

RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche  
Scientifique  
Ecole Nationale Polytechnique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
Ecole Nationale Polytechnique



Département de Génie Minier  
Société des produits miniers non ferreux et des substances utiles ENOF SPA

**Mémoire de Projet de Fin d'Études**  
pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

---

**Plan de développement du quartier Roussel II  
du complexe minier de bentonite, Hammam  
Boughrara, Tlemcen**

---

Présenté et soutenu publiquement le **06/09/2020**

***Auteurs :***

M. Abderrahim BENMELOUKA  
M. Wassim TOLBA

***Sous la direction de :***

M. Djamel BENKACI, Maître Assistant A

***Composition du Jury :***

Président	M. Sami YAHYAOUI	Maître de Conférences A	ENP
Promoteur	M. Djamel BENKACI	Maître Assistant A	ENP
Examineur	M. Elabas MOUSSAOUI	Maître Assistant A	ENP

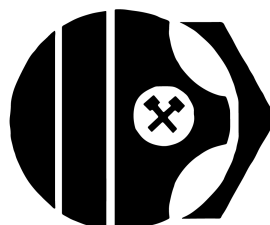
**ENP 2020**



RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE  
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche  
Scientifique  
Ecole Nationale Polytechnique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
Ecole Nationale Polytechnique



Département de Génie Minier  
Société des produits miniers non ferreux et des substances utiles ENOF SPA

**Mémoire de Projet de Fin d'Études**  
pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

---

**Plan de développement du quartier Roussel II  
du complexe minier de bentonite, Hammam  
Boughrara, Tlemcen**

---

Présenté et soutenu publiquement le **06/09/2020**

***Auteurs :***

M. Abderrahim BENMELOUKA  
M. Wassim TOLBA

***Sous la direction de :***

M. Djamel BENKACI, Maître Assistant A

***Composition du Jury :***

Président	M. Sami YAHYAOUI	Maître de Conférences A	ENP
Promoteur	M. Djamel BENKACI	Maître Assistant A	ENP
Examineur	M. Elabas MOUSSAOUI	Maître Assistant A	ENP

**ENP 2020**

## ملخص

يستخدم البنتونيت في العديد من المجالات، بما في ذلك إنتاج طين الحفر والمنتجات الزراعية. تسعى شركة ENOF لتلبية متطلبات السوق الوطنية وكذلك البدء في التصدير للخارج. الهدف من هذا المشروع هو فتح منجم روسيل 2 وتطويره لتزويد مصنع حمام بوغرة الجديد بالبنتونيت.

كلمات مفتاحية: بنتونايت ، روسيل 2 ، مصنع جديد ، حمام بوغرة ، مغنية.

## Abstract

Bentonite is used in many fields, including the production of drilling muds and agricultural products. The ENOF company seeks to meet the demands of the national market, as well as to start exporting abroad. The objective of this project is to open and develop the Roussel II mine in order to supply the new Hammam Bouhrara plant with bentonite.

Keywords : Bentonite, Roussel II, New factory, Hammam Bouhrara, Maghnia.

## Résumé

La bentonite est utilisée dans de nombreux domaines, notamment la production de boues de forage et de produits agricoles. La société ENOF cherche à répondre aux exigences du marché national, ainsi qu'à commencer à exporter à l'étranger. L'objectif de ce projet est d'ouvrir et de développer la mine Roussel II afin d'alimenter la nouvelle usine de Hammam Bouhrara en matières premières.

Mots clés : Bentonite, Roussel II, Nouvelle usine, Hammam Bouhrara, Maghnia.

## Dédicace

Je rends grâce à dieu qui m'a donné le courage ainsi que la connaissance pour arriver à ce stade d'études.

J'ai l'honneur de dédier ce travail à :

À tous les enseignants du département de Génie Minier de l'École Nationale Polytechnique.

À mon binôme WASSIM, dont l'amitié au cours des trois dernières années s'est transformée en fraternité. J'espère qu'il continuera à réaliser tous ses rêves.

À MAHA, qui m'a aidé à garder le cap en ces temps difficiles et à tout mettre en perspective. Je suis à a fois touché et reconnaissant pour l'aide que tu m'as apporté.

À mes précieux parents TOUATI NOURINE et LATIFA MEKKI qui m'ont toujours encouragé en donnant le maximum pour mon bien être et mes études. Vous m'avez donné un magnifique modèle de labeur et de persévérance.

À mes sœurs RAHMA AMEL et BOUCHERA.

À mes très chers cousins et cousines, mes tantes et oncles, à toute la famille.

À tous ceux qui m'ont accompagné, aidé, soutenu et encouragé durant ce projet. Je vous présente mes remerciements, mon respect et ma gratitude.

Mon bonheur n'est rien s'il n'est pas partagé avec vous.

Abderrahim BENMELOUKA

## Dédicace

J'ai le grand plaisir de dédier ce modeste travail :

A mes chers parents qui n'ont jamais cessé de m'encourager,

A toute ma famille,

A mon binôme et frère Abderrahim et sa famille, je lui souhaite plein succès dans sa vie,

A mes amis et tous ceux qui sont chers,

À toute personne qui était à mon côté.

Wassim TOLBA

## Remerciements

Tout d'abord, nous tenons à exprimer notre gratitude à notre cher enseignant M. Djamel BENKACI qui nous a toujours guidés, et qui a accepté de superviser ce travail. Son regard critique nous a permis de structurer ce travail et de l'améliorer au fil des jours. Nous remercions également les membres du jury, M. Sami YAHYAOUI, président du jury et M. El Abbas MOUSSAOUI, membre examinateur.

Nous tenons à remercier tous nos professeurs au cours de ces trois dernières années.

Nos sincères remerciements à M. Mohamed MILOUDI et M. Brahim BOURBALA ainsi que toute l'équipe ENOF qui nous a conduit et aidé tout au long de ce projet.

Nous remercions également toutes les personnes à qui nous avons parlé et qui nous ont aidés dans notre quête ainsi que les services qui nous ont ouvert leurs portes dont le laboratoire d'analyses, le service comptable et le bureau de maintenance.

Nos remerciements vont également à notre cher ami M. Ikkal SERRAI, qui nous a bien guidés lors de la rédaction de ce mémoire.

Nos remerciements vont également à nos familles, qui ont toujours su nous remonter le moral lorsque nous nous sentions mal.

Enfin, nos remerciements vont à nos amis et à tous ceux qui ont laissé leur empreinte sur l'accomplissement de ce travail.

Merci à vous tous !

# Table des matières

Liste des tableaux	9
Liste des figures	11
Liste des abréviations	13
<b>1 Introduction générale</b>	<b>14</b>
1.1 Bentonite	15
1.2 Problématique	16
<b>2 Contexte géographique et géologique</b>	<b>17</b>
2.1 Situation Géographique	18
2.1.1 L'unité	18
2.1.2 Situation et accès au gisement par rapport au tissu urbain	20
2.1.2.1 Climat	22
2.1.2.2 Énergie	22
2.1.2.3 Eau	23
2.1.2.4 Infrastructures environnantes	23
2.2 Contexte géologique général du gisement	23
2.2.1 Stratigraphie	23
2.2.2 Tectonique	24
2.2.3 Géologie détaillée du gisement	25
2.2.3.1 Le Miocène supérieur	25
2.2.3.2 Le Pliocène	26
2.2.3.3 Le Quaternaire	26
2.2.4 Propriétés du minerai de bentonite	26
2.2.4.1 Capacité d'échange cationique (CEC)	26
2.2.4.2 Gonflement	26
2.2.4.3 Dispersion	27
2.2.4.4 Flocculation	27
2.2.4.5 Colloïdalité	27
2.2.4.6 Surface spécifique	27
2.3 Travaux d'exploration	27
2.3.1 Volume des travaux d'exploration	27
2.3.2 Réserves géologiques	28



<b>3</b>	<b>Exploitation de la mine de Dar Mbarek et traitement du minerai</b>	<b>30</b>
3.1	Description des méthodes d'exploitation à ciel ouvert . . . . .	31
3.1.1	Définition d'exploitation à ciel ouvert . . . . .	31
3.1.2	Etapas d'exploitation de la bentonite . . . . .	31
3.1.2.1	Préparation des pistes . . . . .	31
3.1.2.2	Découverte . . . . .	32
3.1.2.3	Ripage et chargement . . . . .	32
3.1.2.4	Transport . . . . .	32
3.1.3	Moyens matériels et leurs rendements . . . . .	33
3.1.3.1	Bulldozer Komatsu D 375A . . . . .	33
3.1.3.2	Pelle Leibherr 954 . . . . .	34
3.1.3.3	Camion Volvo FM 6x4 RB . . . . .	36
3.1.3.4	Camion Hyundai HD 270 6x4 . . . . .	37
3.1.3.5	Dumper Terex TR60 . . . . .	38
3.1.4	Sécurité des travaux d'exploitation (Stabilité des gradins) . . . . .	39
3.1.4.1	Éléments de la méthode d'exploitation . . . . .	39
3.1.4.2	Principaux éléments de l'exploitation du gisement de Dar Mbarek . . . . .	40
3.2	Valorisation du minerai de bentonite . . . . .	41
3.2.1	Usine de traitement et procédés de valorisation . . . . .	41
3.2.1.1	Transport et stockage de matières premières . . . . .	42
3.2.1.2	Alimentation et concassage . . . . .	43
3.2.1.3	Activation . . . . .	45
3.2.1.4	Séchage . . . . .	47
3.2.1.5	Broyage . . . . .	48
3.2.1.6	Ensachage . . . . .	49
3.2.2	Capacité installée de l'usine de traitement . . . . .	51
3.2.3	Caractéristiques des produits finis et normes . . . . .	52
3.3	Production . . . . .	53
3.3.1	Production annuelle . . . . .	53
3.3.2	Moyens humains et régimes de travail . . . . .	54
3.3.2.1	Service exploitation . . . . .	54
3.3.2.2	Service traitement . . . . .	54
<b>4</b>	<b>Ouverture et exploitation du quartier Roussel II</b>	<b>55</b>
4.1	Description de l'environnement du quartier Roussel II . . . . .	56
4.2	Modes d'ouverture (2 variantes) . . . . .	56
4.3	Description de la méthode d'exploitation . . . . .	57
4.3.1	Travaux préparatoires et infrastructure . . . . .	57
4.3.2	Méthode d'exploitation . . . . .	58
4.3.3	Evacuation d'eau . . . . .	58
4.3.3.1	Définition de l'exhaure . . . . .	59
4.3.3.2	Objectifs d'emploi d'un système d'exhaure . . . . .	59
4.3.3.3	Systèmes d'évacuation des eaux dans la mine . . . . .	59
4.3.3.4	Système d'exhaure autour de la mine Roussel II . . . . .	60
4.3.4	Consignes de sécurité . . . . .	60
4.3.4.1	Sécurité individuelle . . . . .	60

