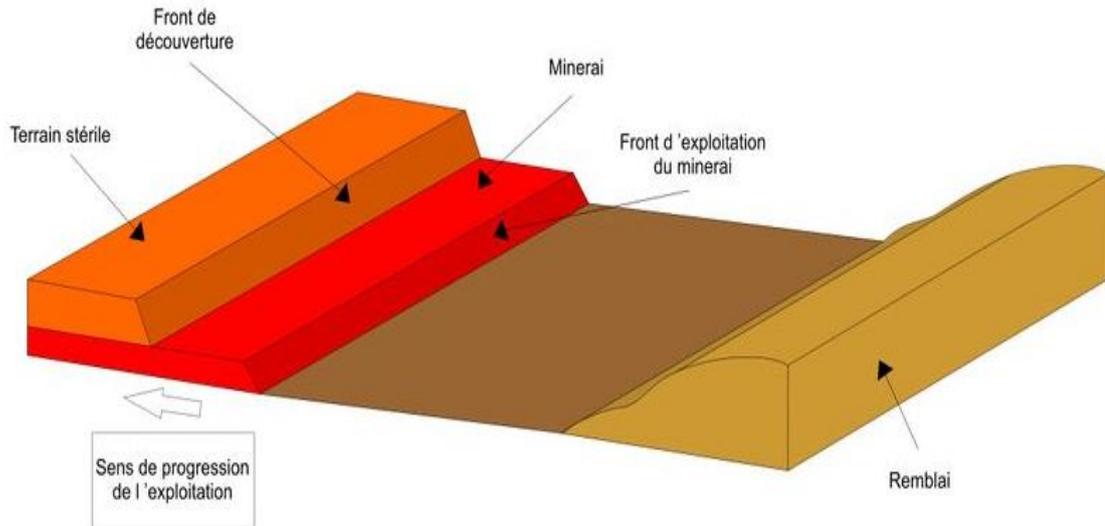


Figure IV-2 schéma de l'exploitation par découverte

II-1-4 Les placers

Correspond à l'exploitation des dépôts de sable dans des anciens lits de rivières ou de plages, afin de récupérer de l'or, des pierres précieuses ou d'autres éléments chimiques précieux.

II-1-5 Autres

Il existe d'autres méthodes non conventionnelles pour extraire des éléments d'intérêt, tels que la dissolution, qui correspond à l'extraction de soufre ou de sels solubles en incorporant un solvant et l'extraction du soluté de la solution récupérée, et l'exploitation extracôtière, pour extraction de nodules de manganèse présents au fond de l'océan.[17]

II-2 Exploitation souterraine (travaux miniers souterrains :

L'exploitation d'une mine souterraine consiste à exploiter le minerai depuis une excavation créée sous la surface du sol, en souterrain, sans avoir à enlever l'intégralité des matériaux stériles qui le surmontent. Pour une exploitation souterraine, une quantité minimale de morts terrains est donc enlevée pour accéder au gisement, elle correspond aux travaux d'ossature (ex. rampes, descenderies, galeries, puits). Ces derniers permettent d'accéder au minerai et de mettre en place toutes les infrastructures afin d'assurer l'aération, l'exhaure, l'accès du personnel et l'évacuation du minerai. Bien que chaque mine soit un cas particulier, toutes ont en commun la recherche de la

rentabilité et de la sécurité à travers un ensemble de techniques pour procéder à l'abattage du minerai dans le respect de l'environnement.

On distingue classiquement, selon le type de traitement de zones excavées après exploitation :

1. Méthodes d'exploitation souterraine laissant des vides résiduels
2. Méthodes visant à supprimer les vides résiduels après exploitation, soit par remblayage, soit par foudroyage (éboulement de roches, épontes et recouvrement au sein de la cavité).

Les mêmes étapes qu'en ciel ouvert se rencontrent en souterrain et sont complétées par deux phases additionnelles :

- ✓ Abattage : il peut être à l'explosif ou mécanique (scies, machines à attaque ponctuelle ou mineur continu) ;
- ✓ Aération forcée pour assurer l'évacuation de toutes les fumées liées aux tirs
- ✓ Purge : il s'agit de sécuriser le site après les tirs afin de faciliter les étapes suivantes (via des pinces à purger notamment) ;
- ✓ Chargement (simple ou avec transport combiné), également dénommé marinage en souterrain
- ✓ Transport
- ✓ Confortement : il s'agit de sécuriser localement, les ouvrages souterrains les plus sensibles ou les plus utilisés. Il existe plusieurs techniques dont celle du boulonnage (pose de boulons pour fixer les éléments rocheux du toit ou des parements) et celle du gunitage (béton projeté).

II-2-1 Méthodes conservant des vides résiduels après exploitation

Plusieurs méthodes peuvent être rattachées à cette famille, notamment celles :

- ✓ par chambres et piliers abandonnés ;
- ✓ par chambres-magasins (vides) ;
- ✓ par sous-niveaux abattus.

Une des méthodes les plus emblématiques de cette famille est celle des chambres et piliers abandonnés, elle est décrite ci-après. Le descriptif des autres méthodes est

renvoyé en annexe. L'exploitation par chambres et piliers (« room and pillar » en anglais) (Figure 7) s'applique pour tous les types de gisements mais principalement aux formations d'origine sédimentaire (ex. potasse, sel, fer, bauxite), dont le pendage ne dépasse pas une vingtaine de degrés. L'abattage du minerai se fait le plus souvent par foration puis tirs de mine pour fragmenter et ébouler la partie qui va être extraite. Des vides (ou chambres) sont ainsi créés et séparés par des piliers de minerai laissés en place qui supportent, au moins temporairement, le poids des terrains sus-jacents et assurent la stabilité globale de la mine. Les chambres servent ensuite de voies de roulage pour le transport du minerai par camions ou par bande transporteuse. La mécanisation est très importante dans ce type d'exploitation et les volumes créés permettent l'utilisation d'engins de chantier classiques (camions à benne basculante, jumbos, chargeuses). Dans le cas de galeries de faible hauteur (3 m), des chargeuses et des camions spécialement adaptés seront utilisés. Le taux de défrèvement (rapport entre la quantité de minerai laissée en place et celle extraite) d'une exploitation par chambres et piliers varie généralement entre 40 et 75% mais reste dépendant de la compétence du minerai vis-à-vis de la profondeur : le taux diminuant lorsque le minerai est peu résistant (piliers plus importants) et/ou lorsque la mine s'approfondit. En outre, le toit des chambres et des galeries peut être boulonné si la stabilité locale n'est pas assurée.

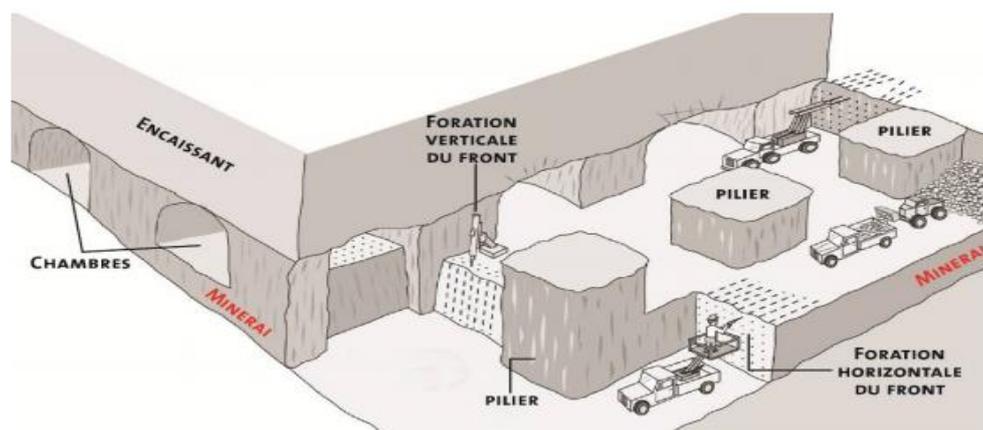


Figure IV-3 : La technique d'exploitation par chambres et piliers).

