

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE  
SCIENTIFIQUE

## Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier



Mémoire de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Thème:

# Approche économique de l'exploitabilité du gisement de DRAISSA (Bechar)

Proposé par :

SOMIBAR

الشركة الجزائرية لمناجم البارييت

Société des Mines de Baryte d'Algérie  
SPA au capital Social de 180 000 000 de dinars



ENOF

Mine de DRAISSA Bechar

Réalisé par :

M. KOSSEIR Aboubakre

Sous la direction de :

Dr. A. AIT YAHATENE

# Remerciements

*Je voudrais avant d'entamer la présentation de cette mémoire remercier « ALLAH », le Tout Puissant de m'avoir donné la volonté, le courage et l'aide pour accomplir ce travail.*

*Je tiens à exprimer mes vifs remerciements et toute ma gratitude à mon promoteur M. A.AIT YAHIATENE, pour le temps qu'il m'a accordé et les conseils qu'il m'a prodigué pour l'élaboration de mon projet de fin d'études.*

*Je tiens à exprimer mes vifs remerciements à M.L.CHANANE pour sa bienveillance, sa gentillesse, sa franchise, son honnêteté et de nous avoir transmis son savoir.*

*J'adresse également mes vifs remerciements à tous ceux et celles qui, directement ou indirectement ont contribué à faciliter mon travail.*

*Mes remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de  
SOMIBAR pour sa disponibilité*

*Merci à tous nos enseignants du département Génie Minier et science fondamentales pour le savoir qui nous ont transmis durant notre cursus.*

*Je ne saurais terminer sans remercier vivement le président et les membres du jury pour avoir accepté de présider et d'examiner ce modeste travail.*

# Dédicaces

*Je dédie ce modeste travail à mes parents, pour leur, amour, soutien, encouragement, et sacrifices, sans qui je n'aurai pas pu arriver à ce stade, à ma sœur Malika et mes frères Kamel et Zakaria dont je suis très fière, et à qui je souhaite beaucoup de réussite.*

*À toutes les familles « KOSSEIR » et « BOUKHALKHALE».*

*A tous mes meilleurs amis : Younes, Mohamed Achour, Rida Ladjal, Hosni, Hamza, Karim, Bachen Mohamed. À mes meilleurs amies : Sarah qui est très chère à moi, Imene, Linda et Hind.*

*A tous les amis et les profs de la classe primaire jusqu'à la classe de terminal, pour les bons moments qu'on a passé ensemble.*

*A tous les profs de l' l'école nationale polytechnique surtout de Génie Minier.*

*Au cercle fermé de mes amis de l'école nationale polytechnique et la cité Bouraoui qui ont contribué à rendre ces cinq dernières années plus agréables, à Mohamed Rida, Dris, Oussama, Hassene pour l'encouragement en 2ème année, à Zakaria et Nassima... et à tous les amis de l'école nationale polytechnique et la cité Bouraoui, pour les bons moments qu'on a passé ensemble.*

*À ma promotion ; Imene, Walid, Zine Lakhdar, Bilal, Djamel, Bel kacem, Farid, Abderrahman, Brahim, Hamza Masbah, Hicham, Abdarrahan Saadoune, Smail et Amari.*

*Et à mes amis d'ailleurs qui ont toujours cru en moi.*

*À tous ceux qui m'ont aidé, soutenu et encouragé, à tous ceux qui y ont contribué de loin ou de près.*

*Aboubakre*

## ملخص :

الهدف من هذا العمل هو عمل تقريبي اقتصادي لقابلية الاستغلال لمنجم درايسة. باستخدام نموذج "اوهارا" يتم حساب تكاليف الاستثمار و تكاليف التشغيل, مع اخذ في الحسبان معايير التشغيل المختلفة. أدت نتائج هذا النموذج لتحديد العديد من المؤشرات الفنية والاقتصادية، مثل نتائج الاستغلال، التدفق النقدي والتدفقات النقدية المحدثة. تستخدم هذه الاخيرة لحساب معايير القرارات مثل متوسط معدل العائد، صافي القيمة الحالية، معدل العائد، مؤشر الربحية، وقت الاسترجاع. وفقا لهذه النتائج، يتم اخذ قرار الربحية وقابلية الاستغلال. **الكلمات المفتاحية:** منجم درايسة، الباريت، الاستغلالية، اوهارا، الاقتصاد المنجمي، تكاليف الاستثمار و تكاليف التشغيل، التدفق النقدي و معايير القرار، الربحية.

## Résumé :

L'objectif de ce travail est de faire une approche économique de l'exploitabilité du gisement de baryte de Draissa de Bechar.

Pour ce faire on a utilisé le modèle d'O'HARA, qui permet de calculer les différents paramètres d'exploitation à savoir : l'effectif, les coûts d'investissement ainsi que les coûts opératoires par unité produite.

Les résultats de ce modèle ont abouti à déterminer plusieurs indicateurs techniques et économiques tels que les résultats d'exploitation et les cash-flows. Une fois ces paramètres sont calculés, ils sont utilisés dans des critères de décision tels que le taux moyen de rentabilité (TMR), la valeur actualisée nette (VAN), taux de rentabilité interne (TRI), indice de profitabilité (IP), le délai de récupération (DR) et le délai d'amortissement (DA).

Selon ces résultats, la décision de la rentabilité et donc de l'exploitabilité du gisement est prise.

**Mots clés :** Gisement de Draissa, baryte, exploitabilité, O'HARA, économie minière, les coûts d'investissement, les coûts opératoires, cash-flow, les critères de décision, rentabilité.

## Abstract:

The aim of this work is to realize economic approach of operability of Draiss deposit.

Using the model O'HARA, we calculate various operating parameters, the effective, costs of investment and operating costs per unit produced.

The results of this model have led to identify several technical and economic indicators such as operating results, cash flow and actualized cash flows. These are used to calculate decision criteria such as average rate of return, the net present value, internal rate of return, profitability index, payback and the payback period.

According to these results, the decision of the profitability and exploitability of the deposit is taken.

**Keywords:** Draissa deposit, barite, exploitability, O'HARA, mining economic, investment costs, operating costs, cash flow, the decision criteria, profitability.

# Table des matières

Liste des figures .....	i
Liste des tableaux .....	ii
Introduction générale : .....	1

## Chapitre 1:

### Opérations financières

1. Introduction : .....	4
2. Opération financières : .....	4
2.1. Notion d'intérêts : .....	4
2.1.1. Les intérêts simples : .....	4
2.1.2. Les intérêts composés : .....	4
2.2. La valeur acquise : .....	4
2.3. La capitalisation : .....	5
2.3.1. Taux proportionnels : .....	5
2.3.2. Taux équivalents : .....	5
2.4. Notion d'actualisation : .....	5
2.5. Construction d'un tableau d'amortissement d'un prêt : .....	6
2.6. Notion et calcul de CASH- FLOW : .....	7
2.6.1. La notion de flux de trésorerie (cash-flows) : .....	7
2.6.2. L'évaluation des cash-flows : .....	7
2.7. Notion d'investissement : .....	7
2.7.1. Notion comptable de l'investissement : .....	7
2.7.2. Notion économique de l'investissement : .....	8
2.7.3. Notion financière de l'investissement : .....	8
3. Critères de décision d'investissement dans un avenir certain : .....	9
3.1. Les conditions du choix : .....	9
3.2. Les méthodes financières du choix .....	9
3.2.1. Méthode du taux moyen de rentabilité (TMR) : .....	9
3.2.2. Méthode du délai de récupération du capital investi (DR): .....	10
3.2.3. Méthode du délai d'amortissement (DA). .....	10
3.2.4. Méthode de la valeur actuelle nette (la VAN): .....	11
3.2.5. Méthode du taux de rentabilité interne (T.R.I) : .....	11
3.2.6. L'indice de profitabilité (IP): .....	12

## Chapitre 2:

### Les paramètres géologiques et miniers

1. Introduction : .....	14
2. Présentation de l'entreprise SOMIBAR : .....	14
3. Localisation géographique du gisement de DRAISSA et conditions climatiques : .....	14
3.1. Historique des travaux réalisés sur la région de DRAISSA : .....	18
4. Cadre géologique du gisement de DRAISSA: .....	20
4.1. Cadre géologique régional : .....	20
4.1.1. Position géotectonique des Monts d'Ougarta : .....	20
4.1.2. STRATIGRAPHIE : .....	20
4.1.3. TECTONIQUE : .....	26
4.1.4. MAGMATISME : .....	30
4.2. Cadre géologique local : .....	30
4.2.1. Stratigraphie : .....	30
4.3. Hydrogéologie de la région de DRAISSA : .....	32
5. Description du gisement et les réserves géologiques exploitables : .....	35
5.1. Les Réserves exploitables : .....	42
6. Volume des travaux réalisés : .....	44
6.1. Travaux géologiques : .....	44

6.2.	Travaux miniers :	45
6.3.	Travaux de sondage :	45
6.4.	Travaux d'échantillonnage :	46
6.5.	Travaux de géophysique :	46
6.6.	Travaux de laboratoire. ....	47
6.7.	Travaux de valorisation :	47
6.8.	Travaux topographiques :	47
6.9.	Rattachement et matérialisation :	48
6.10.	Travaux de bureau :	48
7.	Les propositions des méthodes d'exploitation et de traitement :	48
7.1.	L'exploitation :	48
7.1.1.	Variante 1 : Exploitation à ciel ouvert :	49
7.1.2.	Variante 2 : Exploitation mixte :	50
7.1.3.	La production annuelle totale et la durée de vie :	53
7.2.	Traitement :	53
7.2.1.	Concassage :	54
7.2.2.	Enrichissement :	54
7.2.3.	Pulvérisation et conditionnement :	54

### **Chapitre 3:**

#### Le coût d'investissement par le modèle d'O'HARA

1.	Introduction :	58
2.	Modèle d'O'HARA :	58
2.1.	Les paramètres principaux des coûts d'investissement :	58
2.2.	Les paramètres principaux des coûts opératoires :	59
3.	Description de différentes opérations du modèle et leurs équations d'estimation :	60
3.1.	Le coût d'investissement :	60
3.1.1.	Ciel ouvert :	60
3.1.2.	Souterrain :	63
3.1.3.	Traitement :	67
3.1.4.	Le coût des services des installations de surface :	71
3.1.5.	Les frais généraux d'un projet minier :	73
3.1.6.	Fonds de roulement :	74
3.2.	Les coûts opératoires :	74
3.2.1.	Ciel ouvert (Les coûts opératoires par jour) :	74
3.2.2.	Souterrain (Les coûts opératoires par jour) :	75
3.2.3.	Traitement (Les coûts opératoires par jour) :	76
3.2.4.	Services généraux (Les coûts opératoires par jour) :	77
4.	Calcul du coût d'investissement total :	78
4.1.	Ciel ouvert :	78
4.1.1.	Identification des paramètres :	78
4.1.2.	Calcul des facteurs :	78
4.1.3.	Calcul du coût d'investissement :	79
4.2.	Souterrain :	79
4.2.1.	Identification des paramètres :	79
4.2.2.	Calcul des facteurs :	80
4.2.3.	Calcul des coûts d'investissement:	80
4.3.	Traitement	81
4.3.1.	Calcul des facteurs :	81
4.3.2.	Calcul du coût :	81
4.4.	Services généraux :	82
4.4.1.	Identification des paramètres :	82
4.4.2.	Calcul des facteurs :	82
4.4.3.	Calcul du coût :	83

4.5.	Le coût des frais généraux du projet minier :.....	83
4.6.	Le coût total d'investissement :.....	83
5.	Le coût opératoire total par jour :.....	84
5.1.	Ciel ouvert :.....	84
5.1.1.	Besoins du personnel (effectif d'exploitation) :.....	84
5.2.	Souterrain :.....	85
5.2.1.	Effectif d'exploitation :.....	85
5.3.	Traitement :.....	85
5.3.1.	Effectif de traitement :.....	86
5.4.	Services généraux :.....	86
5.4.1.	Effectif :.....	86
5.5.	Le besoin en effectif total :.....	86
5.6.	Calcul total des coûts opératoires :.....	87
5.7.	Le coût opératoire par tonne produite :.....	87
6.	L'actualisation et conversions en Dinar Algérien des coûts :.....	88
6.1.	Les coefficients d'actualisations :.....	88
6.2.	Le taux de change :.....	88
6.3.	Le coût global d'investissement :.....	88
6.4.	Le coût opératoire global :.....	89
6.5.	Le coût opératoire par tonne produite :.....	90
7.	Conclusion :.....	90

### **Chapitre 4:**

#### **Les critères de décision et la décision**

1.	Introduction :.....	92
2.	Calcul des facteurs principaux :.....	92
3.	Les critères de décision :.....	97
3.1.	Taux moyen de rentabilité (TMR) :.....	97
3.2.	Délai de récupération (DR) :.....	97
3.3.	Délai d'amortissement (DA) :.....	99
3.4.	La valeur actuelle nette (VAN) :.....	100
3.5.	L'indice de profitabilité (IP):.....	100
3.6.	Taux de rentabilité interne (TRI) :.....	100
4.	Interprétation des résultats :.....	100
4.1.	Variante 1 (ciel ouvert):.....	100
4.2.	Variante 2 (mixte) :.....	101
5.	Critique et recommandations :.....	101
6.	Conclusion :.....	102
	Conclusion générale :.....	104
	BIBLIOGRAPHIE :.....	106

## **Chapitre II**

Figure II- 1: carte de situation géographique du gisement de DRAISSA (google earth). .....	15
Figure II- 2 : carte de situation du secteur de DRAISSA. ....	17
Figure II- 3 : levé topographique de la région de DRAISSA. ....	19
Figure II- 4 : schéma géologique et structural de l'Ougarta.....	29
Figure II- 5 : plan de délimitation des secteurs du gîte de Draissa.....	37
Figure II- 6 : schéma d'une chambre magasin. ....	52
Figure II- 7 : schéma technologique de traitement.....	56

## **Chapitre IV**

Figure IV- 1: Les cash-flows en fonction des années pour variante 1 .....	96
Figure IV- 2: Les cash-flows en fonction des années pour variante 2 .....	97
Figure IV- 3 : Le cumul des cash-flows en fonction des années pour variante 1. ....	98
Figure IV- 4: Le cumul des cash-flows en fonction des années pour variante 2. ....	98
Figure IV- 5: Le cumul actualisé des cash-flows actualisés en fonction des années (V1).....	99
Figure IV- 6 : Le cumul actualisé des cash-flows actualisés en fonction des années (V2).....	99



**Chapitre II**

Tableau II- 1 : Coordonnées des périmètres des secteurs du gîte de baryte de Draïssa. ....	38
Tableau II- 2 : Paramètres des filons du secteur « A ».....	39
Tableau II- 3 : Paramètres des filons du secteur « B ».....	40
Tableau II- 4 : Paramètres des filons du secteur « C ».....	41
Tableau II- 5 : Paramètres des filons du secteur « D ».....	42
Tableau II- 6 : les réserves totales du gisement.....	42
Tableau II- 7 : Les réserves exploitables dans le secteur B.....	43
Tableau II- 8 : Les réserves exploitables dans le secteur C.....	43
Tableau II- 9 : Les réserves exploitables dans le secteur D. ....	44

**Chapitre III**

Tableau III- 1 : Les paramètres d'exploitation CO. ....	78
Tableau III- 2 : Les facteurs d'exploitation CO. ....	78
Tableau III- 3 : Les coûts d'investissement à ciel ouvert[\$86]. ....	79
Tableau III- 4 : Les paramètres d'exploitation ST. ....	79
Tableau III- 5 : Les facteurs d'exploitation ST. ....	80
Tableau III- 6 : Les coûts d'investissement ST[\$86]. ....	80
Tableau III- 7 : Les facteurs de traitement. ....	81
Tableau III- 8 : Les coûts de traitement[\$86]. ....	81
Tableau III- 9 : Les paramètres SG. ....	82
Tableau III- 10 : Les facteurs SG. ....	82
Tableau III- 11 : Les coûts SG[\$86]. ....	83
Tableau III- 12 : Les coûts des frais généraux[\$86]. ....	83
Tableau III- 13 : Le coût total d'investissement[\$86]. ....	84
Tableau III- 14 : Les coûts opératoires CO[\$86]. ....	84
Tableau III- 15 : Le besoin d'effectif CO .....	84
Tableau III- 16 : Les coûts opératoires ST[\$86]. ....	85
Tableau III- 17 : Le besoin d'effectif ST .....	85
Tableau III- 18 : Les coûts opératoires de traitement[\$86]. ....	85
Tableau III- 19 : Le besoin d'effectif pour le traitement est :.....	86
Tableau III- 20 : Les coûts opératoires SG[\$86]. ....	86
Tableau III- 21 : Effectif d'exploitation.....	86
Tableau III- 22 : Le besoin effectif total. ....	86

Tableau III- 23 : Le coût opératoire total[\$86].....	87
Tableau III- 24 : Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite[\$86]. .....	87
Tableau III- 25 : Le coût global actualisé en Dollar.....	88
Tableau III- 26 : Le coût global en Dinar Algérien.....	89
Tableau III- 27 : Le coût opératoire en Dollar actualisé 2010 .....	89
Tableau III- 28 : Le coût opératoire en Dinar Algérien .....	89
Tableau III- 29 : Le coût opératoire par tonne produite en DA. ....	90

#### **Chapitre IV**

Tableau IV- 1: Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite en DA. ....	92
Tableau IV- 2: La quantité vendue de baryte.....	93
Tableau IV- 3: Dépenses. ....	93
Tableau IV- 4: Chiffre d'affaire. ....	93
Tableau IV- 5 : Résultat brute. ....	93
Tableau IV- 6: Taux moyen de rentabilité. ....	97
Tableau IV- 7: Délai de récupération.....	97
Tableau IV- 8: Délai d'amortissement (DA).....	99
Tableau IV- 9 : La valeur actuelle nette.....	100
Tableau IV- 10 : L'indice de profitabilité .....	100
Tableau IV- 11 : Taux de rentabilité interne .....	100



# Introduction générale

### **Introduction générale :**

Le secteur minier détenu par les entreprises privées a été nationalisé en 1966, et sa gestion confiée à la Société Nationale de Recherches et d'Exploitation Minières (SONAREM), entreprise publique fonctionnant sur budget de l'état, excluant de fait toute notion de rentabilité. En 1989, avec l'avènement de l'autonomie des entreprises, l'autorité publique s'est désengagée progressivement de la gestion du secteur, ce qui a amené la SONAREM à se restructurer en cinq filiales dont l'Entreprise des Non Ferreux (ENOF). La mondialisation de l'économie a incité les autorités du pays à l'élaboration, en 2001, de la nouvelle loi minière dont l'un de ses principaux objectifs est l'ouverture du secteur minier au privé national et étranger, aussi bien dans l'exploration que l'exploitation.

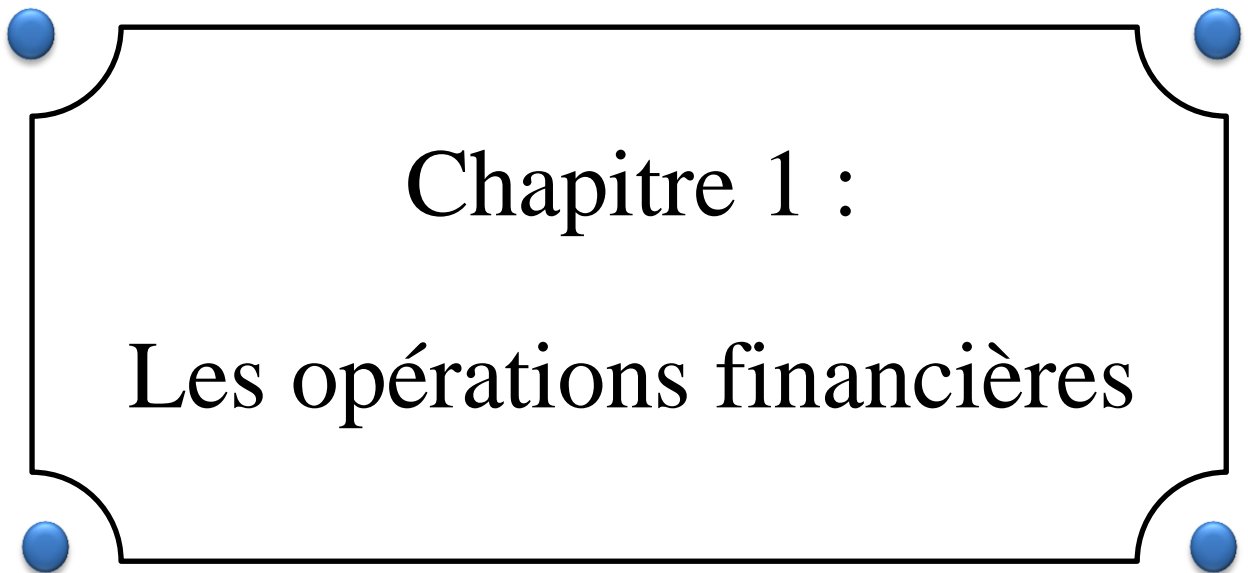
La production croissante de pétrole, implique une augmentation de la demande des boues de forage, comme la baryte dans notre cas. SOMIBAR, la société qui exploite la baryte en Algérie a décidé d'augmenter la production nationale de la baryte qui a été de 55 000 tonnes par an, cette augmentation oblige la société à ouvrir de nouveaux gisements comme le cas de Draïssa à Bechar.

Notre travail a pour but de faire une approche économique de l'exploitabilité du gisement de Draïssa, qui est situé dans le contexte géologique de Bechar, et déterminé les différents paramètres géologiques, techniques d'exploitation et de traitement (définition géologie du lieu, estimation des réserves exploitables, les méthodes d'exploitation et les méthodes de traitement), et faire une étude économique de l'exploitabilité et la rentabilité de ce gisement, et poser des décisions d'investissement dans ce projet (le chiffre investie, chiffre d'affaire, dépenses, cash-flow, taux moyen de rentabilité, délais de récupération, délais d'amortissement, la valeur actuelle net, taux de rentabilité interne et l'indice de profitabilité) et de voir leur sensibilité à travers les variations des données de base (les réserves exploitables, quantité de tout-venant, quantité produite, l'investissement, prix unitaire de vente, les taux d'actualisation et les index d'actualisation).

Le plan de travail adopté pour notre projet de fin d'études est le suivant:

- ❖ La première partie est consacrée à un rappel des données économiques et les opérations financières (notion d'intérêts, la valeur acquise, capitalisation, actualisation, amortissement, notion de flux, cash-flow, notions d'investissement et les critères de décision) qui servent aux décisions de l'investissement.

- ❖ La deuxième partie est consacrée à un rappel des données techniques (géologiques, Hydrogéologiques, exploitation et traitement du minerai) qui vont servir de base à notre étude.
- ❖ La troisième partie est consacrée à l'identification des coûts d'investissement, les coûts opératoires, l'effectif d'exploitation et le besoin de la mine en utilisant le modèle d'O'HARA.
- ❖ La quatrième partie sera consacrée à l'identification des critères de décision d'investissement, et l'interprétation des résultats, la décision de la rentabilité du gisement.
- ❖ Nous terminons notre travail par une conclusion générale.



Chapitre 1 :

Les opérations financières

## 1. Introduction :

Ce chapitre a pour objectif de définir les notions économiques et les opérations financières utilisées dans le développement d'un projet d'investissement.

## 2. Opérations financières : [1]

C'est le moyen par lequel une entreprise peut se procurer immédiatement, la contrepartie d'une Créance à terme. Créancier est en général le vendeur ou celui qui présente l'effet commercial.

Dans une opération commerciale, il y'a deux parties: un Vendeur et un Acheteur Quand le règlement n'est pas immédiat, il est alors à terme. Dans ce cas, l'acheteur émet au créancier (Vendeur) un effet commercial. Le montant inscrit sur l'effet, s'appelle Valeur Nominale. La date à laquelle cette valeur est payable est appelée : Échéance.

### 2.1. Notion d'intérêts : [2]

L'intérêt est la rémunération qui compense l'immobilisation du capital pendant la durée du placement ou de l'emprunt.

On peut distinguer deux types d'intérêt, les intérêts simples qui concernent le court terme et les intérêts composés qui tiennent compte des intérêts des périodes antérieures.

#### 2.1.1. Les intérêts simples : [2]

Pour calculer le montant d'un intérêt simple il faut disposer de 3 éléments :

$C_0$ : le montant placé ou emprunté ;

$i$  : le taux d'intérêt convenu par période ;

$n$  : le nombre de périodes (jours, mois, années) ;

Le montant de l'intérêt est donc :  $I = C_0 \cdot i \cdot n$

#### 2.1.2. Les intérêts composés : [2]

Le principe de l'intérêt composé signifie que le montant de l'intérêt de la période est réintégré au capital et porte lui-même intérêt sur la période suivante.

La généralisation de la formule sera alors :  $C = C_0 (1+i)^n$

## 2.2. La valeur acquise : [3] [4].

### 2.2.1. Calcul de la valeur acquise : [2] [3] [4]

On place un capital  $C_0$  pendant  $n$  périodes au taux  $i$  par période.

Fin de la première période : l'intérêt produit est  $C_0 \times i$ , le capital est  $C_1 = C_0 (1+i)$ .

Fin de la deuxième période : l'intérêt produit est  $C_1 \cdot i = C_0(1+i) \cdot i$ , le capital est  $C_2 = C_1(1+i) = C_0(1+i)^2$ .

D'une période à l'autre, le capital est multiplié par  $(1+i)$ . La suite  $C_n$  est donc une suite géométrique de premier terme  $C_0$  et de raison  $(1+i)$  de sorte que :

Le capital à la fin des  $n$  périodes est:  $C_n = C_0 (1+i)^{n-1}$

Ce capital s'appelle la valeur acquise. Dans le cas où vous avez placé de l'argent, c'est la somme qu'on vous remet à la fin du placement ; dans le cas où vous avez emprunté de l'argent, c'est la somme que vous devez rembourser.

### 2.3. La capitalisation : [1] [3]

Un capital est placé à intérêts composés, lorsque à la fin de chaque période de placement ; généralement l'année ; les intérêts simples produits viennent s'ajouter au capital, pour qu'ensemble capital et intérêts ; produisent des intérêts simples à la période suivante.

La distinction fondamentale entre intérêts composés et intérêts simple résidé donc dans la capitalisation.

A la fin de chaque période, les intérêts acquis au cours de cette période ne sont pas exigibles par le bénéficiaire.

C'est la Valeur acquise  $V_n$  par un capital  $V_0$  placé pendant  $n$  périodes à un taux  $i\%$

Donc cette valeur, au bout de  $n$  années devient:  $V_n = V_0(1+i\%)^n$

#### 2.3.1. Taux proportionnels :

$$i_m \% = \frac{i\%}{n}$$

Deux taux qui correspondent à des périodes différentes sont dits proportionnels, lorsque leur rapport est égal au rapport de leurs périodes de capitalisation respectives.

#### 2.3.2. Taux équivalents :

$$i_m = (1 + i)^{\frac{n}{m}} - 1$$

Deux taux sont dits équivalents, lorsque pour une même durée de placement, ils conduisent à une même valeur acquise à intérêts composés.

### 2.4. Notion d'actualisation : [5]

L'actualisation est l'opération inverse de la capitalisation. Il ne s'agit plus de calculer la



valeur future d'un capital donné, les intérêts s'accumulant au capital de départ, mais de calculer la valeur actuelle d'une somme payable à l'avenir, les intérêts composés s'en déduisent.

### 2.4.1. Formule de calcul : [3]

La formule de l'actualisation est exactement l'inverse de celle de la capitalisation :

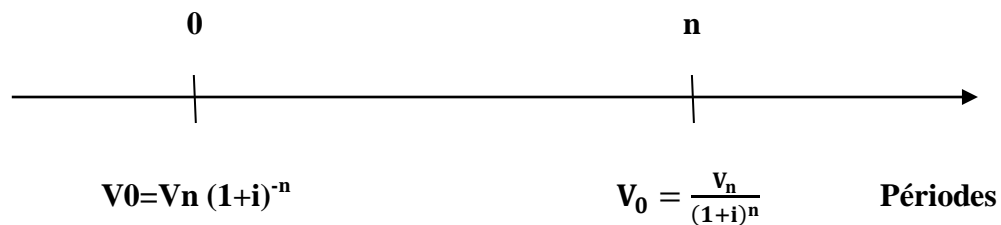
Capitalisation :  $V_n = V_0(1+i)^n$

$V_0$ =capital

Actualisation : il s'agit de calculer :  $V_0 = \frac{V_n}{(1+i)^n}$

Ou :  $V_0 = V_n (1+i)^{-n}$

Sur la base d'un graphe, Position de la valeur acquise et de la valeur actuelle.



### 2.5. Construction d'un tableau d'amortissement d'un prêt : [6] [7]

Les amortissements représentent la constatation de la dépréciation irréversible des investissements permettant de reconstituer les fonds investis.