4.3.4.2	Sécurité collective . . . . .	60
4.3.4.3	Sécurité des travaux de transport . . . . .	61
4.3.4.4	Sécurité des travaux de chargement . . . . .	61
4.3.5	La remise en état des lieux . . . . .	61
4.3.5.1	L'objectif de la remise en état . . . . .	61
4.3.5.2	Description des travaux de remise en état . . . . .	61
4.4	Moyens humains et matériels . . . . .	63
4.4.1	Equipements d'exploitation . . . . .	63
4.4.2	Moyens humains . . . . .	63
4.4.3	Régime de travail et chronogramme des travaux . . . . .	63
4.5	Étude de la stabilité des gradins . . . . .	63
4.5.1	La couche d'argile et de conglomérats . . . . .	65
4.5.2	La couche de bentonite . . . . .	65
4.5.3	La couche des tufs pyroclastiques de composition rhyolitique . . . . .	66
4.6	Construction de la mine . . . . .	66
4.6.1	Préparation des fichiers . . . . .	67
4.6.1.1	Bases de Surpac . . . . .	67
4.6.1.2	Fichier de topographie . . . . .	69
4.6.1.3	Fichier de corps minéralisé (ore body) . . . . .	71
4.6.1.4	Fichiers des autres couches souterraines . . . . .	73
4.6.2	Variantes . . . . .	74
4.6.2.1	Avec conduite de gaz relocalisée . . . . .	74
4.6.2.2	Avec conduite de gaz intacte . . . . .	80
4.6.3	Calcul des paramètres et nombres d'engins . . . . .	86
4.6.3.1	Bulldozer . . . . .	86
4.6.3.2	Pelle excavatrice . . . . .	87
4.6.3.3	Camions . . . . .	88
4.7	Conclusion . . . . .	89
<b>5</b>	<b>Etude économique du Projet d'exploitation du quartier Roussel II</b>	<b>90</b>
5.1	Investissement et effectif . . . . .	91
5.2	Recettes . . . . .	93
5.3	Charges . . . . .	97
5.4	Résultats . . . . .	104
<b>6</b>	<b>Conclusion générale</b>	<b>109</b>
	<b>Bibliographie</b>	<b>111</b>
	<b>Annexes</b>	<b>112</b>

# Liste des tableaux

2.1	Points constitutifs du périmètre minier . . . . .	21
2.2	Réserves du gisement du Maghnia . . . . .	29
3.1	Caractéristiques techniques de la Pelle Leibherr 954 . . . . .	34
3.2	Chronométrage de la pelle Leibherr 954 . . . . .	35
3.3	Caractéristiques techniques du camion Volvo FM 6x4 RB . . . . .	36
3.4	Chronométrage du camion Volvo . . . . .	36
3.5	Caractéristiques techniques du camion Hyundai HD 270 6x4 . . . . .	37
3.6	Chronométrage du camion Hyundai . . . . .	37
3.7	Caractéristiques techniques du dumper Terex TR60 . . . . .	38
3.8	Principaux éléments de l'exploitation du gisement de Dar Mbarek . . . . .	40
3.9	Moyens nécessaires pour produire 18 000 tonnes de produit fini (gerbage) . . . . .	43
3.10	Caractéristiques des équipements d'alimentation et de concassage . . . . .	45
3.11	Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an de produit fini (alimentation et concassage) . . . . .	45
3.12	Caractéristiques des équipements de dosage et de malaxage . . . . .	47
3.13	Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an de produit fini (activation) . . . . .	47
3.14	Caractéristiques du séchoir . . . . .	48
3.15	Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an produit fini (séchage) . . . . .	48
3.16	Caractéristiques du broyeur . . . . .	49
3.17	Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an de produit fini (broyage) . . . . .	49
3.18	Moyens nécessaires pour produire 18 000 tonnes de produit fini (ensachage) . . . . .	51
3.19	Capacité des équipements : concasseur et séchoir . . . . .	51
3.20	Capacité de broyeur pendulaire BP10 . . . . .	51
3.21	Evolution de la production en T de bentonite de 2003 à 2019 . . . . .	53
3.22	Régime de travail de la mine . . . . .	54
3.23	Moyens humains par un poste de travail . . . . .	54
4.1	Principaux paramètres de l'exploitation du gisement de Roussel II . . . . .	58
4.2	Moyens matériels nécessaires à l'exploitation du gisement de roussel II . . . . .	63
4.3	Effectif humain nécessaires à l'exploitation du gisement de roussel II . . . . .	63
4.4	Répartition des reserves géologiques du gisement de Roussel II . . . . .	72
4.5	Cordonnées UTM de la limite supérieur de la fosse n°1 . . . . .	75
4.6	Volumes de solides extraits par la fosse n°1 rapportés par Surpac . . . . .	76
4.7	Rapport détaillé des volumes extraits par la fosse n°1 à chaque niveau . . . . .	79
4.8	Tonnage de stérile et de minerai pour chaque niveau de la fosse n°1 . . . . .	79
4.9	Objectifs de production de la fosse n°1 . . . . .	80
4.10	Cordonnées UTM de la limite supérieur de la fosse n°2 . . . . .	82
4.11	Volumes de solides extraits par la fosse n°2 rapportés par Surpac . . . . .	83

4.12	Rapport détaillé des volumes extraits par la fosse n°2 à chaque niveau . . . . .	85
4.13	Tonnage de stérile et de minerai pour chaque niveau de la fosse n°2 . . . . .	85
4.14	Objectifs de production de la fosse n°2 . . . . .	86
5.1	Le personnel requis pour les deux fosses . . . . .	91
5.2	Investissements initiaux et leurs amortissement pour la fosse n°1 . . . . .	92
5.3	Investissements initiaux et leurs amortissement pour la fosse n°2 . . . . .	92
5.4	Production annuelle de la fosse n°1 (T) . . . . .	94
5.5	Production annuelle de la fosse n°2 (T) . . . . .	94
5.6	Evolution des prix de vente des produits et leur moyennes pour la fosse n°1 (DA) . . . . .	95
5.7	Evolution des prix de vente des produits et leur moyennes pour la fosse n°2 (DA) . . . . .	95
5.8	Chiffre d'affaires pour la fosse n°1 . . . . .	96
5.9	Chiffre d'affaires pour la fosse n°2 . . . . .	96
5.10	Frais encourus par les matières consommées pour la fosse n°1 . . . . .	98
5.11	Frais encourus par les matières consommées pour la fosse n°2 . . . . .	98
5.12	Charges supportées par les services et le transport du TV dans la fosse n°1 . . . . .	98
5.13	Charges supportées par les services et le transport du TV dans la fosse n°2 . . . . .	98
5.14	Frais de personnel de la fosse n°1 . . . . .	99
5.15	Frais de personnel de la fosse n°2 . . . . .	99
5.16	Charges liées aux impôts et taxes de la fosse n°1 . . . . .	99
5.17	Charges liées aux impôts et taxes de la fosse n°2 . . . . .	99
5.18	Frais divers de la fosse n°1 . . . . .	100
5.19	Frais divers de la fosse n°2 . . . . .	100
5.20	Frais financiers de la fosse n°1 . . . . .	101
5.21	Frais financiers de la fosse n°2 . . . . .	101
5.22	Charges communes de la fosse n°1 . . . . .	101
5.23	Charges communes de la fosse n°2 . . . . .	101
5.24	Total des charges pour la fosse n°1 . . . . .	102
5.25	Total des charges pour la fosse n°2 . . . . .	102
5.26	Total des charges par tonne de produit fini pour la fosse n°1 (DA/T) . . . . .	103
5.27	Total des charges par tonne de produit fini pour la fosse n°2 (DA/T) . . . . .	103
5.28	Synthèse des revenus et dépenses de la fosse n°1 . . . . .	105
5.29	Synthèse des revenus et dépenses de la fosse n°2 . . . . .	106
5.30	Flux de trésorerie et critères d'analyse et de décision de la fosse n°1 . . . . .	107
5.31	Flux de trésorerie et critères d'analyse et de décision de la fosse n°2 . . . . .	108

# Liste des figures

1.1	Domaines industriels d'utilisation des bentonites . . . . .	15
2.1	Situation géographique de Hammam Boughrara . . . . .	18
2.3	Situation du gisement par rapport à l'unité . . . . .	19
2.2	Unité de Production ENOF Bentonite . . . . .	19
2.4	Emplacement de la nouvelle usine de bentonite de Hammam Boughrara . . . . .	20
2.5	Accès au gisement . . . . .	21
2.6	Points constitutifs du périmètre minier . . . . .	22
2.7	Les massifs volcanique du littoral Oranais (d'après GARDIA, 1975) . . . . .	25
2.8	Carte de situation des gisements de bentonite de Hammam Boughrara . . . . .	28
3.1	Pelle Leibherr 954 . . . . .	34
3.2	Dumper Terex TR60 . . . . .	38
3.3	Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation . . . . .	39
3.4	Coupe verticale montrant certains éléments fondamentaux de l'exploitation à ciel ouvert . . . . .	40
3.5	Flowsheet du procédé de traitement de bentonite . . . . .	41
3.6	Stockage de la matière première . . . . .	42
3.7	Alimentation de la matière première . . . . .	43
3.8	Alimentation . . . . .	44
3.9	Concassage . . . . .	44
3.10	Doseur . . . . .	46
3.11	Malaxeur . . . . .	46
3.12	Séchoir . . . . .	47
3.13	Broyeur . . . . .	49
3.14	Silo de stockage . . . . .	50
3.15	Ensachage . . . . .	50
3.16	Evolution de la production de bentonite . . . . .	53
4.1	Le site Roussel II . . . . .	56
4.2	Pistes d'accès et de transport . . . . .	57
4.3	Largeur de la piste de roulage des camions de transport . . . . .	57
4.4	Aménagement des talus . . . . .	62
4.5	Banquette aménagée avec une pente intérieure . . . . .	62
4.6	Paramètres d'un talus minier . . . . .	64
4.7	Evolution du facteur de sécurité de la couche des argiles et conglomérats en fonction de l'angle de plan de rupture . . . . .	65
4.8	Evolution du facteur de sécurité de la couche de bentonite en fonction de l'angle de plan de rupture . . . . .	66