Dans le cas de piliers instables (fracturation, vieillissement, effet de l'eau, etc.) leur renforcement, par remblayage des chambres notamment, est parfois nécessaire pour

remédier à cet impact. Une autre solution consistant à détruire les piliers (foudroyage) est parfois envisagée selon les cas d'occupation de la surface. [18]

II-2-2 Méthodes supprimant les vides résiduels après exploitation souterraine

Plusieurs méthodes peuvent être rattachées à cette famille, notamment celles :

- ✓ par chambres remblayées et piliers abandonnés ;
- ✓ par chambres et piliers foudroyés ;
- ✓ par chambres-magasins remblayées ;
- ✓ par tranches montantes remblayées ;
- ✓ par sous-niveaux foudroyés ;
- ✓ par blocs foudroyés ;
- ✓ par tailles. [18]

III- Critères de sélection des méthodes

III-1 Caractéristiques géomorphologiques

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

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

III-2 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)

III-3 Considérations géotechniques

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

III-4 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

III-5 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

III-6 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)

Compte tenu de ces facteurs, il faut décider s'il convient d'exploiter le corps minéralisé au moyen de méthodes d'exploitation à ciel ouvert ou souterraine. Les caractéristiques spatiales (géométrie du corps) et La compétition du massif sont essentielles puisqu'elles peuvent déterminer la pertinence à utiliser une méthode par rapport aux autres.

Cependant, il peut y avoir des cas dans lesquels le dépôt peut être exploité par des méthodes de surface ou souterraines. Dans ces cas, il est nécessaire de prendre la décision en fonction du bénéfice économique qui sera généré dans chaque affaire[19]

IV- Méthodes de sélection

Afin de déterminer quelle méthode d'exploitation est faisable, nous avons besoin de comparer les caractéristiques du gisement avec ceux requis pour chaque méthode d'exploitation minière; la méthode qui correspond le mieux devrait être celle considéré comme techniquement réalisable, et doit ensuite être évalué économiquement.

Le processus de sélection de la méthode doit d'abord déterminer si le dépôt doit être extrait en utilisant une surface plus traditionnelle, souterraine, ou méthode d'extraction par lixiviation in situ. Une nouvelle méthode ne doit être envisagée que si les méthodes traditionnelles ne sont pas économiquement et techniquement réalisables. Pour démarrer une mine avec une nouvelle méthode minière, il faut un financement adéquat et un engagement énorme du conseil d'administration pour le développement technique; Le conseil doit également avoir la patience de résoudre les problèmes techniques.

Si le gisement ne peut être exploité en utilisant une méthode de surface, puis une méthode souterraine doit être envisagée. Les techniques de sélection de la méthode d'exploitation minière sont limitées dans cette sélection est basée uniquement sur les paramètres physiques connus et caractéristiques de résistance de la roche. Parfois, plusieurs méthodes d'extraction peuvent sembler être tout aussi possible. Afin de déterminer plus précisément la ou les méthodes les plus appropriées, il convient d'examiner plus en détail les variables d'entrée des coûts miniers, du taux d'extraction minière, de la disponibilité du travail et des réglementations environnementales.

IV- 1-Boshkov et wright

Le système de classification proposé par BOSHKOV ET WRIGHT (1973) dans le Manuel de génie minier SME, 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 VI-1). 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.

| 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 | |
| | | Wk or Stg | Wk | | |
| Thick beds | Fit | Stg | Stg | Open stopes with casual pillars Room and pillar | |
| | | Wk or Stg | Wk | Top slicing Sublevel caving Underground glory hole | |
| | | Wk or Stg | Stg | Same as for masses | |
| Very thick beds | | | | Resuing | |
| Very narrow veins | Stp | Stg or Wk | Stg or Wk | Same as for thin beds | |
| Narrow veins (widths up to economic length of stull) | Fit Stp | 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 | |
| | | | Wk | Stg | |
| | | | Wk | Stg | |
| | | | Wk | Wk | |
| Wide veins | Fit Stp | Stg | 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 | |
| | | | Wk | Stg | |
| | | | Wk | Wk | |
| | | | Wk | Stg | |
| | | | Wk | Wk | |
| Masses | | 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 | | |

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

Tableau IV-1 Classification selon Boshkov et Wright

IV-2-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 (Fig. VI-4). 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 utilisé comme une approche de premier passage. Cette classification comprend surface et des méthodes souterraines, le charbon et la roche dure.