- Ils sont calculés de façon à reconstituer au terme d'une période de temps déterminée, les fonds affectés à chaque catégorie d'investissement.
- Les amortissements calculés à partir du moment où un investissement est acquis ou terminé, doivent être pratiqués, chaque année, même en l'absence de bénéfices.

Selon le cas linéaire, en général il est calculé comme (on le désigne par A ou par DA (dotation aux amortissements)) :

$$A = \frac{I_0}{N}$$

Avec :

$I_0$  : représentant l'investissement initial.

N : durée de vie du projet.

## 2.6. Notion et calcul de CASH- FLOW : [8]

### 2.6.1. La notion de flux de trésorerie (cash-flows) :

L'analyse d'un investissement conduit à étudier les flux de trésorerie strictement liés à cet investissement, en ignorant l'activité d'ensemble de l'entreprise. C'est pourquoi, on parle d'analyse marginale des flux monétaires.

$$\text{Cash-flows} = (\text{Recettes imputables au projet}) - (\text{Dépenses imputables au projet})$$

### 2.6.2. L'évaluation des cash-flows :

La plupart des éléments constitutifs des cash-flows sont évalués prévisionnellement, ce qui les entache d'une certaine incertitude. Ces éléments sont le chiffre d'affaire, les différents coûts d'exploitation et les impôts.

Dans la mesure où l'on admet qu'il y a identité entre recettes et chiffre d'affaire d'une part, et entre dépenses et charges décaissables, d'autre part, on en déduit que :

$$\text{Cash-flow} = \text{Chiffre d'affaires} - \text{Charges décaissables}$$

Or, comme on peut écrire aussi que :

Résultat net = chiffre d'affaires - (charges décaissables + dotations) On a donc que

$$\text{Cash-flow} = \text{Résultat net} + \text{Dotations}$$

$$\text{Dotation} = \text{Amortissement.}$$

## 2.7. Notion d'investissement : [3] [8] [9]

L'investissement mobilise très souvent d'importants moyens financiers. Cette situation implique qu'un investissement ne peut se réaliser sans étude préalable entraînant des hypothèses et des choix.

En économie d'entreprise, les décisions concernant les investissements sont en général les plus risquées.

### 2.7.1. Notion comptable de l'investissement :

Le plan comptable national définit l'investissement comme étant « l'ensemble des biens et valeurs durables acquis ou créés par l'entreprise. »

Constitue donc un investissement au sens comptable du terme :

- Tout bien meuble ou immeuble corporel ou incorporel
- qui doit durer sous la même forme dans l'entreprise

### 2.7.2. Notion économique de l'investissement :

La définition économique est plus large que la définition comptable, en ce sens qu'un investissement représente :

- Une mobilisation de ressources aujourd'hui, dans l'espoir d'en tirer dans le futur un montant supérieur.

La notion économique de l'investissement englobe non seulement les achats de biens, d'équipement, mais également d'autres dépenses :

- Formation du personnel.
- Programme de recherche développement.
- Construction de prototype.

### 2.7.3. Notion financière de l'investissement :

Du point de vue financier, un investissement englobe toute dépense qui générera des revenus ou réalisera des économies sur les périodes plus ou moins longues et qui est capable d'assurer son remboursement. La vision financière de l'investissement met en avant l'équilibre dans le temps entre les ressources et les emplois. L'investissement exige pour sa réalisation, des capitaux permanents en adéquation avec sa nature.

Sur le plan financier, réaliser un investissement ne se limite pas seulement à mobiliser les moyens financiers nécessaires à l'achat des équipements et autres moyens, mais englobe également la mobilisation de moyens financiers supplémentaires en mesure de financer l'augmentation d'activité qui s'en suit.

Ce financement supplémentaire s'appelle "besoin en fonds de roulement d'exploitation (BFRE). »

**Le BFRE** se définit comme étant égal à la différence entre :

- Les besoins nés du cycle d'exploitation.
- Les ressources provenant du cycle d'exploitation.

### 3. Critères de décision d'investissement dans un avenir certain :

#### 3.1. Les conditions du choix : [2] [3] [8]

Le processus décisionnel en matière d'investissement comporte deux phases impératives :

- a) Évaluation du coût de l'investissement lui-même
- b) Évaluation de l'exploitation dans le temps

La première étape consiste à évaluer le montant de l'investissement qui comprend non seulement le coût de l'investissement lui-même, mais également le besoin en fonds de roulements d'exploitation.

La deuxième étape consiste à simuler dans le temps l'exploitation de l'investissement réalisé. (Évaluer le chiffre d'affaires attendu, les charges attendues, le bénéfice attendu, les remboursements attendus, etc.).

Le choix s'effectue justement à partir de la comparaison entre le coût global de réalisation et le résultat global attendu.

#### 3.2. Les méthodes financières du choix

Il existe plusieurs méthodes financières permettant le choix :

- 1) Méthode du taux moyen de rentabilité (TMR).
- 2) Méthode du délai de récupération du capital investi (DR).
- 3) Méthode du délai d'amortissement (DA).
- 4) Méthode de la valeur actuelle nette (la VAN).
- 5) Méthode du taux de rentabilité interne (le TRI).
- 6) L'indice de profitabilité (IP).

##### 3.2.1. Méthode du taux moyen de rentabilité (TMR) : [1]

Le taux moyen de rentabilité est le taux pour lequel on peut avoir combien ramène une unité monétaire investie, il est calculé par :

$$\text{TMR}[\%] = \frac{\frac{1}{n} \sum_{t=1}^n \text{CFN}_t}{I_0}$$

$\text{CFN}_t$  : cash-flow net.

$I_0$  : investissement initial.

**3.2.2. Méthode du délai de récupération du capital investi (DR): [1] [2] [8]**

La méthode du délai de récupération est basée sur les flux nets de trésorerie (cash-flow) et non sur le revenu net.

Le délai de récupération du capital investi (DR, DRC) (encore appelé temps de retour), ou (Pay Back Period) est la date à laquelle le cumul des cash-flows nets (Flux Nets de Trésorerie) est égal au montant de l'investissement initial  $I_0$ . Mathématiquement cela se traduit par la formule:

$$DR = K - 1 + \frac{I_0 - S_{K-1}}{CFN_K} \qquad DR = K - 1 + \frac{0 - D_{K-1}}{D_K - D_{K-1}}$$

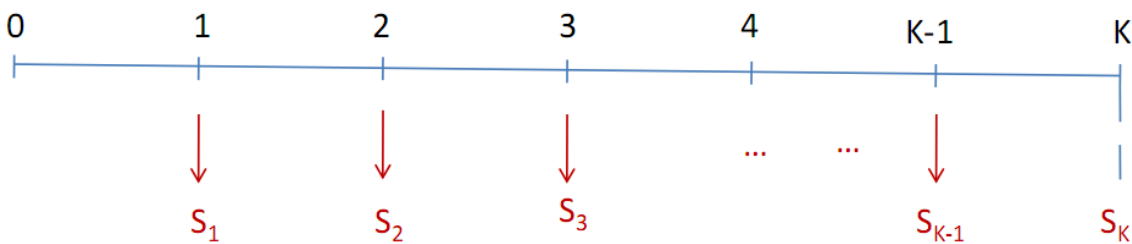
Avec  $S_K$  égale :  $S_K = \sum_{t=1}^K CFN_t$

$$S_1 = \sum_{t=1}^1 CFN_t = CFN_1$$

$$S_2 = \sum_{t=1}^2 CFN_t = CFN_1 + CFN_2$$

.....

$$S_K = \sum_{t=1}^K CFN_t = CFN_1 + CFN_2 + \dots + CFN_K$$



On arrête le calcul de ces cumuls pour la 1ere valeur de K telle que le cumul associé à  $S_K$  dépasse la valeur de l'investissement initial  $I_0$ .

**3.2.3. Méthode du délai d'amortissement (DA). [1]**

Le DA est la date à laquelle le cumul des Cash-Flows Nets Actualisés est égal au montant de l'investissement initial  $I_0$ . La différence par rapport au délai de récupération(DR) est le fait que les Cash-Flows Nets sont Actualisés.

$$DA = K - 1 + \frac{I_0 - S_{aK-1}}{S_{aK} - S_{aK-1}} = K - 1 + \frac{I_0 - S_{aK-1}}{CFN_K \cdot (1 + i\%)^{-K}}$$

### 3.2.4. Méthode de la valeur actuelle nette (la VAN): [1] [2] [8]

La méthode de la valeur actuelle nette fait appel au calcul financier, et notamment aux problèmes d'actualisation.

Le principe étant que toute dépense actuelle est plus lourde que la dépense future. Toute recette actuelle est plus importante qu'une recette future.

#### 3.2.4.1. Valeur actuelle nette (VAN) :

On appelle valeur actuelle nette, l'excédent du cumul des flux de trésorerie d'exploitation (F.N.T) actualisés, calculés sur toute la durée de vie de l'investissement, sur le montant total du capital investi ( $I_0$ ).

$$VAN = \sum \text{Flux nets de trésorerie actualisés (FNTA)}$$

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FNT_t}{(1 + i\%)^n}$$

Les dépenses et les recettes de chaque année sont actualisées, qu'il faut comparer soit à l'investissement initial, lorsqu'il s'agit d'un seul projet, soit à comparer entre eux quand il s'agit de deux ou plusieurs projets.

#### 3.2.4.2. Taux d'actualisation :

Pour chaque opération, il peut être retenu un taux d'actualisation.

Ce taux est déterminé en fonction du taux d'intérêt des capitaux empruntés, du taux d'inflation prévalant, et du taux appliqué dans le secteur d'activité.

### 3.2.5. Méthode du taux de rentabilité interne (T.R.I) : [1] [2] [8]

Le taux de rentabilité interne est le taux pour lequel la valeur actuelle nette (VAN) est nulle. C'est le taux  $r$ , pour lequel il y a équivalence entre :

- Le capital investi d'une part,
- La somme des flux nets de trésorerie d'exploitation (cash-flow), y compris la valeur résiduelle de l'investissement d'autre part actualisé au taux ( $r$ ).

Le taux de rentabilité interne permet :

- De rémunérer le capital investi et non encore remboursé, et ce sur toute la durée de vie de l'investissement.
- De rembourser le capital investi.

On définit le taux de rentabilité interne comme le taux d'actualisation qui annule la VAN du projet, soit :  $r$  tel que  $VAN = 0$

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{FNT_t}{(1+r\%)^n} = 0$$

Pour des FNT constants on a :

$$\frac{I_0}{FNT} = \sum_{t=1}^n \frac{1}{(1+r\%)^n}$$

De là il faut calculer le taux «  $r$  » dit taux de rentabilité interne

### Remarque :

Différence fondamentale entre la méthode de la valeur actuelle nette, et celle du taux de rentabilité interne. :

- La VAN, suppose que les flux de trésorerie générés par le projet étaient réinvestis dans l'entreprise au fur et à mesure de leur production à un taux égal au coût des capitaux.
- Le TRI, présume le réinvestissement des flux de trésorerie générés par le projet au taux de rentabilité interne du projet lui-même.

#### 3.2.5.1. Avantages et inconvénients du (TRI)

Chaque projet est caractérisé par son propre taux de rentabilité interne (TRI).

La méthode du TRI est longue puisqu'on procède par itérations successives.

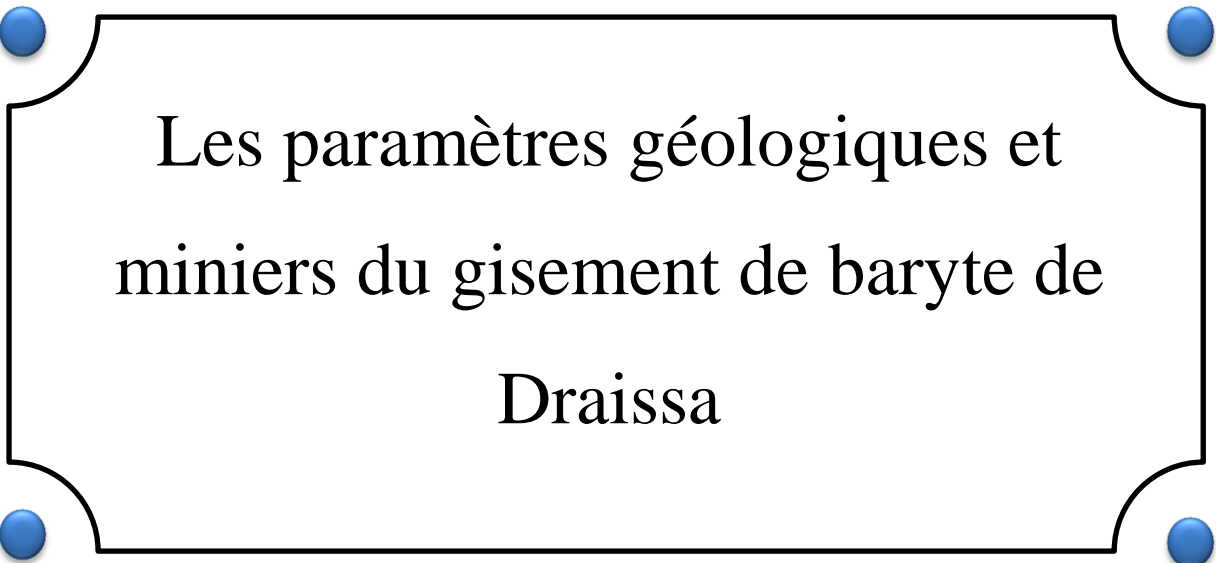
#### 3.2.6. L'indice de profitabilité (IP): [1] [2] [8]

L'indice de profitabilité permet de classer des projets dont on a mesuré la VAN. On le calcule comme le rapport entre les flux de trésorerie d'exploitation actualisés et l'investissement initial, soit :

$$IP = \frac{VAN}{I_0} + 1$$

Le taux d'actualisation est le même que celui utilisé pour la VAN.

- ❖ Pour qu'un projet soit acceptable, il faut que son IP soit supérieur à 1 . Lorsque plusieurs projets d'investissements sont possibles, on retient celui qui possède l'indice le plus fort, à condition toutefois qu'il soit supérieur à 1 .



Les paramètres géologiques et  
miniers du gisement de baryte de  
Draïssa



### 1. Introduction :

L'objectif de ce chapitre est de présenter le gisement de DRAÏSSA (W.BECHAR) du point de vue géographique, géologique, ses caractéristiques (réserves et teneurs), les travaux réalisés, et proposition des méthodes d'exploitation et de traitement.

### 2. Présentation de l'entreprise SOMIBAR : [10]

Société (EPE / Spa) des Mines de Baryte d'Algérie par abréviation SOMIBAR.

A pour vocation la recherche, l'exploitation, la production, le développement, la commercialisation et l'exportation en l'état ou après transformation de la baryte et de tous produits miniers et substances minérales non métalliques. Elle est certifiée ISO 9001 version 2000 par l'organisme AFAQ-ASCERT international.

Leader national dans la production et commercialisation de la baryte en Algérie, SOMIBAR produit plus de 55 000 tonnes de baryte destinée principalement au secteur pétrolier.

#### Unités de la filiale: SOMIBAR :

Les unités qui appartiennent à cette filiale sont les suivantes :

- Unité de production : BOUCAID ;
- Unité de production : AÏN MIMOUN ;
- Unité de traitement : MELLAL ;

#### Projets de la filiale: SOMIBAR :

Les projets qui appartiennent à cette filiale sont les suivants :

- Projet : Le gisement de baryte de DRAÏSSA ;
- Projet : Le gisement de calcaire de BOUCAID ;
- Projet : Le gisement de gypse de Ouled Aïcha (tissemsilt).

### 3. Localisation géographique du gisement de DRAÏSSA et conditions climatiques : [11]

Le champ filonien de barytine de DRAÏSSA est situé à environ 300 Km au Sud-Ouest de la ville de Béchar, chef-lieu de la Wilaya, et à 20 km de la route nationale N°50 qui relie Béchar à Tindouf.

Le gisement de DRAÏSSA est situé dans la structure majeure nommée « Chaîne de l'Ougarta », et dans la partie Nord-Ouest du Sahara algérien et a pour coordonnées : [12]

00°30'-5°00' de longitude Ouest.

28°30'-31°00' de latitude Nord.



Figure II- 1: carte de situation géographique du gisement de DRAISSA (google earth).

Ces derniers correspondent à une vaste zone de reliefs, allongés NO-SE sur une superficie de 400 x 200 Km.<sup>2</sup> Ils sont limités au Nord par la Hamada du Guir, et le plateau du Kem- Kem, au Sud par la Hamada Chammar, et le Touat, à l'Est par le grand erg occidental, et à l'Ouest par la Hamada du Draâ, et l'erg Iguidi.

Ils se subdivisent en deux faisceaux de reliefs, sensiblement parallèles, dits : faisceau de la Saoura, et faisceau de la Daoura, séparés par l'Erg Er Raoui. Les reliefs sont peu élevés. Les altitudes varient de 600 m à 800 m. Le point culminant correspond au Djebel Ghannouma (867 m).

Le climat désertique et aride, se caractérise par :

- Un été chaud où les températures dépassent les 42°C.
- Un hiver rigoureux où les températures descendent au-dessous du 0°C.

Les vents sont fréquents, en particulier aux mois de Mars et Avril. Les précipitations annuelles sont faibles et irrégulières, de l'ordre de 40 mm à 100 mm par an, souvent sous forme d'averses, causant de violentes crues.

La végétation est presque inexistante. Elle est limitée aux lits des Oueds : des acacias (Talh) et à certains flancs dunaires où poussent des graminées notamment le "drin" (Aristida,

pyngens), et à des cuvettes circulaires dans la hamada, où l'on rencontre de Curieuses salsolacées, connues sous le nom de champignon de Bouamama (*Anabasis aretioïdes*).

La faune est variée, elle est typique aux zones sahariennes. Quant aux points d'eau; ils se concentrent pour la plupart sur les bordures de l'Erg Erraoui, car celui-ci est connu en tant que réservoir d'eau potable. Les points d'eau les plus importants sont Hassi El Hariga, Hassi Kechouane, Hassi Berbouchi, Tabelbala.

Sur le plan administratif, les Monts d'Ougarta sont partagés entre les Wilayas de Béchar, Adrar et Tindouf. Cette région n'est habitée que par des nomades "Reguibet" qui se cantonnent généralement aux proximités de l'Erg Er Raoui, près de Hassi El Hariga. Des villages se tiennent le long de l'Oued Saoura, dont la ville de Beni Abbès est la plus célèbre, et de la Daoura dont ceux de Tabelbala et de Boutbeiga proche du gisement de Draïssa.

Les Monts d'Ougarta sont couverts par un jeu de cartes topographiques au 1/ 500 000 et un autre au 1/ 200 000. Quant à la couverture géologique, les cartes à 1/ 200 000 ont été réalisées par différents auteurs. Lors des travaux de recherches systématiques, l'Ex SONAREM a levé l'ensemble du territoire au 1/ 200 000. Comme Tabelbala est situé à 80 Km à l'Est de DRAÏSSA, relié au centre du Sahara par la route nationale N°50.

L'étude gravimétrique réalisée sur un filon de barytine dénommé "filon BRMA" a permis d'estimer l'extension du filon en profondeur à 500m.

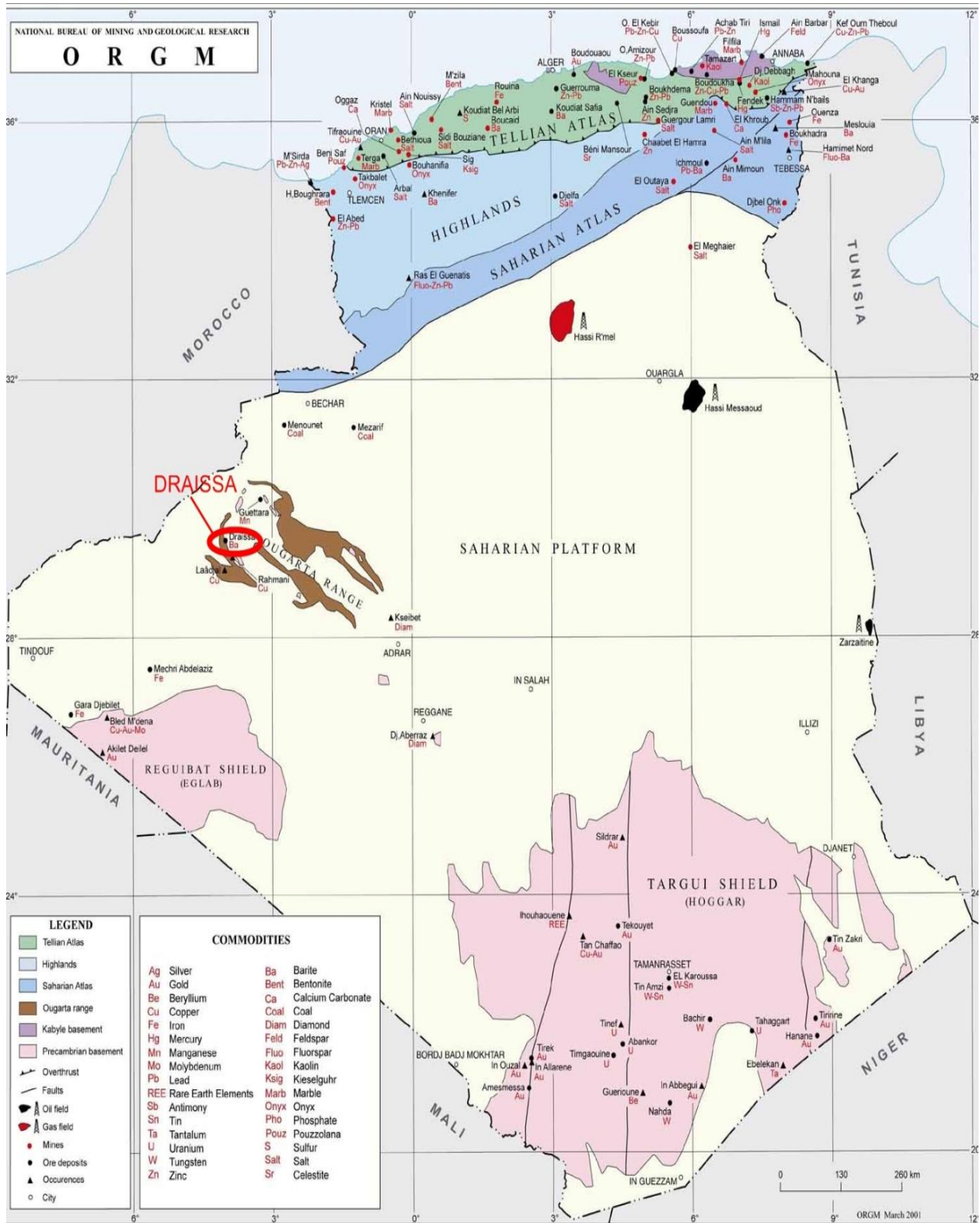


Figure II- 2 : carte de situation de secteur de Draïssa.

### 3.1. Historique des travaux réalisés sur la région de Draïssa : [12]

Des habitations en ruine, des puits, des tranchées d'exploitation et des tas de minerais ou terrils, témoignent que l'exploitation dans les monts de l'Ougarta est connue depuis l'antiquité. La toponymie locale : Taccroum, El-Masdar et Guelb-En-Hass. Signifie exploitation du cuivre. C'est au 20<sup>ème</sup> siècle qu'ont été lancés des travaux dans la région. Les premières explorations reviennent à F.F. GAUTIER.

- A partir de 1976, la SONAREM a entrepris des recherches systématiques dans la chaîne de l'Ougarta, qui se sont prolongées jusqu'en 1987.
- De 1976 à 1978, SONAREM, que revient le mérite de la reconnaissance, et des levés au 1/200 000, des feuilles Kerzaz et Ougarta.
- En 1979, SONAREM, réalisa des travaux de reconnaissance et de prospection (surface) de tous les filons du gîte de DRAÏSSA, à la suite desquels une carte détaillée du champ filonien a été dressée.
- De 1980 à 1981, SONAREM mena des travaux de recherches Systématiques sur les feuilles Ougarta et Tabelbala.
- De 1981-1985, SONAREM, a entrepris la recherche systématique avec élaboration des cartes géologiques au 1/200 000, dont les feuilles : de Béni Abbès, Oglat Beraber, Hassî Chaamba, Ben Zohra, Oglat Mohamed et Hassi Ouled Said.
- En 1981 - 1983 SONAREM s'est chargé de l'inventaire des indices et points de minéralisations de cuivre, dont deux (02) zones perspectives ont été dégagées : Le massif néo protérozoïque du Damrane, et la structure anticlinale du Kahal Tabelbala.
- En 1987, SONAREM acheva les travaux de recherches systématiques de la feuille El-Kseibat avec : Etablissement d'une carte géologique au 1/200 000 ; Etude stratigraphique, lithologique et tectonique ; Inventaire de toutes les occurrences minérales.
- En 1994 - 1998, SONAREM a entrepris la prospection indiciaire de la baryte dans la région de DRAÏSSA. Les ressources ont été estimées à 11 millions de tonnes de baryte.
- En 1999, dans le cadre de la recherche et de la prospection des polymétaux

dans la feuille de H. Chaamba, l'ORGM réalisa des travaux d'échantillonnage et de sondage sur le filon D-I, dit « BRMA » du secteur « D ».

- 2002 : La SOMIBAR a acquis le titre minier par l'adjudication le 04 Juin 2002, le permis d'exploitation a été délivré le 27 septembre 2002.
- 2003 : Etude technico-économique faite par le bureau d'étude Techno-Mine.
- en 2004 : Une mission effectuée à DRAISSA - Tabelbala par la SOMIBAR.
- En 2005, des travaux d'exploration ont été réalisés par l'ORGM pour le compte de SOMIBAR. Ces derniers ont porté sur l'évaluation des réserves dans les filons III, IV, V, et VI du secteur « C ». Le choix des filons obéissait aux

Paramètres suivants : longueur des tronçons de baryte supérieure à 250 - 300 m pour une puissance supérieure à 1 m. Les réserves calculées sur les quatre(4) filons étaient de l'ordre de 1 Mt, Confirmation des réserves et études technico- économiques faite par la SOMIBAR.

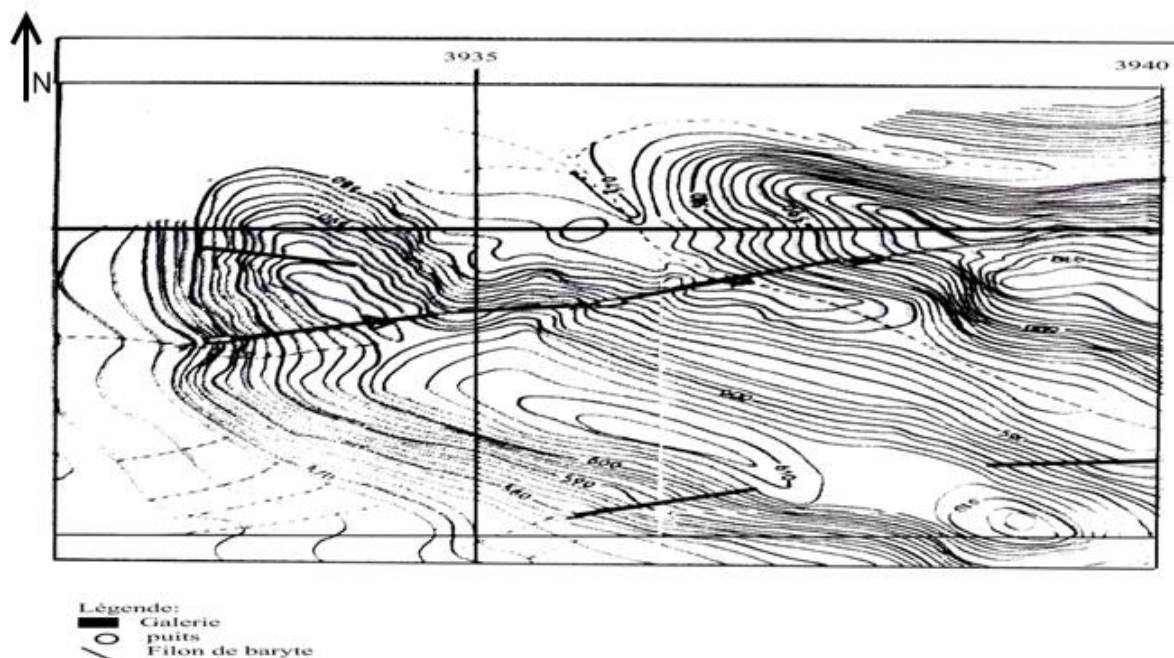


Figure II- 3 : levé topographique de la région de Draissa secteur D.