4.9	Evolution du facteur de sécurité de la couche des tufs rhyolitiques en fonction de l'angle de plan de rupture . . . . .	66
4.10	Démonstration de segments. De droite à gauche : Un point, une ligne, un segment ouvert, un segment fermé . . . . .	67
4.11	Démonstration de strings. De haut en bas : String 1 et ses deux segments, String 6 et ses deux segments, String 3 constitué d'un seul segment ouvert et String 4 constitué d'un seul segment fermé . . . . .	68
4.12	Un exemple qui montre conceptuellement comment un fichier string contient des strings, qui contiennent des segments, qui contiennent des points . . . . .	69
4.13	Fichier string de la topographie . . . . .	70
4.14	Fichier DTM de la topographie . . . . .	70
4.15	Emplacement des forages dans la surface . . . . .	71
4.16	Profondeurs des forages, la partie rouge indique l'existence de la bentonite . . . . .	71
4.17	Fichier du corps minéralisé . . . . .	72
4.18	Positionnement des coupes . . . . .	73
4.19	Coupes I-I, II-II et III-III . . . . .	74
4.20	Fosse n°1 . . . . .	75
4.21	Intersection de la fosse n°1 avec la topographie . . . . .	76
4.22	Volume extrait par la fosse n°1 . . . . .	77
4.23	Argiles et conglomérats extraites par la fosse n°1 . . . . .	77
4.24	Gisement extrait par la fosse n°1 . . . . .	78
4.25	Tufs rhyolitiques extraits par la fosse n°1 . . . . .	78
4.26	Contrainte de conduite de gaz . . . . .	81
4.27	Fosse n°2 . . . . .	82
4.28	Intersection de la fosse n°2 avec la topographie . . . . .	83
4.29	Volume extrait par la fosse n°2 . . . . .	83
4.30	Argiles et conglomérats extraites par la fosse n°2 . . . . .	84
4.31	Gisement extrait par la fosse n°2 . . . . .	84
4.32	Tufs rhyolitiques extraits par la fosse n°2 . . . . .	85

# Liste des abréviations

3DM	Three Dimensional Model
AFNOR	Association Française de Normalisation
ANAM	Agence Nationale des Activités Minières
API	American Petroleum Institute
CEC	Capacité d'échange cationique
CET	Centre d'Enfouissement Technique
DTM	Digital Terrain Model
ENOF	Entreprise Nationale Des Produits Miniers Non Ferreux
EREM	Entreprise de Recherche et Exploitation Minière
IP	Indice de Profitabilité
ORGM	Office National de Recherche Géologique et Minière
PEHD	Polyéthylène Haute Densité
PF	Produit Fini
RN	Route Nationale
SONAREM	Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière
TAP	Taxe sur l'Activité Professionnelle
TRI	Taux de Rentabilité Interne
TV	Tout-Venant
UTM	Transverse Universelle de Mercator
VAN	Valeur Actuelle Nette

# Chapitre 1

## Introduction générale



## 1.1 Bentonite

La bentonite est une catégorie d'argile que l'on retrouve dans les cendres volcaniques. A sa découverte, ses propriétés remarquables étaient encore inconnues au point où elle était assimilée à toute autre argile. Elle se forme quand des cendres volcaniques sont en contact avec de l'eau. Compte tenu de sa charge négative, cette argile agit comme un aimant quand elle est entourée d'eau. Du fait de cette propriété, cette argile parvient à éliminer les toxines présentes dans le corps humain.[10]

Cette argile s'obtient à partir des cendres volcaniques. La smectite fait partie des minéraux présents dans cette argile. Même si d'autres éléments influent sur les propriétés de la bentonite, la smectite joue un rôle essentiel sur les propriétés de la bentonite.[3]

Les bentonites, essentiellement constituées de smectite, sont des matériaux naturels très diversifiés dont les propriétés physico-chimiques et mécaniques sont largement utilisées dans l'industrie.

Les bentonites sont issues de l'altération de produits du volcanisme soit par sédimentation de cendres en milieu lacustre ou lagunaire soit par altération des roches volcaniques sous forme de filons.[1]

Les bentonites sont utilisées sous de nombreuses formes depuis le simple concassage du matériau jusqu'à son extraction et son traitement approfondi (Fig. 1.1). En particulier, les smectites contenues dans les bentonites confèrent des propriétés adsorbantes, d'étanchéité, de transport ou de liant largement utilisées dans la construction, l'industrie chimique et l'ingénierie environnementale.

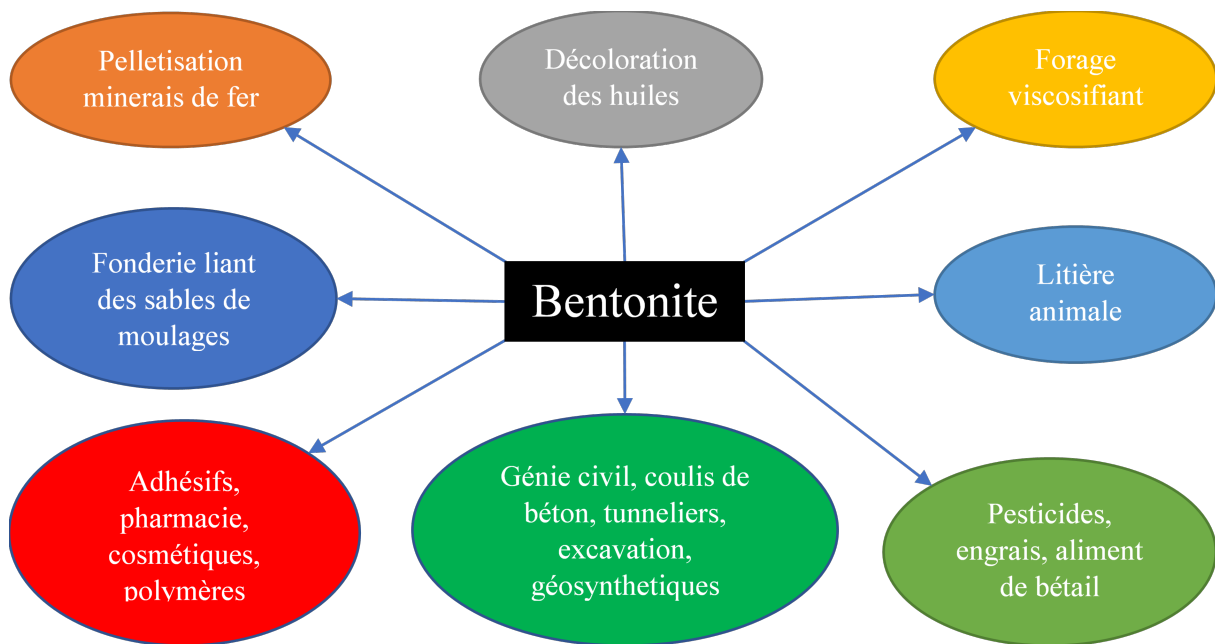


FIGURE 1.1 – Domaines industriels d'utilisation des bentonites

Chaque domaine a ses propres exigences au niveau des capacités d'adsorption, des propriétés mécaniques (viscosité, seuil, thixotropie) et des critères minéralogiques (présence de minéraux non argileux, polymères, surfactants). Les bentonites sont utilisées sous différentes formes de la poudre ou granulés (associé à un géotextile), jusqu'à la suspension plus ou moins concentrée et plus ou moins traitée (fluides de forage). Les applications dans les domaines : agroalimentaire, pharmaceutique et cosmétique nécessitent une connaissance accrue de la minéralogie de la bentonite étudiée.

## 1.2 Problématique

ENOF est une entreprise étatique qui fabrique et vend des produits minéraux non ferreux. L'unité de l'ENOF de Maghnia est l'une des deux unités qui produisent la bentonite en Algérie. La bentonite est un élément essentiel dans la production de boue de forage, fonderie, et les produits d'agriculture.

Le périmètre minier qui alimente cette unité contient 4 sites principaux pour une éventuelle exploitation, dont deux déjà en exploitation. Ces sites sont Roussel I (en cours d'exploitation), Roussel II, RM et Dar Mbarek (en cours d'exploitation).

ENOF a lancé un projet de construction d'une nouvelle usine de production de bentonite à l'intérieur du périmètre minier afin d'augmenter la production, de minimiser la distance de transport entre Hammam Boughrara et Maghnia et d'être plus proche de l'autoroute est-ouest.

L'unité sera approvisionnée en bentonite de la mine Dar Mbarek dans un avenir prévisible et d'autres sites par la suite. Notre objectif à l'issue de ce projet est de réaliser un plan d'ouverture et de développement de la mine Roussel II afin de répondre à la capacité de production annuelle de la nouvelle usine.

Pour y parvenir, un stage à l'unité ENOF Maghnia du 1er mars au 20 mars 2020 a été nécessaire pour prendre connaissance de la documentation technique disponible d'une part et d'autre part pour bénéficier de l'expérience des ingénieurs sur place ainsi que visiter et observer les travaux en cours dans la mine à ciel ouvert de Dar Mbarek où les temps de cycle, de chargement et de transport ont été mesurés.

## Chapitre 2

# Contexte géographique et géologique

## 2.1 Situation Géographique

Les gisements d'argiles bentonitiques du district de Hammam Bouhrara font partie d'un district bentonitique situé à environ 600 Km à l'Ouest de la capitale Alger.



FIGURE 2.1 – Situation géographique de Hammam Bouhrara

Le district comprend essentiellement les gîtes suivants : Roussel I, Roussel II, Dar Mbarek et RM. Ces gîtes sont situés à 15 km à l'Est de la ville de Maghnia. Le siège administratif de l'unité et l'usine de traitement sont situés en plein ville.

### 2.1.1 L'unité

L'unité de production actuelle de bentonite est située à l'entrée Est de la ville de Maghnia à 45 Km de Tlemcen, chef-lieu de wilaya. Elle est mitoyenne de la gare ferroviaire de Maghnia et reliant la ville de Maghnia au port de Ghazaouet, d'Oran et les autres villes. Oran est à 160 Km au Nord Est, et Ghazaouet est à 50 Km au Nord.