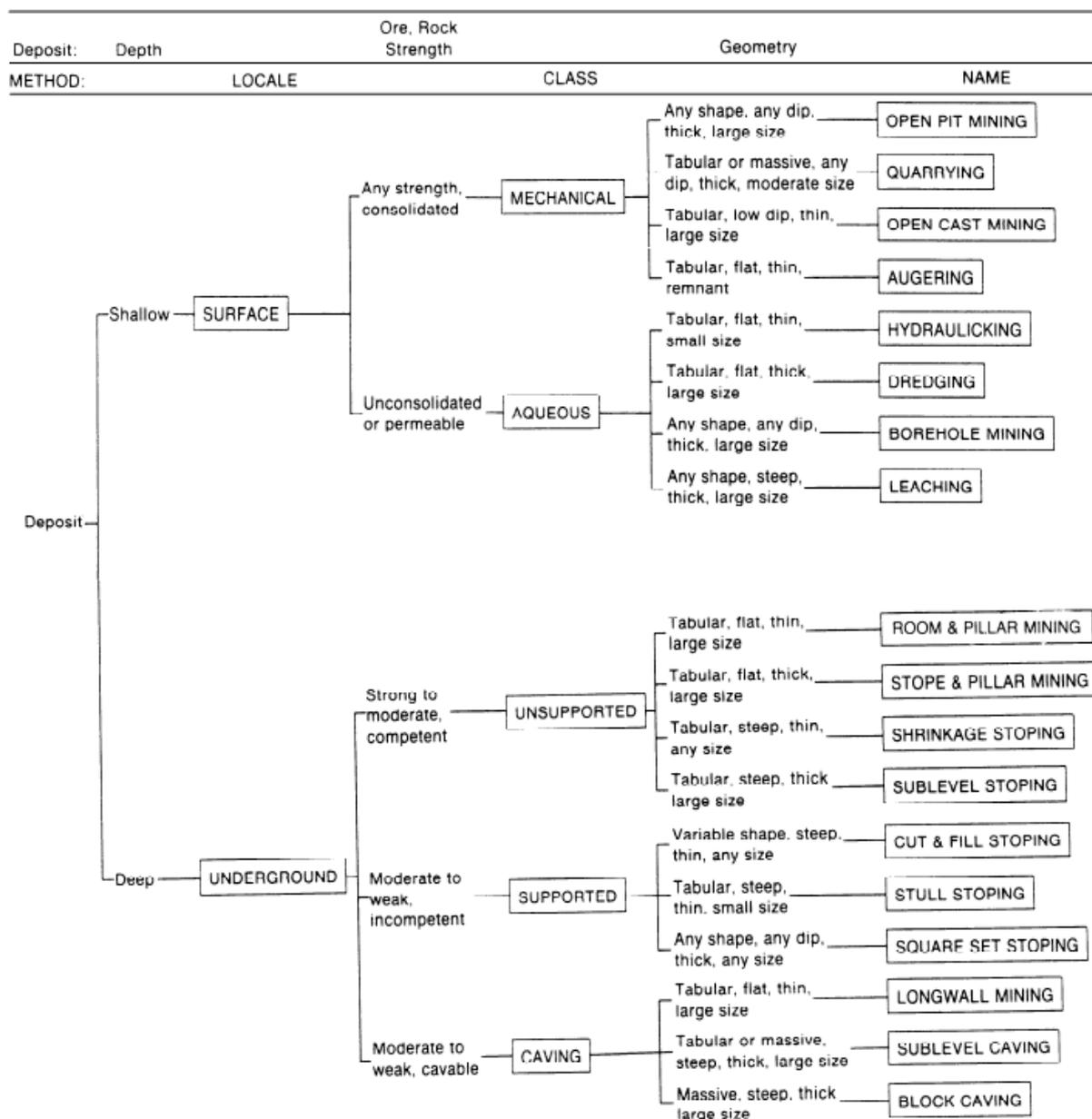


Figure IV-4 classification selon HARTMAN

IV-3-Morrison

Le système de classification proposé par Morrison (1976) divise l'exploitation minière souterraine en trois groupes de base: (1) soutien de pilier rigide, (2) l'affaissement contrôlé, et (3) foudroyage (FigIV-5) 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.

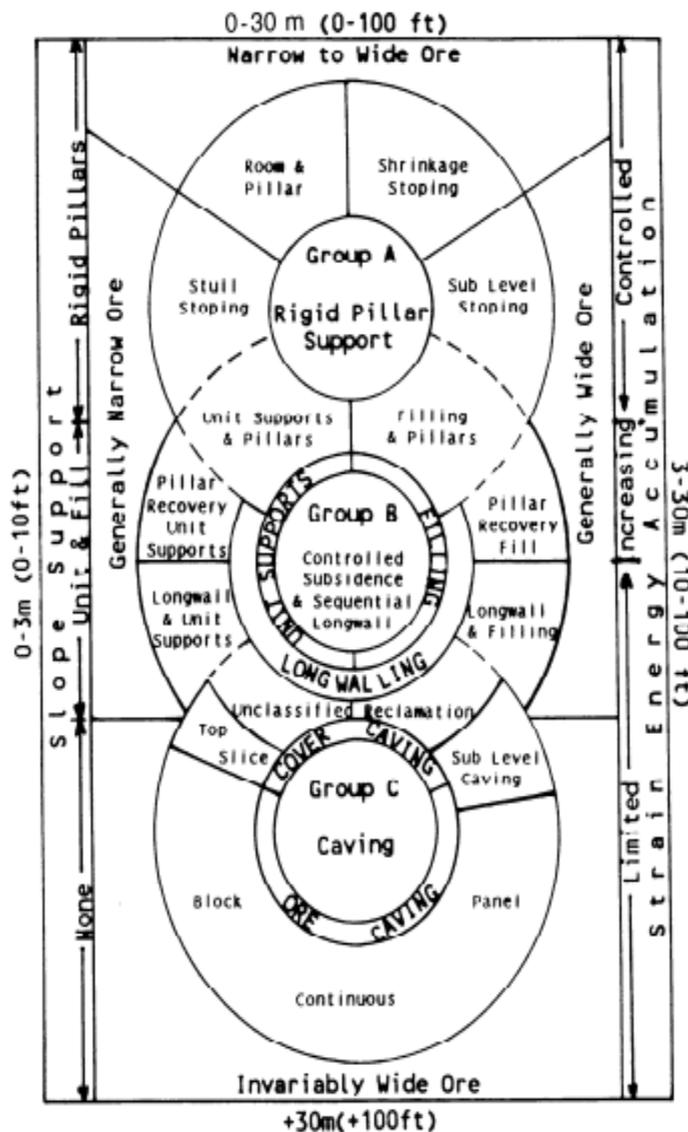


Figure IV-6 : classification selon MORISSON

IV-4-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. VI-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 (Fig. VI-8). En incluant le rayon hydraulique, cavabilité devient possible pour le rock plus compétent si la surface disponible pour lesous-découpage est grande

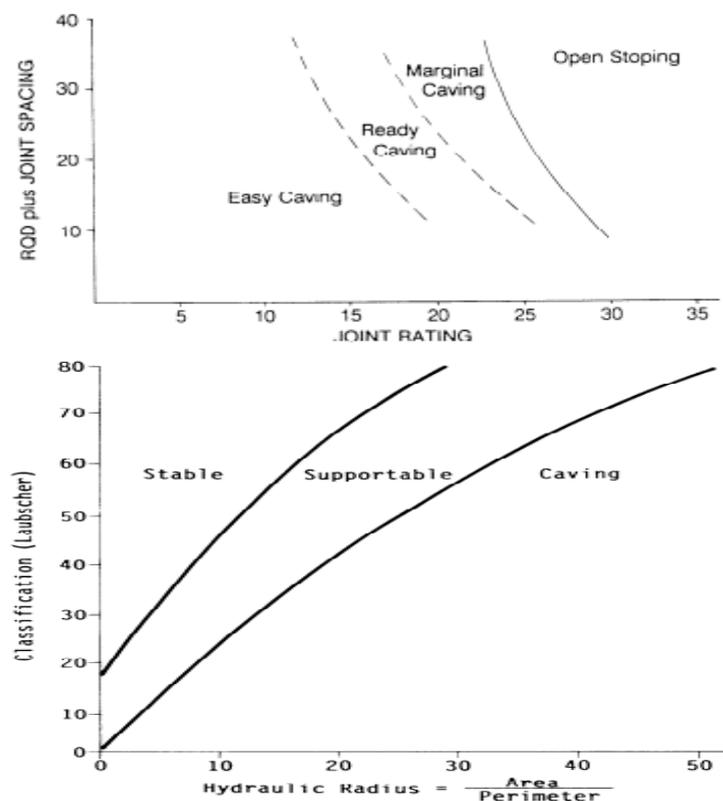


Fig. 23.4.4. Laubscher's cavability based on hydraulic radius and classification.

Figure IV-7 : classification selon LAUBSCHER

IV-5- La méthode l'UBC_ (University of British Columbia)

La seule méthode de sélection qui utilise une base numérique pour évaluer la pertinence d'une méthode minière est l'approche Nicholas(1981). C'est une modification empiriquement dérivée de l'approche de Nicholas dans une tentative d'utiliser sa procédure numérique pour analyser le processus de sélection. Comme pour l'approche de Nicholas, ce processus de sélection n'est qu'une analyse préliminaire identifiant la méthode minière la plus probable et la plus favorable. Il ne s'agit pas d'une analyse visant à déterminer la méthode finale choisie et devrait être examinée au cours de la phase préliminaire de faisabilité.

IV-6-La méthode Nicholas

La classification proposée par Nicholas (1981) détermine les méthodes d'extraction possibles par le classement numérique et est donc vraiment quantitative.

La méthode de Nicholas classe numériquement les caractéristiques de gisement de la méthode de Nicholas classifie numériquement les caractéristiques de gisement de la géométrie de minerai et des caractéristiques mécaniques de roche de la zone de minerai, de toit et de mur. d'exploitation les plus favorables ou les plus probables. Chaque classement se compose d'un nombre «0 à 4» ou «-49». "-49" élimine complètement une méthode d'exploitation minière d'être réalisable. Une valeur de «0» suggère fortement que cette caractéristique rend cette technique minière particulière moins attrayante. La valeur «1» ou «2» indique qu'une caractéristique ne devrait pas avoir d'impact négatif sur une méthode. Un classement de «3 ou 4» indique une caractéristique très favorable pour cette méthode minière particulière. Les caractéristiques de la mécanique des roches sont mises à l'échelle avec une échelle de facteurs de pondération en fonction de la zone de minerai, du toit et de mur. Ce système fournit une approche quantitative pour le choix d'une méthode d'exploitation minière.