#### **4. Cadre géologique du gisement de DRAÏSSA:**

##### **4.1. Cadre géologique régional : [12]**

###### **4.1.1. Position géotectonique des Monts d'Ougarta :**

Les Monts d'Ougarta se situent sur le tracé d'une zone de suture, résultant de la collision entre la marge passive du Craton Ouest Africain, et celle active du continent pan-africain.

Cette ligne s'étend depuis l'Anti-Atlas, jusqu'au bassin du Burkina Fasso, en passant par la bordure occidentale du Hoggar, et des Adrar des Iforas (R. Caby, M. Leblanc, R. Black, J. Fabre).

La datation des roches, l'existence d'ophiolites dans l'Anti-Atlas oriental (M. Leblanc, 1979), ainsi que la mise à jour au Néoprotérozoïque supérieur d'un arc insulaire et de complexes volcanosédimentaires (fosse marginale) dans le Hoggar occidental (R. Caby, 1970) seraient la preuve de cette collision.

L'interprétation du levé aéromagnétique (M. Preidl, Lemberger, 1983) fait apparaître deux domaines différents, exprimant le caractère du socle :

- **Domaine Nord - Ouest :**

La structure de Ben Tadjine, et celle du Kahal Tabelbala, montrent des similitudes avec le Craton Ouest Africain.

- **Domaine Sud - Est :**

Il correspond à la structure de la Sebkhât El Melah, où se sont déposés de puissants complexes de dépôts flyschoides avec mise en place des laves neutres. Ce domaine est situé dans une fosse océanique (géosynclinal panafricain).

###### **4.1.2. STRATIGRAPHIE :**

La stratigraphie de la région se présente comme suit :

###### **A. Quaternaire :**

Le Quaternaire a fait l'objet de plusieurs études (H. Atimen, 1957, J. Chavaillon 1964, G. Conrad 1969, F. Beucher 1971).

A côté des anciennes terrasses, on note les dépôts des Sebkhâs avec des phénomènes

spectaculaires de zonalités centrifuges des dépôts. Sur les périphéries se déposent des gypses, tandis qu'au cœur, les sels se précipitent, tel que la Halite, voire même l'Alun.

## **B. Cénozoïque :**

### **B.1. Tertiaire :**

Il est tabulaire, discordant sur tous les terrains précédents. Il forme soit des buttes témoins (Gours), soit d'immenses hamadas. Il se compose de dépôts fluvio-lacustres couronnés d'une carapace silico-carbonatée.

## **C. Mésozoïque :**

### **C.1. Crétacé :**

La zone de passage entre l'Anti-Atlas et les Monts d'Ougarta est connue sous le nom du plateau du Kem-kem, constitué par des dépôts du crétacé. Les petits affleurements de Tadaout El Beghil font partie de cette entité.

Ces terrains reposent en discordance angulaire sur différents termes du Paléozoïque, voire même le Protérozoïque. En général, ces terrains comportent, du bas vers le haut, des conglomérats polygéniques, des calcaires sableux, des calcaires et des dolomies. L'épaisseur de l'ensemble varie de 20 m à 30 m.

## **D. Paléozoïque :**

Le Cambro - Ordovicien forme l'essentiel des reliefs des Monts d'Ougarta, que les phases d'érosion successives ont magnifiquement sculptés.

### **D.1. Carbonifère :**

Le Carbonifère affleure le long de la vallée de la Saoura, depuis Igli jusqu'à Ouarourout, au Nord de Beni Abbés. Dans cette dernière, le Tournaisien est représenté par des grés, des argiles et des calcaires rougeâtres à goniatites (goniatico rosso). Ces affleurements sont connus sous le nom de la formation d'Ouarourout.



## D.2. Dévonien (1700 m à 2000 m) :

Les principaux affleurements se situent dans la région d'Ougarta - Zeghamra, dans la région de Merhouma. Il est subdivisé en Six formations :

- Formation argilo-silteuse de Zemlet.
- Formation argileuse du Saheb El Djir.
- Formation gréseuse de Dkhissa, sa partie inférieure est constituée par des dépôts argilo-gréseux, tandis que la partie supérieure est à dominante gréseuse.
- Fondation argilo-gréseuse de l'Oued Tifergunit.
- Formation de calcaires de Chefar El Ahmar.
- Formation argilo-gréseuse de Merhouma.

## D.3. Silurien (Gothlandien) :

Il est connu sous le nom de formation de l'Oued Ali. Il affleure dans la région de Zeghamra - Ougarta, dans la région de Tabelbala et dans le synclinal d'Erg Chebbi. Le Silurien se caractérise par l'avancée de la mer à grapholites. Il est représenté par des schistes noirs et de dépôts argilo-carbonatés, dont l'épaisseur varie de 1000 m à 1250 m.

## D.4. Ordovicien :

Il repose en concordance sur la formation d'Ain Néchéa. Il se présente sur toute la superficie de la chaîne. Il s'agit de silico-clastiques avec des occurrences carbonatées. En général, ces dépôts suggèrent un milieu supratidal à intertidal, avec des oscillations de la ligne de rivage. Ils traduisent un approfondissement vers le Sud - Est de la zone de suture. Leur épaisseur varie de 1150 m à 1250 m, tandis que vers le Nord-Ouest, leur épaisseur varie de 150m à 340 m. Une glaciation a été définie vers la fin par Arbey, 1968 et 1971.

Ces dépôts se subdivisent en cinq formations types, définies dans la région d'Ougarta, et qui sont du haut vers le bas :

- Formation du Djebel Serraf (10 m à 200 m) : c'est une formation argilo-conglomératique, traduisant des dépôts glacio-marins.
- Formation de Bou M'haoud (10 m à 220 m) : elle se compose de grès quartzeux en plaquettes, intercalés d'aleurolites, de schistes et de calcaires lenticulaires.

- Formation de Foum Ez Zeïdya (30 m à 300 m) : cette formation est constituée de schistes, de grès quartzeux, des grès ferrugineux et des calcaires fossilifères.
- Formation de Kheneg El Aatène (40 m à 300 m) : elle est constituée de grès quartzeux avec intercalations de passées argileuses.
- Formation de Foum Tineslem : elle se compose de grès glauconieux verdâtres en plaquettes, à intercalations de siltstones, et des lentilles de calcaires gréseux. Son épaisseur varie de 40 m à 200 m, elle a livré des brachiopodes, des trilobites et des graptolites. Dans sa partie supérieure, un niveau à oolithes ferrugineux a été signalé.

#### D. 5. Cambrien :

Il est mal subdivisé à cause du manque de marqueurs bio stratigraphiques. Plusieurs essais ont été proposés, mais demeurent jusque-là comme sujets à des discussions ouvertes. Les subdivisions du Cambrien restent présumées.

Il a été défini pour le faisceau de la Saoura, dans un essai de nomenclature litho stratigraphique, lors du colloque des Compagnies Pétrolières, 1962.

Dans le faisceau de la Daoura, le Cambrien débute par des conglomérats polygéniques.

En général, le Cambrien comprend les formations suivantes :

- Formation conglomératique de Ben Tadjine :

Cette formation affleure dans la région de Ben Tadjine, dans la région de Draïssa et dans la fermeture Sud-Est du Kahal Tabelbala. Elle est constituée par des poudingues polygéniques, ou mono géniques, à galets arrondis mal classés, intercalés avec des arkoses rouges. Les galets se composent de roches volcaniques, de granites et /ou de quartzites en proportions variables. Son épaisseur est estimée à plus de 900 m dans la région de Ben Tadjine. Sa limite supérieure est soulignée par l'apparition du premier banc arkosique.

- Formation de Sebkhâ El Mellah :

Elle affleure largement dans les anticlinaux. Son épaisseur varie de 350 m à 400 m. Il s'agit de grès arkosiques, peu indurés, à feldspaths abondants et à granulométrie homogène et moyenne. Ces arkoses se caractérisent d'une couleur mauve à la base, et blanchâtre au sommet. Les bancs sont mal individualisés, avec une stratification oblique et entrecroisée. Sa base

comporte un petit conglomérat à dreikanter dans la Sebkhah d'El Mellah (Arbey et Caby, 1960), Sa limite supérieure est marquée par une nette rupture lithologique et granulométrique avec la formation sus-jacente (Ait Kaci, 1990).

- Formation d'Ain Néchéa :

Cette formation est largement répandue en affleurement. Son épaisseur est de 800 m. Elle est essentiellement constituée par des grès quartzites et des quartzites en dalles métriques à intercalations de grès argileux en plaquettes. Ces dernières se caractérisent dans la topographie par des combes, ou des talus doux. Cette formation est couronnée par un niveau de condensation à brachiopodes, dit dalle à Lingules.

### **E. Néoprotérozoïque :**

Les terrains attribués au Néoprotérozoïque (Précambrien supérieur) affleurent à la faveur des fenêtres d'érosion dans la couverture du Paléozoïque, au cœur des anticlinaux.

Le Néoprotérozoïque affleure :

- Dans le faisceau de la Saoura:
  - Dans la Sebkhah El Mellah.
  - Dans la structure de Boukhbaïssat.
  - Au Djebel Ben Touaris - Guettara.
- Dans le faisceau de la Daoura :
  - Du Col Robert.
  - De l'anticlinal de Hassî Bou Laâdam.
  - De l'Oued Damrane,
  - Du Kahal Tabelbala.

Ces affleurements sont complexes, variés, et fragmentaires. L'établissement des relations entre ces unités n'est pas évident. Les différents auteurs ont tous admis, que l'ensemble des terres sous-jacentes aux rhyolites sont attribuées au Précambrien II- III sans aucune datation absolue valable. En général, on distingue 3 complexes de natures et d'âges différents:

➤ Terrains sédimentaires carbonatés :

Les calcaires découverts par Menchikoff (1952), ont été retrouvés et étudiés par la mission E.RE.M. Leurs rapports avec les complexes volcano- sédimentaires voisins, ne sont pas visibles. Hypothétiquement, ils sont assimilés aux calcaires à conophytons du Hank (Bertrand - Sarfati, 1972) et à la série à stromatolites de l'Ahnet (Caby 1970 et 1983). Ces calcaires sont connus dans la région de Guettara, dans le Damrane.

➤ Terrains sédimentaires :

Ces terrains sédimentaires sont connus dans la partie Sud-Est des Monts d'Ougarta, dans la vaste boutonnière de la Sebka d'El Mellah. Ils sont considérés comme l'équivalent des formations de la série verte du bouclier Targui : Ahnet (N.O. du Hoggar) et Tilemsi (Caby, 1971, 1983, Black et al, 1979) et plus près de l'Ougarta, des séries flyschoïdes, du Bled El Mass et d'Adrar (Caby, 1983, Fabre et al, 1983). Ils sont constitués d'une alternance rythmique, à caractère de flysch, composée de bas vers le haut :

- Tufs fins fortement épidotisés,
- Brèches andésitiques.
- Grauwackes andésitiques à dacitiques.

Les Conglomérats et micro conglomérats dont les éléments quartzitiques prédominent (Khokhlov, 1980).

La sédimentation de ce flysch est contemporaine d'un volcanisme andésitique et dacitique. Dans l'anticlinal du Damrane, les formations volcanosédimentaires pourraient être un équivalent latéral.

➤ Formations volcaniques :

Ces volcanites sont considérées comme contemporaines aux formations volcaniques du P.III de l'Anti-Atlas marocain. D'après leur composition et leur disposition spatiale, on distingue :

Le volcanisme basique: Il est essentiellement connu en affleurement dans l'Oued Damrane. Ce sont des basaltes et andésito - basaltes.

➤ Le volcanisme acide :

Les roches acides issues de ce volcanisme, sont remarquables et bien développées dans le Djebel Guettara, Djebel Bet Touaris et dans la structure de Boukbaissat.

Ces roches occupent deux positions :

- Soit à la périphérie des massifs volcaniques et constituent des fameuses ignimbrites de la région.
- Soit elles soulignent les grandes fractures. Cette disposition est visible dans la partie S.O du Damrane.

#### **4.1.3. TECTONIQUE : [12]**

Cette entité, telle qu'elle nous apparaît aujourd'hui, est en réalité, infiniment plus complexe. Il est en effet, clair que chaque nouveau cycle, modifie l'état du cycle antérieur. Les sédiments du cycle récent masquent en partie les dépôts les plus anciens, et chaque phase orogénique déforme, et brise en partie les architectures préexistantes et les prédispositions structurales guident les nouvelles structures.

Deux orogénèses, au moins, ont contribué d'une façon décisive, à la structuration de cet édifice. Ce sont :

##### **A. Tectonique panafricaine :**

- 1) Tectonique souple: Cette tectonique affecta les séries volcano-sédimentaires du Protérozoïque. Les structures sont orientées en général NO-SE et sont surtout visibles à la Sebkha El Mellah.
- 2) La tectonique cassante : Des failles anciennes de direction moyenne NO, repérées- par aéro- magnétisme, mettraient en contact des compartiments du socle de composition différente (Khokhlov, 1980).

Ces failles, seraient liées au développement de la dépression marginale du Craton, car elles s'allongent parallèlement à la bordure de celui-ci. Elles découpent les formations précambriennes en blocs affaissés et élevés, avec des rejeux verticaux considérables.

Ces failles, sont formées probablement dans un régime-tectonique distensif. Les variations rapides d'épaisseur des accumulations conglomératiques, sont des arguments en la faveur de cette conclusion.

Un autre système NE de faille est décelé par l'aéro-magnétisme. A ces phases cassantes du panafricain, on peut attribuer la mise en place de dykes, qui peuvent être, en première approximation, réparties en deux familles :

- a) Les dykes basiques à olivine et des micros diorites qui seraient liés au volcanisme basique et intermédiaire aux dépôts des grauwackes turbiditiques de la Sebkha El Mellah.
- b) Des dykes rhyolitiques et andésitiques dont leur mise en place, est contemporaine de la phase de distension tardive.

### **B. Tectonique varisque (hercynienne) :**

#### 1) Tectonique souple :

Cette tectonique est mieux exprimée dans les Monts d'Ougarta. Elle est responsable de l'existence de trois anticlinoriums NO-SE, limités par de grandes failles du socle de même direction :

- Anticlinorium de Kahal Tabelbala :

Il se compose de l'anticlinal de Ben Zohra, le synclinal de Ben Tadjine, l'anticlinal de l'Oued Damrane - Erg Atimin, le synclinal du Kahal Tabelbala, l'anticlinal et le synclinal d'Oglat Mohammed.

- Anticlinorium Ougartien ou Central :

Sur le plan structural, l'anticlinorium se caractérise par des bandes plus larges à flancs raides (pendages de 30 à 35°, Khokhlov, 1981).

Les données aéro-magnétiques montrent que cet anticlinorium correspond à un bombement de socle. Les plus importants sont dans l'ensemble, orientés NO-SE. Ce système est compliqué par des failles plus transverses E-O-à ENE-OSO. Le résultat est en système de brachy-anticlinaux et des brachy-synclinaux (Menchikkof; 1952). Les synclinaux de Bou M'haoud et de Koudiat M'daga en sont de bons exemples. Les axes des plis NO-SE montrent des plongements de 5° vers le NO. Les axes les plus transverses sont horizontaux (Donzeau, 1971). Donzeau (1983) a proposé deux modèles de dévolution afin d'expliquer cette structuration.

La structure d'Ougarta est interprétée comme résultat de deux déformations successives:

- La première est une conséquence d'un serrage NE-SO, donnant des plis ougartiens.
- La seconde correspond à un serrage N - S, responsable des plis transverses. Ce modèle exige la succession de deux phases de compression, chose difficile à argumenter.

Donzeau (1983) et Khokhlov (1981), ont envisagé un autre modèle où la déformation se produit en une seule phase, les deux directions reflétant le jeu des blocs losangiques du socle, liés d'après Donzeau à un grand décrochement senestre. La contrainte, pour cet auteur passerait de 50° au début à 90° au tardi - hercynien. Khokhlov fait jouer un rôle à la rigidité différente des blocs du socle.

- L'anticlinorium de Kerzaz :

Il comporte les anticlinaux de la Sebkhah El Mellah, du Djebel Kahla et de Djebel Zeghamra. Les plis NO-SE, sont serrés et limités au NE par la grande faille bordière, séparant la chaîne de la plate-forme, créée par l'orogénèse panafricaine. Dans l'ensemble Ougarta - Daoura, le serrage responsable des plis ougartiens a été suffisant pour faire apparaître, localement, dans les rhyolites de Bet Touaris ou de Boukbaisset, une schistosité de fracture très grossière et verticale.

2) Tectonique cassante : On distingue 3 ensembles de failles :

- Les failles N.1400 (N.O) : elles correspondent aux failles rajeunies du socle à l'Hercynien avec formation des brèches, de ferruginisation et silicification.
- les failles N E : ces failles reflètent, elles aussi, des fractures du socle. Elles se présentent parfois sous forme de zones de fractures parallèles. Leur rejeu est hercynien, et s'accompagnent de ferruginisation intense, et d'une minéralisation à Manganèse.
- Les failles E-O : elles sont tardives et représentent la composante décrochante des grandes fractures du socle NO et NE.

Enfin, des faisceaux de fractures moins importantes, parallèles aux grandes failles ont un remplissage quartzeux à minéralisation poly métallique (Cu, Pb, Zn, Ba,...). Donzeau signale qu'à l'aplomb des grandes failles des trois types, de Kink bands décamétriques, affectent la couverture cambro- ordovicienne.

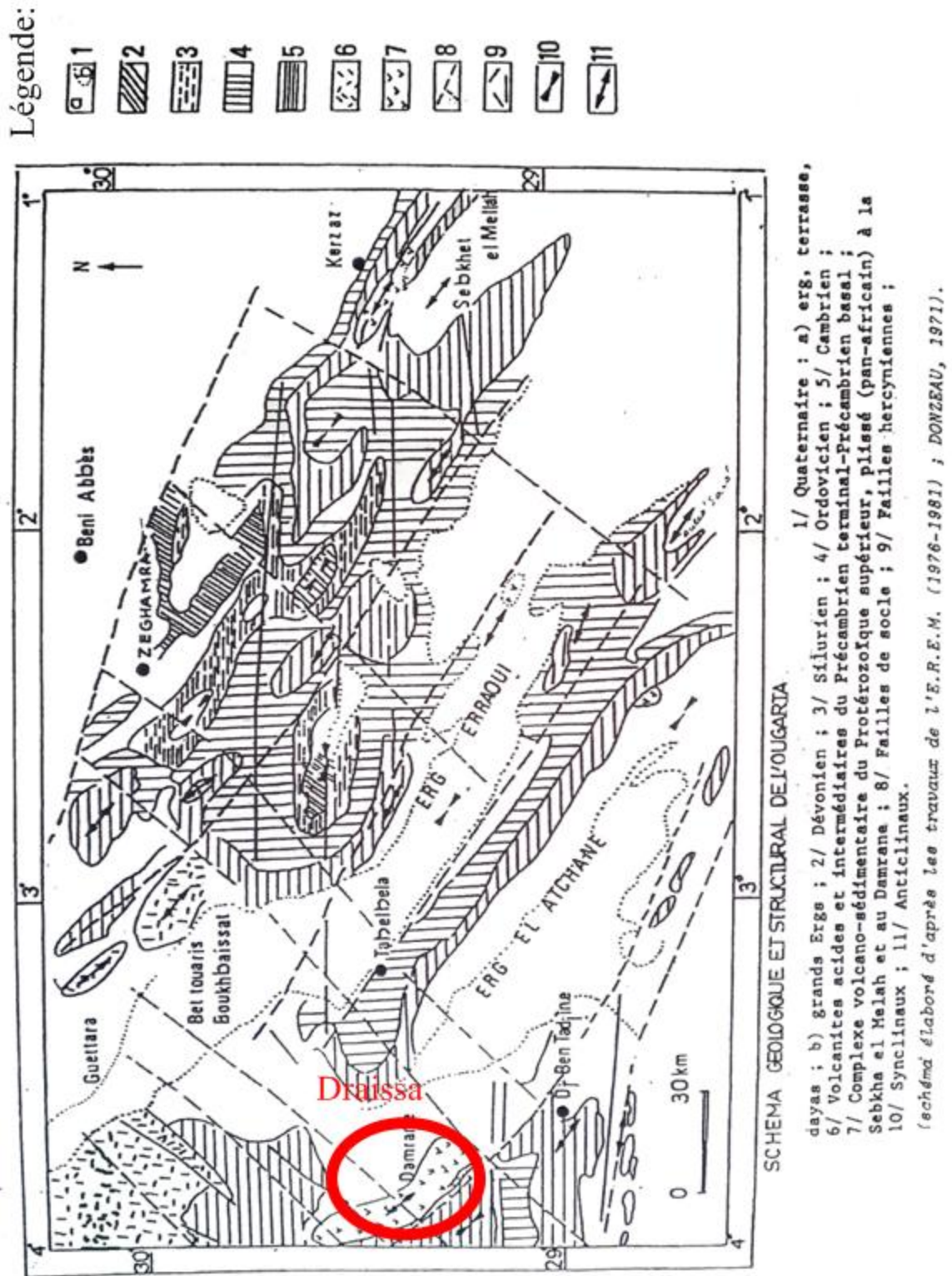


Figure II- 4 : schéma géologique et structurale de l'Ougarta.



### C. Distension triasico-liasique:

Elle se manifeste dans le Sahara Nord occidental, par une remarquable mise en place de dykes doléritiques de direction NE.

Les plus célèbres sont :

Le dyke de Foum Ez Zguid dans le territoire marocain et celui de Ksi Ksou. La tectonique alpine semble avoir joué un léger rôle d'exhaussement des reliefs vers le Nord. En outre, la néotectonique est bien visible par endroit.

#### 4.1.4. MAGMATISME : [12]

Les roches volcaniques (basaltes, andésito - basaltes, rhyolites et rhyolites ignimbristiques) formant les noyaux réputés précambriens. Il existe des roches intrusives, qui s'expriment souvent soit en dykes, soit en sills.

##### i. Les dolérites.

Elles sont plus fréquentes, dont le dyke de Ksi ksou en est le plus important. Ces dolérites n'occupent pas une place préférentielle dans les formations géologiques. Au Damrane, les dolérites se manifestent sous forme de dykes de direction N140°, recoupant les formations andésito- basaltiques. Ils en sont de même dans le Djebel Guettara - Bet Touaris, à Draâ El Kelba et dans Sebkhâ El Melah.

Au Kahal Tabelbala, la fermeture Sud-Est du Kahal Tabelbala est caractérisée par une remarquable abondance de dykes et de sills doléritiques, de direction N140° à N150°. Certains sont pris dans des plissements de couches, qui impliquent l'existence d'une génération anté- plissement (Donzeau, 1972).

ii. **Les monzonites :** Des dykes monzonitiques ont été signalés dans la structure de Sebkhâ El Mellah, de direction ougartienne, et encaissés dans le flysch.

#### 4.2. Cadre géologique local : [11]

##### 4.2.1. Stratigraphie :

###### a. Le Protérozoïque :

Les formations proterozoïques affleurent au niveau des boutonnières de Hassi-Boulaadam. Elles sont constituées d'ignimbrites, de rhyolites, de dacites et d'andésites analogues aux faciès volcaniques acides connus dans le massif de Guettara.

**b. Le paléozoïque :****b.1. Le Cambrien :**

- Formation de Hassi-Boulaadam (arkoses de la Sebkhet El Mellah) :

Comme dans l'ensemble de l'Ougarta, la formation des arkoses débute par un niveau conglomératique, suivi par des grès grossiers à stratification oblique, surmontés par des intercalations des silstones et d'argiles verdâtres et se terminent par des grès quartzeux. L'épaisseur de la formation est de 510 m.

- Formation de la Daoura (membre inférieur de la formation d'Aïn En Nechèa) :

Elle débute par une alternance de couches d'argiles rouges et de fines plaquettes de grès, et se termine par des grès quartzeux violacés en bancs centimétriques voire décimétriques à stratification oblique. L'épaisseur de la formation est de 410m.

- Formation de Delaat Seka (Membre supérieure de la formation d'Ain En Nechèa) :

Elle est constituée principalement par des bancs métriques de grès quartzeux verdâtres à colonies de Scolithes, qui se terminent par des grès grossiers sableux ferrugineux couronnés par la dalle à lingules. L'épaisseur de la formation est de 105m.

**b.2. L'ordovicien (foum tineslem) :**

L'ordovicien est constitué par des argiles rouges à verdâtres appartenant à la base de la formation de Foum Tineslem. Ces argiles constituent le bord des flancs O-SO des anticlinaux de Draïssa nord et de Draïssa sud.

- les formations méso-cénozoïques :

Les formations méso-cénozoïques sont représentées par :

- a) les formations du crétacé supérieur :

Caractérisent l'Ouest de la chaîne de l'Ougarta. Elles représentent la continuité Est des formations du plateau de kem-kem (jonction Anti-Atlas-Ougarta). Elles sont constituées par des dépôts carbonatés, gypsifères dont l'épaisseur est de 70m.

- b) Les formations de Néogène et de Quaternaire :

Elles montrent une analogie avec celles décrites plus haut dans le reste de l'Ougarta.

### **4.3. Hydrogéologie de la région de DRAÏSSA : [13]**

Les principaux aquifères de la région de Draïssa et ses environs sont les suivants :

#### **4.3.1. L'Aquifère de l'Oued Saoura :**

La nappe est liée aux alluvions de l'Oued, constituée essentiellement de sables, argiles, de graviers, de conglomérats et de croûtes inter stratifiées. La nappe est libre, elle se trouve à une faible profondeur de 2 à 7m. Son écoulement se fait suivant la direction générale de l'Ouest vers le sud où la nappe se vidange dans la Sebka, exutoire naturel par évaporation. Dans cet endroit, la nappe est sub-affleurante. Les eaux de la Sebka sont salées et fortement minéralisées. Elles ne peuvent-être utilisées ni pour la consommation humaine, ni à l'irrigation des parcelles agricoles. Le mur de la nappe est imperméable, quand il est formé par les argiles, mais lorsqu'il est constitué de sable, on peut admettre une certaine perméabilité qui permet une éventuelle recharge des formations cambro-ordoviennes sous-jacentes.

#### **❖ Exploitation:**

La nappe des inféro-flux est captée par de nombreux puits qui sont implantés sur les rives de l'Oued. En général, le puisage de l'eau se fait manuellement par seau. Un seul puits a été équipé par une motopompe, son débit est de 3 l/s.

#### **❖ Alimentation :**

Le renouvellement de la nappe se fait uniquement par l'infiltration des eaux de crues de l'Oued.

#### **❖ Estimation des réserves en eau :**

Il est très difficile, d'évaluer les réserves en eau de la nappe des inféro-flux à cause de la fluctuation de la surface piézométrique. Les crues ne sont pas constantes d'une année à l'autre et l'aquifère se recharge et se décharge d'une manière irrégulière.

#### **4.3.2. L'Aquifère du Cambro - Ordovicien :**

Dans la région de Draïssa, cet aquifère est très mal connu et cela malgré la présence du forage de Boulaadam d'une profondeur de 120 mètres qui semble exploiter les eaux du Cambrien. Son débit est de  $2,1 \text{ l/s} = 7,56 \text{ m}^3/\text{h}$ .

Mais l'examen de la coupe géologique de la région montre que le Cambro -Ordovicien est composé essentiellement de grès et de quartzites avec quelques passées d'argiles. Cet ensemble a une certaine perméabilité d'interstices et de fissures, ce qui nous permet d'émettre que ces formations possèdent les qualités d'un bon réservoir susceptible d'emmagasiner une nappe d'eau.

Pour avoir plus de renseignements, nous développons l'hydrogéologie des chaînes d'Ougarta et plus précisément la région de Zeghamra qui est située à 230 km au nord-est de Draïssa. Les forages implantés au pied de l'anticlinal, exploitent les eaux de la nappe du Cambro - Ordovicien. La productivité des ouvrages de captage ne dépasse pas 6 l/s. Ce débit pourrait augmenter si on augmente la profondeur des forages et l'on choisit un lieu d'implantation plus loin du mur constitué par le flanc nord-est de l'anticlinal qui sert d'écran à toute arrivée d'eau.

Vers le centre de la dépression de Zeghamra, l'aquifère est sous une puissante série sédimentaire du Dévonien et Silurien dont l'épaisseur est plus de 2000m. Les schistes du silurien peuvent constituer un toit imperméable et la nappe du Cambro - Ordovicien est sous une forte pression pouvant donner un artésianisme si elle est captée par des forages.

#### ❖ **Chimisme et origine des eaux :**

La température des eaux mesurée aux émergences est de 34°C, ce qui témoigne d'une circulation profonde et lente en lessivant les différentes formations avec lesquelles elles sont en contact. Leur faciès chimique est de type chloruré sodique. Les potentialités en eau du complexe aquifère du Cambro - Ordovicien de la dépression paraissent importantes.

Au sud-est de Draïssa, le synclinal de Tabelbala qui sépare en deux faisceaux les chaînes d'Ougarta (le faisceau de la Saoura et le faisceau de la Daoura) est de grande dimension avec pas moins de 25 km de large, dans lequel les formations du Cambro - Ordovicien plongent sous un recouvrement très épais (plus de 2000 m) de terrains du Dévonien et Silurien.