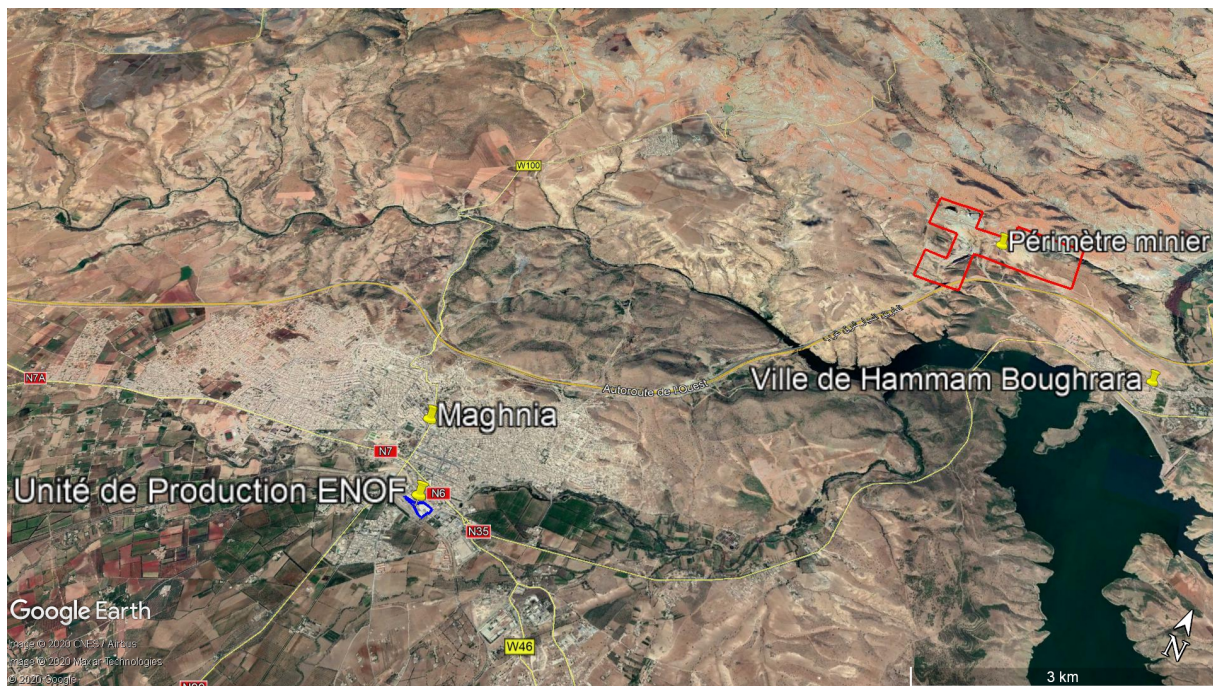


FIGURE 2.3 – Situation du gisement par rapport à l'unité



FIGURE 2.2 – Unité de Production ENOF Bentonite

Cependant, une nouvelle usine est en construction à l'Ouest du gisement de Dar Mbarek :

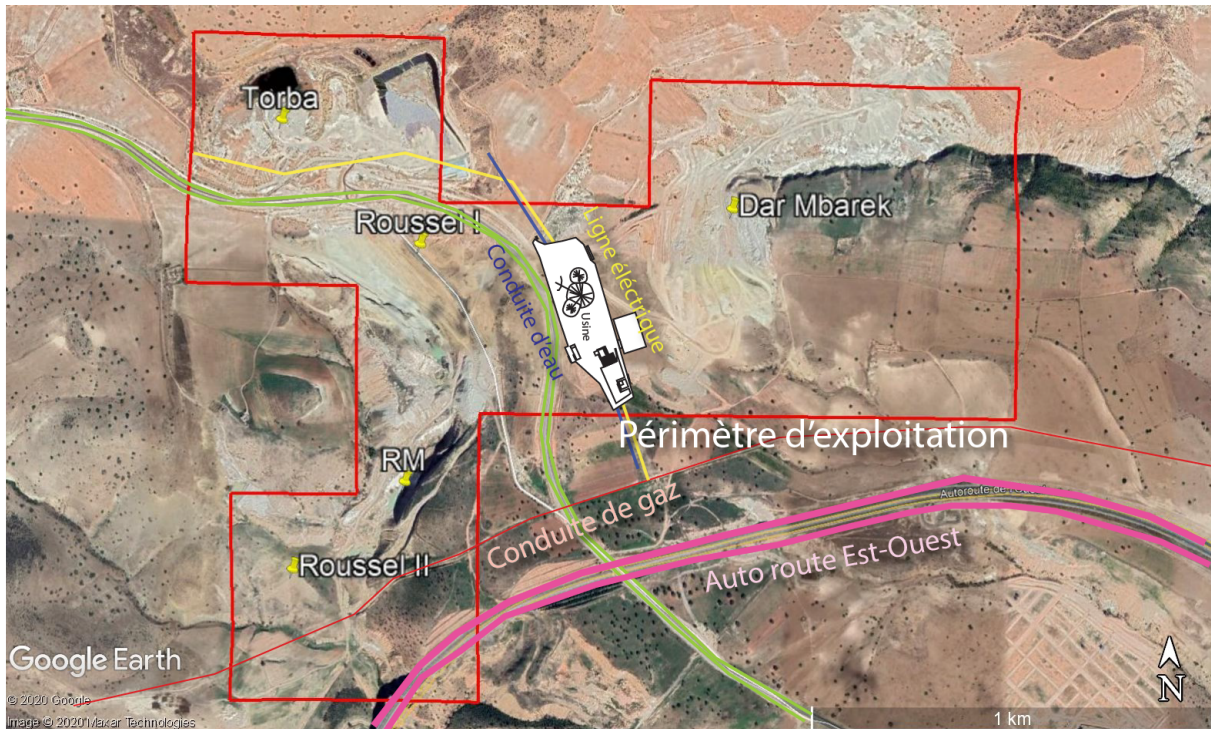


FIGURE 2.4 – Emplacement de la nouvelle usine de bentonite de Hammam Boughrara

### 2.1.2 Situation et accès au gisement par rapport au tissu urbain

Les gisements d'argiles bentonitiques de Hammam Boughrara sont situés à 15 km de la ville de Maghnia, à 40 km du chef-lieu de la wilaya de Tlemcen, à 180 km de la ville d'Oran, à 61 km du port de Ghazaouet, à 590 km d'Alger et à 1111 km de Hassi Messaoud où se situent les principaux consommateurs de bentonite. L'accès se fait par une route qui traverse la ville de Hammam Boughrara, puis par des chemins de terre secondaires qui mènent aux différents gisements, situés entre 2 et 4 km au NO de la ville.

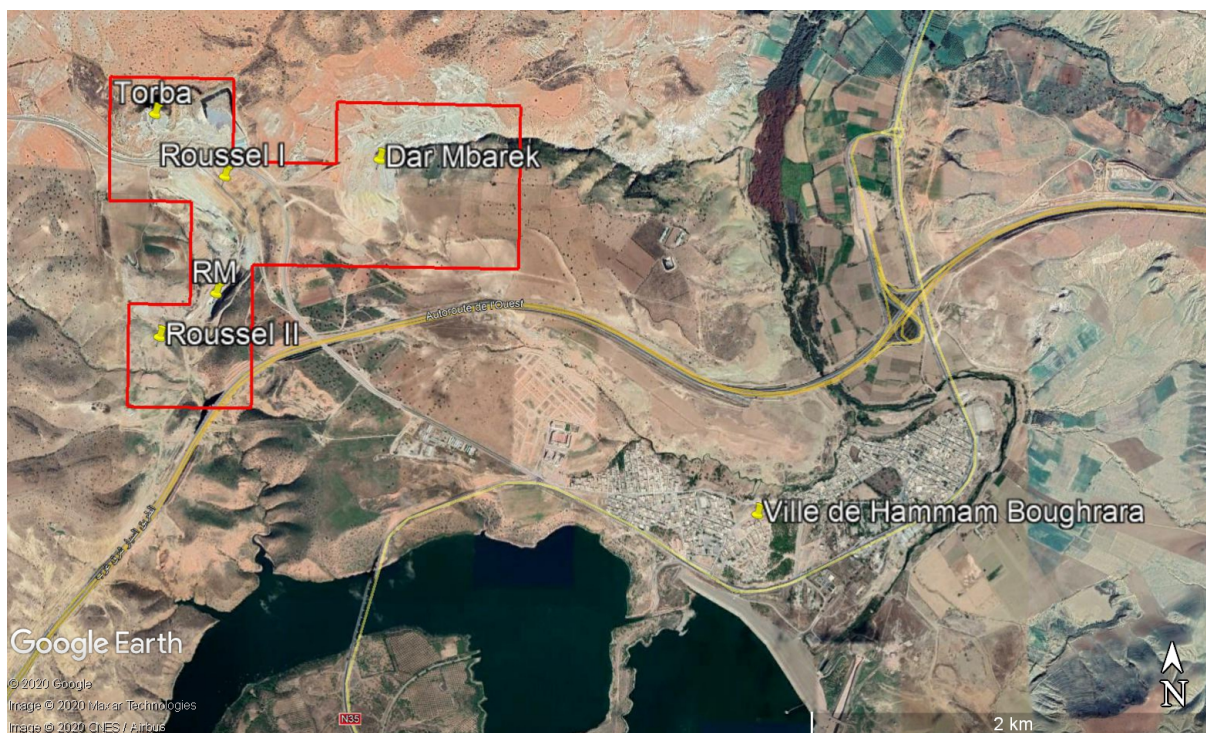


FIGURE 2.5 – Accès au gisement

Le périmètre est constitué de 14 points dont les coordonnées UTM sont détaillées dans le tableau ci-dessous. Il a une superficie de 175 hectares et a été livré par l'ANAM pour une période de 10 ans à partir du 07/06/2016.