V- Sélection de la méthode d'exploitation de l'UBC

L'approche UBC est simplement une version modifiée de l'approche Nicholas. Ce système de numérotation suit un modèle très similaire à la méthode de Nicholas. Une valeur, -10, a été introduite pour réduire fortement une méthode sans l'éliminer totalement comme avec la valeur -49. De plus, la note d'évaluation de 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 dans l'exploitation minière est l'un des plus anciens défis de l'humanité et a été largement étudié afin de réaliser le meilleur choix vis-à-vis du profit, la sécurité, l'environnement, ... ; tout en sachant que ces ressources sont non renouvelables.

Notre choix est orienté vers la méthode UBC qui est une méthode contemporaine et qui prend en considération les caractéristiques mécaniques de roche de la zone de minerai, de toit et de mur.

Le processus de sélection de l'UBC est présenté ci-dessous. [19]

V-1-Forme générale / largeur

- ✓ equi-dimensionnel: 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

V-2-épaisseur du minerai (puissance) :

- ✓ très étroit: < 3m
- ✓ étroit : de 3 a 10 m
- ✓ intermédiaire : de 10 a 30 m
- ✓ épais: de 30 a 100 m
- ✓ très épais : > 100 m

V-3-pendage :

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

V- 4-profondeur :

- ✓ peu profond : 0-100 m
- ✓ intermédiaire : 100-600 m
- ✓ profond:> 600 m

V-5- 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.

V-6-évaluation de la masse rocheuse (RMR) :

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

V-7-résistance de la masse rocheuse : (force uni axiale / force principale)

- ✓ Très faible : <5
- ✓ Faible : 5-10
- ✓ Modéré : 10-15

Forte : >15

| Méthode d'exploitation | Forme générale | | | Puissance de minerai | | | | | Pendage minerai | | | Distribution de la teneur | | | Profondeur | | |
|---|-------------------|-----|-----|----------------------|-----|---|-----|-----|--------------------|---|-----|------------------------------|---|---|------------|---|-----|
| | M | T/P | I | TET | E | I | T | 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 |
| Longue taille | -49 | 4 | -49 | 4 | 3 | 0 | -49 | -49 | 4 | 0 | -49 | 4 | 1 | 0 | 2 | 2 | 3 |
| Chambre et pilier | 0 | 4 | 2 | 4 | 3 | 1 | -49 | -49 | 4 | 0 | -49 | 4 | 2 | 0 | 3 | 3 | 2 |
| Exploitation par chambres- magasins | 0 | 4 | 2 | 4 | 4 | 0 | -49 | -49 | -49 | 0 | 4 | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 |
| Abattage par chambre remblayée | 1 | 4 | 4 | 3 | 4 | 4 | 1 | 0 | 1 | 3 | 4 | 2 | 3 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| tranche unidesce 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 T/p= Tabulaire ou Plat I= Irrégulier | TET= Très Etroit ET= Etroit I= Intermédiaire E= Epais TE= Très Epais | P= Plat I=intermédi aire R= Raide | U= uniforme G= graduel E= Erratique | PP= Peu Profond I=intermediaire P= Profond |
|--|--|--|---|---|

Tableau VI-2 méthode de NICHOLAS

-Caractéristiques mécaniques des roches

Masse des roches RMR :

| 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 blocks | 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 |
| Longue taille | 6 | 6 | 4 | 2 | 2 | 6 | 5 | 4 | 3 | 3 | - | - | - | - | - |
| Chambre et pilier | -49 | 0 | 3 | 5 | 6 | -49 | 0 | 3 | 5 | 6 | - | - | - | - | - |
| Exploitation par chambres- magasins | 0 | 1 | 3 | 3 | 3 | 0 | 0 | 2 | 4 | 4 | 0 | 0 | 2 | 3 | 3 |
| Abattage par chambre | 0 | 1 | 2 | 3 | 3 | 3 | 5 | 4 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 | 2 | 2 |

| | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-----------------------------------|------------------------|---|---|---|----------------|---|---|---|-----------------|---|---|---|-------------------|---|---|--|
| remblayée | | | | | | | | | | | | | | | | |
| tranche uni descendante foudroyée | 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 | | | |

Tableau VI-3 : caractéristiques mécaniques des roches

-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 blocks | 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 uni descendante 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 | |

Tableau VI-4 : résistance à la substance de roche

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. Le tableau 2 résume ces paramètres de classification et leur plage de valeurs.

RMR de BIENIAWSKI 1973

| 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 |

Tableau VI-5 : RMR de BIENIAWSKI

IV-Application 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 2013 [1]:

IV-1-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

IV-2-Puissance de gite :

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

IV-3- pendage :

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

IV-4-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**

IV-5- 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**

IV-6- 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**

IV-7- RMS

Les essais de la résistance a la compression calculés en 2015 mentionné a l'étude DMT (voir annexe 2) représente les résultats suivantes :

- Pour le toit (Calcaire) UCS = 40 Mpa donc on peut prendre que RMS est **modéré**
- Pour le minerai (phosphate) UCS =25 Mpa donc RMS est **faible**
- Pour le mur (marne) UCS = 8 Mpa donc RMS est **très faible**

Après l'examination on applique les résultats sur les tableaux 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 blocks | 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 |
| Longue taille | -49 | 4 | -49 | 4 | 3 | 0 | -49 | -49 | 4 | 0 | -49 | 4 | 1 | 0 | 2 | 2 | 3 |
| Chambre et pilier | 0 | 4 | 2 | 4 | 3 | 1 | -49 | -49 | 4 | 0 | -49 | 4 | 2 | 0 | 3 | 3 | 2 |
| Exploitation par chambres- | 0 | 4 | 2 | 4 | 4 | 0 | -49 | -49 | -49 | 0 | 4 | 3 | 2 | 2 | 3 | 3 | 2 |

| | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-----------------------------------|---|--|---|--|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| magasins | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Abattage par chambre remblayée | 1 | 4 | 4 | 3 | 4 | 4 | 1 | 0 | 1 | 3 | 4 | 2 | 3 | 4 | 2 | 3 | 4 |
| tranche uni descendante 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 T/P=Tabulaire ou Plat I= Irrégulier | TET= Très Etroit ET= Etroit I= Intermédiaire E= Epais TE= Très Epais | | P= Plat I=Intermédiaire R= Raide | U= uniforme G= Graduel E= Erratique | | PP= peu profond I= Intermédiaire P= Profond | | | | | | | | | | |

Tableau VI-6 : application sur tableau de NICHOLAS

| Méthode d'exploitation | Zone de minerai | | | | | Toit | | | | | Mur | | | | |
|----------------------------|-----------------|---|---|----|---------|------|---|---|----|-----|--------|---|---|----|-----|
| | TF | F | M | FR | TF R | TF | F | M | FR | TFR | T F | 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 blocks | 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 |

| | | | | | | | | | | | | | | | |
|---------------------------------------|------------------------|---|---|---|---|----------------|---|---|---|-----------------|---|-------------------|---|---|---|
| Longue taille | 6 | 6 | 4 | 2 | 2 | 6 | 5 | 4 | 3 | 3 | - | - | - | - | - |
| Chambre et pilier | - | 0 | 3 | 5 | 6 | -49 | 0 | 3 | 5 | 6 | - | - | - | - | - |
| Exploitation par chambres-magasins | 0 | 1 | 3 | 3 | 3 | 0 | 0 | 2 | 4 | 4 | 0 | 0 | 2 | 3 | 3 |
| Abattage par chambre remblayée | 0 | 1 | 2 | 3 | 3 | 3 | 5 | 4 | 3 | 3 | 3 | 3 | 2 | 2 | 2 |
| tranche unidescendante foudroyée | 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 | | | |

Tableau VI-7 : application sur tableau RMR

| 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 blocks 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 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 TFF Très Faible F Faible M Moyen FR Fort | | | | | | | | | | | | |

Tableau VI-8 : application sur tableau RMS

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

Les résultats sont comme suit ;

Exploitation à ciel ouvert: 35

Foudroyage par blocks: 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

IIV-Conclusion :

Après l'évaluation des paramètres relatifs aux tableaux de la méthode NICHOLAS les résultats concernant la méthode d'exploitation recommandée pour le site de BLED EL HADBA selon la méthode UBC est l'exploitation à ciel ouvert par fosse avec une note de 35.