Vu ses dimensions importantes et la présence des formations du Cambro - Ordovicien dans la région de Zeghamra, ce synclinal sera retenu comme un site privilégié pour des recherches hydrogéologiques lorsque des besoins en eau de la région se feront sentir.

### **4.3.3. L'aquifère de la Hamada de la Daoura :**

Les formations traversées sont généralement argileuses. Du point de vue hydrogéologique, il est difficile de condamner ce grand territoire comme étant dépourvu de toute ressource hydrique à partir des renseignements obtenus sur un seul puits.

Ainsi nous la comparons à la Hamada voisine celle du Guir qui est située au nord et qui est de même âge (Néogène). Elle est formée par la Torba (sables fins et argiles intercalés) et des calcaires. La dalle Hamadienne, continue, couvrant cet ensemble, est parsemée de Daïas, équivalent à de dolines. Les eaux de pluies ruisselant sur la Hamada viennent s'accumuler dans ces Daïas où une grande partie s'évapore et le reste s'infiltré. Ces Daïas constituent un lieu d'alimentation de la Hamada ou encore ce sont des points d'infiltration préférentielle des eaux météoriques, qui alimentent une nappe étendue sur toute la Hamada.

D'après ces observations, les ressources en eaux ne peuvent s'accumuler que grâce à un réseau karstique bien développé. Les éturgences situées vers la base de la Hamada du Guir, sur la rive droite de l'Oued Saoura témoignent de la présence d'une nappe d'eau dont l'activité est aujourd'hui très réduite.

Cette nappe est exploitée dans la région de Hamaguir par des forages. Leur débit est de 4 l/s

Donc par analogie à la Hamada du Guir, la Hamada de la Daoura possède un système hydrogéologique non cohérent, mais qui est loin d'être une étendue sans ressource en eau, et qui est condamnée par la stérilité d'un puits de 40m.

### **4.3.4. L'aquifère de la plaine de Tabelbala.**

La nappe est située à 100 km au sud-est de Draïssa, associée aux formations de grès tendres, de grès calcaires, de calcaires lacustre et de conglomérats). Elle est limitée au nord par l'Erg Er Raoui, et au sud par l'anticlinal Kahel Tabelbala. Sa superficie est estimée à 80 km<sup>2</sup>. La nappe est libre et la circulation des eaux est de type interstitiel.

#### **❖ L'aquifère du Combro-Ordovicien.**

Cet aquifère renferme des potentialités en eau importante dans la région de Zeghamra. Dans

les dépressions, il est difficile à exploiter en raison de sa grande profondeur plus de 2000 m. Dans la région de Draïssa, les formations du Cambro -Ordovicien n'ont pas été testées pour confirmer ou infirmer l'existence d'une nappe.

#### ❖ **L'aquifère de la Hamada de la Daoura**

Il semble posséder un système hydrogéologique discontinu dont les ressources en eau restent à déterminer.

#### ❖ **L'aquifère de la plaine de Tabelbala.**

La nappe d'eau est liée aux formations sédimentaires d'âge quaternaire.

#### ❖ **Alimentation :**

Dans cette région saharienne, les précipitations moyennes annuelles sont très faibles, moins de 30 mm/an, et quelquefois, elles font défaut sur plusieurs années. Le taux d'évaporation très élevée, supérieur à 1000 mm/an. Les différents paramètres indiquent un climat désertique avec un écoulement déficitaire nous conduit à admettre que les ressources en eau des aquifères du Néogène (Hamada) sont très anciennes.

### **5. Description du gisement et les réserves géologiques exploitables : [11] [12] [14]**

La réalisation des types et volumes de travaux projetés permettront une évaluation plus précise, des réserves pour les filons présentant les meilleurs paramètres.

L'indice de barytine de Draïssa est associé à la terminaison périclinale Nord-Ouest de Damrane, constitué de deux anticlinaux :

- Anticlinal septentrional de Hassi Bou Lâadam,
- Anticlinal méridional de Draïssa.

L'anticlinal de Draïssa s'étend sur environ 18 Km en direction Nord Est. Il est composé des volcanites du Précambrien dans sa partie centrale ; tandis que ses flancs sont constitués de grès cambriens et ordoviciens.

Les pendages des roches des flancs varient de 5° à 40°.

L'anticlinal de Hassi Bou Lâadam suivi sur 22 Km en direction Nord-Ouest est constitué

dans sa partie centrale par des volcanites du Précambrien. Les flancs sont formés des grès du Cambrien moyen avec un pendage variable de 10° à 80°.

Les travaux d'exploitation à l'échelle de 1/50 000, effectués en 1977 par la recherche minière, ont recensé 150 filons de baryte et quartz baryte occupant une aire de 200 km<sup>2</sup>. Ces filons d'orientation préférentielle Nord Est et sub latitudinale ont des épaisseurs variables de 1 à 20m et des longueurs de 0,1 à 5km.

Au total, 770 échantillons prélevés par saignées dans les tranchées ou grattage, soumis à l'analyse chimique au laboratoire montrent des valeurs de BaSO<sub>4</sub> variant de 55.69% (filon DIV) jusqu'à 95.19% (filon B 46).

Au point de vue minéralogique, l'étude des sections polies révèle en plus de la baryte, du quartz, de l'ankérite, des oxydes de fer et du manganèse. Des disséminations de sulfures de cuivre et de plomb ont été observées. La baryte présente selon la nature des filons :

- Structure : massive de couleur blanche et grise
- Texture : cristalline de couleur blanche.

L'indice de Draïssa couvre une très grande superficie (94 000 ha). Il est subdivisé en quatre secteurs : secteur A, secteur B, secteur C et secteur D.

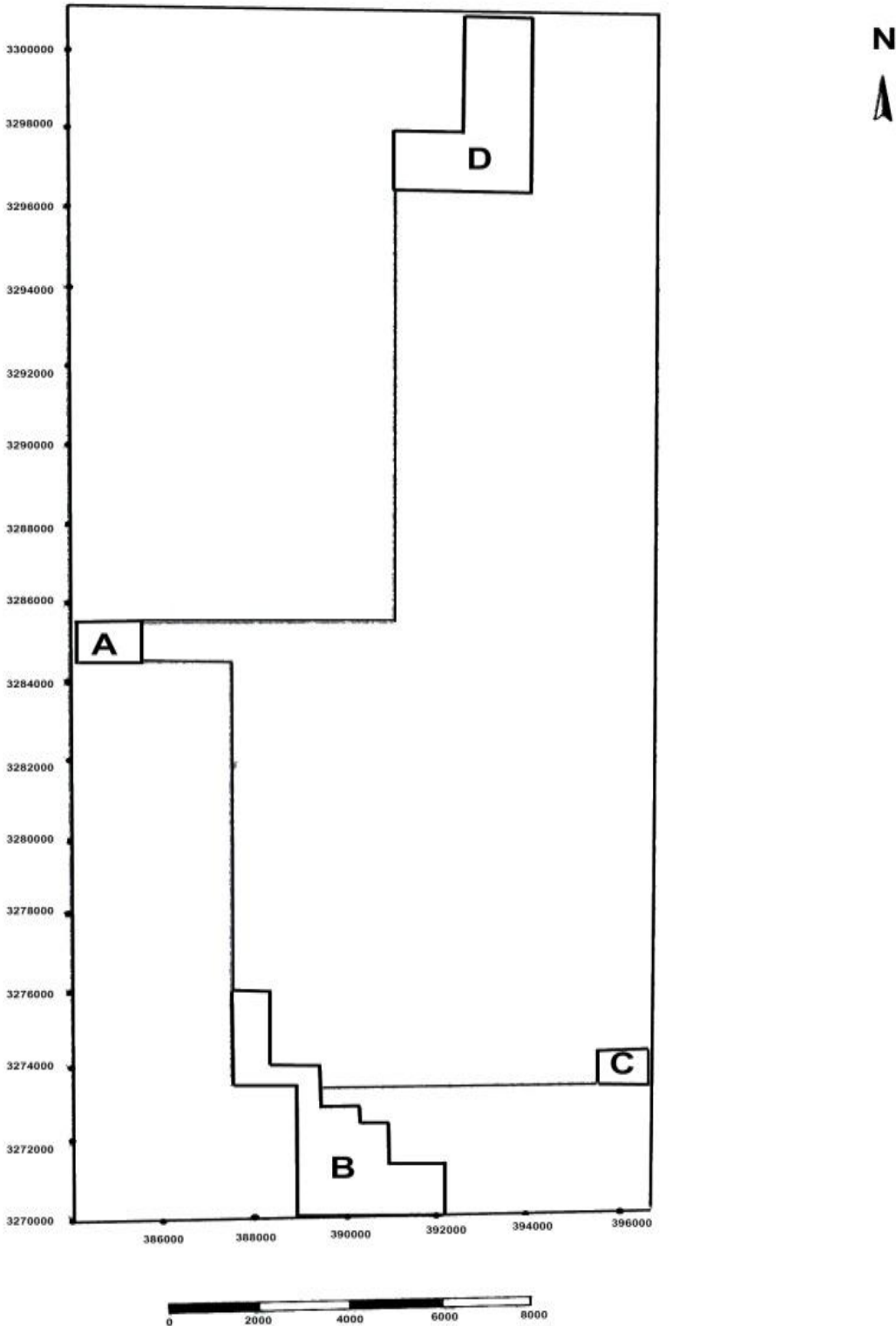


Figure II- 5 : plan de délimitation des secteurs du gîte de Draïssa.



Tableau II- 1 : Coordonnées des périmètres des secteurs du gîte de baryte de Draïssa.

Bloc A : superficie 18 km <sup>2</sup>			Bloc C : superficie 31 km <sup>2</sup>		
Coordonnées UTM			Coordonnées UTM		
N° points	X(m)	Y (m)	N° points	X en (m)	Y en (m)
1	385600	3285500	1	396600	3274300
2	385600	3284500	2	396600	3273300
3	384200	3284500	3	395500	3273300
4	384200	3285500	4	395500	3274300

Bloc B : superficie 26 km <sup>2</sup>			Bloc D : superficie 124 km <sup>2</sup>		
Coordonnées UTM			Coordonnées UTM		
N° points	X (m)	Y (m)	N° points	X en (m)	Y en (m)
1	387500	3276000	1	392500	3301000
2	388400	3276000	2	394000	3301000
3	388400	3274000	3	394000	3296500
4	389400	3274000	4	391000	3296500
5	389400	3272900	5	391000	3298000
6	390300	3272900	6	392500	3298000
7	390300	3272400			
8	390900	3272400			
9	390900	3271300			
10	392200	3271300			
11	392200	3270000			
12	388900	3270000			
13	388900	3273500			
14	387500	3273500			

**Secteur A (Gué de la Daoura) :**

Son aire est de 18km<sup>2</sup>. Il renferme plus de 20 filons de barytine à quartz de 0,2 à 0,95km de long et d'une épaisseur de 0,8 à 4,8m.

Dans ce secteur, 7 filons de barytine de longueur variant de 300 à 700m, de puissance 1 à 3m et de teneurs variant de 68 à 85% de BaSO<sub>4</sub>. Ils ont été échantillonnés par saignée dans les tranchées selon une maille lâche de 40 x 50 m en moyenne.

Les ressources sont estimées par l'ORGM à 1.8 millions tonnes avec une teneur de 81% de BaSO<sub>4</sub>.

**Tableau II- 2 : Paramètres des filons du secteur « A »**

NN°	N°Filon	Long m	Puissance m	Teneur moy. Pondérée en BaSO <sub>4</sub> %	Densité	Ressources T
1	A-I	600	0.95	85.32	4.35	213 792
2	A-III	700	1.0	36.77	4.09	124 417
3	A-V	620	1.28	83.65 (0.3—17.5) **	3.92	109 339
4	A-VII	600	2.76	78.63 (7.1—29.6) **	3.14	260 422
5	A-VIII	650	3.07	71.71	3.58	256 224
6	A-IX	660	1.40	72.20	3.8	127 073
7	A-X	300	1.41	80.77 (3.9 - 38.8) **	4.09	69 966

\*\* Taux de silice

**Secteur B (Draïssa Nord) :**

Son aire est de 26km<sup>2</sup>. Sur ce site plus, de 30 filons de barytine à quartz ont été identifiés. La longueur des filons varie de 0,1 à 1km et l'épaisseur de 1 à 6m.

Il contient 17 filons de barytine dont la profondeur varie de 80 à plus de 1000m, échantillonnés par saignée en surface à maille lâche moyenne de (40-50m).

La teneur en barytine est de l'ordre 70-90% de BaSO<sub>4</sub>.

Les ressources sont estimées par l'ORGM à 4.4millions de tonnes à 87% de BaSO<sub>4</sub>.

**Tableau II- 3 : Paramètres des filons du secteur « B »**

NN°	N° Filon	Long (m)	Puissance (m)	Teneur moyenne.	Densité	profondeur (m)	ressources (t)	Taux de silice
1	B-II	250	3.50	86.16	4.0	50	175 000	
2	B-III/1	500	3.05	87.92	4.16	affleurement	205 100	
	B-III/2	495	3.06	87,86	4.16	50	314 000	
3	BVIII/1	480	1.64	79.33	3.93	affleurement	71 200	
	B-VIII/2	385	1.49	78.00	3.98	50	113 700	
4	B-X	700	1.60	81.75	4.05	50	265 300	
5	B-XI	300	2.20	85.49	4.11	50	135 630	4.0—17.0
6	B-XII	300	2.20	87.20	4.08	50	219 340	5.40—45.0
7	B-XII-1	80	1.0	81.56	3.88			7.0—27.8
8	B-XII-2	360	1.3	55.43	4.03	50	94 800	5.1—66.0
9	B-XII-11	160	1.0	66.80	4.12			4.4—12.6
10	B-XII-12	140	1.12	44.23	4.15			5.5—20.8
11	B-XIII	320	1.0	57.19	4.15	50	124 500	2.88—28.2
12	B-IV	690	2.55	83.18	4.04	50	301 600	
13	B-VI	320	2.16	82.16	4.03	50	144 600	7..5-38.5
14	B-XVIII-1a	600	3.7	82.16	4.0	50	392 000	
15	B-XVIII-1b	760	2.50	86.81	4.12	50	361 100	
16	B-XVIII-1c		2.77	29.5	3.93			
17	B-XVIII-1d	160	3.5	85.26	4.07	50	113 900	
18	B-XXII	850	1.75	84.77	4.07	40	124 000	
19	B-XXXI	200	1.0	92.2	4.3			
20	B-40	250	0.80	82.04	3.96			
21	B-41	300	1.0	82.90	4.15			
22	B-42	160	3.06	96.46	4.09			
23	B-43	60	1.85	94.45	4.14			4.25
24	B-44	80	0.3	94.79	4.3			13.03
25	B-45	60	0.75	92.82	4.10			7.2
TOTAL :							3 155 770	

**Secteur C (Draïssa Sud) :**

Son aire est de 31km<sup>2</sup>. Il renferme près de 20 filons de barytine à quartz sur le site de 0.2 à 0.4km et d'une épaisseur de 0.9 à 4.4m.

6 filons de longueur de 80m à 1km, avec des puissances de l'ordre de 1 à 3m, ont été mis en évidence. Ils ont été étudiés en surface par une maille lâche (40-50m). En profondeur, le niveau -50m a été étudié par des sondages.

Il est à souligner que les filons de ce secteur sont discontinus, relativement de faible épaisseur. La teneur varie de 74 à 88% de BaSO<sub>4</sub>. Les ressources sont estimées par l'ORGM à 2.12 millions de tonnes à 76% de BaSO<sub>4</sub>.

**Tableau II- 4 : Paramètres des filons du secteur « C »**

Filon	Epais. m	Long m	Teneur moy		Densité		RESERVES B (t)		RESERVES C1 (t)	
			B	C1	B	C1	minerai	BaSO <sub>4</sub>	minerai	BaSO <sub>4</sub>
C-III	1.54	1 300	80.91	-	3.88	-	74 926.71	62 231.36	-	215 634.7
C-IV	1.11	1 300	75.06	-	3.70	-	50 671.87	41 440.75	-	289 700.3
C-V	2.15	1 500	78.49	81.84	3.71	3.82	237 710.57	192 073.76	128 829	106 397.5
C-VI	1.84	1200	49,48	57,32	3.355	3.42	100 335.16	50 197.1	137 425.51	77 454.7
C-VII	1.59	100	45.21	78.79	3.34	3.721	119 48.85	5 402.07	9 142.5	7 203.4
C-VIII	1.55	900	81.89	76.74	3.92	3.85	48 578.28	39 843.3	73 833.75	56 772.7
Total							524 171.44	391 188.34	349 230.76	753 163,4

**Secteur D (Delaât Seka) :**

Son aire est de 124km<sup>2</sup>. On y dénombre plus de 60 filons de barytine à quartz. La longueur des filons varie entre 0.5 jusqu'à 5km. L'épaisseur varie de 0.8 à 20m.

Huit(8) filons de longueur de 80m à plus de 1000m ont été mis à jour. La puissance varie de 1 à 25m. Et les teneurs de 55 à 85% de BaSO<sub>4</sub>. Ils ont été échantillonnés par saignée en surface selon une maille moyenne de 40-80m. Les ressources de ce secteur sont estimées à 2,66 millions de tonnes à 73% de BaSO<sub>4</sub>.

**Tableau II- 5 : Paramètres des filons du secteur « D »**

NN°	N°Filon	Long (m)	Puissance (m)	Teneur moy.	Densité	Profondeur (m)	Ressources (t)
				BaS04 %			
1	D-I	550	2.0	84.51	4.25	50	207 419
2	D-III /1	350	2.50	71.30	3.9	affleurement	130 000
3	D-III/2	250	2.5	78.0-80	3.96	affleurement	118 000
4	D-III/3	450	10	80	3.70	affleurement	725 000
5	D-IV	1350	3.86	62.23	3.88		182 292
6	D-V-VI	1000	1.0	86.93	4.09		177 808
7	D-VII	210	0.80	77.66	3.19		25 755
8	D-VII-1	210	0.80	79.12	4.12		28 355
9	D-IX-1	210	1.05	32.14	4.12		37 373
10	D-IX-2	80	0.8	81.7	4.0		26 217
11	D-IX	100	0.8	81.7	3.33		12 681
Total :							1 670 900

- En total les réserves géologiques qui sont estimés par l'ORGM sont :

**Tableau II- 6 : les réserves totales du gisement.**

	Ressources (Mt)	Teneur (BaSO <sub>4</sub> %)
Secteur A	1.8	81
Secteur B	4.4	87
Secteur C	2.12	76
Secteur D	2.66	73

Au total les ressources de l'indice de Draïssa sont estimées à 11 Mt. Des taux de récupération supérieur à 50%.

### 5.1. Les Réserves exploitables : [15]

#### Critères

La réalisation des types et volumes de travaux projetés permettront une évaluation, plus précise, des réserves pour les filons présentant les meilleurs paramètres. Le choix des secteurs en général, et des filons en particulier, obéit à ces mêmes paramètres, à savoir :

- Une puissance supérieure ou égale à deux (02) m.
- Une longueur du filon ou tronçon dépassant les 300m.
- Une densité supérieure ou égale 3.8, dans ce cas le minerai doit être traité.
- Une teneur supérieure à 80 %, en BaS04.

A partir de ces paramètres, le tableau des réserves exploitables est :

**Secteur A** : Pas de filons exploitables.

**Secteur B** : les filons exploitables sont : B-II, B-III/1, B-III/2, B-XI, B-XII, B-IV, B-XVIII-1a, B-XVIII-1b, B-VI.

**Tableau II- 7 : Les réserves exploitables dans le secteur B.**

	N° filon	Long (m)	Puissance (m)	Teneur moyenne enBaSo <sub>4</sub> %	Densité	Profondeur (m)	Ressources (t)
1	B-II	250	3.50	86.16	4.00	50	175 000
2	B-III/1	500	3.05	87.92	4.16	affleurement	205 100
	B-III/2	495	3.06	87.86	4.16	50	314 000
3	B-XI	300	2.20	85.49	4.11	50	135 630
4	B-XII	300	2.20	87.20	4.08	50	219 340
5	B-IV	690	2.55	83.18	4.04	50	301 600
6	B-VI	320	2.16	82.16	4.03	50	144 600
7	B- XVIII- 1a	600	3.70	82.16	4.00	50	392 000
8	B- XVIII- 1b	760	2.50	86.81	4.12	50	361 100
Total							2 248 370

**Secteur C** : il y a un seul filon à exploiter, c'est le filon C-V.

**Tableau II- 8 : Les réserves exploitables dans le secteur C.**

	N° filon	Long M	Puissance M	Teneur moyenne enBaSo <sub>4</sub> %	Densité	Ressources B(T)	Ressources C1(T)
1	C-V	1500	2.15	81.84	3.8	237 710	128 829

**Secteur D** : il y a 3 filons à exploiter, c'est les filons : D-I, D-III/1.

**Tableau II- 9 : Les réserves exploitables dans le secteur D.**

	N° filon	Long (m)	Puissance (m)	Teneur moyenne enBaSo <sub>4</sub> %	Densité	profondeur (m)	Ressources (T)
1	D-I	550	2.00	84.51	4.25	affleurement	207 419
2	D-III/1	350	2.50	71.30	3.90	affleurement	130 000
3	D-III/3	450	10	78-80	3.96	affleurement	725 000
Total							1 180 419

❖ Donc les réserves total à exploiter sont : 3 557 618 tonnes, avec une teneur moyenne de 82%.

## 6. Volume des travaux réalisés : [11]

### 6.1.Travaux géologiques :

L'itinéraire de prospection au 1/10.000 : Ce type de travail permettra de prendre connaissance des différents secteurs choisis pour l'orientation des travaux au 1/2.000 ; reconnaître et vérifier les points des ouvrages réalisés et futurs. Une carte géologique du secteur regroupant les filons sera établie. La maille des observations sera de 25 x 100 m.

Les filons intermédiaires ou principaux seront cartographiés.

#### a) Itinéraires de prospection au 1/1.000:

L'objectif de ce travail sera la cartographie géologique des filons des secteurs « D » et « A ».

L'observation géologique sera continue le long de chaque filon, selon une maille de 10 x 10 m. Au cours de ce levé, une attention particulière sera portée sur les parties des filons (Baryte, quartz, zones d'altérations, zones de broyage, minéralisations intéressantes). Ce travail sera exécuté à l'aide d'un support topographique (construction de profils). Il sera sanctionné par l'établissement d'un plan détaillé de chaque filon.

**b) Coupes géologiques :**

Le but de ce travail sera de définir la succession lithologique dans le secteur des travaux, et de situer en coupe, exactement, le corps (filons) ou la zone minéralisée, ainsi que les sondages.

**6.2. Travaux miniers :**

Le creusement de tranchées étant une opération indispensable au cours de la prospection. Il interviendra après la reconnaissance des filons (principaux et secondaires) sur terrain. Son but principal est :

- La mise à jour des filons.
- La mesure de leurs paramètres (épaisseur, longueur, pendage).
- Echantillonnage par saignée des filons.

Les tranchées seront creusées manuellement, à travers des directions des corps filoniens, tous les 40 m. L'apport de moyens mécaniques (brise roche) sera nécessaire pour l'assurance de la qualité de ces ouvrages, et de l'échantillonnage qui s'en suivra.

Vu la puissance de certains filons, ces tranchées auront les dimensions suivantes : Longueur : 1-5m ; Largeur : 1m; profondeur : 1-1.5 m.

**6.3. Travaux de sondage :**

Le sondage sera réalisé dans le but de recouper les filons à un niveau (-50 m) et ainsi confirmer ou non leur continuité en profondeur. L'objectif principal de ces sondages est le suivant :

- Intercepter le corps (filon) en profondeur ;
- Prélever des échantillons de carotte ;
- Mesurer les paramètres du filon (puissance réelle, pendage) ;
- Assurer une maille de prospection pouvant permettre une évaluation en catégorie B, C1 et C2.

Vu le pendage sub vertical des filons dans le secteur de Draïssa, les sondages seront inclinés d'un angle de 75° en moyenne, dans le sens contraire de pendage des premiers.

Au cours de ces travaux, la maille de prospection sera de 40 m (distance entre deux sondages), selon la longueur du filon. Cette maille tiendra compte des travaux réalisés. En



accord avec le client, les sondages réalisés auparavant par l'ORGM seront refaits, vu les faibles taux de récupération de carotte, enregistrés auparavant.

Le taux de récupération de carotte exigé dans une zone filonienne, doit être supérieur à 80 %.

#### **6.4. Travaux d'échantillonnage :**

- **Echantillonnage de lames minces:**

Ce type d'échantillon est destiné pour déterminer la nature de la roche, sa composition pétrographique et minéralogique, ainsi que des minéralisations rencontrées.

- **Echantillonnage par saignées :**

Le prélèvement de ce type d'échantillonnage sera réalisé dans les tranchées et en surface sur les filons de baryte. La saignée destinée à l'analyse chimique, est prélevée dans le but de déterminer la qualité du minerai. Les dimensions de la saignée sont de 1m de longueur, de 10cm de largeur et 5cm de hauteur suivant la puissance du corps de minerai (baryte).

- **Echantillonnage de carotte :**

Ce type d'échantillon sera prélevé sur les intervalles de baryte récupérés, à la faveur du sondage. Sa longueur sera de 0.50 - 1.0m, selon la puissance du filon en profondeur.

- **Echantillonnage volumineux :**

Des échantillons volumineux (25kg) seront prélevés respectivement sur les secteurs « C », « D », « A » et « B » dans la perspective d'une étude au laboratoire des paramètres techniques du minerai, cela pour chaque filon ayant fait l'objet de travaux (sondages, tranchées, saignées).

- **Echantillonnage semi technologique :**

Des échantillons semi technologiques (0.5 - 1 tonne) seront prélevés sur les secteurs « A » et « B » et « C ». Ils sont destinés à des essais de valorisation, en unité pilote, du minerai de baryte.

Chaque échantillon sera composé de portions prélevées, tous les quarante 40 m, sur chaque filon étudié (par secteur). Le volume et le poids de la portion seront proportionnels à la puissance du filon au niveau de cette dernière (même méthode -appliquée sur le secteur «C »).

#### **6.5. Travaux de géophysique :**

Dans le cadre de ces travaux, il est prévu des diagraphies qui seront destinés à vérifier les profondeurs et les puissances des zones recoupées, surtout quand le taux de récupération de la carotte sera faible inférieur à 60 %.

### 6.6. Travaux de laboratoire.

- **Analyse chimique :** Les échantillons de saignées sont destinés à l'analyse chimique de :  $BaSO_4$ ,  $SiO_2$ ,  $SrSO_4$ .
- **Mesure de densité :** Les échantillons de saignées feront l'objet d'une mesure de densité.
- **Confection et étude de lames minces :** Ce travail est exécuté au laboratoire afin d'étudier la composition pétrographique des roches, et minéralogique du minerai, ainsi que leur texture et structure. Il est aussi prévu d'étudier, plus spécialement, la relation Barytine-silice.
- **Analyse aux rayons X :** Parallèlement aux lames minces, il sera prélevé des échantillons, qui seront destinés à une analyse aux rayons X.

### 6.7. Travaux de valorisation :

- a. Essais de laboratoire : Ces derniers auront lieu au laboratoire de Boumerdès, et porteront sur une analyse complète du minerai.
- b. Essais de valorisation ;

Ces derniers porteront sur une étude de traitement, en laboratoire (unité pilote ORGM), du minerai de baryte.

### 6.8. Travaux topographiques :

Ce type de travaux consistera en un levé topographique des secteurs et des filons ayant fait l'objet de travaux.

- **Levé topographique au 1/10 000 :**

Sera réalisé sur les secteurs «A», et « D », particulièrement au niveau des zones, où les filons sont pris en compte dans le cadre du projet.

Secteur « D » : filons D-I, D-II ; D-III ; D-IV ; soit une superficie de 3750 ha (7500x 5000 m environ)

Secteur «A» : filons A-1, jusqu'au filon A-XXX, soit 1050 ha, (2000 x 5000m environ).

Les profils seront distants de 100 m et les points d'observation de 40 m.

- **Levé topographique au 1/1000 :** sera consacré à lever les filons ayant fait l'objet des travaux le long de ces derniers et sur une largeur de 100 m (50 m de part et d'autre du filon).

Secteur « D » : filons D-I ; D-III ; D-IV, soit respectivement des superficies de 5.0ha, 35 ha

et 13.5 ha, d'où un total de 53.5 ha

Secteur « A » : filons A-I ; A-III ; A-VIII, et A-IX, soit respectivement des superficies de 6.0 ha ; 7.0 ha, 6.5 ha, et 6.5 ha, d'où un total de 26 ha.