TABLE 2.1 – Points constitutifs du périmètre minier

Point	X	Y
A	620400.00	3862000.00
B	621000.00	3862000.00
C	621000.00	3862700.00
D	622300.00	3862700.00
E	622300.00	3863500.00
F	621400.00	3863500.00
G	621400.00	3863200.00
H	620900.00	3863200.00
I	620900.00	3863600.00
J	620300.00	3863600.00
K	620300.00	3863000.00
L	620700.00	3863000.00
M	620700.00	3862500.00
N	620400.00	3862500.00

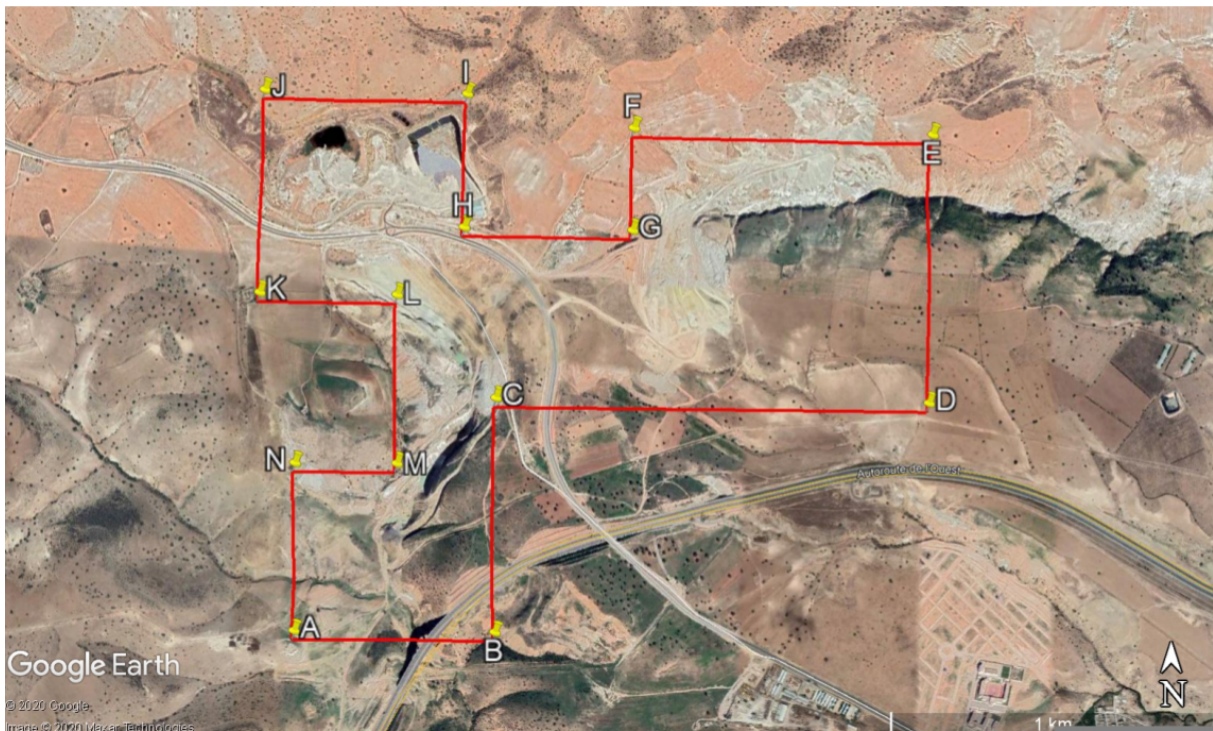


FIGURE 2.6 – Points constitutifs du périmètre minier

### 2.1.2.1 Climat

La région de Maghnia bénéficie d'un climat méditerranéen classique marqué par une sécheresse estivale, des hivers doux, un ciel lumineux et dégagé. Pendant les mois d'été, les précipitations sont rares voire inexistantes, et le ciel est lumineux et dégagé. L'anticyclone subtropical recouvre la région pendant près de quatre mois. En revanche, la région est pluvieuse pendant l'hiver. Les faibles précipitations (294 mm de pluie par an) et leur fréquence (72,9 jours par an) sont aussi caractéristiques de ce climat. Sachant que l'humidité a un rôle non négligeant sur le comportement physico-chimique des argiles, ceci n'est pas un handicap majeur vu la faible pluviométrie de la région.

### 2.1.2.2 Énergie

**Alimentation en électricité** La nouvelle usine sera alimentée directement à partir du réseau de SONELGAZ. Une ligne aérienne de haute tension 30 kV passe près du site où sera implantée la future usine. Un raccordement sera effectué sur la ligne pour créer une dérivation qui sera acheminée vers la lisière du site de l'usine sur des supports aériens. Elle vient de Maghnia à Boughrara vers Sidi Ali Benzemra, et en boucle avec la ligne de Ghazaouet (secours). Actuellement, elle alimente les douars de Tafilalet et Ouled Belifa et la station de pompage de Sidi Ali Benzemra.

**Alimentation en gaz naturel** L'alimentation en gaz naturel se fera à partir d'une conduite située à environ 1 km au sud du site où sera implantée la future usine. Il existe aussi une conduite principale de gaz naturel qui traverse le périmètre d'exploitation du côté sud, menant de Relizane vers Maghnia, avec une pression de 70 bars.

**Carburant** L'alimentation en carburant et lubrifiant pour les besoins des engins de production et les équipements roulants sera assuré à partir de Tlemcen chef-lieu de wilaya. Un réservoir de stockage sera installé au niveau de l'usine.



### 2.1.2.3 Eau

Le gisement se situe à 2Km du barrage de Hammam Bouhrara. L'eau proviendra de l'usine de dessalement, celle-ci devant alimenter les villages environnants serait mise en service très prochainement. De plus, le débit de la conduite d'eau répondrait amplement aux besoins prévus. Une analyse de cette eau pour les besoins de l'étude a été vérifiée par Bental. Les bornes fontaines alimentées par un réseau souterrain de conduites d'eau seront installées aux endroits stratégiques pour la protection contre les incendies. Il s'agit d'une conduite d'eau d'alimentation en eau potable du centre de Sidi Ali Benzemra (commune de Ain-Fetah) à partir de la station à Hammam Bouhrara, d'un débit maximum : 20 L/s, diamètre 160 mm en PEHD et pression nominale 16 bars.

### 2.1.2.4 Infrastructures environnantes

Le territoire de la commune de Maghnia est situé au nord-ouest de la wilaya de Tlemcen. Maghnia est la dernière localité algérienne desservie par l'autoroute Est-Ouest à l'extrémité ouest du pays. La RN7 permet de rejoindre Tlemcen à l'est et Oujda au sud-ouest (si les frontières étaient ouvertes), la RN35 pour aller à Ain-Temouchent au nord-est et la RN99 au nord vers Ghazaouet. La région est également desservit par des rails.

## 2.2 Contexte géologique général du gisement

### 2.2.1 Stratigraphie

La base du massif de Maghnia est constituée par des terrains Jurassiques, représentées par des grès bruns, assez dures, et des pélites argileuses, quelques fois légèrement marneuses. Des lentilles de calcaires massifs bleuâtres à polypiers sont intercalées dans cette formation.

Les formations gréseuses de l'Oxfordien supérieur sont surmontées par un ensemble essentiellement dolomitiques Kimméridgien contenant des lentilles de calcaires fossilifères.

Le Miocène inférieur est formé principalement d'une épaisse série de marnes bleues avec ou sans intercalations gréseuses qui repose sur les terrains du Jurassique. Cette formation apparaît de façon presque continue tout le long de la Tafna, et réapparaît à une altitude sensiblement plus élevée en bordure du Djebel Fillaoussène.

La fin de l'épisode de sédimentation des argiles, est marquée par des émissions rhyolitiques, dont les produits transportés ont contribué à la formation de tufs volcaniques assez largement répandus entre le confluent d'Oued Mouilah et celui d'Oued Isser. Ces tufs correspondent à des projections volcaniques.

Il existe des passées d'origines pyroclastiques variées localisées à plusieurs niveaux dans les sédiments miocènes, en particulier dans le Miocène supérieur. Les tufs rhyolitiques, se placent régulièrement entre les marnes bleues du Miocène inférieur, et une épaisse formation sableuse et conglomératique, qui marque la transgression du miocène supérieur et qui couvre la plus grande partie de la superficie attribuée au Miocène.

Cette formation est relativement homogène sur toute son épaisseur et parfois recouverte par des ultimes émissions basaltiques du massif de la moyenne Tafna.

Le Plio-Quaternaire est représenté par des formations continentales où la sédimentation est marquée par des alluvions argilo-sableuses avec lits de cailloux roulés, quelques fois consolidés et des conglomérats (poudings) à galets de grandes tailles.

Au nord de Maghnia les poudings sont surmontés par des calcaires azoïques sur quelques dizaines de mètres d'épaisseur. La discordance des poudings sur les formations du Miocène est souvent très nette.

Le Quaternaire est marquée par la formation d'une terrasse ancienne, recouverte par des colluvions légèrement rubéfiées, contenant peu de passage de graviers et de poudings, cette formation peut être observée dans la Moyenne Tafna, en particulier autour de Hammam Bouhrara.[2][7]

### 2.2.2 Tectonique

Le massif de Maghnia, est une dépression qui forme un profond graben entre deux horsts, le bassin est caractérisé par une déformation cassante. Cette déformation correspond aux rejeux des failles anciennes qui ont rejouées au cours des phases miocènes et pliocène, et dont certaines ont été empruntées par les émissions volcaniques.

Ce qui nous emmène à dire que :

- Le massif de Maghnia appartient aux domaines des hauts plateaux, il est constitué par des formations d'âge Miocène à Plio-Quaternaire qui reposent sur un substratum à faciès sédimentaire d'âge Jurassique ;
- La région de Maghnia est caractérisée par une déformation cassante peu intense.

Les gisements de Hammam Bouhrara sont affectés par une tectonique cassante, ce sont des failles de directions NO-SE et NNE-SSO, ces failles contrôlent l'emplacement des gisements après avoir servi de drains pour la remontée des solutions hydrothermales. La plus connue est celle de Hammam Bouhrara.

L'Oranie nord occidental a été le siège d'importantes activités volcaniques depuis le miocène jusqu'au plioquaternaire. D'Est en Ouest :

- Le massif du Sahel d'Oran ;
- Le massif d'Ain T'émouchent ;
- Le massif de base Tafna ;
- Le massif de la moyenne Tafna ;
- Le massif des Souhalia ;
- Le massif des M'Sirda.

Le volcanisme est marqué par deux épisodes majeurs :

- Le premier d'âge Miocène de nature calco-alcalin (15 à 7,5 Ma).
- Le second d'âge Plio-Quaternaire à caractère alcalin (5 –1 Ma).