Conclusion générale

CONCLUSION GENERALE

Le travail réalisé a pour objectif l'analyse économique de l'exploitation à ciel ouvert du phosphate de BLED EL HADBA – DJEBEL ONK -TEBESSA- Algérie.

Pour cela nous avons considéré les données relatives au gisement de Bled El Hadba :situation géographique, la géologie, les réserves, 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'aspect théorique du thème est traité d'une façon approfondie à travers les méthodes existantes d'évaluation économique d'un projet minier.

Nous avons choisi le model de O'hara pour estimer les différents coûts à savoir : coût de capital et coûts d'opération en considérant le taux de change de dollars au Dinar Algérien et l'actualisation.

Tous les calculs en été réalisés sous le tableur Excel (voir annexe); Au terme des calculs une comparaison avec les résultats obtenus par DMT est considérée. Selon les résultats obtenus le projet est réalisable avec profit.

L'application de la méthode de classification UBC a abouti au résultat: le gisement est exploitable à ciel ouvert avec une note 35.

Les résultats obtenus sont comparatifs à ceux élaborés par DMT, en considérant la différence du taux de change du dollar au dinar algérien entre 2017 et 2020, et les différences de paramètres considérés par la présente étude et DMT : distance de transport, nombre de jours ouvrables par semaine et par année,

Ce travail représente un point de départ pour d'autres travaux futurs tels que la comparaison avec le modèle de Camm , la considération le taux d'inflation,...

ANNEXE I

chaptre 05 application model ohara sur excel - Microsoft Excel

Accueil Insertion Mise en page Formules Données Révision Affichage

Comptabilité

Police Alignement Nombre

Mise en forme conditionnelle Mettre sous forme de tableau Styles de cellules Insérer Supprimer Format Trier et Rechercher et filtrer - sélectionner - Édition

E51 =E50*2,37

Développer la barre de formule (Ctrl+Maj+U)

| | A | B | C | D | E | F | G | H |
|----|--|-------------------|--------------|-----------------------------|----------------|--|----------------|-----------|
| 1 | calcul de nombre de pelle et de camion et durés de vie | | | | | | | |
| 2 | paramètres | | | | | | | |
| 3 | rapport de découverte | K=minerai/stérile | unité | 0,4 | | RS | | |
| 4 | reservé géologique | R | Mt | 714 900 000,00 | | | | |
| 5 | production annuelle | Tan | t/an | 10 000 000,00 | | après tailler 1978 | 285 960 000,00 | 1 000 860 |
| 6 | nombre de jours ouvrables | NJ | | 360 | | | | |
| 7 | production de minerai par jours | Tj | t/jour | 27 778 | | | 89,00 | |
| 8 | Le tonnage journalier des roches stériles | Ts | t/jour | 11 111 | | | | 11 |
| 9 | La production journalière totale minerai + stériles | Tt | t/jour | 38 889 | | | | |
| 10 | tonnage de découverte | Td | tonne | 10 000 à 10 000 000 | | 285 960 000,00 | | |
| 11 | la taille de la pelle | P | m3 | 6,85 | | | | |
| 12 | nombre de pelle | Np | | 3,77 | | | | |
| 13 | la taille de la camion | C | t | 89,40 | | | | |
| 14 | nombre de camion | Nc | | 11,56 | | | | |
| 15 | la durés de vi de la mine | Dv | ans | 71,49 | | durés de construction de la mine | | |
| 16 | estimation de cout d'investissement dans une mine à ciel ouvert (d'après OHARA) | | | | | | | |
| 17 | | | | | | | | |
| 18 | cout d'investissement | symbol | unite | interval de validite | valeur | Remarques | | |
| 19 | | | | | | | | |
| 20 | consommation élec au point | PK(W) | kw | 2000 à 30 000 KW | 47 181,53 | | | |
| 21 | longueur des lignes d'extensions | M(KM) | km | | | | | |
| 22 | | | | | | | | |
| 23 | | | | | | | | |
| 24 | 1-préparatin du site | C11 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t.j) | 1 535 419,91 | topographie accidentée et végétation intense | | |
| 25 | | C12 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t.j) | 614 089,08 | topographie plate et végétation légère | | |
| 26 | | | | | | | | |
| 27 | 2-Découverte préalable | C21 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 21 053 388,06 | terre végétale | | |
| 28 | | C22 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 223 808 506,86 | roches consolidées | | |
| 29 | | | | | | | | |
| 30 | 3- equipemen minier | C31 | US\$86 | 3 à 11,5 (m3) | 6 768 607,34 | Equipements de transport | | |
| 31 | | C32 | US\$86 | 35 à 150 tonne | 7 297 936,62 | Equipements de transport | | |
| 32 | | C33 | US\$86 | | 1 904 978,75 | avec la zone d'extension en mètres pour activité | | |

Prêt

Taper ici pour rechercher

70%

10:31 14/09/2020

ANNEXE II

ANNEXE III

Tableau 2-1 : BEH - Densité.

Comparaison des valeurs mesurées avec les paramètres initialement utilisés pour BEH.

| Calculs pour BEH | Calculs de 2014-2015 | | Paramètres mesurés en 2016 | Différence | |
|----------------------|--------------------------------------|-----|----------------------------|------------|------|
| | Masse volumique en g/cm ³ | | | en % | |
| Calcaire/conglomérat | 2,7 | 2,7 | 2,19 | 19 % | 19 % |
| Phosphate | 2,1 | | 2,21 | 5 % | |
| Marne/argilite | 2,3 | | 2,05 | 11 % | |

Tableau 2-2: BEH - Résistance à la compression non confinée (UCS).

Comparaison des valeurs mesurées avec les paramètres initialement utilisés pour BEH.

| Calculs pour BEH | Calculs de 2014-2015 | | Paramètres mesurés en 2016 | Différence | |
|----------------------|----------------------|----|----------------------------|------------|------|
| | UCS en MPa | | | en % | |
| Calcaire/conglomérat | 40 | 60 | 23,1 | 42 % | 62 % |
| Phosphate | 25 | | 10,2 | 59 % | |
| Marne/argilite | 8 | | 18,3 | 129 % | |