### 6.9. Rattachement et matérialisation :

Tous les types de travaux prévus seront rattachés au réseau national. Les ouvrages seront matérialisés par une plaque métallique, sur laquelle seront mentionnés : N° de l'ouvrage année de réalisation organisme réalisateur et profondeur (sondage).

### 6.10. Travaux de bureau :

Inclus des travaux de terrain et la réception des dernières analyses.

## 7. Les propositions des méthodes d'exploitation et de traitement :

### 7.1. L'exploitation : [15] [17]

Pour la réalisation de cet objectif, deux variantes sont proposées pour l'exploitation de ce gisement :

- a. **Variante 1 (ciel ouvert):** La première variante concerne l'exploitation à ciel ouvert de tous les filons de gisement, avec une profondeur d'exploitation allant jusqu'à 10m. Au-delà de cette profondeur le taux de découverte devient plus important. Les réserves géologiques estimées pour une profondeur de 50m sont de l'ordre de 3 557 618 tonnes, d'où les réserves exploitables pouvant être extrait par cette méthode sont de l'ordre de :

$$(3\ 557\ 618 * 10/50) = 711\ 523.6 \text{ tonnes.}$$

- b. **Variante 2 (mixte) :** La deuxième variante consiste à utiliser une méthode d'exploitation mixte. Certains filons dont l'épaisseur varie de 2 à 10m seront exploités à ciel ouvert avec une profondeur maximale égale à 10m, dont les réserves exploitables sont de l'ordre de 388 417.8 tonnes.

Les filons avec des réserves supérieures à 300 000 tonnes sont exploités par une méthode souterraine, ces filons sont B-III/2, B-IV, B-XVIII-1a et B-XVIII-1b, l'épaisseur de ces filons varie entre 2.5m à 3.7m. Les ressources géologiques concernées par cette extraction sont estimées à 1 368 700 tonnes.

Les travaux d'exploitation seront entamés à partir du secteur le plus proche de la route et les réserves, et on commence par le secteur D ensuite le B et enfin le secteur C.

Les filons à exploiter BIII/1 (localisés dans le secteur B). DI et DIII/1 et D-III/3 (localisés

dans le secteur D distant à environ 25 km du secteur B) sont encaissés essentiellement dans des grès et affleurent en surface.

Les affleurements des filons BIII/1, et DI d'épaisseurs de 2 à 3.7m s'observent de façon continue sur toutes leurs longueurs.

Dans le plan vertical ces affleurements sont visibles sur le relief sur une hauteur de 35 à 50m.

La continuité de la minéralisation et la régularité relative des éléments de gisement sur une longueur importante (300-500m) renseigne sur une poursuite de la minéralisation à une grande profondeur (supérieure à 100-150m).

Dans cette étude, l'extension en profondeur de ces filons a été limitée à 50m.

#### **7.1.1. Variante 1 : Exploitation à ciel ouvert :**

Cette méthode sera utilisée pour l'exploitation de tous les filons avec une épaisseur qui varie de 2 à 10m et plus, la profondeur d'exploitation est fixée à 10m, parce que au-delà de 10 m le taux de découverte devient grand ( $\tau > 6\%$ ) donc le gisement devient économiquement non exploitable.

Donc les ressources exploitables diminues à  $3\ 557\ 618 * 10/50 = 711\ 523.6$  tonnes.

Avec une production annuelle de tout-venant de 100 000 tonnes/an, cette variante assure l'alimentation de l'usine de traitement sur une période de 8 ans. Sachant que le taux de récupération est de 50%, la production annuelle de produit finie est égale à 50 000 tonnes.

##### **a. Ouverture du bloc :**

L'ouverture du premier niveau se fera par une tranchée principe inclinée à 10%. La tranchée de découpage, creusée dans le toit du filon, la longueur de ce dernier est la longueur du filon, La largeur de la base inférieure des deux tranchées est de 5m et leurs parois seront inclinées à 65°.

L'accès au niveau inférieur sera réalisé par une tranchée pentée à 10 %. Creusée à partir du niveau 1. Elle sera prolongée horizontalement en tranchée de découpage.

La tranchée d'accès au niveau d'exploitation 2, sera aménagée en rampe d'accès glissante et n'atteindra sa position stationnaire qu'en fin d'exploitation.

**b. Travaux de découverte :**

Les paramètres ci-dessous, compte tenu aussi d'un coefficient d'extraction de 0.95, on donne un taux de découverte égale à 0.65 m<sup>3</sup>/tonnes.

Le volume de stériles à déblayer s'élève à 462 490.34 m<sup>3</sup>. Le tonnage des ressources à récupérer est de l'ordre de 711 523.6 tonnes.

**c. Méthode d'exploitation :**

La méthode d'exploitation des filons sera par fosse emboîtées avec des gradins de 5m de hauteur. La largeur du fond de carrière sera d'environ de 15m et l'angle du talus des bords de la fosse ultime sera de 65°.

La mise à terril est faite à proximité immédiate du périmètre de la carrière.

Les phases d'exploitation sont les suivantes :

- Foration : sera réalisée par une foreuse, le diamètre de foration est de 76mm ;
- Minage ;
- Chargement.

**7.1.2. Variante 2 : Exploitation mixte :****7.1.2.1. Exploitation souterraine :**

Cette méthode sera utilisée pour l'exploitation des filons B-III/2, B-IV, B-XVIII-1a et B-XVIII-1b, avec une épaisseur variant entre 2.5 à 3.7m et plus.

Donc les ressources exploitables sont de l'ordre de 1 368 700 tonnes.

Avec une production annuelle de tout-venant de 100 000 tonnes/an, cette variante assure l'alimentation de l'usine de traitement sur une période de 14 ans. Sachant que le taux de récupération est de 50%, donc la production annuelle de produit finie égale est à 50 000 tonnes.

Dans le but de minimiser les dépenses et récupérer rapidement l'investissement, l'exploitation débutera dans les filons d'accès relativement facile, c'est à dire accessibles par des galeries au minerai creusées à partir du flanc de coteau correspondant suivant la direction

des corps minéralisés. Pour ce faire, la séquence d'exploitation est comme suit :

- Bloc BXVIII-1a, épais de 3.7m en moyenne, et de longueur (600m) et ses ressources sont accessibles par galerie.
- Bloc BXVIII-1b épais de 2,5m en moyenne, et de longueur (760m) et ses ressources sont accessibles par galerie.
- Le bloc BIII/2 est quant à lui accessible par puits de 55m de profondeur.

Dans notre cas les filons BXVIII ne sont pas identifiés par contre le bloc BIII/2 est bien identifié donc le début d'exploitation sera commencée par le bloc BIII/2.

**a) Ouverture des blocs :**

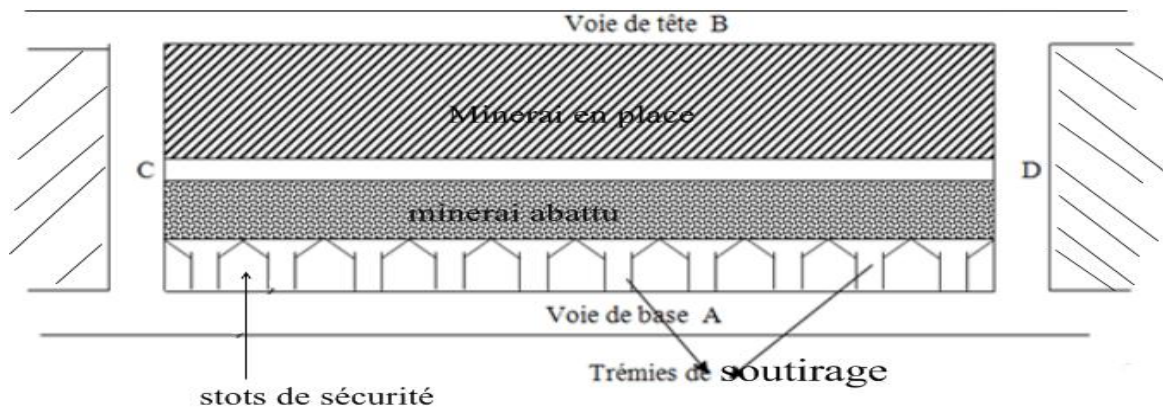
Le bloc BIII/2, situé en aval du bloc BIII/1 et ouvert par un puits de section 4 m<sup>2</sup> creusée dans la roche.

Comme indiqué plus haut l'ouverture du bloc est faite par galerie de section 6.75 m<sup>2</sup>, creusée au minerai à partir du jour et longeant le filon sur toute sa longueur.

**b) Méthode d'exploitation :**

Vu le pendage (dressant) et la puissance des filons ainsi que la bonne tenue du minerai et de l'encaissant, la méthode d'exploitation qui sera utilisée est la méthode par chambre-magasin (Cette méthode est employée pour les gisements verticaux et sub-verticaux (80° à 90°) se présentant sous forme filonienne). Les dimensions des chambres sont comme suit :

- Hauteur : 50m pour les blocs, BIII/2 et BXVIII-1b, BXVIII-1a.
- Longueur : 50m.
- La largeur égale à la puissance du bloc du filon.
- Les cheminées de blocs doivent percer au jour.
- L'exploitation des filons sera effectuée en mode rabattant.
- L'abattage se fait à l'explosif.



**Figure II- 6 : Schéma d'une chambre magasin.**

**c) Travaux préparatoires :**

Pour le creusement du puits, la galerie de roulage (galerie d'ouverture), des cheminées de blocs et des recoupes, de la saignée horizontale et des entonnoirs (trimé) à la base de la chambre.

**d) Ressources exploitables :**

Pour la méthode chambre-magasin, les pertes en minerai et le taux de salissage est égal à 10%.

**e) Ventilation :**

La ventilation des ouvrages souterrains se fera par tirage naturel, grâce à la différence de cotes d'orifices de la galerie de roulage et des cheminées de blocs.

Pour la ventilation du bloc BIII/2 par le même procédé, il est nécessaire de garder en bon état la galerie de roulage de l'étage supérieur.

Lors des travaux préparatoires, la ventilation du cul-de-sac sera effectuée par des ventilateurs d'aéragé secondaires par le système soufflant/aspirant.

**f) Transport au fond :**

Pour le bloc BIII/2, le transport du minerai depuis le chantier jusqu'au puits (la recette) sera effectué par un locotracteur à accumulateur d'un poids de 4,5 tonnes environ, et des wagons basculants d'une capacité de l'ordre de 700 litres chacun. Le produit sera déversé dans une trémie de réception adjacente à la partie inférieure du puits et creusé à la roche.

**g) Electrification :**

L'énergie électrique sera fournie par un groupe électrogène, ou par alimentation par SONALGAZ à travers une ligne électrique alimentée par la plus proche ville.

**h) Alimentation en air comprimé :**

L'alimentation de la mine en air comprimé sera réalisée par un compresseur à air.

**7.1.2.2. Ciel ouvert :**

Cette méthode sera utilisée pour l'exploitation des filons restant avec une épaisseur qui varie entre 2 à 10m et plus, la profondeur d'exploitation est fixée à 10m.

Donc les ressources exploitables diminuent à 388 417.8 tonnes.

Avec une production annuelle de tout-venant de 40 000 tonnes/an, cette variante assure l'alimentation de l'usine de traitement sur une période de 10ans. Sachant que le taux de récupération est de 50%, donc la production annuelle de produit fini égale à 20 000 tonnes.

La méthode d'exploitation est la même que la variante 1.

Cette variante combinée donne des réserves totales à extraire de 1 757 117.8 tonnes.

**7.1.3. La production annuelle totale et la durée de vie :**

Avec une production annuelle de tout-venant de 140 000 tonnes/an, elle assure l'alimentation de l'usine de traitement sur une période de 10ans. Sachant que le taux de récupération est de 50%, donc la production annuelle de produit fini est égale à 70 000 tonnes, et après 10ans on peut avoir une production de 100 000 t/an, et assurera l'alimentation de l'usine de traitement sur une période de 4 ans, avec 50 000 t de produit fini.

Donc la durée de vie totale est de 14 ans avec une production annuelle de tout-venant de 140 000t/an (70 000 t de produit fini) pendant les 10 premières années, et de 100 000t/an (50 000t de produit fini) pendant les 4 dernières années.

**7.2. Traitement : [17]**

L'usine du traitement enrichit et transforme le Tout-venant de minerai provenant des différents quartiers dans le but d'obtenir un produit marchand conforme aux normes nationales et internationales.

Le Tout-venant avec une grosseur maximale de 500 millimètres et une teneur minimale de 80% en BaSO<sub>4</sub> sera traité dans Trois stations.

L'opération de traitement doit contenir les différentes étapes suivantes :



- station de concassage : Préparation du Tout-venant à l'enrichissement
- station d'enrichissement : Enrichissement du Tout-venant par la méthode de Séparation gravimétrique humide.
- Station de pulvérisation et conditionnement : Séchage, Broyage fin et mise en Big-Bag (en sacs).
- L'usine doit disposer d'une aire de stockage de produit fini.

### **7.2.1. Concassage :**

Cette étape consiste à réduire le Tout-venant Baryte jusqu'à une grosseur admise par la prochaine étape pour pouvoir l'enrichir.

Le Tout-venant chargé dans une trémie réceptrice, avec une grosseur maximale de 500 mm à l'alimentation, il subira trois opérations de réduction mécanique de grosseur :

- Réduction à 70 mm à l'aide d'un concasseur à mâchoires à simple volet, criblage et réduction de grosseur à 14 mm dans un groupe mobile broyeur crible, la séparation des grosseurs entre 10 et 14 mm par un crible à 03 étages et qui facilite la séparation et le concassage de cette étape.
- Réduction à 6mm dans un concasseur à cylindres lisse  
Le minerai sera réduit à une grosseur comprise entre zéro et dix millimètre (0-10 mm) et stocké.

Les fines de moins de 08 mm ayant une densité supérieure à 4,00 seront récupérées directement avant le stockage des concassés, et seront stockées à part pour homogénéisation avec des concentrés d'une densité élevée.

### **7.2.2. Enrichissement :**

Le minerai sera réduit à 0 – 10 mm et va subir une séparation gravimétrique humide dans un appareil appelé Jig (l'opération s'appelle Jigage). Le produit lourd soit la baryte sera récupérée du bas de l'appareil, et passera par un classificateur spiral puis évacué vers des chambres pour égouttage.

Les produits légers (les rejets) seront acheminés vers la surface avec l'eau (vers une digue pour décantation) et stockage et recyclage de l'eau clarifiée.

### **7.2.3. Pulvérisation et conditionnement :**

Cette opération permet de transformer le concentré en un produit fini marchand conforme

aux normes.

Le concentré avec une humidité maximale de 12% à l'entrée subira une opération de séchage dans un sécheur rotatif ou il ramènera à un taux inférieur à 1% à la sortie du séchage.

Le produit séché subira un broyage fin dans un broyeur, et une séparation en granulométrie dans un séparateur statique où les particules inférieures à 75 microns seront stockées dans une trémie de stockage de produit fini.

- Le produit réduit à 75 microns est mis en Big-Bag.
- Le produit conditionné dans des Big-Bags de 1,5 tonnes, représente le produit fini de l'usine, il est destiné à la commercialisation.

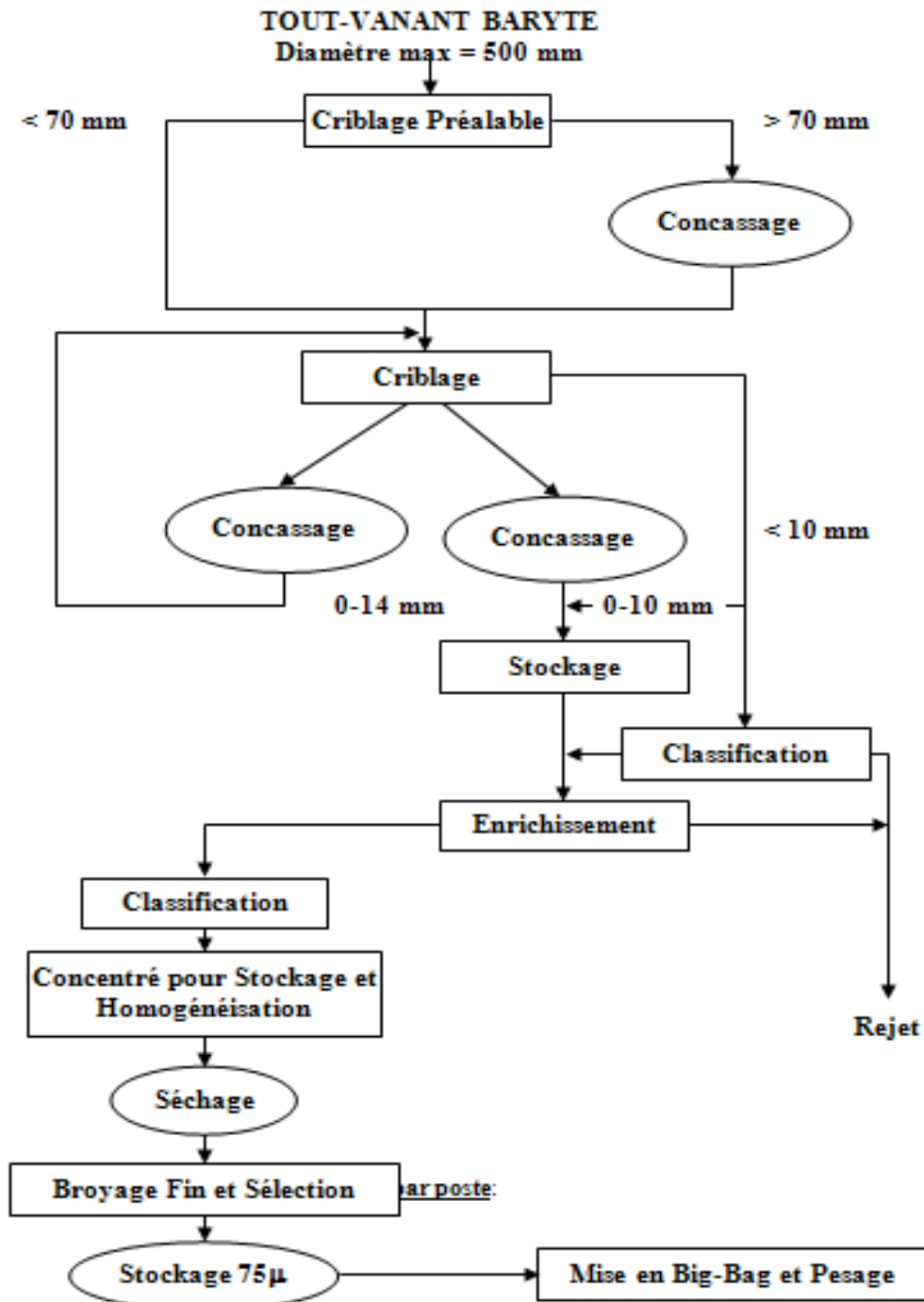
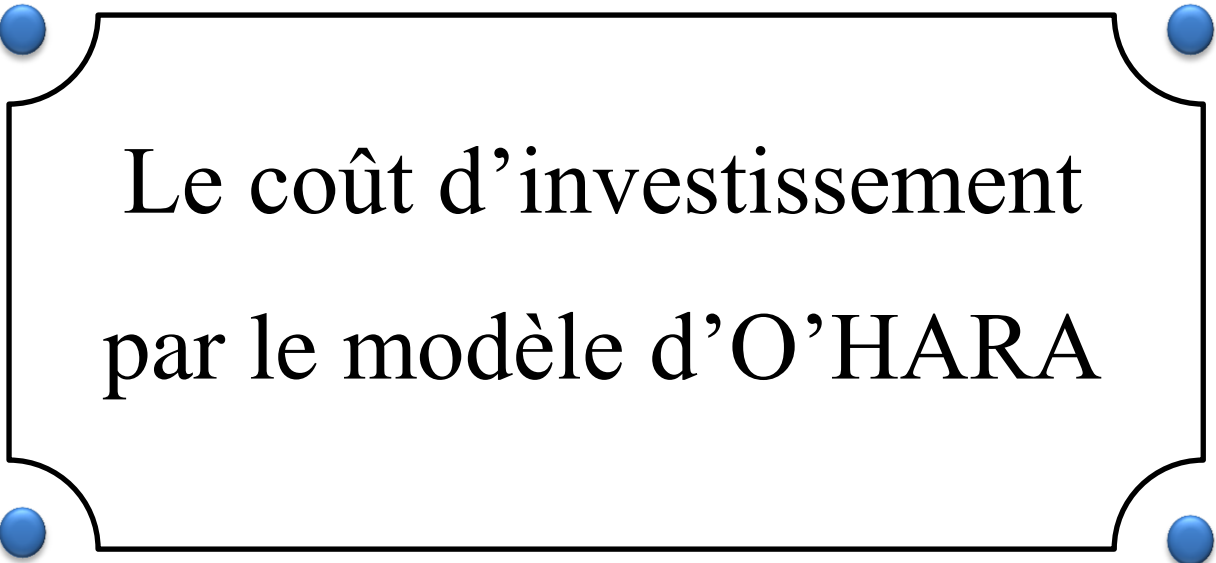


Figure II- 7 : schéma technologique de traitement.



Le coût d'investissement  
par le modèle d'O'HARA

## 1. Introduction :

Cette partie est consacrée à la construction et à l'estimation du capital investie en utilisant le modèle d'O'HARA.

## 2. Modèle d'O'HARA : [17] [18]

L'estimation est la procédure par laquelle le coût d'un projet minier proposé est déterminé en avance. Il y a plusieurs approches disponibles pour l'estimation des coûts d'un projet minier. Leur choix dépend du niveau de renseignements détaillés disponibles à l'origine et de la précision exigée pour les coûts :

- Le modèle STENLY, permet d'estimer uniquement les coûts d'une exploitation à ciel ouvert et la concentration par flottation et lixiviation en tas. (O'Hara, 1992).
- Le modèle SINGER, a été conçu pour l'exploitation à ciel ouvert des gisements aurifères. (Singer, 2000).
- Les modèles qui permettent d'estimer les coûts d'une exploitation à ciel ouvert ou d'une exploitation souterraine et pour différents processus de traitement sont CAMM et O'HARA. Le modèle CAMM est développé par le Bureau Américain de Mines (USBM).

En général, ces modèles estiment les coûts appropriés aux études de préfaisabilité.

Le Modèle O'HARA calcule les coûts attribués aux études de préfaisabilité détaillées. De ce fait, c'est un modèle détaillé impliquant les besoins particuliers de chaque processus d'une opération et d'une installation. Cela inclut l'estimation des exigences de la main-d'œuvre spécifiques, des types de provisions et leur consommation, par jour (ou par tonne), et du matériel (type, nombre) et son utilisation.

Ainsi, il permet d'estimer directement tous les postes bien rattachés à un paramètre (bâtiment, équipement, effectif...) et indirectement les autres postes en :

- Fonction des effectifs productifs pour les effectifs des services ;
- Pourcentage des investissements productifs ;
- Fonction des investissements en matériel et des coûts opératoires.

### 2.1. Les paramètres principaux des coûts d'investissement :

- La production journalière de minerai pour la mine souterraine et pour la laverie ;
- La production journalière de minerai et de stérile pour la mine à ciel ouvert,

- Le tonnage (ou le volume) de découverte préalable pour la mine à ciel ouvert,
- La section et la profondeur pour le puits ;
- La dimension des pelles et camions pour la mine à ciel ouvert ;
- La dimension des chantiers pour les équipements de la mine souterraine ;
- L'indice de broyabilité (indice de Bond) pour le concassage et le broyage ;
- La productivité moyenne pour les effectifs (directement fonction du degré de mécanisation) ;
- Le type d'équipement pour la consommation d'énergie.

A partir de ces paramètres, la plupart des postes d'investissement sont évalués au moins en ordre de grandeur. Le modèle O'HARA permet d'estimer directement tous les postes bien rattachés à un paramètre (bâtiments, équipements, effectifs ...etc.) et indirectement les autres postes, comme les frais généraux en pourcentage des investissements productifs ; effectifs des services surfaciques en fonction des effectifs productifs ; fond de roulement en fonction des investissements en matériel et des coûts opératoires.

## **2.2. Les paramètres principaux des coûts opératoires :**

- La méthode d'exploitation, pour la mine ;
- Le procédé de traitement, pour la laverie,
- Les coûts unitaires de main d'œuvre ;
- Le rendement du personnel dans les différentes opérations, qui dépend du matériel utilisé et des conditions de chantier, donne accès aux coûts directs de main d'œuvre, en fonction de la production choisie ;
- La production journalière du minerai pour la mine souterraine et pour la laverie ;
- La production journalière du minerai et du stérile pour la mine à ciel ouvert.

Ces paramètres, peu nombreux, ne donnent facilement accès qu'aux coûts directs, mais la plupart des coûts indirects ou généraux sont estimés à partir des coûts directs ou d'éléments de l'investissement.

Les coûts opératoires sont évalués soit en fonction des effectifs (services), soit en fonction de la production journalière (mine et laverie), en particulierisant la laverie par substances traitées et les mines souterraines par la méthode d'exploitation et par la dimension des chantiers.

### **3. Description de différentes opérations du modèle et leurs équations d'estimation : [18]**

Dans cette partie, nous décrivons les équations d'estimation pour chaque opération d'exploitation et pour chaque procédé de traitement. Ces équations ont été développées sur la base des coûts réels des projets des mines d'Amérique du Nord. L'estimation est faite en US\$1986. Dans chaque opération il y a plusieurs équations d'estimation mais on va choisir les équations qui répondant aux conditions géologiques de notre gisement de Draïssa, ces équations seront actualisées en multipliant chaque formule par le rapport de l'index de Dollars de 2010 et celui de 1986.

Les coûts d'investissements et les coûts opératoires d'un projet minier sont dépendants de beaucoup de facteurs qui doivent être évalués avant l'estimation. Le facteur le plus important simulant les coûts est la taille de la mine et les processus d'usine de traitement.

#### **3.1. Le coût d'investissement :**

##### **3.1.1. Ciel ouvert :**

###### **3.1.1.1. Evaluation des paramètres :**

Les mines à ciel ouvert peuvent avoir une plus grande diversité de forme du corps de minerai et de tonnage journalier que les mines souterraines. Cependant, puisque les roches stériles sont excavées avant l'exploitation dans les mines à ciel ouvert, la méthode d'exploitation n'est pas influencée par la nécessité de soutenir les pertes de dilution au même titre que les mines souterraines.

Le volume et les coûts d'exploitation des mines à ciel ouvert sont influencés par le nombre et la taille des équipements de foration, de découverte, de chargement, de transport du minerai et du stérile.

Les mines à ciel ouvert peuvent varier considérablement dans la forme, la taille, et l'inclinaison, particulièrement dans les régions montagneuses où la dureté du minerai et/ou du stérile varie considérablement.

Avant que la mine à ciel ouvert ne puisse commencer, les terrains de recouvrement du sol et de la roche au-dessus du minerai doivent être dégagés pour découvrir le minerai et d'assurer le tonnage journalier prévu pendant quatre à six mois. Les terrains de recouvrement du sol devraient être dégagés aux limites périphériques du noyau et une évaluation de son volume doit être faite.

Pour calculer les coûts d'investissement il faut avoir en premier les paramètres suivants :

- Les réserves géologiques techniquement exploitables R;
- La production annuelle de tout-venant T ;
- Nombre de jours travaillé  $D_j$  ;
- La cadence d'exploitation  $T_p = T/D_j$  (quantité de minerai et stériles extrait par jour).
- Durée de vie :  $R/T$  .

### 3.1.1.2. Besoins du personnel (effectif d'exploitation) :

Les coûts d'investissement et les coûts opératoires sont influencés par le nombre d'employés requis pour le fonctionnement de la mine à n'importe quel tonnage journalier spécifique. Le nombre d'employés exigés varie selon la mécanisation ou automatisé d'une opération et la dureté de la roche. En général, le besoin d'effectif est proportionnel à la cadence d'exploitation et il est estimé par l'équation :

$$N_{op} = 0,034T_p^{0,8}$$

### 3.1.1.3. Les coûts d'investissement :

a) Préparation du site:

Habituellement, Les coûts de préparation du site sont directement proportionnels à la qualité du terrain. L'estimation de la superficie du terrain à aménager est proportionnelle à la cadence d'exploitation.

La superficie défrichée se prolonge aux limites finales de la mine dont son évaluation est déterminée par l'équation :

$$A = 0,0173T_p^{0,9}$$

Les coûts d'investissement pour préparer la superficie où le champ minier est localisé, dépendent de la surface à défricher. Ils sont estimés par l'équation :

$$C_0 = 1600A^{0,9}$$

Pour un terrain plat jusqu'au 20% avec une végétation légère ou sans végétation.

b) Découverte préalable:

Si  $T_w$  est le tonnage des roches stériles qui doivent être dégagés pour découvrir une quantité de minerai suffisante pour quatre à six mois de production de minerai, alors les coûts estimatifs de découverte sont calculés par l'équation :

$$C_0 = 340T_w^{0,6}$$

Pour de découverte des roches stériles exigeant des travaux à l'explosif, chargement, et transport.