Le passage du volcanisme calco-alcalin au volcanisme alcalin s'effectue, dans la moyenne Tafna par la mise en place de Basalte vers 5 Ma.[6]

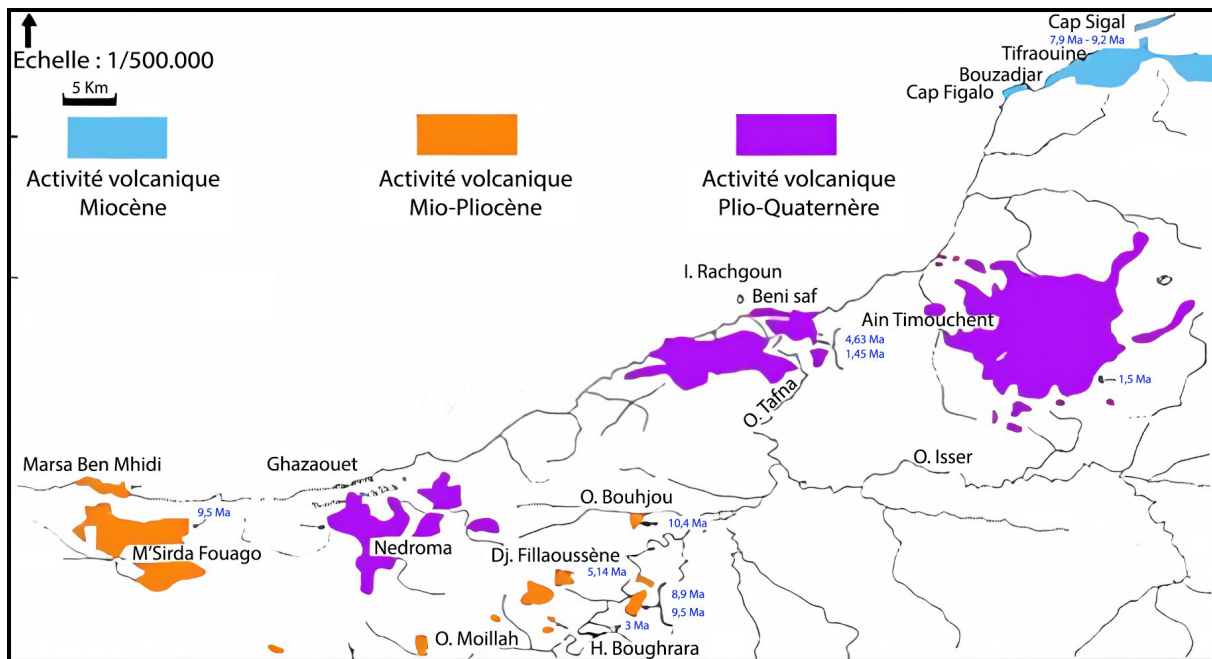


FIGURE 2.7 – Les massifs volcanique du littoral Oranais (d'après GARDIA, 1975)

### 2.2.3 Géologie détaillée du gisement

L'altération et la transformation hydrothermale de cendres des tufs volcaniques riches en verre entraînent la néoformation des minéraux argileux, qui font partie principalement du groupe des smectites. Les roches argileuses ainsi formées portent le nom de bentonite, d'après le gisement situé près de Fort Benton (Wyoming, Etats-Unis).

Le gisement de bentonite de Hammam Bouhrara est formé par des terrains d'âges Miocène supérieur, Pliocène et Quaternaire.

#### 2.2.3.1 Le Miocène supérieur

Seule l'assise volcano-sédimentaire affleure sur le secteur du gisement et particulièrement à Dar Mbarek. Elle est formée de tufs rhyolitiques, gréseux et conglomératiques gris clair à verdâtre.

A Dar Mbarek I, ce sont les tufs rhyolitiques qui sont répandus, ils sont en position périclinal. Au sud du secteur, une nappe basaltique surmonte ces tufs et au sud-ouest ces derniers sont recoupés par une faille d'orientation NO-SE à rejet important (50 à 60 m) où s'est mise en place une extrusion rhyolitique.

Les tufs, localement altérés en bentonite, forment un amas lenticulaire épais de 76m, allongé en direction subméridionale sur une distance de 500m environ avec une largeur de quelques dizaines de mètres à 200-300m. Le contour de l'amas avec les tufs rhyolitiques encaissants est irrégulier, en forme de poche.

L'amas se biseaute progressivement du nord vers le sud, il a un pendage OSO de 10 à 15°. La bentonitisation des tufs est irrégulière, ce qui influe sur la qualité de l'argile brute. A côté des bentonites pures de couleur blanche, on trouve des bentonites grises verdâtres à texture bréchique (jusqu'à 30% de débris rhyolitiques) et des tufs bentonitisés en lits et lentilles de faible épaisseur et à des débris et blocs rhyolitiques.

Le chantier Roussel I est au NNE du dôme, celui de Dar El Hamra (RM) est à l'ESE, le chantier Roussel II est au SO et celui de Torba au Nord. Ces différents sites jalonnent le contact externe du dôme de rhyolite (section environ 575m - superficie 2,6km<sup>2</sup>), sur une largeur maximum de 500m. Dans la partie NO de Roussel I, la largeur des argiles bentonitiques est de 100 à 120m et dans sa partie SE, elle est de

60 à 70m.

Au nord entre les mines Torba et Roussel I, les bentonites, dont l'épaisseur ne dépasse pas 20m, sont recouvertes par des formations quaternaires d'une épaisseur de 40m. L'épaisseur des bentonites de Roussel I diminue progressivement jusqu'à disparaître au fur et à mesure que l'on s'éloigne du contact externe du dôme. Dans la mine Torba l'épaisseur des bentonites atteint 55m au sondage n°15.

L'intrusion du dôme rhyolitique a certainement une influence déterminante sur le processus de bentonitisation, puisque la meilleure qualité de bentonite se trouve à proximité de celui-ci et elle diminue à mesure qu'on s'en éloigne.

### **2.2.3.2 Le Pliocène**

Le Pliocène est représenté par une alternance d'argiles, de silstones, grès et argiles sableuses. Cette formation affleure au niveau des mines de Roussel, Torba et au NO de Dar Mbarek, la puissance des dépôts est de 70m, ils recouvrent en discordance les formations du Miocène supérieur.

Des dykes de basalte de faibles dimensions recourent les formations du Miocène et du Pliocène.

### **2.2.3.3 Le Quaternaire**

Le quaternaire représenté par les dépôts des anciennes terrasses de l'oued Tafna constitués par des alluvions à gros galets et blocs à ciment grés-argileux. Leur épaisseur atteint 60 à 70m.

## **2.2.4 Propriétés du minerai de bentonite**

La bentonite est une roche tendre, friable, très onctueuse au toucher, de teinte blanchâtre, grisâtre ou légèrement teintée de bleu. C'est une terre douée d'un pouvoir gonflant au contact de l'eau. Elle est constituée principalement, par un minéral argileux appelé montmorillonite.

Les substitutions isomorphiques dans la partie cristalline de la montmorillonite sont à l'origine de la charge négative à la surface des feuillets. Cette charge négative, appelée charge permanente, permet à la montmorillonite d'échanger des cations (capacité d'échange cationique, CEC) et d'adsorber des molécules d'eau (capacité de gonflement).

La montmorillonite a plusieurs autres caractéristiques intéressantes qui peuvent être résumées par sa grande surface spécifique et son état colloïdal :

### **2.2.4.1 Capacité d'échange cationique (CEC)**

La capacité d'échange cationique d'une argile résulte de la substitution iso-morphique des atomes d'aluminium de la couche octaédrique par des atomes de  $Mg^{2+}$  et  $Fe^{3+}$  et de la substitution de  $Si^{4+}$  par  $Al^{3+}$  dans la couche tétraédrique induisant un déficit en charge du feuillet qui est compensé par la présence des cations compensateurs. Les liaisons entre les feuillets sont faibles et encore plus avec la présence des molécules d'eau, ce qui permet aux cations compensateurs interfoliaires ou superficiels de s'échanger avec les cations des solutions mises en contact avec l'argile, ces cations sont appelés « cations échangeables ».

### **2.2.4.2 Gonflement**

Le gonflement consiste en une séparation des feuillets jusqu'à une distance interfoliaire d'équilibre sous une pression donnée. La propriété de gonflement est due au caractère hydrophile de toute sa surface, en raison de la présence de cations hydratés dans les galeries interfoliaires, des molécules d'eau peuvent pénétrer entre les feuillets et les écarter.

### 2.2.4.3 Dispersion

La propriété commune aux argiles est de se disperser dans l'eau pour former des suspensions plus au moins solides. Inversement, lorsqu'on évapore progressivement des suspensions argileuses, celles-ci s'agglomèrent en formant des agrégats assez durs. La dispersion est le résultat de l'interaction entre l'eau et le cation échangeable, particulièrement le Sodium.

### 2.2.4.4 Flocculation

La flocculation est le contraire de la dispersion, c'est le phénomène ou l'ensemble des particules se rassemblent au fond du récipient, suite à l'addition d'un agent flocculateur.

### 2.2.4.5 Colloïdalité

Cette propriété est d'une grande importance pour les procédés de purification des argiles. Elle est liée à la présence de charges négatives à la surface de chaque grain d'argile. Le caractère colloïdal se traduit par le recouvrement de chaque grain d'argile par une double couche d'ions hydrosolubles de charges opposées.

### 2.2.4.6 Surface spécifique

Les argiles sont largement utilisées comme des adsorbants à cause de leur grande surface spécifique, qui comprend la somme de deux surfaces, l'une externe comprise entre les particules et l'autre interne correspondant à l'espace interfoliaire. Elle est exprimée en  $m^2$  par gramme d'argile, l'augmentation de la surface spécifique donne un pouvoir de gonflement plus important et par conséquent un potentiel de gonflement plus élevé. La surface spécifique semble être un paramètre très important dans la caractérisation précise de l'argile. En effet, plus le sol est fin plus la surface spécifique est élevée.