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

وزارة الصناعة والمناجم

الوزير

14 نوفمبر 2018

الجزائر، في

رقم 01/أ.خ.و. 18/

مدونة تحدد القيم المتوسطة السوقية للمنتوجات المنجمية بعنوان سنة 2018

بموجب أحكام المادة 135 من القانون رقم 05-14 المؤرخ في 24 فبراير 2014 المتضمن قانون المناجم، تحدد القيم السوقية المتوسطة للمنتوجات المنجمية، التي يتم على أساسها حساب الإتاوة المفروضة لاستغلال المواد المعدنية أو المتحجرة لسنة 2018، كما يبينه الجدول الآتي والملحق المرفق به :

| المنتج المنجمي | الوحدة | السعر (دج) |
|---|--------|------------|
| البتونيت (للحفر) | طن | 15 000 |
| البتونيت (للسباكة) | | 15 000 |
| البتونيت للشحن | طن | 8 000 |
| الدياتوميت (Kieselguhr) | طن | 28 000 |
| الصلصال الصيني (الكاولين) الخام | طن | 1 200 |
| الصلصال الصيني المفرز | طن | 1 500 |
| الصلصال الصيني المعالج | طن | 6 700 |
| الصلصال الصيني لجبل دباغ (جميع الأنواع) | طن | 6 000 |
| الفلسبار خام | طن | 700 |
| الفلسبار 3/0 | طن | 1 200 |
| الدولوميت | طن | 1 000 |
| الفوسفات BPL % 65/63 | طن | 5 200 |
| الفوسفات BPL % 68/66 | طن | 5 500 |
| خام الحديد لصناعة الإسمنت | طن | 2 700 |
| خام الحديد لصناعة الحديد-الصلب | طن | 5 100 |
| مركز الزنك | طن | 110 000 |
| البوزولان | طن | 600 |
| الباريت المعالج والمعبي | طن | 16 000 |



| | | |
|---------|--------------------|---|
| 12 000 | طن | الباريت الخام |
| 600 | طن | الجبس |
| 600 | طن | الكلس لصناعة الجير |
| 28 000 | طن | الملح المصفى الغذائي |
| 20 000 | طن | الملح المصفى الصناعي |
| 7 000 | طن | الملح الغذائي المستخرج من البحيرات والشطوط وغيرها والنتاج من عملية تبلور الملح في الأحواض الملحية المنتجة للملح |
| 6 000 | طن | الملح الغذائي الموجه للمخابز والمستخرج من البحيرات والشطوط وغيرها وكذا الناتج من عملية تبلور الملح في الأحواض الملحية |
| 3 000 | طن | الملح الصناعي المستخرج من البحيرات الشطوط وغيرها والنتاج من عملية تبلور الملح في الأحواض الملحية |
| 2 500 | طن | الملح الخام غير الغذائي المستخرج من البحيرات والشطوط وغيرها |
| | | كربونات الكالسيوم : |
| 4 500 | طن | - وحدة سيق، |
| 4 000 | طن | - وحدة مغنية، |
| 1 800 | طن | - وحدة الخروب، |
| 2 600 | طن | - جميع الأصناف الأخرى. |
| 600/800 | م ³ /طن | الكلس لإنتاج الإسمنت (الترخيص المنجعي PXC والسند المنجعي المدمج إلى ترخيص منجعي PXC) |
| 300/500 | م ³ /طن | الشيست |
| | | الرخام : |
| | | 1. الكتل : |
| | | فلقة والمناطق المجاورة: |
| 13 000 | 3م | - أبيض : |
| 6 300 | 3م | - ريزيدا : |
| 6 000 | 3م | - رمادي فاتح : |
| 13 000 | 3م | - رمادي قاتم : |
| | | كريستل: |
| 12 000 | 3م | - أحمر : |
| 12 000 | 3م | - وردي : |
| 10 000 | 3م | - أصفر : |
| 3 000 | م ³ | ماهونة : |



| | | |
|---------------------------|--------------------|--|
| 2. حبيبات الرخام : | | |
| 3 500 | طن | فلفلة |
| 1 500 | طن | كريستل |
| 1 000 | طن | رمشي |
| 1 500 | طن | مكلة |
| 1 000 | طن | مهونة |
| 1 200 | طن | حنين |
| 1 200 | طن | مناطق أخرى |
| 3. مسحوق الرخام : | | |
| 1 000 | طن | فلفلة |
| 800 | طن | كريستل |
| 500 | طن | رمشي |
| 2 000 | طن | مكلة |
| 300 | طن | مهونة |
| 1 000 | طن | حنين |
| 400 | طن | مناطق أخرى |
| 16 000 | م ³ | كتل حجارة التزين: الضايا وسيدي لحسن وتاقبالت ومناطق أخرى : |
| 1 500 | م ³ | قطع الرخام وقطع حجارة التزين (Moellons) |
| الرمل السيليسي : | | |
| 700 | طن | الخام |
| 4 000 | طن | المعالج |
| الصلصال والمواد المشابهة: | | |
| 400 | طن | منطقة "أ" |
| 400 | طن | منطقة "ب" |
| 300 | طن | منطقة "ج" |
| الفليس (التيف): | | |
| 350 | م ³ | منطقة "أ" |
| 300 | م ³ | منطقة "ب" |
| 300 | م ³ | منطقة "ج" |
| الحصى بمختلف الأحجام : | | |
| 400 / 500 | م ³ /طن | منطقة "أ" |
| 400 / 500 | م ³ /طن | منطقة "ب" |
| 450/600 | م ³ /طن | منطقة "ج" |
| الرمل المفتت: | | |
| 400 / 500 | م ³ /طن | منطقة "أ" |



| | | |
|---|--------------------|---|
| 350/400 | م ³ /طن | منطقة "ب" |
| 250/300 | م ³ /طن | منطقة "ج" |
| رمل البناء الطبيعي خارج مجال رمال الأودية والمحاجر: | | |
| 500/600 | م ³ /طن | منطقة "أ" |
| 300/400 | م ³ /طن | منطقة "ب" |
| 200/250 | م ³ /طن | منطقة "ج" |
| 300/400 | م ³ /طن | خام المواد المعدنية الصخرية أو على حالتها الطبيعية الموجه لمختلف الاستعمالات كالطرق والأشغال العمومية... الخ، |
| 5 800 | غرام | الذهب |
| 70 | غرام | الفضة |

وزير الصناعة والمناجم

يوسف يوسف
وزير الصناعة والمناجم



Microsoft Excel interface showing a spreadsheet with the following data:

| calcul de nombre de pell et de camion et durés de vie | | | | | |
|---|-------------------|--------|---------------------|---------------------|------------------------------------|
| parametre | symbol | unité | valleur | | |
| rapport de découverte | K=minerai/stérile | | 0,4 | | |
| reseve géologique | R | Mt | 714 900 000,00 | | |
| production annuelle | Tan | t/an | 10 000 000,00 | d'après Taylor 1978 | |
| nombre de jours ouvrables | NJ | | 360 | | |
| production de minerai par jours | TJ | t/jour | 27 778 | | |
| Le tonnage journalier des roches stériles | Ts | t/jour | 11 111 | | |
| La production journalière totale minerai + stériles | Tt | t/jour | 38 889 | | |
| tonnage de découverte | Td | tonne | 10 000 à 10 000 000 | 285 960 000,00 | |
| la taille de la pelle | P | m3 | 3,77 | | |
| la taille de la camion | C | t | 89,40 | | |
| nombre de camion | Nc | | 11,56 | | |
| la durés de vi de la mine | Dv | ans | 71,49 | | +durés de construction de la mine' |

| estimation de cout d'investissement dans une mine à ciel ouvert (d'après OHARA) | | | | | |
|---|--------|--------|----------------------|----------------|--|
| cout d'investissement | symbol | unité | interval de validité | valleur | Remarques |
| consomation elec au point | PK(KV) | kw | 2000 à 30 000 KW | 47 181,93 | |
| longueur des lignes d'extensions | PK(KM) | km | | | |
| 1-préparatin du site | C11 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t-j) | 1 535 419,91 | topographie accidentée et végétation intense |
| | C12 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t-j) | 614 089,08 | topographie plate et végétation légère |
| 2-Découverte préalable | C21 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 21 053 388,06 | terre végétale |
| | C22 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 223 808 506,86 | roche consolidé |
| 3- equipemen minier | C31 | US\$86 | 9 à 11,5 (ms) | 6 768 607,34 | Equipements de transport |
| | C32 | US\$86 | 35 à 150 tonne | 7 297 936,62 | |
| | C33 | US\$86 | | 1 904 978,75 | |