## c) L'équipement de forage:

Le coût des équipements de forage dépend du nombre de foreuses et du diamètre de trou de mine pour préparer le tonnage de la production journalière de minerai et de stérile. Il est estimé par la formule :

$$C_0 = 20000N_d d^{0,8}$$

Cette formule inclut une allocation de 25% pour les approvisionnements de forage, de tir et d'équipement accessoire. La taille, le diamètre du trou (d), et le nombre de foreuses exigés dépend des tonnes de minerai et de stérile à forer quotidiennement.

## d) L'équipement de chargement :

Le coût d'équipement de chargement dépend principalement du nombre  $N_s$  et de la taille  $S$  du godet des pelles. Le coût total de la flotte des pelles complétée par des bulldozers et des chargeurs est évalué par l'équation :

$$C_0 = N_s 510000 S^{0,8}$$

La taille optimale  $S$  d'une pelle du godet par rapport au tonnage journalier de minerai et de stérile  $T_p$  à charger par jour, est évaluée par l'équation :

$$S = 0,145 T_p^{0,4}$$

L'équation :  $N_s = 0,011 T_p^{0,8} / S$  calcule le nombre de pelles  $N_s$  avec la taille  $S$  du godet qui sera exigée pour charger le tonnage  $T_p$ . la taille de la pelle choisie sera la taille standard près de godet calculée, mais le nombre de pelles  $N_s$  exigé est habituellement un nombre partiel qui devrait être arrondi au plus petit nombre de l'unité le plus proche. Le nombre partiel omis exprime le besoin d'une petite pelle ou de chargeur d'entrée pour le service supplémentaire de chargement, aussi long que cette plus petite pelle ou chargeur d'embout est adéquat pour charger dans des camions d'une dimension appropriée aux pelles ayant un godet de taille  $S$ .

## e) L'équipement de transport et d'entretien des routes :

Le coût d'équipement de transport dépend principalement du nombre de camions  $N_t$  et de la taille du camion  $t$  en tonnes. Il est estimé par la formule :

$$C_0 = N_t 20400 t^{0,9}$$

La taille optimale  $t$  en tonnes d'un camion qui est bien adapté avec les pelles de taille  $S$  est évaluée par l'équation :

$$t = 9S^{1,1}$$

Le nombre total de camions  $N_t$  exigé pour la flotte de la mine, plus une allocation, est déterminé par l'équation :

$$N_t = 0,25 T_p^{0,8} / t$$

f) L'équipement d'entretien de la mine:

Le coût de construction et d'équipement de l'atelier d'entretien varie avec la surface d'atelier et la taille  $t$  des camions de la flotte. Il est estimé par la formule :

$$C_0 = 6000A_5^{0,6}t^{0,1}$$

La dimension des ateliers d'entretien pour la réparation et l'entretien des équipements de la mine à ciel ouvert dépend principalement du nombre et de la taille des camions de transport principaux. La réparation et l'entretien des pelles et des foreuses, qui sont lentes à déplacer, sont normalement exécutées sur place par des véhicules de réparation mobiles. La surface exigée par l'atelier d'entretien de la mine à ciel ouvert, qui devrait être situé près du champ minier, est évaluée par l'équation :

$$A_5 = 3,6T_p^{0,4}$$

g) Les stations des combustibles:

Ce coût inclut le stockage et les services de distribution du carburant diesel, d'essence, des lubrifiants, par les colporteurs pour la flotte de transport et les véhicules de service. Ce coût est estimé par la formule :

$$C_0 = 28T_p^{0,8}$$

### 3.1.2. Souterrain :

#### 3.1.2.1. Evaluation des paramètres :

- Les réserves géologiques exploitables  $T_r$ ;
- Production annuelle  $T_a$  ;
- Nombre de jours travaillés  $D_j$  ;
- La cadence d'exploitation  $T : T_a/D_j$
- Durée de vie :  $T_r/T_a$

#### 3.1.2.2. Besoins du personnel (effectif) :

Les coûts d'investissement et les coûts opératoires sont influencés par le nombre d'employés requis pour le fonctionnement de la mine, de la laverie et les services à n'importe quel tonnage journalier spécifique. En effet, le nombre d'employés exigés varie avec les méthodes d'exploitation utilisées, la géométrie du gisement et la mécanisation ou automatisation d'une opération. En général, le besoin d'effectif est proportionnel à la cadence d'exploitation et inversement proportionnel à la largeur des chantiers d'exploitation du gisement.

L'équation qui détermine l'effectif d'exploitation respectivement pour un défilage par chambre magasin mécanisé est :

$$N_{mn} = 3,2T^{0,7}/W^{0,5}$$

**3.1.2.3. Besoin d'énergie électrique :**

La charge maximale en kilowatts est fonction du modèle d'exploitation appliqué et le type de transport de minerai abattu. Elle est estimée par l'équation :

$$K_w = 165T^{0,5}$$

**3.1.2.4. Les coûts d'investissement :****a) Préparation du site :**

Les coûts d'investissement pour le chevalement minier, la salle de treuil, les vestiaires, et les bâtiments de divers services dépendent de la surface à préparer, en tenant compte de la densité botanique et l'inclinaison de la surface. Le bon choix de l'emplacement de l'installation de levage permet une dépense limitée d'où une flexibilité d'optimiser les coûts de préparation du site, tout en évitant les conditions défavorables des roches pour le fonçage des puits ou le terrain instable pour les infrastructures surfaciques des puits. Ce coût est estimé par l'équation :

$$C_0 = 2000A^{0,9}$$

L'estimation de la superficie du terrain à aménager est proportionnelle à la cadence d'exploitation.

La superficie du site est estimée par l'équation :

$$A = 0,011T^{0,7}$$

**b) Le fonçage :**

Les coûts de fonçage d'un puits incluent le coût d'installation de fonçage provisoire et le soutènement du puits et le coût de creusement qui tend à augmenter pendant l'approfondissement du puits à cause de l'évacuation des déblais du fond du puits et l'excavation des stations pendant l'approfondissement du puits.

Le volume de fonçage dépend essentiellement de la forme et de la section des puits.

L'équation  $d = 5,5T^{0,15}$  évalue le diamètre d'un puits de forme circulaire.

**c) Le développement de la mine et la préparation à l'abattage :**

Le développement d'une mine souterraine se compose de deux parties :

- 1) Développement des galeries, des rampes, des cheminées, des cheminées de ventilation, des

sous-stations, et des puisards pour fournir les services d'accès à l'exploitation et suffisamment de minerai pendant les premières années de la production.

2) Préparation des chambres d'abattage suffisantes pour une exploitation de six mois, et pendant ce temps la préparation des chambres subséquentes aura préparé le minerai en quantité suffisante pour les six mois supplémentaires d'abattage.

Ce coût est approprié pour une roche dure exigeant peu ou pas de soutènement.

Le coût de développement de la mine pour un corps de minerai dressant ayant une largeur moyenne  $W$  et un taux prévu de production journalière  $T$  de tonnes de minerai serait déterminé par l'équation :

$\gamma$  : la densité du minerai.

$$C_0 = 36200 (T/\gamma)^{1,2} / W^{0,9}$$

Le coût de préparation initiale au dépilage, équivalent à 125 fois le tonnage journalier prévu du minerai dépend du type de méthode d'abattage à utiliser. Le coût des méthodes de dépilage par chambres magasins est estimé, par la formule :

$$C_0 = 10620 T^{0,48} W^{0,2}$$

#### d) Les équipements d'abattage:

Ce coût inclut tous les équipements de forage, chargement, et transport de minerai, où un tel équipement n'est pas fixé en place ni installé sur des bases.

Le coût d'équipement mobile d'une mine varie avec les tonnes journalières exploitées, mais les mines avec un même tonnage journalier peuvent varier dans le coût et le degré de mécanisation si celles-ci ont des gisements de puissances différentes.

La largeur des chambres d'abattage détermine l'utilisation possible des foreuses mobiles, des chargeurs de grande capacité, et d'équipement de transport. Pour adapter un tel équipement, de grandes ouvertures de développement sont exigées. Le choix de la méthode d'abattage est restreint dans des mines à faible puissance. Le forage est effectué manuellement avec des foreuses commandées, et le chargement ou le raclage de minerai est accompli avec de petits équipements pneumatiques.

Le coût d'équipement pour le dépilage est déterminé par l'équation :

$$C_0 = 36200 T^{0,8} / W^{0,3}$$

**e) Le système de ventilation:**

Pour la puissance totale installée est estimée par l'équation :

$$H_p = 0,88T^{0,9}$$

La pression typique du ventilateur et les puissances installées peuvent varier considérablement si les ouvertures de la mine sont petites par rapport au tonnage du minerai extrait quotidiennement.

Le coût du système de ventilation est influencé par l'ampleur de la mécanisation dans les activités de forage, de chargement, et de transport. Cependant, ce coût sera légèrement diminué par les grandes ouvertures de développement nécessaires à l'adaptation de cet équipement.

En général, la mesure la plus fiable du coût du système de ventilation installé est la puissance totale installée de tous les ventilateurs dans le système. Le coût du système de ventilation est calculé d'après l'équation :

$$C_0 = 7500H_p^{0,6}$$

**f) Le système de pompage :**

Pour la région de Draïssa on constate que il n'y a pas de nappe d'eau à cause de la sécheresse de cette région, dans ce cas on n'a pas besoin d'exhaure et de pompage.

**g) Le système d'approvisionnement d'eau :**

Le coût du système d'approvisionnement en eau dépend principalement du volume de forage et le type de foreuses utilisées pour le développement de la mine. Il est déterminé par la formule :

$$C_0 = 5,3T^{0,4}$$

**h) L'atelier de réparation souterrain :**

Bien que les petites mines produisant moins de 500t/j de minerai aient typiquement un atelier de réparation au jour pour entretenir l'équipement de fond plus le petit équipement mobile des services et de la laverie, les grandes mines, qui sont intensivement mécanisées avec un grand équipement, habituellement préfèrent localiser l'atelier de réparation dans le fond pour éviter le retard à remonter l'équipement à un atelier de réparation surfacique.

On estime le coût d'équiper et de stabiliser une excavation souterraine pour un atelier de réparation avec une production de minerai T en tonnes par jour par l'équation :

$$C_0 = 14,6T^{0,4}$$

Cet atelier d'entretien est habituellement situé près du puits d'extraction et peut également inclure un service où les foreuses sont réparées.

**i) Les installations d'air comprimé :**

La capacité de l'installation d'air comprimé est évaluée par l'équation :

$$C = 130T^{0,5}$$

Pour un dépilage par chambre magasin.

Le coût des compresseurs et de tout équipement accessoire installé dans une installation de compresseur sur des fondations en béton peut être estimé par l'équation :

$$C_0 = 920C^{0,7}$$

**j) Tuyauterie installée pour la Distribution d'air comprimé et d'eau :**

Le coût de la tuyauterie installée pour distribuer l'air comprimé et l'eau à tous les lieux de travail dans la mine dépend principalement de la longueur de développement latéral exprimée :

$$L = 1276T^{0,6}/W^{0,4}$$

En longueur équivalente d'une excavation de 2,4×2,4m et en partie de la capacité d'installation du compresseur. Le coût de la tuyauterie installée peut être déterminé par :

$$C_0 = 2,8L^{0,9}C^{0,3}$$

**k) Distribution électrique souterraine :**

Le coût des sous-stations et des câbles souterrains d'électricité dépend de la charge maximale de la mine en kilowatts. Puisque la remontée est alimentée de la distribution électrique surfacique, la puissance d'énergie et la charge maximale des équipements de la mine souterraine n'absorberont pas plus de 15% de la charge électrique totale.

On estime le coût d'installation des sous-stations et les câbles électriques souterrains à partir de l'équation :

$$C_0 = 1600K_W^{0,9}$$

**3.1.3. Traitement :**

Il est supposé que la laverie traite un tonnage journalier de minerai identique que le tonnage journalier de minerai exploité,

La section de concassage fonctionne selon le calendrier de la mine et s'il y a une capacité de stockage de minerai concassé suffisante pour maintenir le processus de traitement en activité quand le concassage est arrêté pour des réparations ou d'entretien régulier.

L'estimation des coûts de traitement est fondée sur l'hypothèse que la capacité de traitement est le tonnage journalier exploité. Dans tous les cas où les coûts sont présentés en fonction des tonnes de minerais par jour T, le nombre T est la capacité quotidienne

**3.1.3.1. Besoin du personnel :**

Le nombre d'effectif de traitement d'un minerai riche et pour concentration gravimétrique est évalué par l'équation :

$$N_{ml} = 7,2T^{0,3}$$

**3.1.3.2. Les coûts d'investissement :****a) Préparation du site :**

La surface qui doit être défrichée avant la construction de la laverie et les installations reliées peut être calculée par l'équation :

$$A = 0,05T^{0,5}$$

En plus de cette préparation, des routes d'accès pour les installations au jour doivent être construites à partir d'une route existante, convenable et plus proche pour permettre d'accéder au site de l'unité de concentration, de l'installation de la remontée, du bassin de rejet, et de la source d'approvisionnement en eau.

Le coût estimé pour la préparation d'un terrain de moins 20% d'inclinaison et légèrement forestier est calculé par l'équation :

$$C_0 = 2000A^{0,9}$$

Le coût des voies d'accès dans un terrain modérément accidenté est calculé par l'équation :

$$C_0 = 280000 * (\text{longueur d'accées[mile]})$$

Ces formules devraient être modifiées  $\pm 30\%$  pour les états plus défavorables ou plus favorables de croissance de pente et de la densité des forêts.

$$C_0 = 70\% * 280000 * (\text{longueur d'accées[mile]})$$

**b) Excavation des terrains de recouvrement :**

Le sol de recouvrement doit être décapé partout où les bâtiments et les installations doivent être bâtis. Le coût d'excavation du sol de recouvrement de profondeur  $D_0$  et de surface  $A$ , peut être estimé par l'équation :

$$C_0 = 1000A^{0,8}D_0$$

**c) Le béton des fondations de la laverie :**

Le coût de béton des fondations des installations de la laverie, les trémies de stockage du minerai concassé, coûtera probablement entre 350\$ et 900\$/yd<sup>3</sup>. Selon son utilisation, s'il est utilisé pour une forme simple avec peu d'acier de renforcement ou pour une forme complexe fortement renforcée. Le coût

réel peut être sensiblement plus haut si le béton est programmé pour être utilisé en hiver.

Il est difficile d'estimer la forme et le volume de béton avant que ces formes aient été conçues, et par conséquent les coûts réels liés au volume concret sont incertains pour l'évaluation préliminaire. Cependant, on peut estimer ce coût pour des laveries traitant T de tonnes de minerai par jour (n'assumant aucune difficulté) par l'équation :

$$C_0 = 30000T^{0,5}$$

**d) La section de concassage primaire:**

Le coût d'excavation et du béton des fondations de concassage primaire, l'installation du concasseur, construction de la trémie et le grizzly, plus les convoyeurs du minerai sous le concasseur, est calculé par l'équation :

$$C_0 = 15000T^{0,7}$$

plus

$$C_0 = 63T^{0,9}$$

**e) La section de broyage et le stockage du minerai concassé :**

Ce coût inclut le bâtiment de la section de broyage, l'équipement installé et les convoyeurs. Les trémies de stockage doivent avoir une capacité suffisante pour fournir l'alimentation du traitement pour au moins le nombre de jours que l'usine de concassage est au repos dans la semaine. Le coût des trémies de stockage du minerai concassé sera proportionnel au poids d'acier utilisé en construisant ces trémies.

La taille et le coût de broyage dépendent des tonnes de minerai par jour à broyer par chaque broyeur, mais également de la dureté du minerai, qui est mesurée par les indices technologiques et la finesse de broyage exigée pour atteindre la concentration et la récupération optimale.

Le coût de broyage et des trémies de stockage peut être évalué par l'équation :

$$C_0 = 18700T^{0,7}$$

Pour un minerai de dureté moyenne avec un indice de travail de 15, et 70% de passant pour une maille de 200.

**f) Coût de la section de concentration et les sections relatives :**

Les coûts d'investissement dans cette section couvrent l'achat et l'installation de tout équipement exigé pour enrichir le minerai ou extraire le métal. Ces coûts d'investissement incluent l'équipement et les réservoirs d'épaississement, filtration, précipitation, lixiviation, extraction par solvants, etc., plus



toute la tuyauterie du processus, les câbles électriques, et contrôle du cycle de processus.

Les minerais non sulfureux contenant des métaux qui ne répondent pas à la flottation, et qui sont séparés par des méthodes spécialisées de concentration gravimétrique, sont estimés par l'équation :

$$C_0 = 5000T^{0,7}$$

**g) Le stockage initial des rejets :**

Il y a beaucoup d'aspects liés au site de stockage des rejets tel que la topographie, la distance de la laverie à l'emplacement des rejets, les contraintes environnementales, etc., qui pourraient rigoureusement changer les coûts de stockage des rejets. Cependant, si tous les aspects défavorables sont absents, et un emplacement approprié, et la nature des rejets n'a pas d'effets néfastes sur l'environnement, le coût minimum de stockage des rejets peut être estimé par la formule :

$$C_0 = 20000T^{0,5}$$

Très peu de mines ont de telles conditions favorables, et si la topographie du terrain est escarpée ou les contraintes environnementales sont rigoureuses, les coûts de stockage des rejets pourraient être plusieurs fois plus élevés que le coût définit précédemment.

**h) Le système d'approvisionnement d'eau :**

Le coût des stations de pompage d'eau douce, des stations de recyclage d'eau, et des dispositions pour l'approvisionnement en eau de protection contre les incendies, plus l'approvisionnement en eau potable, change selon la topographie locale, la proximité et la nature des sources voisines. S'il y a une source appropriée de l'eau à deux miles de la laverie, et la topographie est douce, le système d'approvisionnement en eau peut être calculé par la formule :

$$C_0 = 14000T^{0,7}$$

Le coût du système d'approvisionnement en eau pour la mine, la laverie, et les installations (mais à l'exclusion du système de distribution de l'eau de la mine) sera beaucoup plus élevé si la topographie locale est escarpée et accidentée ou s'il y a des contraintes rigoureuses sur les sources d'eau douce.

**i) Les sous-stations électriques et distribution électrique en surface :**

La charge maximale d'électricité peut être estimée par l'équation :

$$K_w = 78T^{0,6}$$

Les coûts d'investissement des équipements électriques pour l'exploitation et les installations de traitement dépendent principalement de la puissance électrique. Le coût de la puissance d'alimentation dépend du cas si la puissance est développée par une charge électrique existante ou par l'installation des génératrices en parallèle. Les petites mines dans des régions éloignées peuvent être forcées à développer leur propre puissance électrique, parce que le coût d'une ligne de transmission prolongée d'une ligne public existante peut être trop élevé dû à la basse charge maximale et à la basse consommation de puissance électrique d'une petite mine. Si la mine est fournie avec la puissance de service, le coût d'une sous-station de service avec les transformateurs abaisseurs sera calculé par l'équation :

$$C_0 = 580K_W^{0,8}$$

Le coût de la distribution de puissance de basse tension englobe la distribution pour la surface de la laverie, la station de concassage, et les installations de surface, y compris l'installation de levage et du compresseur si c'est une mine souterraine, mais à l'exclusion probable de la distribution pour la surface du champ minier de la mine à ciel ouvert ou le fond de la mine souterraine. Il est estimé par l'équation :

$$C_0 = 1150K_W^{0,8}$$

Une installation des génératrices peut être exigée pour une petite mine dans une région éloignée ou d'une grande mine fournie avec une puissance de service qui peut exiger une station de puissance électrique de secours pour la protection de l'équipement essentiel. Le coût de cette installation est déterminé par l'équation :

$$C_0 = 6000K_W^{0,8}$$

### 3.1.4. Le coût des services des installations de surface :

#### 3.1.4.1. Besoin d'effectif:

Le nombre du personnel administratif et technique exigé pour l'exploitation et le traitement peut être estimé comme un pourcentage du total exigé pour la mine, le traitement, et les services. est déterminé par :

L'équation :  $N_{at} = 12\% * (N_{mn} + N_{ml} + N_{sv})$  pour les mines souterraines :

Et par l'équation : pour les mines à ciel ouvert.  $N_{at} = 11\% * (N_{mn} + N_{ml} + N_{op})$

Le nombre d'effectif exigé pour les services de surface est déterminé par l'équation :

$$N_{sv} = 20,6\% * (N_{mn} + N_{ml})$$

Pour les moyennes et les mines souterraines avec défilage mécanisé.

Pour les mines à ciel ouvert, cet effectif est estimé par l'équation :

$$N_{sv} = 25,4\% * (N_{op} + N_{ml})$$

Il convient de noter que les formules pour le personnel exigé de la mine, le traitement, les services, et les activités administratives et techniques ne tiennent pas compte du personnel exigé pour la sécurité, le raffinage, les services de la cité minière, le transport du concentré ou les sièges sociaux hors du site, car ces services ne peuvent être exigés pour beaucoup de projets miniers. Cependant, ces services peuvent être financièrement justifiés pour des circonstances du projet, alors le personnel additionnel devrait être estimé séparément.

Ces coûts incluent les coûts de construction, de fourniture, et d'équipement des cabinets administratifs, l'entrepôt général, l'atelier de réparation électrique et mécanique (pour le petit équipement de traitement et le matériel des services), les garages de véhicule, les vestiaires, le centre des premiers soins et les stations de secours de la mine plus les véhicules tout usage, les parkings et la clôture.

#### 3.1.4.2. Les coûts d'investissement :

La dimension des bâtiments tend à dépendre du nombre d'employés servis par chaque bâtiment. Il est nécessaire d'estimer la taille du bâtiment avant d'estimer son coût.

##### a) Bureau administratif:

La surface du sol par personne tend à augmenter pendant que le nombre du personnel administratif et technique  $N_{at}$  devient plus grand. Ceci reflète les registres complexes de la comptabilité et du personnel technique et de la part d'espace pour les installations informatiques et des plans d'exploitation... L'évaluation de la surface à préparer et le coût sont déterminés respectivement par les formules :

$$A = 35N_{at}^{1,3}$$

et

$$C_0 = 155A^{0,9}$$

##### b) Magasin de l'installation d'entretien au jour :

Le personnel  $N_{sv}$  des services aura besoin approximativement  $85 \text{ ft}^2$ /personne pour l'entretien et la réparation de l'équipement mobile de la laverie et des départements des services. Le coût est déterminé par l'équation :

$$C_0 = 102(85 N_{sv})^{0,9}$$

##### c) Vestiaire de la mine :

Le vestiaire de la mine exige environ  $24\text{ft}^2$  /personne sur le cahier des charges de la mine ( $N_{mn}$  pour

les mines souterraines ou le  $N_{op}$  pour les mines à ciel ouvert) et inclut les installations de délivrance de la mine et le poste des premiers soins. Le coût est déterminé par la formule :

$$C_0 = 125(24 N_{mn})^{0,9}$$

**d) Entrepôt de surface :**

Ceci devrait s'adapter à tous les approvisionnements et pièces de rechange pour la mine, la laverie, et les équipements de service qui doivent être gardés à l'intérieur. Des approvisionnements volumineux tels que le bois de charpente, l'acier de construction, etc., peuvent être stockés à l'extérieur dans la plupart des climats. Le coût de l'entrepôt est estimé par l'équation :

$$C_0 = 10000T^{0,5}$$

**e) Installations diverses de surface :**

Ceci inclut les véhicules et les garages tout usage, les stations de sécurité et la clôture, parkings et les services divers. Le coût de cet article est déterminé par l'équation :

$$C_0 = 750T^{0,4}$$

**3.1.5. Les frais généraux d'un projet minier :**

En plus des coûts directs des installations spécifiques d'un projet minier, qui peut valoir des millions de dollars, il y a les coûts substantiels et les dépenses impliquées dans la conception du projet, des coûts d'emplacement, surveillance et administration, et services généraux de fonds de roulement d'exploitation. Ces frais généraux peuvent être estimés en fonction de tous les coûts directs  $D_j$ .

**3.1.5.1. Technologie :**

Ceci inclut les coûts des études de faisabilité, études de l'impact sur l'environnement, génie de conception, caractéristiques et acquisition d'équipement et services de conseils spécialisés. Il est déterminé par l'équation :

$$C_0 = 2,3D_f^{0,8}$$

**3.1.5.2. Les coûts généraux d'emplacement :**

Ceci inclut les coûts du camp de la construction, le matériel de construction spécialisé, et les coûts généraux de construction. Le coût de cet article est évalué par l'équation :

$$C_0 = 0,31D_f^{0,9}$$

**3.1.5.3. Surveillance du Projet :**

Ceci inclut la surveillance du projet, planification et budgétisation, et gestion de la construction. Il est déterminé par l'équation :

$$C_0 = 1,8D_f^{0,8}$$

**3.1.5.4. Administration :**

Ceci inclut l'administration locale du bureau des représentants de corporation, la comptabilité et gestion des ressources humaines, impôt, plus les frais de pré production. Il est estimé par l'équation :

$$C_0 = 1,5D_f^{0,8}$$

**3.1.6. Fonds de roulement :**

L'allocation typique est environ 10 semaines après que l'installation de concentration fonctionne en pleine capacité. Pour un régime d'un poste de 6 jours/semaine le fonds de roulement est égal à 60 jours du coût opératoire de traitement par jour.

Si la conception de la mine ou de la laverie est basée sur l'utilisation étendue d'équipement rénové, il y a une fréquence plus élevée du temps d'arrêt. Alors, l'allocation de temps additionnelle de fonds de roulement est impérative.

**3.2. Les couts opératoires :****3.2.1. Ciel ouvert (Les coûts opératoires par jour) :**

Les coûts opératoires des mines à ciel ouvert dépendent de la dimension et le nombre de foreuses, de chargeuses, et de camions, qui dépendent des tonnes de minerai et de stériles extraites par jour. Le coût d'une mine à ciel ouvert peut être estimé pour tout le tonnage de minerai et de stérile ( $T_p$ ) extrait par jour. Les formules suivantes déterminent les coûts opératoires pour :

De foration :

$$C_{OP} = 1,9T_p^{0,7}$$

De tir :

$$C_{OP} = 3,17T_p^{0,7}$$

De chargement :

$$C_{OP} = 2,67T_p^{0,7}$$

De transport :

$$C_{OP} = 18,07T_p^{0,6}$$

Et des services généraux :

$$C_{OP} = 6,65T_p^{0,7}$$

Il est à noter que le coût des services généraux de la mine à ciel ouvert inclut le coût d'entretien de la mine, des routes nivelées, de terril, de pompage, et de surveillance de la mine, mais il n'inclut pas le coût de concassage primaire ou d'énergie électrique.

### 3.2.2. Souterrain (Les coûts opératoires par jour) :

Le coût par jour pour la méthode d'exploitation par chambre magasin inclut le coût de main-d'œuvre et des provisions pour la foration, tir, soutènement, chargement, et le transport du minerai exploité de chaque chambre d'abattage. Ce coût couvre le travail effectué par l'équipe d'abattage et de déblayage seulement et n'inclut pas la main-d'œuvre et les approvisionnements impliqués dans le concassage, le transport. De plus, il n'inclut pas les services généraux de la mine, la surveillance ou les activités générales de la mine qui ne sont pas spécifiques à la méthode d'exploitation, employées pour récupérer le minerai des chambres d'abattage.

Coûts d'Abattage par chambre magasin. Les coûts d'abattage sont estimés par l'équation :

$$C_{OP} = 146T^{0,6}$$

#### a) Les coûts de préparation des chambres d'abattage :

Ces coûts peuvent être estimés par la formule par chambre magasin.

$$C_{OP} = 85T^{0,48}W^{0,2}$$

pour l'Abattage

#### b) Le levage

Quand le minerai souterrain est remonté, le coût par jour dépend principalement des tonnes de minerai levé par jour. La taille du minerai abattu à remonter influe peu sur le coût de levage journalier. Par conséquent, le type de méthode d'abattage utilisé a peu d'effet sur le coût de levage.

Et la formule calcule le coût de levage :

$$C_{OP} = 4,7T^{0,8}$$

#### c) Services généraux :

Ce coût inclut toute la main-d'œuvre et les approvisionnements exigés pour maintenir tous les services de la direction, y compris la ventilation, le pompage d'eau de drainage, la réparation et l'entretien de l'équipement de la mine, l'entretien des niveaux de développement et le soutènement, plus le personnel de surveillance. Ce coût inclut tous les articles qui ne sont pas déjà estimés précédemment et qui sont directement gérés par la surveillance de la mine. Il est estimé par la formule :

$$C_{OP} = 75T^{0,8}$$

Et la formule

$$C_{OP} = 12T^{0,7}$$

estime le coût opératoire par jour de la surveillance.