## 2.3 Travaux d'exploration

### 2.3.1 Volume des travaux d'exploration

- 1970-1971 : Durant cette période les travaux de recherches et de prospection sur les argiles Bentonitiques de la mine Roussel et Dar Mbarek ont été menés par des spécialistes Hongrois de l'unité de Sidi Bel Abbes (ex Sonarem), 29 sondages ont été effectués. Par la suite la tâche a été confiée à un groupe de géologues soviétiques pour entreprendre les travaux de recherche et prospection pour vérifier les potentialités du gisement de bentonite de Hammam Boughrara ;
- 1978 : SONAREM a effectué une estimation économique des bentonites de Hammam Boughrara, les travaux réalisés dans le cadre de cette opération ont permis d'étudier 4 gisements de bentonite (Roussel I, Roussel II, RM et Dar Mbarek), il faut seulement noter que ces bentonites ont été étudiées pour être utilisées comme boue de forage ainsi que comme matière première pour raffinage des huiles végétales et minérales. Le volume des travaux réalisés été comme suite : sondage carottant 952.9m, puits 37m, tranchées 264m<sup>3</sup> ;
- 1979-1981 : SIDAM (Bureau Canadien) expertise et réévalue les réserves dans le cadre d'une étude de développement de l'industrie algérienne de bentonite, kieselguhr, argiles activées et perlite expansée. Le volume des travaux réalisés et de 11 sondages sur les mines Roussel I, RM et Dar Mbarek I ;
- 1991-1992 : EREM (ALGERIE) évaluation des réserves de Dar Mbarek I pour une utilisation en fonderie. Le volume des travaux réalisés est de 24 sondages de profondeurs de 9m à 60.2m ;
- 1994 : SIDAM (Expert conseils) réévalue les réserves de Roussel I dans le cadre d'une étude de faisabilité préliminaire et a réalisé des cartes de distribution des paramètres chimique et physique

- des bentonites de la région de Maghnia ;
- 2000-2001 : Réalisation d'une carte qualité pour la partie en exploitation de la mine Roussel I. Cette carte est l'outil principal de la gestion des réserves qui permet d'orienter les tout venants pour la terre décolorante ou pour la bentonite de forage ;
- Janvier 2005 : BENTAL 2005 ; Projet de forage par tarière de la mine Roussel I. Le volume des travaux réalisés est de 21 sondages par tarière ;
- 2008 : Etude de développement et de faisabilité technique et économique pour la réalisation d'usine de traitement et de production de Bentonite (BUMIGEME). Le volume des travaux réalisés est de 16 sondages tarières et 14 tranchées signées ;
- 2012 : Dans le cadre de la détermination de la qualité du minerai de la bentonite, une campagne de recherche qualitative est réalisée par SERSID. Le volume des travaux réalisés est de 10 sondages carottés ;
- 2013 : Dans le cadre de la détermination de la qualité du minerai de la bentonite, une campagne de recherche qualitative est réalisée par ORGM. Le volume des travaux réalisés est de 4 sondages carottés, dont 2 sondages réalisés à Roussel I et 2 sondages à Dar Mbarek ;
- 2015 : Finalisation de l'étude.

### 2.3.2 Réserves géologiques

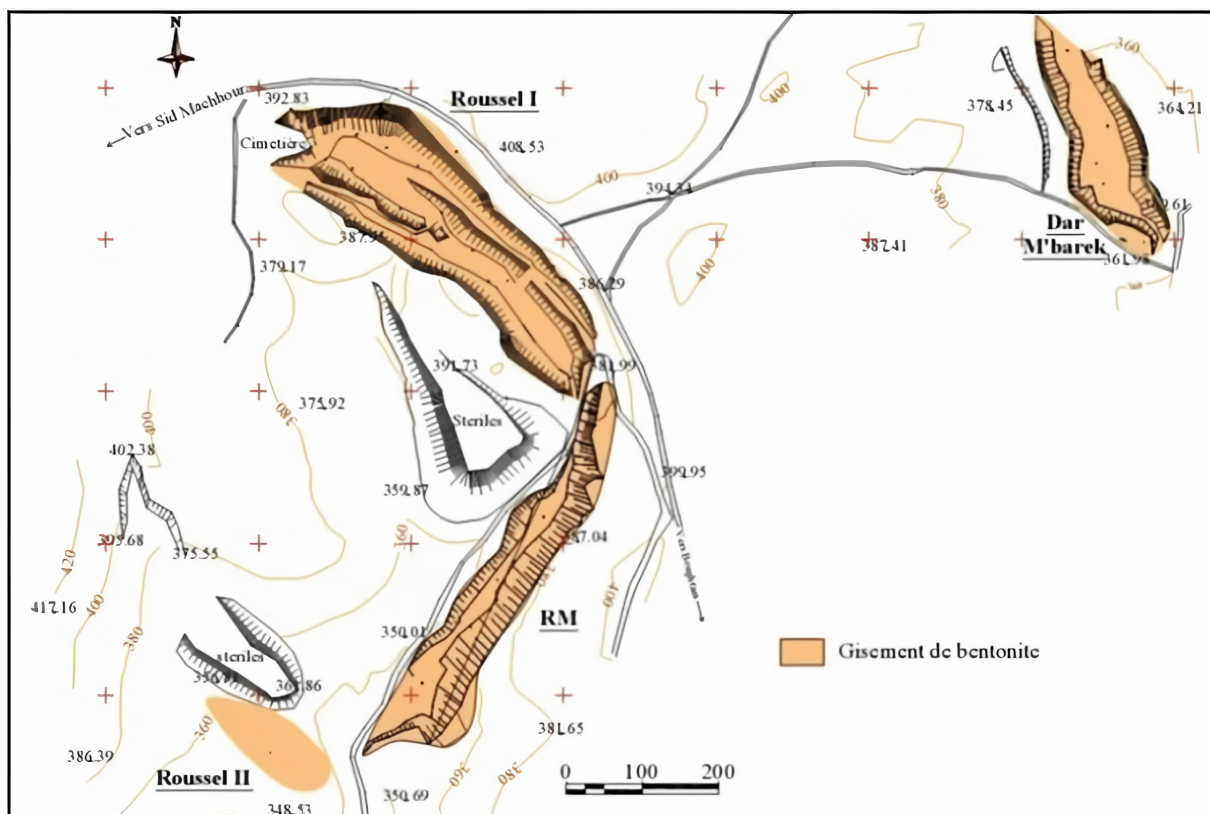


FIGURE 2.8 – Carte de situation des gisements de bentonite de Hammam Boughrara

Le gisement de Hammam Boughrara est constitué de 04 sites : Dar Mbarek, Roussel I, RM et Roussel II. Les travaux de reconnaissances menés au niveau du site ont conduit à évaluer les réserves géologiques et les quantités ont été déterminées comme suit :

TABLE 2.2 – Réserves du gisement du Maghnia

Site	Réserve /Catégorie			Total
	B	C1	C2	
Dar Mbarek	3 633 771	311 428	607 200	4 552 399
Roussel I	1 560 328	556 444	-	2 116 772
RM	-	-	1 861 228	1 861 228
Roussel II	-	-	2 380 048	2 380 048
Total	5 194 099	867 872	4 848 476	10 910 447

## Chapitre 3

# Exploitation de la mine de Dar Mbarek et traitement du minerai



## 3.1 Description des méthodes d'exploitation à ciel ouvert

### 3.1.1 Définition d'exploitation à ciel ouvert

L'exploitation à ciel ouvert consiste à enlever les stériles de recouvrement et à accéder au gisement à partir du jour. Le choix de type d'exploitation à ciel ouvert dépend de paramètres physico-chimique et conditions techniques et géologiques de gisement.

### 3.1.2 Étapes d'exploitation de la bentonite

Le procédé d'exploitation de la bentonite au niveau de la mine de Hammam Boughrara passe par les étapes suivantes :

1. Préparation des pistes ;
2. Découverte ;
3. Émottage mécanique ;
4. Excavation ;
5. Transport.

#### 3.1.2.1 Préparation des pistes

La première étape de l'ouverture d'une mine commence par l'aménagement des pistes d'accès et de transport, pour notre cas l'accès au gisement et le transport de tout venant et de stérile est assuré par plusieurs pistes qui ont les caractéristiques suivantes :

- La première piste (c'est une piste secondaire non goudronnée se trouve dans le côté SE du gisement) assure l'accès à la base de vie et au gisement de Dar Mbarek à partir de dédoublement de voie qui passe juste à côté. Cette piste est caractérisée par une seule voie de roulage et une longueur de l'ordre de 700 m.
- La seconde est une piste à double voies avec une longueur de l'ordre de 1100 m. Cette piste assure l'accès au niveau supérieur (380 m) de la mine à partir du centre d'enfouissement technique (CET). Cette piste est utilisée aussi lors de l'opération de transport du stérile (vers la CET) et de tout venant (vers l'unité de production).
- Une autre piste sera utilisée aussi lors de l'opération de transport de stérile. Cette piste se trouve au Nord de la mine et relie cette dernière avec le deuxième endroit de dépôt de stérile (Chaaba). C'est une piste à double voies avec une longueur de l'ordre de 800 m.

Note : La longueur des pistes a été estimée avec Google Earth.

La piste a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins de transport (largeur de la benne), de la production et de la durée de vie de la mine à ciel ouvert. L'efficacité du travail du transport par camion se détermine dans une grande mesure par l'état des pistes.

La pente de la piste est un facteur important pour l'opération de transport. Afin d'assurer de bonnes conditions de travail et de sécurité, cette pente ne doit pas dépasser 10% en ligne droite et 6% en virage.

Des pistes secondaires ont été réalisées pour chaque gradin à partir de la piste principale au fur et à mesure de l'avancement des travaux d'exploitation.

La largeur de la chaussée de la piste dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation, du nombre de voies de circulation.

### 3.1.2.2 Découverte

La découverte représente l'opération qui précède l'extraction du matériel utile. Ce processus vise à décaper les zones d'exploitation à l'aide d'engins de terrassement, tels que le bulldozer ou la pelle hydraulique.

Ces travaux sont généralement réalisés au fur et à mesure de l'avancement des fronts. Les produits de découverte, tels que la terre végétale et les roches stériles, seront stockés en dehors des zones exploitables de la mine.

Les engins qui sont utilisés au niveau de la mine de Dar Mbarek pour les travaux de découverte sont :

- Pelle chargeuse Liebherr ;
- Bulldozer Komatsu D 375A ;
- 2 Camions (Hyundai + Volvo) ;
- 2 Dumpers Terrex.

### 3.1.2.3 Ripage et chargement

Au niveau de la mine de Dar Mbarek l'exploitation de la bentonite se fait par le ripage à cause des propriétés physicomécaniques de la bentonite. L'utilisation des explosifs n'est donc pas nécessaire.

Cette méthode consiste à déplacer, à enlever ce qui gêne à l'aide d'une ripe (griffe ou engin plus puissant). Quant à la laque, elle enlève les matériaux gênants, travaille les blocs résistants, notamment en agrandissant les fissures (cette méthode peut également être utilisée lors de la remise en place des terres pendant le réaménagement : la ripe décompacte les terrains tassés par le passage des engins). Quant aux matériaux tendres, l'abattage (et même le chargement) est fait par une machine telle que :

- la pelle à godet ;
- l'excavateur à godet ;
- la dragline ;
- la roue-pelle.

A Dar Mbarek, 2 Pelles hydrauliques sur chenilles Liebherr 954 sont utilisées pour le ripage et le chargement.

### 3.1.2.4 Transport

Le transport dans les mines à ciel ouvert prédétermine dans une très large mesure le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements ainsi que le prix de revient des produits.