Références bibliographiques

- [1] Rapport expertise DMT consulting GmbH (étude de faisabilité bancable) contrat N°14/SOMIPHOS/DMT Consulting GmbH/2013 date de distribution 19 Septembre 2017
- [2] BRGM (1993) : Étude de développement du gisement de phosphate de Djebel Onk (Algérie). Rapport d'expertise géologique. Auteur ; BRIAN J.P.avec la collaboration de PH.CORTIAL
- [3] CERAD : Rapport géologique des travaux de prospection et d'évaluation du gisement de phosphate de Bled El Hadba, Campagne 1998/1999.
- [4] EREM (1987) : Travaux de prospection et d'évaluation des phosphates de la région de Bir El Ater, 1985-1987.
- [5] Optimal production rate model for a surface of lignite mine ; authors : CHRISTOS ROUMPOS, FRANCISPAVLOUDAKIS, and MICHAEL GALETAKIS. Septembre 2009
- [6] Mine feasibility studies. D.W.GENTRY.SME Engineering handbook .1995
- [7] SME Mining Engineering Handbook , 2nd edition volume 1 , senior editor HOWARD L.HARTMAN , Published by Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.Littleton, Colorado · 1992
- [8] Avant projet d'installation de préparation de minerais. C. LUÇION. 1995-96
- [9] Analyse économique en ingénierie. A. Galibois. 1993
- [10] Economie de l'entreprise minière auteur ; MICHEL DUCHENE et DAMIEN GOETZ Juin 2003
- [11] Coûts d'investissement d'une mine, cours professeur Serradj, Tayeb PhD département des mines université BADJI MOKHTAR .
- [12] Coûts opératoires d'une mine, cours professeur Serradj, Tayeb PhD département des mines université BADJI MOKHTAR
- [13] www.fxtop.com/fr/calculateur-inflation-entre-deux-dates.php? consulté le 23-08-2020
- [14] www.xe.com consulté le 23-08-2020
- [15] Document interne département gestion des ressources humaines service gestion paie.
- [16] Costs and cost estimation ; T.ALLAN OHARA and STANLEY C.SUBOLESKYSME Engineering handbook .1995 chapter 6.3 p 410

Références bibliographiques

- [17] Thomas A. Hethmon et Kyle B. Dotson, Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert, Jeanne MagerStellman, Encyclopédie de sécurité et de santé au travail, Volume 3
- [18] Collection « La mine en France » ; Exploitation minière et traitement des minerais, Tome 6, Février 2017 .auteurs :Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M.
- [19] Nicholas, D. (1992) SME Mining Engineering Handbook, 2nd Edition, Volume 2, pg. 2091-2108
- [20] Stephen Henley .Mining Journal, Russian Mineral Reporting, Londres, 20 août 2004

ANNEXE I

chaptre 05 application model ohara sur excel - Microsoft Excel

Accueil Insertion Mise en page Formules Données Révision Affichage

Comptabilité

Police Alignement Nombre

Mise en forme conditionnelle Mettre sous forme de tableau Styles de cellules Insérer Supprimer Format Trier et Rechercher et filtrer - sélectionner - Édition

E51 =E50*2,37

Développer la barre de formule (Ctrl+Maj+U)

| paramètre | symbol | unité | intervall de validité | valeur | Remarques |
|--|-------------------|--------|-----------------------|----------------|--|
| rapport de découverte | K=minerai/stérile | | | 0,4 | |
| reservé géologique | R | Mt | | 714 900 000,00 | |
| production annuelle | Tan | t/an | | 10 000 000,00 | après tailler 1978 |
| nombre de jours ouvrables | NJ | | | 360 | |
| production de minerai par jours | Tj | t/jour | | 27 778 | 89,00 |
| Le tonnage journalier des roches stériles | Ts | t/jour | | 11 111 | |
| La production journalière totale minerai + stériles | Tt | t/jour | | 38 889 | 11 |
| tonnage de découverte | Td | tonne | 10 000 à 10 000 000 | 285 960 000,00 | |
| la taille de la pelle | P | m3 | | 6,85 | |
| nombre de pelle | Np | | 3,77 | 4,00 | |
| la taille de la camion | C | t | | 89,40 | |
| nombre de camion | Nc | | 11,56 | 12,00 | |
| la durés de vi de la mine | Dv | ans | | 71,49 | durés de construction de la mine |
| estimation de cout d'investissement dans une mine à ciel ouvert (d'après OHARA) | | | | | |
| cout d'investissement | symbol | unité | intervall de validité | valeur | Remarques |
| consommation élec au point | PK(W) | kw | 2000 à 30 000 KW | 47 181,53 | |
| longueur des lignes d'extensions | M(KM) | km | | | |
| 1-préparatin du site | C11 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t3) | 1 535 419,91 | topographie accidentée et végétation intense |
| | C12 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t3) | 614 089,08 | topographie plate et végétation légère |
| 2-Découverte préalable | C21 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 21 053 388,06 | terre végétale |
| | C22 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 223 808 506,86 | roches consolidées |
| 3- equipemen minier | C31 | US\$86 | 3 à 11,5 (m3) | 6 768 607,34 | Equipements de transport |
| | C32 | US\$86 | 35 à 150 tonne | 7 297 936,62 | Equipements de transport |
| | C33 | US\$86 | | 1 904 978,75 | avec la zone d'extension en mètres pour activité |

Prêt

Taper ici pour rechercher

70%

10:31 14/09/2020

ANNEXE II

ANNEXE III

Tableau 2-1 : BEH - Densité.

Comparaison des valeurs mesurées avec les paramètres initialement utilisés pour BEH.

| Calculs pour BEH | Calculs de 2014-2015 | | Paramètres mesurés en 2016 | Différence | |
|----------------------|--------------------------------------|-----|----------------------------|------------|------|
| | Masse volumique en g/cm ³ | | | en % | |
| Calcaire/conglomérat | 2,7 | 2,7 | 2,19 | 19 % | 19 % |
| Phosphate | 2,1 | | 2,21 | 5 % | |
| Marne/argilite | 2,3 | | 2,05 | 11 % | |

Tableau 2-2: BEH - Résistance à la compression non confinée (UCS).

Comparaison des valeurs mesurées avec les paramètres initialement utilisés pour BEH.

| Calculs pour BEH | Calculs de 2014-2015 | | Paramètres mesurés en 2016 | Différence | |
|----------------------|----------------------|----|----------------------------|------------|------|
| | UCS en MPa | | | en % | |
| Calcaire/conglomérat | 40 | 60 | 23,1 | 42 % | 62 % |
| Phosphate | 25 | | 10,2 | 59 % | |
| Marne/argilite | 8 | | 18,3 | 129 % | |