**d) Electricité :**

le coût opératoire de consommation d'électricité par jour est estimé par la formule :

$$C_{OP} = 164T^{0,56}$$

**3.2.3. Traitement (Les coûts opératoires par jour) :**

Les coûts opératoires par jour pour le concassage, la concentration et les installations générales de la surface sont groupés ensemble. Les coûts opératoires sont groupés sous les coûts de traitement.

Les coûts opératoires qui s'appliquent à l'exploitation minière et à l'usine de traitement, telle que la consommation d'énergie électrique, qui est mesurée seulement à la sous-station électrique principale, est groupé avec les coûts de concentration. Ce résultat est dû au fait que l'installation de concentration est habituellement la plus grande consommatrice de la puissance dans l'exploitation minière avec le complexe de traitement.

Cependant, à l'étape de préfaisabilité, les conditions optimales de traitement ne sont pas connues avec exactitude, et les coûts de traitement peuvent seulement être approximativement estimés.

Les coûts ci-dessous sont offerts en tant qu'évaluations globales de concassage et de concentration des coûts par jour.

**e) Concassage primaire :**

Ce coût inclut le coût de concassage primaire, le coût de transport du minerai concassé au stock tampon, plus les coûts opératoires du stock tampon. Il est déterminé par l'équation :

$$C_{OP} = 7,9T^{0,6}$$

**f) Broyage et stockage :**

Ce coût inclut les trémies de stockage du minerai fin et les broyeurs à barre, les broyeurs à boulets, et/ou des classificateurs. Il est estimé par la formule :

$$C_{OP} = 4,9T^{0,8}$$

**g) Concentration :**

Ceci inclut les coûts opératoires de toutes les sections qui impliquent la concentration du minerai par gravimétrie, la formule suivante détermine ce coût pour des minerais non-flottables qui répondent à la gravimétrie.

$$C_{OP} = 41T^{0,7}$$

Les coûts de stockage des rejets et d'analyse pour différentes concentrations sont estimés respectivement par les formules :

$$C_{OP} = 0,92T^{0,8}$$

et

$$C_{OP} = 1,27T^{0,8}$$

**h) Services généraux :**

Ce coût inclut la surveillance et l'entretien et de la consommation énergétique pour différentes concentrations. Il est évalué par l'équation :

$$C_{OP} = 40,8T^{0,6}$$

Les coûts de traitement par jour devraient être diminués à 55% de ceux montrés par les formules antérieures quand un minerai de qualité inférieure, typiquement extrait par la mine à ciel ouvert, est traité par une concentration qui élimine le stérile dans une phase préliminaire.

**3.2.4. Services généraux (Les coûts opératoires par jour) :****a) Services de surface :**

Le coût dépend du coût journalier de chaque personne et du nombre d'employés d'entretien et des services généraux  $N_{sv}$ . Il est évalué par la formule :

$$C_{OP} = C_j N_{sv}$$

Ou  $C_j$  : le coût journalier par personne.

**b) L'administration et le personnel technique :**

Les coûts journaliers du personnel administratif et technique, y compris les approvisionnements et les services exigés par eux, plus les coûts fixes pour des royalties et des taxes légales, payées par les services administratifs. Le coût total par jour est calculé par l'équation :

$$C_{OP} = C_i N_{at}$$



**4. Calcul du coût d'investissement total :****4.1. Ciel ouvert :****4.1.1. Identification des paramètres :****Tableau III- 1 : Les paramètres d'exploitation CO.**

	VARIANTE 1	VARIANTE 2
réserves totales exploitables à Ciel Ouvert[t]	3 557 618	1 942 089
profondeur d'exploitation max[m]	10	10
réserves exploitables [t]	711 524	388 418
taux de découverte [m3/tonnes]	0,65	0,65
volume de stériles [m <sup>3</sup> ]	462 490	252 472
densité de stériles	2,80	2,80
tonnage de stériles [t]	1 294 973	706 920
durée de vie [ans]	8	10
T:production annuelle Tout-Venant [t]	100 000	40 000
Dj: nombre de jours travaillés	220	220
Tp[t/j]:cadence à ciel ouvert	454,55	181,82

**4.1.2. Calcul des facteurs :****Tableau III- 2 : Les facteurs d'exploitation CO.**

	Variante 1	Variante 2
A[acre]:surface à préparer	4,26	1,87
nombre de foreuse	1	1
d: diamètre de trou [ft]	0,25	0,25
Ns: nombre de chargeuses	1	1

S[yard]:taille du godet	1,68	1,16
Nt: nombre de camion	3	2
t[t]:taille du camion	15,89	10,62
A5 [acre]:surface exigée par atelier	41,62	28,85

#### 4.1.3. Calcul du coût d'investissement :

**Tableau III- 3 : Les coûts d'investissement à ciel ouvert.**

	Variante 1	Variante 2
opérations	Coût [\$86]	Coût [\$86]
préparation du site	5 902,00	2 809,75
découverte préalable	1 580 648,62	1 099 262,02
foration	6 583,68	6 597,54
chargement	676 308,63	349 645,65
transport	517 039,71	258 631,40
Atelier d'entretien	74 107,04	57 127,40
station du combustible	3 743,00	1 798,32
Total	2 864 332,67	1 775 872,09

#### 4.2.Souterrain :

##### 4.2.1. Identification des paramètres :

**Tableau III- 4 : Les paramètres d'exploitation ST.**

	Variante 1	Variante 2
Tr[t]: réserves exploitables	-	1 368 700
Dj: nombre de jours travaillés	-	220
T[t/j]:cadence souterrain	-	454,55

production annuelle TV [t]	-	100 000
durée de vie [ans]	-	14

**4.2.2. Calcul des facteurs :****Tableau III- 5 : Les facteurs d'exploitation ST.**

	Variante 1	Variante 2
W[ft]:largeur de la chambre	-	12,14
$\gamma$ :densité	-	4,00
d [ft]:diamètre de puits	-	13,77
Ds[ft]:profondeur du puits	-	180,45
Hp[hp]:puissance total installée	-	216,92
Kw[kw]:charge max d'électricité	-	3 517,81
C[c/m]:capacité de l'air comprimé	-	2 771,61
L[ft]:longueur de développement	-	18 480,87
A[acre]:surface à préparer	-	0,80

**4.2.3. Calcul des coûts d'investissement:****Tableau III- 6 : Les coûts d'investissement ST.**

	Variante 1	Variante 2
Operations	Coût [\$86]	Coût [\$86]
préparation du site	-	1 631,39
fonçage	-	643 352,87
développement	-	1 120 885,57
préparation de la chambre	-	330 064,63
Abattage	-	1 555 037,74
ventilation	-	189 165,80

approvisionnement d'eau	-	61,28
atelier de réparation	-	168,80
Air comprimé	-	236 428,72
tuyauterie installés	-	208 942,97
électricité	-	2 487 512,81
Total	-	6 773 252,58

### 4.3. Traitement

#### 4.3.1. Calcul des facteurs :

**Tableau III- 7 : Les facteurs de traitement.**

	Variante 1	Variante 2
T[t/j]: capacité de la laverie	454,55	636,36
A[acre]: surface à préparer	1,07	1,26
Do [ft]: profondeur des éluvions	3,28	3,28
Kw [kw]: charge max d'électricité	10 426,93	13 647,68
longueur de voie d'accès [mile]	12,43	12,43

#### 4.3.2. Calcul du coût de traitement :

**Tableau III- 8 : Les coûts de traitement.**

Coût [\$86]	Variante 1	Variante 2
préparation du terrain	2 118,42	2 464,74
Accès aux routes	2 435 775,07	2 435 775,07
préparation de la laverie	3 452,96	3 950,42
	639 602,15	756 787,47

	15 529,60	21 022,06
concassage primaire	1 087 415,16	1 376 210,94
broyage et stockage	1 355 644,23	1 715 676,31
concentration	362 471,72	458 736,98
rejets	426 401,43	504 524,98
approvisionnement d'eau	1 014 920,81	1 284 463,55
sous station d'électricité	950 502,27	1 178 894,94
Distribution en surface	1 884 616,58	2 337 464,10
l'installation de générateur	1 545 415,01	1 816 295,82
Total	11 723 865,41	13 892 267,38

#### 4.4. Services généraux :

##### 4.4.1. Identification des paramètres :

**Tableau III- 9 : Les paramètres SG.**

	Variante 1	Variante 2
T[t/j]=capacité de la laverie	454,55	636,36
Nmn: effectif d'exploitation souterrain	-	66
Nml: effectif de traitement	45	49
Nop: effectif d'exploitation à ciel ouvert	8	3
Nsv: effectif des services de surface	20	50

##### 4.4.2. Calcul des facteurs :

**Tableau III- 10 : Les facteurs SG.**

	VARIANTE 1	Variante 2
A[acre]:surface des bureaux	439,23	980,22

**4.4.3. Calcul du coût SG:****Tableau III- 11 : Les coûts SG.**

Coût [\$]	Variante 1	Variante 2
Bureaux administratifs	3 248,47	4 852,82
magasin et entretien	55 927,61	107 264,71
vestiaire de la mine	-	94 774,10
entrepôt de surface	213 200,72	252 262,49
installation diverse de surface	8 671,46	9 920,72
Total	281 048,26	469 074,84

**4.5. Le coût des frais généraux du projet minier :****Tableau III- 12 : Les coûts des frais généraux.**

Coût [\$86]	Variante 1	Variante 2
technologie	1 257 647,70	1 777 276,46
les couts généraux d'emplacement	883 937,90	1 304 344,28
surveillance du projet	984 246,03	1 390 912,01
administration	820 205,02	1 159 093,34
total	3 946 036,65	5 631 626,09

**4.6. Le coût total d'investissement :**

Le coût total d'investissement est égal à la somme des coûts partiels de toutes les opérations minières :

- Le coût d'exploitation à ciel ouvert ;
- Le coût d'exploitation en souterrain ;
- Le coût de traitement ;
- Le coût des services généraux ;
- Le coût des frais généraux du projet minier ;

- le cout total d'exploration ;
- fond de roulement.

**Tableau III- 13 : Le coût total d'investissement.**

Coût [\$86]	Variante 1	Variante 2
Le coût d'exploitation à ciel ouvert	2 864 332,67	1 775 872,09
Le coût d'exploitation en souterrain	-	6 773 252,58
Le coût de traitement	11 723 865,41	13 892 267,38
Le coût des services généraux	281 048,26	469 074,84
Le coût des frais généraux du projet minier	3 947 473,49	5 631 626,09
fond de roulement	350 078,24	440 704,44
Total	19 166 798,07	28 982 797,42

## 5. Le coût opératoire total par jour :

### 5.1.Ciel ouvert :

**Tableau III- 14 : Les coûts opératoires CO.**

		Variante 1	Variante 2
foration	foration	137,74	72,53
	tir	229,81	121,01
chargement		193,56	101,92
transport		710,40	409,96
services généraux		482,09	253,84
total par jour		1 192,49	959,26
total par an		262 347,80	211 036,26

### 5.1.1. Besoins du personnel (effectif d'exploitation) :

**Tableau III- 15 : Le besoin d'effectif CO**

	Variante 1	Variante 2
Effectif	8	3

**5.2.Souterrain :****Tableau III- 16 : Les coûts opératoires ST.**

[\$86]	Variante 1	Variante 2
Abattage	-	5 739,83
préparation de la chambre	-	2 641,76
levage	-	628,29
services généraux	-	10 025,89
surveillance	-	869,93
électricité	-	5 047,63
total par jour	-	24 953,33
total par an	-	5 489 733,60

**5.2.1. Effectif d'exploitation :****Tableau III- 17 : Le besoin d'effectif ST**

	Variante 1	Variante 2
Effectif	-	66

**5.3.Traitement :****Tableau III- 18 : Les coûts opératoires de traitement.**

[\$86]	Variante 1	Variante 2
concassage	310,58	380,06
broyage	655,03	857,35
concentration	2 972,27	3 761,64
stockage des rejets	122,98	160,97
analyse	169,77	222,21
services généraux	1 604,01	1 962,83
total par jour	5 834,64	7 345,07
total par an	1 283 620,23	1 615 916,28



**5.3.1. Effectif de traitement :****Tableau III- 19 : Le besoin d'effectif pour le traitement est :**

	Variante 1	Variante 2
Effectif	45	49

**5.4. Services généraux :****Tableau III- 20 : Les coûts opératoires SG.**

[\$86]	Variante 1	Variante 2
surface	455,00	938,14
administratif et technique	245,00	788,60
total par jour	700,00	1 726,74
total par an	154 000,00	379 883,50

**5.4.1. Effectif :****Tableau III- 21 : Effectif d'exploitation**

		Variante 1	Variante 2
surface	souterrain Nsv	-	14
	ciel ouvert Nsv	13	13
administratif et technique	souterrain Nat	-	10
	ciel ouvert Nat	7	13

**5.5. Le besoin en effectif total :**

Le besoin en effectif total égal à la somme des effectifs de toutes les opérations.

**Tableau III- 22 : Le besoin effectif total.**

	Variante 1	Variante 2
Le besoin effectif total	73	167
Coût moyen par personne/an Cj[\$86]	12 600	12 600
Coût des besoins en effectif/an [\$86]	919 800	2 104 200

**5.6. Calcul du total des coûts opératoires :**

Le coût global est égal à la somme des coûts suivants :

- les coûts opératoires de la partie à ciel ouvert ;
- les coûts opératoires de la partie en souterrain ;
- les coûts opératoires de traitement ;
- les coûts opératoires des services généraux ;
- Les coûts de besoins en effectifs.

**Tableau III- 23 : Le coût opératoire total.**

[\$86]	Variante 1	Variante 2
le coût opératoire de ciel ouvert	262 347,80	211 036,26
le coût opératoire de souterrain	-	5 489 733,60
le coût opératoire de traitement	1 283 620,23	1 615 916,28
le coût opératoire des services généraux	154 000,00	379 883,50
Total par an	2 619 768,03	9 800 769,64

**5.7. Le coût opératoire par tonne produite :**

Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite est égal à la division du coût opératoire global par an sur la quantité produite.

La quantité produite est égale à la quantité de tout-venant produite multiplier par le taux de récupération qui égal à 50%.

**Tableau III- 24 : Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite.**

	Variante 1	Variante 2
quantité de tout-venant produite[t]	100 000	140 000
Quantité de Baryte produite[t]	50 000	70 000
coût opératoire global par an [\$]	2 619 768,03	12 639 722,22
Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite [\$ /t]	26.2	70.05

## 6. L'actualisation et conversion en Dinar Algérien des coûts :

Ces valeurs calculées en dollar de 1986 pour les actualiser il faut multiplier par un index d'actualisation de dollar 1986-2010, ensuite les convertir en Dinar Algérien.

### 6.1. Les coefficients d'actualisations :

Les coûts du modèle présentent les coûts réels des mines d'Amérique du Nord de l'année 1986, leur actualisation est accomplie par les index des coûts. Ces derniers permettent de mesurer l'évolution des coûts de l'année de base 1986. La mise à jour des équations est effectuée par :

La division d'index de l'année spécifiée par l'index de l'année de base (1986) puis, multiplié l'équation par ce facteur.

Cependant, pour l'Algérie aucune étude n'est faite à présent dans l'actualisation des coûts de l'industrie minière.

Dans le tableau dans les annexes il y a différents index depuis 1986.

On peut calculer maintenant les coûts actualisés, mais il reste une estimation, et on peut calculer les coûts en changeant l'index d'actualisation par la simulation rejointe avec le rapport par exemple :

$$C_0 = 340T_w^{0,6} * \frac{\text{index 2010}}{\text{index 1986}}$$

### 6.2. Le taux de change :

Le taux moyen de change en 2010 entre dollar et dinar est égal à 74.

Pour cela la multiplication des valeurs actualisées par le taux de change on obtient le coût d'investissement et le coût opératoire en Dinar Algérien.

### 6.3. Le coût global d'investissement :

Le coût global d'investissement inclus : le coût d'exploitation + le coût de traitement + le coût des services généraux + les frais d'exploitation + le fond de roulement + le coût d'exploration.

- Le coût global actualisé en Dollar :

**Tableau III- 25 : Le coût global actualisé en Dollar**

	Variante 1	Variante 2
Le coût global [\$]	17 252 192,34	24 811 618,20

Donc le coût total d'investissement s'élève à 17 252 192,34 \$ pour la variante 1 (ciel ouvert), et 24 811 618,20 \$ pour la variante 2 (mixte).

- **Le coût global en Dinar Algérien :**

**Tableau III- 26 : Le coût global en Dinar Algérien**

	Variante 1	Variante 2
Le coût global en dinar [DA]	1 276 662 233,34	1 836 059 746,98

Donc le coût total d'investissement s'élève à 1 276 662 233,34 DA pour la variante 1 (ciel ouvert), et 1 836 059 746,98 DA pour la variante 2 (mixte).

Avec 30% de fond propre et 70% emprunts.

#### **6.4. Le coût opératoire global :**

Pour calculer le prix de revient d'un travail effectué ou d'une opération ou le prix d'entreprise, il faut donc faire la somme des dépenses effectuées dans une certaine période (mois, an,...) et diviser cette somme par le nombre d'unités de production obtenues dans la même période.

Le coût opératoire global est déterminé comme : le coût opératoire d'exploitation + le coût de traitement + le coût des services généraux + le coût des employés.

- **Le coût opératoire en Dollar actualisé 2010 :**

**Tableau III- 27 : Le coût opératoire en Dollar actualisé 2010**

	Variante 1	Variante 2
Le coût actualisé [\$]	2 017 221,38	7 084 870,43

Le coût total opératoire s'élève à 2 017 221,38 \$/an pour la variante 1 (ciel ouvert), et 7 084 870,43 \$/an pour la variante 2 (mixte).

- **Le coût opératoire en Dinar Algérien :**

**Tableau III- 28 : Le coût opératoire en Dinar Algérien**

	Variante 1	Variante 2
Le coût opératoire en Dinar [DA]	149 274 381,96	524 280 411,81

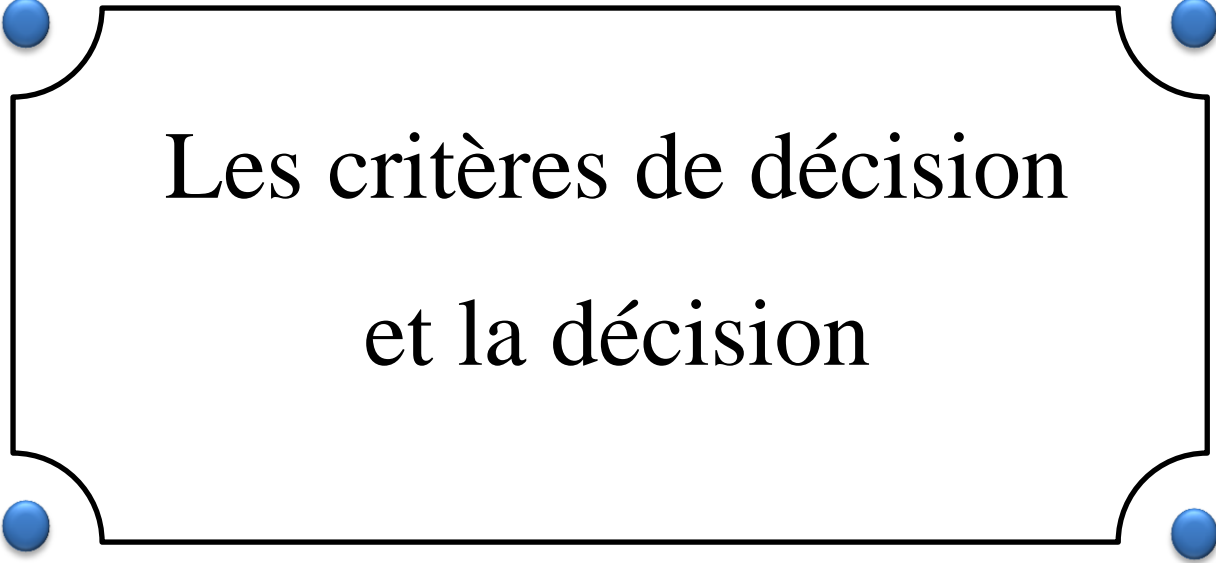
Le coût total opératoire s'élève à 149 274 381,96 DA/an pour la variante 1 (ciel ouvert), et 524 280 411,81 DA/an pour la variante 2 (mixte).

**6.5. Le coût opératoire par tonne produite :****Tableau III- 29 : Le coût opératoire par tonne produite en DA.**

	Variante 1	Variante 2
quantité de tout-venant produite[t]	100 000	140 000
Quantité de Baryte produite[t]	50 000	70 000
coût opératoire global par an [DA]	149 274 381,96	524 280 411,81
Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite [DA/t]	2 985,49	7 489,72

**7. Conclusion :**

- Le coût total d'investissement s'élève à 1 276 662 233,34 DA pour la variante 1(ciel ouvert), et 1 836 059 746,98 DA pour la variante 2 (mixte).
- Le coût total opératoire s'élève à 149 274 381,96 DA/an pour la variante 1(ciel ouvert), et 524 280 411,81 DA/an pour la variante 2 (mixte).
- Le coût total opératoire per tonne produite s'élève à 2 985,49 DA/an pour la variante 1(ciel ouvert), et 7 489,72 DA/an pour la variante 2 (mixte).



Les critères de décision  
et la décision

## 1. Introduction :

Ce chapitre sera consacré à la décision de l'investissement du gisement de DRAISSA, pour cela on calcule les différents facteurs (chiffre d'affaire, dépenses, prix unitaire, cash-flow), et on applique les critères de décision (TMR, DR, DA, la VAN, IP, TRI) pour voir la rentabilité de ce gisement.

## 2. Calcul des facteurs principaux :

On calcule tous les facteurs permettant d'utiliser les différents critères de décision:

### ➤ Prix de vente :

Le prix de vente de la Baryte sur la base du cours actuel de la baryte (Juin 2010) est de 13 000 DA/tonne rendu à Hassi Massaoud.

Sachant qu'il y a 1500 km entre Draïssa et Hassi massaoud, et que le coût de transport est fixé à 4,5 DA/tonne/kilomètre, donc le coût de transport entre Draïssa et Hassi Massaoud s'élève à 6 750 DA/tonne.

De là on conclut que le prix de vente à Draïssa (Bechar) est de :

Le prix de vente à Hassi Massaoud – le coût de transport

Le prix de vente minimal sera 6250 DA/t.

Donc on propose un prix de vente local à Bechar est égal à : 7000 DA/tonne.

### ➤ Coût opératoire par unité :

C'est le coût moyen d'une unité de production, d'une tonne de minerai ou d'une tonne de concentré.

Le coût opératoire par unité de production est calculé dans le chapitre 3, et égal à :

**Tableau IV- 1: Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite en DA.**

	Variante 1	Variante 2
quantité de tout-venant produite[t]	100 000	140 000
Quantité de baryte produite[t]	50 000	70 000
coût opératoire global par an [DA]	102 483 228,14	301 950 627,24
Le coût opératoire unitaire par tonne de baryte produite [DA/t]	2 049,66	4313,58

➤ **La quantité vendue de baryte :**

**Tableau IV- 2: La quantité vendue de Baryte.**

	Variante 1	Variante 2
Quantité [t/an]	50 000	<ul style="list-style-type: none"> <li>• 70 000 pour les 10 premières années</li> <li>• 50000 pour les 4 dernières années</li> </ul>

➤ **Dépenses :**

C'est le coût opératoire par unité produite \* la quantité produite de tout-venant :

**Tableau IV- 3: Dépenses.**

	Variante 1	Variante 2
Dépense [DA]	298 548 763,92	1 048 560 823,63

➤ **Chiffre d'affaire :**

Le chiffre d'affaire désigne le total des ventes de biens et de services réalisées par une entreprise sur un exercice comptable. Il est exprimé en unités monétaires. Il constitue généralement la valeur marchande de la majorité des produits.

**Tableau IV- 4: Chiffre d'affaire.**

	Variante 1	Variante 2
Chiffre d'affaire [DA]	350 000 000,00	490 000 000,00

➤ **Résultat brute :**

Résultat brute = Chiffre d'affaire – Dépense

**Tableau IV- 5 : Résultat brute.**

	Variante 1	Variante 2
Résultat brute [DA]	51 451 236,08	- 558 560 823,63

➤ **Besoin de fond de roulement d'exploitation (BFRE) :**

BFRE = Chiffre d'affaire \* Ratio  
Ratio= 60/220



➤ **Amortissement :**

$$\text{Amortissement} = \text{l'investissement fond propre} / \text{durée de vie}$$

➤ **Résultat avant impôt :**

$$\text{Résultat avant impôt} = \text{Résultat brute} - \text{Amortissement}$$

➤ **Impôt sur les résultats :**

$$\text{Impôt sur les résultats} = \text{Résultat avant impôt} * \text{Impôt}$$

Impôt= 33%.

➤ **Montant emprunté :**

$$\text{Montant emprunté} = \text{l'investissement} * t\%$$

t% (taux fond emprunté) = 70%.

➤ **Amortissement d'emprunt :**

$$\text{Amortissement d'emprunt} = \text{Montant emprunté} / \text{durée de vie}$$

➤ **Capital de début de période :**

$$\text{Capital de début de période} = \text{Montant emprunté} - \text{Amortissement d'emprunte}$$

➤ **Charges financières :**

$$\text{Charges financières} = \text{Capital de début de période} * i\%$$

i% (intérêt) = 6,5%.

➤ **Annuité :**

$$\text{Annuité} = \text{Amortissement d'emprunte} + \text{Charges financières}$$

➤ **Résultat après CF :**

$$\text{Résultat après CF} = \text{Résultat avant impôt} - \text{Charges financières}$$

➤ **Impôt sur résultat après CF :**

$$\text{Impôt sur Résultat après CF} = \text{Impôt sur les résultats} - [\text{Résultat après CF} * \text{Impôt}\%]$$

➤ **Economie d'impôt sur CF :**

$$\text{Economie d'impôt sur CF} = \text{Impôt sur les résultats} - \text{Impôt sur Résultat après CF}$$

➤ **Flux de financement :**

$$\text{Flux de financement} = - \text{Amortissement d'emprunte} - \text{Charges financières} + \text{Economie d'impôt sur CF}$$

➤ **Flux net d'exploitation :**

$$\text{Flux net d'exploitation} = \text{Résultat brute} - \Delta\text{BFRE} + \text{Impôt sur les résultats}$$

➤ **Flux économique :**

$$\text{Flux économique} = \text{l'investissement} + \text{Flux de financement} + \Sigma \text{récupération}$$

➤ **Calcul de cash-flow :**

• **Cash-flow brut:**

C'est le Résultat net + Les amortissements

• **flux Net de trésorerie (cash-flow) :**

$$\text{Cash-flow} = \text{Flux économique} + \text{Flux de financement}$$

• **coefficient d'actualisation :**

Le taux d'actualisation est utilisé pour déprécier des flux futurs et déterminer leur valeur actuelle autrement dit à la date d'aujourd'hui. Ce taux est toujours positif.

L'actualisation consiste à déterminer la valeur d'aujourd'hui des flux qui se produiront dans le futur : Elle permet de comparer des sommes reçues ou versées à des dates différentes.

Le taux d'actualisation en Algérie est en ce moment égal à 12% ( $i=12\%$ ).

Donc le coefficient d'actualisation est de  $(1+i\%)^{-n}$ .

- **cash-flow actualisé et le cumul.**

Il est calculé à partir d'une formule mathématique qui est la suivante :

$$CFNA = CFN \times (1+i\%)^{-n}$$

Avec:

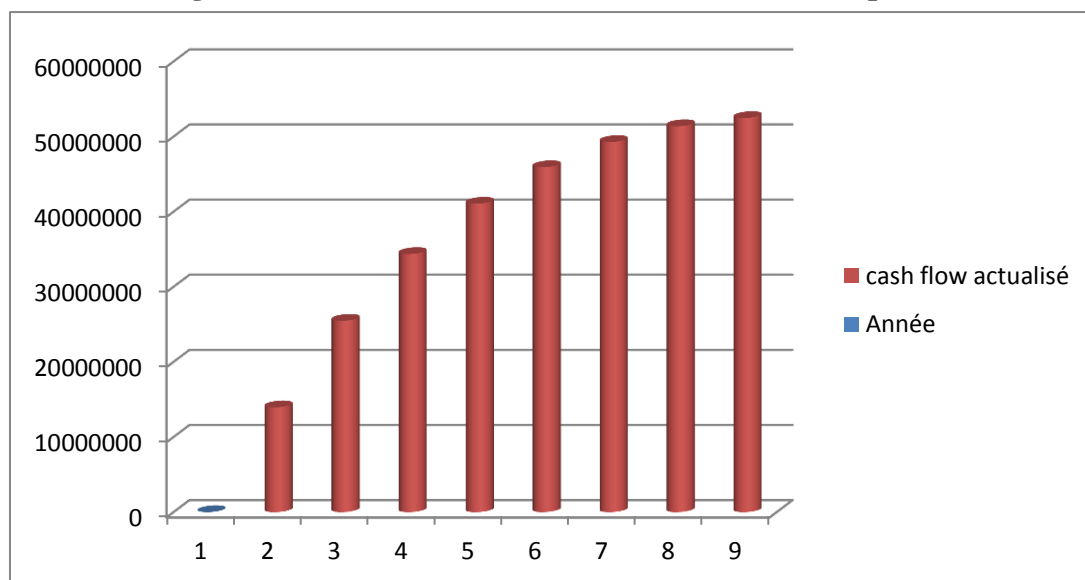
- CFN: Valeur future du Cash-Flow net.
- CFNA : Prix actuel du Cash-flow net.
- i: Taux d'actualisation (12%).
- n: Nombre d'années.