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

وزارة الصناعة والمناجم

الوزير

14 نوفمبر 2018

الجزائر، في

رقم 01/أ.خ.و. 18/

مدونة تحدد القيم المتوسطة السوقية للمنتوجات المنجمية بعنوان سنة 2018

بموجب أحكام المادة 135 من القانون رقم 05-14 المؤرخ في 24 فبراير 2014 المتضمن قانون المناجم، تحدد القيم السوقية المتوسطة للمنتوجات المنجمية، التي يتم على أساسها حساب الإتاوة المفروضة لاستغلال المواد المعدنية أو المتحجرة لسنة 2018، كما يبينه الجدول الآتي والملحق المرفق به :

| المنتج المنجمي | الوحدة | السعر (دج) |
|---|--------|------------|
| البتونيت (للحفر) | طن | 15 000 |
| البتونيت (للسباكة) | | 15 000 |
| البتونيت للشحن | طن | 8 000 |
| الدياتوميت (Kieselguhr) | طن | 28 000 |
| الصلصال الصيني (الكاولين) الخام | طن | 1 200 |
| الصلصال الصيني المفرز | طن | 1 500 |
| الصلصال الصيني المعالج | طن | 6 700 |
| الصلصال الصيني لجبل دباغ (جميع الأنواع) | طن | 6 000 |
| الفلسبار خام | طن | 700 |
| الفلسبار 3/0 | طن | 1 200 |
| الدولوميت | طن | 1 000 |
| الفوسفات 65/63 % BPL | طن | 5 200 |
| الفوسفات 68/66 % BPL | طن | 5 500 |
| خام الحديد لصناعة الإسمنت | طن | 2 700 |
| خام الحديد لصناعة الحديد-الصلب | طن | 5 100 |
| مركز الزنك | طن | 110 000 |
| البوزولان | طن | 600 |
| الباريت المعالج والمعبي | طن | 16 000 |



| | | |
|---------|--------------------|---|
| 12 000 | طن | الباريت الخام |
| 600 | طن | الجبس |
| 600 | طن | الكلس لصناعة الجير |
| 28 000 | طن | الملح المصفى الغذائي |
| 20 000 | طن | الملح المصفى الصناعي |
| 7 000 | طن | الملح الغذائي المستخرج من البحيرات والشطوط وغيرها والنتاج من عملية تبلور الملح في الأحواض الملحية المنتجة للملح |
| 6 000 | طن | الملح الغذائي الموجه للمخابز والمستخرج من البحيرات والشطوط وغيرها وكذا الناتج من عملية تبلور الملح في الأحواض الملحية |
| 3 000 | طن | الملح الصناعي المستخرج من البحيرات الشطوط وغيرها والنتاج من عملية تبلور الملح في الأحواض الملحية |
| 2 500 | طن | الملح الخام غير الغذائي المستخرج من البحيرات والشطوط وغيرها |
| | | كربونات الكالسيوم : |
| 4 500 | طن | - وحدة سيق، |
| 4 000 | طن | - وحدة مغنية، |
| 1 800 | طن | - وحدة الخروب، |
| 2 600 | طن | - جميع الأصناف الأخرى. |
| 600/800 | م ³ /طن | الكلس لإنتاج الإسمنت (الترخيص المنجعي PXC والسند المنجعي المدمج إلى ترخيص منجعي PXC) |
| 300/500 | م ³ /طن | الشيست |
| | | الرخام : |
| | | 1. الكتل : |
| | | فلفلة والمناطق المجاورة: |
| 13 000 | 3م | - أبيض : |
| 6 300 | 3م | - ريزيدا : |
| 6 000 | 3م | - رمادي فاتح : |
| 13 000 | 3م | - رمادي قاتم : |
| | | كريستل: |
| 12 000 | 3م | - أحمر : |
| 12 000 | 3م | - وردي : |
| 10 000 | 3م | - أصفر : |
| 3 000 | م ³ | ماهونة : |



| | | |
|---------------------------|--------------------|--|
| 2. حبيبات الرخام : | | |
| 3 500 | طن | فلفلة |
| 1 500 | طن | كريستل |
| 1 000 | طن | رمشي |
| 1 500 | طن | مكلة |
| 1 000 | طن | مهونة |
| 1 200 | طن | حنين |
| 1 200 | طن | مناطق أخرى |
| 3. مسحوق الرخام : | | |
| 1 000 | طن | فلفلة |
| 800 | طن | كريستل |
| 500 | طن | رمشي |
| 2 000 | طن | مكلة |
| 300 | طن | مهونة |
| 1 000 | طن | حنين |
| 400 | طن | مناطق أخرى |
| 16 000 | م ³ | كتل حجارة التزين: الضايا وسيدي لحسن وتاقبالت ومناطق أخرى : |
| 1 500 | م ³ | قطع الرخام وقطع حجارة التزين (Moellons) |
| الرمل السيليسي : | | |
| 700 | طن | الخام |
| 4 000 | طن | المعالج |
| الصلصال والمواد المشابهة: | | |
| 400 | طن | منطقة "أ" |
| 400 | طن | منطقة "ب" |
| 300 | طن | منطقة "ج" |
| الفليس (التيف): | | |
| 350 | م ³ | منطقة "أ" |
| 300 | م ³ | منطقة "ب" |
| 300 | م ³ | منطقة "ج" |
| الحصى بمختلف الأحجام : | | |
| 400 / 500 | م ³ /طن | منطقة "أ" |
| 400 / 500 | م ³ /طن | منطقة "ب" |
| 450/600 | م ³ /طن | منطقة "ج" |
| الرمل المفتت: | | |
| 400 / 500 | م ³ /طن | منطقة "أ" |



| | | |
|---|--------------------|---|
| 350/400 | م ³ /طن | منطقة "ب" |
| 250/300 | م ³ /طن | منطقة "ج" |
| رمل البناء الطبيعي خارج مجال رمال الأودية والمحاجر: | | |
| 500/600 | م ³ /طن | منطقة "أ" |
| 300/400 | م ³ /طن | منطقة "ب" |
| 200/250 | م ³ /طن | منطقة "ج" |
| 300/400 | م ³ /طن | خام المواد المعدنية الصخرية أو على حالتها الطبيعية الموجه لمختلف الاستعمالات كالطرق والأشغال العمومية... الخ، |
| 5 800 | غرام | الذهب |
| 70 | غرام | الفضة |

وزير الصناعة والمناجم

يوسف يوسف
وزير الصناعة والمناجم



Microsoft Excel interface showing a spreadsheet with the following data:

| calcul de nombre de pell et de camion et durés de vie | | | | | |
|---|-------------------|--------|---------------------|---------------------|------------------------------------|
| parametre | symbol | unité | valleur | | |
| rapport de découverte | K=minerai/stérile | | 0,4 | | |
| reseve géologique | R | Mt | 714 900 000,00 | | |
| production annuelle | Tan | t/an | 10 000 000,00 | d'après Taylor 1978 | |
| nombre de jours ouvrables | NJ | | 360 | | |
| production de minerai par jours | TJ | t/jour | 27 778 | | |
| Le tonnage journalier des roches stériles | Ts | t/jour | 11 111 | | |
| La production journalière totale minerai + stériles | Tt | t/jour | 38 889 | | |
| tonnage de découverte | Td | tonne | 10 000 à 10 000 000 | 285 960 000,00 | |
| la taille de la pelle | P | m3 | 3,77 | | |
| la taille de la camion | C | t | 89,40 | | |
| nombre de camion | Nc | | 11,56 | | |
| la durés de vi de la mine | Dv | ans | 71,49 | | +durés de construction de la mine' |

| estimation de cout d'investissement dans une mine à ciel ouvert (d'après OHARA) | | | | | |
|---|--------|--------|----------------------|----------------|--|
| cout d'investissement | symbol | unité | interval de validité | valleur | Remarques |
| consomation elec au point | PK(KV) | kw | 2000 à 30 000 KW | 47 181,93 | |
| longueur des lignes d'extensions | PK(KM) | km | | | |
| 1-préparatin du site | C11 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t-j) | 1 535 419,91 | topographie accidentée et végétation intense |
| | C12 | US\$86 | 1000 à 100 000 (t-j) | 614 089,08 | topographie plate et végétation légère |
| 2-Découverte préalable | C21 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 21 053 388,06 | terre végétale |
| | C22 | US\$86 | 10 000 à 10 000 000 | 223 808 506,86 | roche consolidé |
| 3- equipemen minier | C31 | US\$86 | 9 à 11,5 (ms) | 6 768 607,34 | Equipements de transport |
| | C32 | US\$86 | 35 à 150 tonne | 7 297 936,62 | |
| | C33 | US\$86 | | 1 904 978,75 | |