❖ **Les résultats sont calculées et représenter dans les tableaux des cash-flows 1 et 2 dans l'annexe.**

Les figures suivantes représentent la variation des cash-flows par rapport à chaque année.

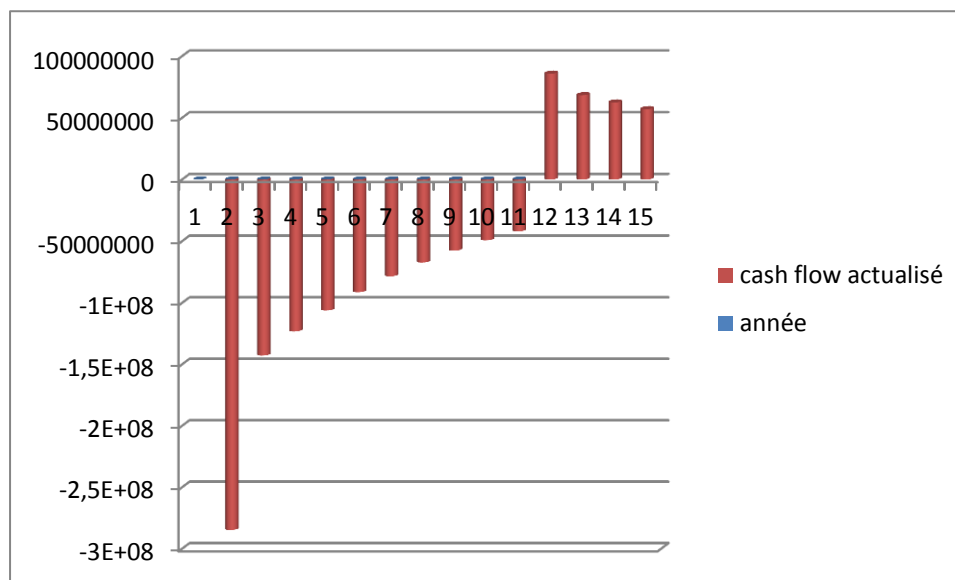
**Pour la variante 1 (ciel ouvert) :**

**Figure IV- 1: Les cash-flows en fonction des années pour V1**



Pour la variante 2 (mixte) :

Figure IV- 2: Les cash-flows en fonction des années pour V2



### 3. Les critères de décision :

La décision de l'investissement dépend des résultats obtenus par le calcul des critères de décision suivants :

#### 3.1. Taux moyen de rentabilité (TMR) :

Tableau IV- 6: Taux moyen de rentabilité.

	Variante 1	Variante 2
Le taux moyen de rentabilité	19%	-45%

Donc pour un Dinar investi on obtient 0,19 DA de bénéfice pour la variante 1, et pour la variante 2 on obtient -0,45 DA de déficit.

#### 3.2. Délai de récupération (DR) :

Tableau IV- 7: Délai de récupération.

	Variante 1	Variante 2
Délais de récupération	6 ans et 5 mois	Le délai dépasse la durée de vie du gisement

Les figures suivantes représentent la variation des cumuls des cash-flows par rapport aux années.

**Variante 1 (ciel ouvert) :**

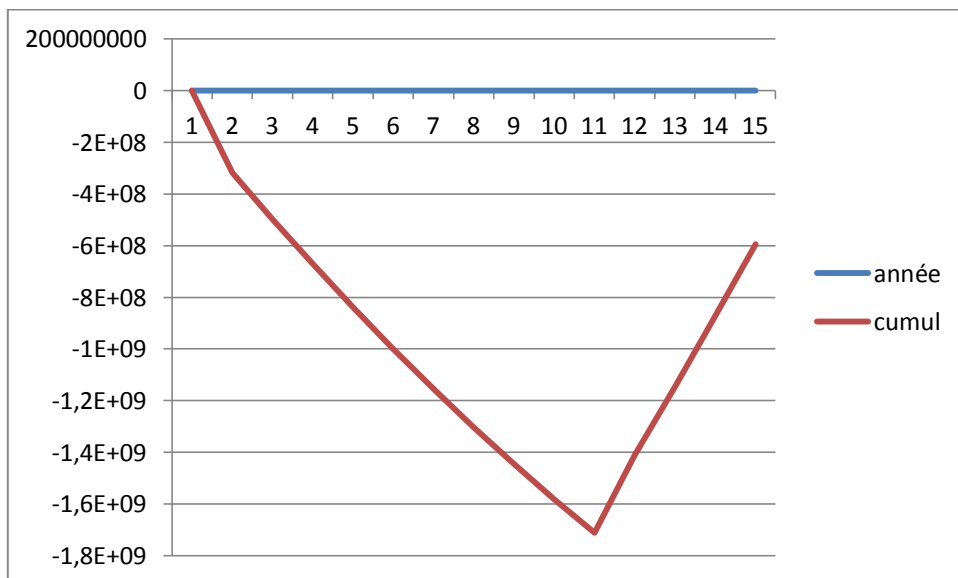
DR	6,39	K	Dk	DK-1
		7	69262140,59	-44329994,23

**Figure IV- 3 : Le cumul des cash-flows en fonction des années.**



**Variante 2 (mixte) :**

**Figure IV- 4: Le cumul des cash-flows en fonction des années.**



**3.3. Délai d’amortissement (DA) :**

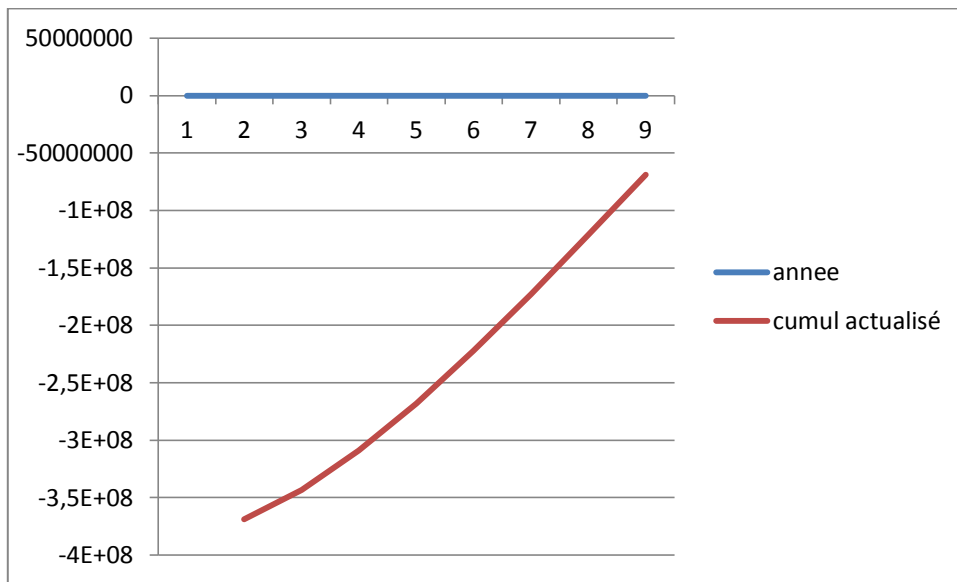
**Tableau IV- 8: Délai d’amortissement (DA)**

	Variante 1	Variante 2
Délais de récupération	Le délai dépasse la durée de vie du gisement	Le délai dépasse la durée de vie du gisement

Les figures suivantes représentent la variation des cumuls actualisés des cash-flows par rapport aux années.

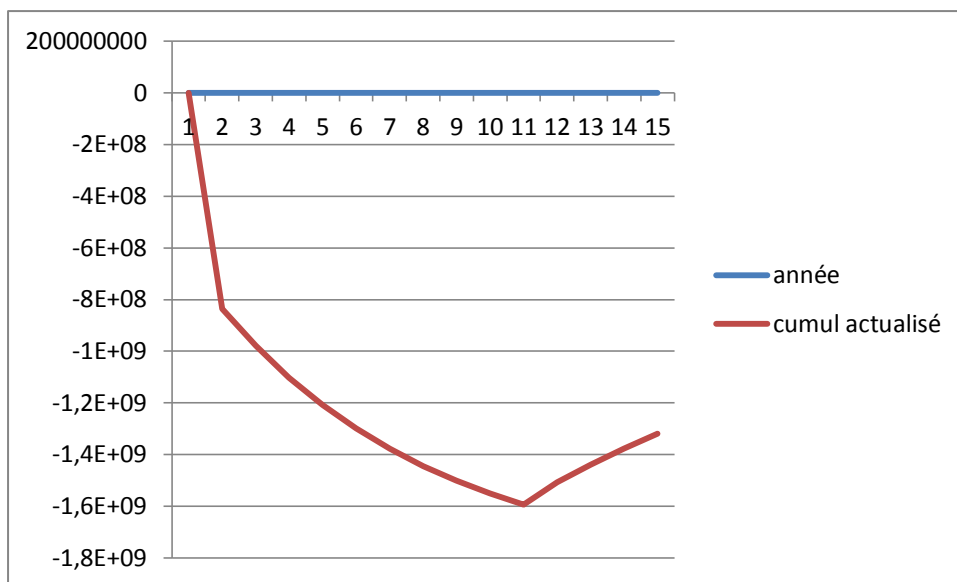
**Variante 1 (ciel ouvert) :**

**Figure IV- 5: Le cumul actualisé des cash-flows actualisés en fonction des années.**



**Variante 2 (mixte) :**

**Figure IV- 6 : Le cumul actualisé des cash-flows actualisés en fonction des années.**



**3.4. La valeur actuelle nette (VAN) :****Tableau IV- 9 : La valeur actuelle nette**

	Variante 1	Variante 2
La VAN	313 907 724,91	-7 223 079 726,59

**3.5. L'indice de profitabilité (IP):****Tableau IV- 10 : L'indice de profitabilité**

	Variante 1	Variante 2
IP	1,82	-4,75

**3.6. Taux de rentabilité interne (TRI) :****Tableau IV- 11 : Taux de rentabilité interne**

	Variante 1	Variante 2
TRI	42%	négatif

**4. Interprétation des résultats :****4.1. Variante 1 (ciel ouvert):**

Avec un taux moyen de rentabilité est égal à 19% et délais de récupération du capitale investi est de 6 ans et 5 mois, et une VAN positif de 313 907 724,91, un IP positif le projet est économiquement rentable pendant la durée de vie qui est égale à 8 ans. Donc: le projet est exploitable.

Mais le projet n'est pas économiquement réalisable (il n'est pas intéressant de l'exploiter) à cause de :

- Le délai d'amortissement du capitale investi dépasse la durée de vie du gisement ;
- Le taux de rentabilité interne est très grand 42%.
- Economiquement il est impossible d'exploiter le gisement avec un TRI = 42%.

Donc la décision est : **le gisement est exploitable mais économiquement non réalisable.**

#### 4.2. Variante 2 (mixte) :

Avec un taux moyen de rentabilité négatif égal à -45% (déficit) et délais de récupération du capitale investi dépasse la durée de vie du gisement, un délai d'amortissement du capitale investi dépasse la durée de vie du gisement, et une VAN négative de -7 223 079 726,59, un IP négatif et un TRI négatif, le projet est économiquement non rentable pendant la durée de vie qui est égale à 14 ans.

Donc la décision est : **le gisement est non exploitable.**

#### 4.3. Remarque :

- ❖ Ces résultats sont obtenus par l'index d'actualisation 0,77, si on change cet index les valeurs changent, et les résultats changes par exemple si on prend l'index d'actualisation égal à 0,3 les deux variantes deviennent rentables, et la variante 2 devient plus rentable que la variante 1 en comparant les IP. Et si on prend l'index égal à 0,4, la variante 1 devient rentable et réalisable, et la variante 2 devient non rentable.
- ❖ On peut changer cette valeur et voir l'influence des données géologique et économiques sur la décision de l'exploitabilité. Le fichier Excel joint avec ce rapport fait une simulation pour le choix de décision.
- ❖ Cette étude faite pour une commercialisation local, si on prend en considération le coût de transport Draïssa à Hassi-Massaoud, le projet devient économiquement non exploitable quel que soit les index d'actualisation.

#### 5. Critique et recommandations :

Dans la préparation de ce projet on a vu :

- Il n'y a pas une étude géologique bien précise et elle n'est pas complète.
- Absence des cartes topographiques et géologiques.
- Il n'y a pas d'étude hydrogéologique.
- Il n'y a pas d'étude d'exploitation et de traitement.
- Manque et insuffisance des informations géologiques et économiques.

Pour cela on recommande les solutions suivantes :

#### Technique :

- Il faut avoir une étude précise et complète sur les réserves géologiques.



- Affiner les informations exactes sur les filons exploitables.
- Avoir des cartes géologiques de la région, des cartes topographiques sur lesquelles sont représentés les filons et une étude approfondie sur l'hydrogéologie de la région.
- Augmenter la profondeur de prospection pour augmenter les réserves exploitables.
- Il faut avoir des ressources d'eau proche du gisement.
- Une étude complète et totale de l'exploitation du gisement.
- Une étude de traitement bien précise.
- Une étude de transport.

**Economie :**

- Il faut avoir le taux d'actualisation et l'index d'actualisation exact.
- Une étude de coût du transport et son influence sur les coûts.
- Une étude de commercialisation.
- Une étude du marché local et national.

**6. Conclusion :**

A partir des critères de décision on décide que le projet est :

- Rentable et exploitable mais économiquement non réalisable pour la variante 1 (ciel ouvert).
- Économiquement non rentable et non réalisable pour la variante 2 (mixte).



Conclusion générale

### Conclusion générale :

La présente étude a porté sur une réalisation d'une approche économique de l'exploitabilité du gisement de Draïssa.

Sur le plan technique on remarque que les travaux de recherche réalisés ne sont pas suffisants, et nécessitent des travaux complémentaires pour assurer une augmentation des réserves exploitables et une exploitation répondant aux normes.

La présente étude nous permet de simuler plusieurs cas à savoir :

- Variation de l'index d'actualisation du Dollar ;
- Variation du taux d'actualisation ;
- Variation du taux de récupération ;
- Variation du taux de change.

Et de prendre la décision adéquate :

- ❖ Pour un coefficient d'indexation du Dollar de 0,77, et un taux d'actualisation de 12%, taux de récupération de 50% et taux du change de 74 on peut dire que l'exploitabilité du gisement de Draïssa selon les variantes :
  - **Variante 1** : elle est rentable parce que la VAN et IP sont positifs et on a un délai de récupération, mais elle est économiquement non réalisable parce que le délai d'amortissement dépasse la durée de vie du gisement et le TRI est très grand.
  - **Variante 2** : elle est économiquement non rentable et non réalisable donc le gisement est non exploitable.
- ❖ Mais pour un coefficient d'indexation de 0,5, on dit que le gisement est économiquement rentable donc exploitable avec les deux variantes.



# Bibliographie

### **BIBLIOGRAPHIE :**

- [1] : DR. AIT YAHIATENE, « Cours d'économie d'école doctorale 1<sup>er</sup> année » Ecole Nationale Polytechnique 2009-2010.
- [2] : Pr. BOUAZIZSI Med, « cours de finance d'entreprise, chapitre V : les décisions d'investissement, section 2 page 5-10 » Université IBN ZOHR, Agadir, Maroc 2006.
- [3] : M.HAMINI Allal, « Mathématique financière » OPU 2005, bibliothèque d'ENP 050247/68815 HAM.
- [4] : « cours intérêts » Université PAUL Valery, administration économique et social 2010.
- [5] : DR. WILSON Makaya, « méthode d'analyse économique des projets » comptabilité générale d'entreprise, système comptable OHADA 2007.
- [6] : M. AIT KAID Yassine, « étude économique d'exploitation de la partie inférieure du gisement de Zn de châabet EL-HAMRA », mémoire de fin d'étude. ENP 2009
- [7] : DR. AIT YAHIATENE, « cours d'économie de 5<sup>ème</sup> année génie minier » Ecole Nationale Polytechnique 2009-2010.
- [8] : MC.NATHALIE GARDES, « cours de finance d'entreprise » chapitre 2 : la décision d'investissement 2006.
- [9] : Pr. YUES Simon, « évaluation financière des projets » 2<sup>ème</sup> Edition Robert Houdayer 2005.
- [10] : [www.enof-mine.com/somibar](http://www.enof-mine.com/somibar).
- [11] : Document interne : gisement de barytine de Draïssa SOMIBAR 2005.
- [12] : Document interne : projet d'exploitation et évaluation du gisement de Barytine de Draïssa, SOMIBAR 2006.
- [13] : Document interne : prestation des résultats de prospection dans la région de Draïssa, SOMIBAR-ORGM 2006.
- [14] : Document interne : gisement de Barytine de Draïssa historique des travaux réalisés et point de situation, SOMIBAR 2005.

**[15]** : Document interne : gisement de Barytine 2 Draïssa, SOMIBAR 2007.

**[16]** : Document interne : rapport de mine de Boucaïd, SOMIBAR 2007.

**[17]** : M.DUCHENE, « conférence d'économie de l'entreprise minier » CESECO 1989, école nationale supérieure des mines de Paris, Modèle d'O'HARA page 1-23.

**[18]** : M.N.LARACHI, « progiciel d'estimation des coûts d'investissement et des coûts opératoire d'un projet minier en utilisant le modèle O'HARA », mémoire de magister, ENP 2004.



# Annexe des coûts

Tableau 1 : calcul des cash-flows et les cumuls pour l'variante 1 (ciel ouvert) les coûts sont en DA

Année	0	1	2	3	4	5	6	7	8
investissement fond propre	- 382 998 670,00								
cout opératoire par unité		2 985,49	2 985,49	2 985,49	2 985,49	2 985,49	2 985,49	2 985,49	2 985,49
prix unitaire		7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00
Quantité de TV		100 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00
Quantité de baryte produite		50 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00
Dépenses		298 548 763,92	298 548 763,92	298 548 763,92	298 548 763,92	298 548 763,92	298 548 763,92	298 548 763,92	298 548 763,92
chiffre d'affaire		350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00
Résultat brut		51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08
Ratio BFRE	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27
BFRE	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45
ΔBFRE		95 454 545,45	-	-	-	-	-	-	-
amortissement		53 827 964,39	53 827 964,39	53 827 964,39	53 827 964,39	53 827 964,39	53 827 964,39	53 827 964,39	53 827 964,39
Résultat avant impôt		-	-	-	-	-	-	-	-
Impôt sur les bénéfices		-	-	-	-	-	-	-	-
montant emprunté	893 663 563,34								
amortissement d'emprunt		125 598 583,57	125 598 583,57	125 598 583,57	125 598 583,57	125 598 583,57	125 598 583,57	125 598 583,57	125 598 583,57
capital de début de période		893 663 563,34	768 064 979,77	642 466 396,20	516 867 812,64	391 269 229,07	265 670 645,51	140 072 061,94	14 473 478,38
charges financières		58 088 131,62	49 924 223,69	41 760 315,75	33 596 407,82	25 432 499,89	17 268 591,96	9 104 684,03	940 776,09
Annuité		183 686 715,18	175 522 807,25	167 358 899,32	159 194 991,39	151 031 083,46	142 867 175,52	134 703 267,59	126 539 359,66
Résultat après CF	-	58 088 131,62	49 924 223,69	41 760 315,75	33 596 407,82	25 432 499,89	17 268 591,96	9 104 684,03	940 776,09
Impôt sur les Résultat après CF		-	-	-	-	-	-	-	-
Economie d'impôt sur CF		-	-	-	-	-	-	-	-
flux de financement	-	183 686 715,18	175 522 807,25	167 358 899,32	159 194 991,39	151 031 083,46	142 867 175,52	134 703 267,59	126 539 359,66
flux net d'exploitation	-	44 003 309,37	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08	51 451 236,08
recupération									
flux économique		199 311 954,82	207 475 862,75	215 639 770,68	223 803 678,61	231 967 586,55	240 131 494,48	248 295 402,41	256 459 310,34
flux Net de trésorerie(cash flow)		15 625 239,64	31 953 055,50	48 280 871,36	64 608 687,23	80 936 503,09	97 264 318,95	113 592 134,82	129 919 950,68
coeff d'actualisation		0,89	0,80	0,71	0,64	0,57	0,51	0,45	0,40
cash flow actualisé		13 951 106,82	25 472 780,21	34 365 370,58	41 059 988,75	45 925 545,46	49 277 130,96	51 383 313,05	52 472 489,06
cumul	-	367 373 430,37	335 420 374,87	287 139 503,50	222 530 816,28	141 594 313,19	44 329 994,23	69 262 140,59	199 182 091,27
cumul actualisé	-	369 047 563,18	343 574 782,97	309 209 412,39	268 149 423,63	222 223 878,17	172 946 747,21	121 563 434,16	69 090 945,10



Tableau 2 : calcul des cash-flows et les cumuls pour l'variante 2 (mixte) les coûts sont en DA

année	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
investissement fond propre	- 550 817 924,09														
cout opératoire par unité		7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	7 489,72	5 242,80	5 242,80	5 242,80	5 242,80
prix unitaire		7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00	7 000,00
Quantité de TV		140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	140 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00	100 000,00
Quantité de banyte produite		70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	70 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00	50 000,00
Dépenses		1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	1 048 560 823,63	524 280 411,81	524 280 411,81	524 280 411,81	524 280 411,81
chiffre d'affaire		490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	490 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00	350 000 000,00
Résultat brut		- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 174 280 411,81	- 174 280 411,81	- 174 280 411,81	- 174 280 411,81
Ratio BFRE	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27	0,27
BFRE	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	133 636 363,64	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45	95 454 545,45
ΔBFRE	133 636 363,64	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	38 181 818,18	-	-	-
amortissement		40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51	40 243 875,51
Résultat avant impôt		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Impôt sur les bénéfices		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
montant emprunté	1 285 241 822,88														
amortissement d'emprunt		93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19	93 902 376,19
capital de début de période	1 285 241 822,88	1 191 339 446,70	1 097 437 070,51	1 003 534 694,32	909 632 318,13	815 729 941,94	721 827 565,76	627 925 189,57	534 022 813,38	440 120 437,19	346 218 061,00	252 315 684,82	158 413 308,63	64 510 932,44	
charges financières		83 540 718,49	77 437 064,04	71 333 409,58	65 229 755,13	59 126 100,68	53 022 446,23	46 918 791,77	40 815 137,32	34 711 482,87	28 607 828,42	22 504 173,97	16 400 519,51	10 296 865,06	4 193 210,61
Annuité		177 443 094,68	171 339 440,22	165 235 785,77	159 132 131,32	153 028 476,87	146 924 822,41	140 821 167,96	134 717 513,51	128 613 859,06	122 510 204,61	116 406 550,15	110 302 895,70	104 199 241,25	98 095 586,80
Résultat après CF		- 83 540 718,49	- 77 437 064,04	- 71 333 409,58	- 65 229 755,13	- 59 126 100,68	- 53 022 446,23	- 46 918 791,77	- 40 815 137,32	- 34 711 482,87	- 28 607 828,42	- 22 504 173,97	- 16 400 519,51	- 10 296 865,06	- 4 193 210,61

## Annexe des coûts

Impôt sur les Résultat après CF	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Economie d'impôt sur CF	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
flux de financement	- 177 443 094,68	- 171 339 440,22	- 166 235 785,77	- 159 132 131,32	- 153 028 476,87	- 146 924 822,41	- 140 821 167,96	- 134 717 513,51	- 128 613 859,06	- 122 510 204,61	- 116 406 550,15	- 110 302 895,70	- 104 199 241,25	- 98 095 586,80	
flux net d'exploitation	- 692 197 187,26	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 558 560 823,63	- 136 098 593,63	- 174 280 411,81	- 174 280 411,81	- 174 280 411,81	
récupération															
flux économique	- 141 379 263,17	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	- 7 742 899,53	414 719 330,46	376 537 512,28	376 537 512,28	376 537 512,28	
flux Net de trésorerie(cash flow)	- 318 822 357,84	- 179 082 339,76	- 172 978 685,30	- 166 875 030,85	- 160 771 376,40	- 154 667 721,95	- 148 564 067,49	- 142 460 413,04	- 136 356 758,59	- 130 253 104,14	298 312 780,31	266 234 616,58	272 338 271,03	278 441 925,48	
coeff d'actualisation	0,89	0,80	0,71	0,64	0,57	0,51	0,45	0,40	0,36	0,32	0,29	0,26	0,23	0,20	
cash flow actualisé	- 284 662 819,50	- 142 763 344,83	- 123 122 811,49	- 106 052 098,94	- 91 225 996,60	- 78 359 481,38	- 67 202 839,36	- 57 537 371,48	- 49 171 614,12	- 41 938 013,52	85 757 795,89	68 335 794,96	62 412 902,70	56 974 734,62	
cumul	- 318 822 357,84	- 497 904 697,60	- 670 883 382,90	- 837 758 413,75	- 998 529 790,15	- 1 153 197 512,10	- 1 301 761 579,60	- 1 444 221 992,64	- 1 580 578 751,23	- 1 710 831 855,37	- 1 412 519 075,06	- 1 146 284 458,48	- 873 946 187,45	- 595 504 261,96	
cumul actualisé	- 835 480 743,60	- 978 244 088,43	- 1 101 366 899,92	- 1 207 418 998,86	- 1 298 644 995,46	- 1 377 004 476,84	- 1 444 207 316,20	- 1 501 744 687,68	- 1 550 916 301,80	- 1 592 854 315,31	- 1 507 096 519,43	- 1 438 760 724,47	- 1 376 347 821,77	- 1 319 373 087,15	

Tableau 3 : les index d'actualisation

date	index	date	index	date	index	date	index
JAN 1986	114.8161	JAN 1988	92.1350	JUN 2006	96.3831	JUN 2008	84.7713
FEB 1986	111.4143	FEB 1988	92.5151	JUL 2006	96.5113	JUL 2008	84.5052
MAR 1986	109.3646	MAR 1988	91.2507	AUG 2006	96.0432	AUG 2008	86.5882
APR 1986	108.3821	APR 1988	90.4927	SEP 2006	95.8030	SEP 2008	88.6391
MAY 1986	106.6678	MAY 1988	90.7033	OCT 2006	95.4344	OCT 2008	93.6124
JUN 1986	107.6583	JUN 1988	91.8033	NOV 2006	94.5097	NOV 2008	94.4180
JUL 1986	105.7827	JUL 1988	93.7842	DEC 2006	93.8820	DEC 2008	92.9234
AUG 1986	104.4536	AUG 1988	94.5859	JAN 2007	94.7653	JAN 2009	93.8085
SEP 1986	104.6759	SEP 1988	94.7308	FEB 2007	94.6478	FEB 2009	96.3769
OCT 1986	104.7689	OCT 1988	92.6475	MAR 2007	94.3855	MAR 2009	96.6876
NOV 1986	105.7110	NOV 1988	90.3760	APR 2007	93.2584	APR 2009	94.3422
DEC 1986	105.0487	DEC 1988	89.8466	MAY 2007	92.6547	MAY 2009	91.5106
JAN 1987	102.1870	JAN 1989	91.2723	JUN 2007	92.3236	JUN 2009	90.8157
FEB 1987	101.2570	FEB 1989	91.4245	JUL 2007	91.0377	JUL 2009	90.5479
MAR 1987	100.7107	MAR 1989	92.7306	AUG 2007	91.2611	AUG 2009	89.4809
APR 1987	98.6663	APR 1989	93.0908	SEP 2007	90.1263	SEP 2009	88.7263
MAY 1987	98.0653	MAY 1989	94.7944	OCT 2007	88.1446	OCT 2009	87.3939
JUN 1987	99.1410	JUN 1989	96.2252	NOV 2007	87.1284	NOV 2009	86.8655
JUL 1987	100.2709	JUL 1989	94.5310	DEC 2007	87.7741	DEC 2009	87.1632
AUG 1987	99.8631	AUG 1989	94.7462	JAN 2008	87.0759	JAN 2010	87.4182
SEP 1987	98.4347	SEP 1989	95.4083	FEB 2008	86.0056	FEB 2010	88.5616
OCT 1987	98.1098	OCT 1989	94.0646	MAR 2008	84.3638	MAR 2010	87.7155
NOV 1987	94.8064	NOV 1989	94.0829	APR 2008	84.0027	APR 2010	87.1362
DEC 1987	92.3699	DEC 1989	93.1746	MAY 2008	84.3260	MAY 2010	89.3090