Le choix du type de transport dépend :

- Des propriétés des minéraux utiles ;
- Des roches stériles ;
- Des conditions géologiques du gisement ;
- De la distance du transport.

Le transport par camion est le plus répandu en Algérie, il est rationnel de l'appliquer en cas de gisements compliqués, de l'approfondissement et de la construction de la mine à ciel ouvert.

Le transport par camion présente les avantages suivants :

- Une bonne manoeuvrabilité ;
- Possibilité de circuler par des grandes pentes ;
- Autonomie d'alimentation en énergie ;
- Simplicité d'organisation de travail.

Dans le site de Dar Mbarek le transport s'effectue par des camions de marques Hyundai et Volvo.

### 3.1.3 Moyens matériels et leurs rendements

#### 3.1.3.1 Bulldozer Komatsu D 375A

Le volume des déblais à ripper remanier et gerber sur une distance est :

$$V = \frac{L * H * B}{2} \dots (m^3)$$

- L : Longueur d'un tas de déblais poussé par la lame (égale à 1.5 m) ;
- H : Hauteur des déblais (égale à 1.3 m) ;
- B : Longueur de la lame (égale à 4 m).

$$V = \frac{1.5 * 1.3 * 4}{2} = 3.9m^3$$

Le rendement horaire est calculé par la formule :

$$R_h = \frac{t_a * V * K_U}{t_c * K_f} \dots (m^3/h)$$

- $t_a$  : 3600 s ;
- V : volume des déblais (égale à 3.9  $m^3$ ) ;
- $K_U$  : coefficient d'utilisation (égale à 0.8) ;
- $t_c$  : durée d'un cycle (égale à 138 s) ;
- $K_f$  : coefficient de foisonnement (égale à 1.2).

Ces données ont été pré-fournies par ENOF.

$$R_h = \frac{3600 * 3.9 * 0.8}{138 * 1.2} = 67.83m^3/h$$

### 3.1.3.2 Pelle Leibherr 954



FIGURE 3.1 – Pelle Leibherr 954

TABLE 3.1 – Caractéristiques techniques de la Pelle Leibherr 954

Désignation	Pelle hydraulique
Marque	Leibherr
Type	954 C
Moteur	D 936 L
Puissance nette	240 KW
Vitesse maximum de rotation	5.6 tr/min
Capacité de godet	2.35 m <sup>3</sup>
Largeur de chenilles	600 mm
Poids en ordre de marche avec équipement	49.6 T

Le temps de cycle de chargement est calculé comme suit :

$$T_c = T_r + T_{mc} + T_{dé} + T_{mv} \dots (s)$$

- $T_r$  : Temps de remplissage du godet ;
- $T_{mc}$  : Temps de marche à charge ;
- $T_{dé}$  : Temps de déchargement ;
- $T_{mv}$  : Temps de marche vide.

Le chargement avec la pelle ne nécessite pas le mouvement de cette dernière donc :

$$T_{mc} = 0 \text{ et } T_{mv} = 0$$

Le chronométrage qu'on a fait au niveau du site de Dar Mbarek est représenté dans le tableau 3.2.

TABLE 3.2 – Chronométrage de la pelle Liebherr 954

N° d'essai	$T_r$ (s)	$T_{dé}$ (s)	$T_c$ (s)
1	06	08	14
2	04	10	14
3	07	08	15
4	10	10	20
5	10	05	20
6	09	07	16
7	10	08	18
8	13	09	22
9	13	07	20
10	14	07	21
11	13	08	21
Moyenne	09.91	07.91	18.27

Le nombre de cycles effectué par la pelle par minute est calculé par la formule :

$$N_c = \frac{60}{T_c} \dots (\text{cycle}/\text{min})$$

$$N_c = \frac{60}{17.73} = 3.38 \text{ cycle}/\text{min}$$

Le rendement de la pelle par poste se calcule comme suit :

$$N_c = \frac{3600 * V * T * K_r * K_U * \rho}{T_C * K_f} \dots (T/\text{poste})$$

- V : Capacité du godet de la chargeuse (égale à 2.35 m<sup>3</sup>);
- T : Durée d'un poste de travail (égale à 7 h);
- $K_r$  : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (égale à 0.8);
- $K_U$  : Coefficient d'utilisation de la chargeuse (égale à 0.85);
- $\rho$  : Masse volumique de la roche (égale à 1.98 T/m<sup>3</sup>);
- $T_C$  : Temps de cycle de la pelle (égale à 17.73 s);
- $K_f$  : Coefficient de foisonnement (égale à 1.22).

$$N_c = \frac{3600 * 2.35 * 7 * 0.8 * 0.85 * 1.98}{17.73 * 1.22} = 3686.16 \text{ T}/\text{poste}$$

### 3.1.3.3 Camion Volvo FM 6x4 RB

TABLE 3.3 – Caractéristiques techniques du camion Volvo FM 6x4 RB

Désignation	Camion
Marque	Volvo
Modèle	FM 6x4 RB
Mise en service	2009
Puissance	400 CV
Longueur	7.8 m
Largeur	2.54 m
Hauteur	4 m
Masse	13.5 T
Charge	20 T

TABLE 3.4 – Chronométrage du camion Volvo

N° d'essai	$T_{mpc}$	$T_c$	$T_{mc}$	$T_{mpd}$	$T_d$	$T_{mv}$	Total
1	00 : 00 : 33	00 : 01 : 19	00 : 03 : 58	00 : 00 : 31	00 : 00 : 58	00 : 03 : 10	00 : 10 : 29
2	00 : 00 : 35	00 : 01 : 31	00 : 04 : 13	00 : 00 : 48	00 : 01 : 15	00 : 03 : 36	00 : 11 : 58
3	00 : 00 : 28	00 : 01 : 24	00 : 04 : 23	00 : 00 : 42	00 : 01 : 19	00 : 03 : 25	00 : 11 : 41
4	00 : 00 : 38	00 : 01 : 27	00 : 04 : 03	00 : 00 : 36	00 : 01 : 09	00 : 03 : 18	00 : 11 : 11
Moyenne	00 : 00 : 34	00 : 01 : 25	00 : 04 : 09	00 : 00 : 39	00 : 01 : 10	00 : 03 : 22	00 : 11 : 20

- $T_{mpc}$  : Temps de mise en position de chargement ;
- $T_c$  : Temps de chargement ;
- $T_{mc}$  : Temps de marche chargé ;
- $T_{mpd}$  : Temps de mise en position de déchargement ;
- $T_d$  : Temps de déchargement ;
- $T_{mv}$  : Temps de marche vide.

Note : Ces temps de cycle sont calculés pour une distance parcourue de 1.3 km.

Le rendement du camion se calcule par la formule :

$$R_{c/p} = \frac{3600 * Q_c * T_p * K_q * K_U}{T_C} \dots (T/poste)$$

- $Q_c$  : Capacité de la benne du camion (égale à 20 T) ;
- $T_p$  : Temps par poste (égale à 7 h) ;
- $K_q$  : Coefficient d'utilisation de charge du camion (égale à 0.9) ;
- $K_U$  : Coefficient d'utilisation du camion durant un poste (égale à 0.87) ;
- $T_C$  : Temps de cycle du camion (égale à 680 s).

$$R_{c/p} = \frac{3600 * 20 * 7 * 0.9 * 0.87}{680} = 580.34 T/poste$$

### 3.1.3.4 Camion Hyundai HD 270 6x4

TABLE 3.5 – Caractéristiques techniques du camion Hyundai HD 270 6x4

Désignation	Camion
Marque	Hyundai
Modèle	HD 270 6x4
Mise en service	2003
Puissance	470 CV
Longueur	7.6 m
Largeur	2.49 m
Hauteur	3 m
Masse	11 T
Charge	15 T

TABLE 3.6 – Chronométrage du camion Hyundai

N° d'essai	$T_{mpc}$	$T_c$	$T_{mc}$	$T_{mpd}$	$T_d$	$T_{mv}$	Total
1	00 : 00 : 31	00 : 01 : 35	00 : 04 : 43	00 : 00 : 28	00 : 01 : 01	00 : 04 : 24	00 : 12 : 42
2	00 : 00 : 46	00 : 01 : 20	00 : 04 : 53	00 : 00 : 41	00 : 00 : 59	00 : 03 : 54	00 : 12 : 33
3	00 : 00 : 35	00 : 01 : 28	00 : 05 : 11	00 : 00 : 42	00 : 01 : 10	00 : 04 : 08	00 : 13 : 14
4	00 : 00 : 29	00 : 01 : 31	00 : 05 : 22	00 : 00 : 37	00 : 00 : 49	00 : 04 : 17	00 : 13 : 05
Moyenne	00 : 00 : 35	00 : 01 : 29	00 : 05 : 02	00 : 00 : 37	00 : 01 : 00	00 : 04 : 11	00 : 12 : 54

- $T_{mpc}$  : Temps de mise en position de chargement ;
- $T_c$  : Temps de chargement ;
- $T_{mc}$  : Temps de marche chargé ;
- $T_{mpd}$  : Temps de mise en position de déchargement ;
- $T_d$  : Temps de déchargement ;
- $T_{mv}$  : Temps de marche vide.

Note : Ces temps de cycle sont calculés pour une distance parcourue de 1.3 km.

Le rendement du camion se calcule par la même formule précédente :

$$R_{c/p} = \frac{3600 * Q_c * T_p * K_q * K_U}{T_C} \dots (T/poste)$$

- $Q_c$  : Capacité de la benne du camion (égale à 15 T) ;
- $T_p$  : Temps par poste (égale à 7 h) ;
- $K_q$  : Coefficient d'utilisation de charge du camion (égale à 0.9) ;
- $K_U$  : Coefficient d'utilisation du camion durant un poste (égale à 0.87) ;
- $T_C$  : Temps de cycle du camion (égale à 774 s).

$$R_{c/p} = \frac{3600 * 15 * 7 * 0.9 * 0.87}{774} = 382.4 T/poste$$

### 3.1.3.5 Dumper Terex TR60



FIGURE 3.2 – Dumper Terex TR60

TABLE 3.7 – Caractéristiques techniques du dumper Terex TR60

Désignation	Dumper
Marque	Terex
Modèle	TR60
Puissance	522 KW / 700 CV
Longueur	9.1 m
Largeur	5 m
Hauteur	4.4 m
Masse	55 T
Charge	75 T

Note : L'entreprise utilise deux dumpers de ce modèle. Et il convient de noter qu'elle ne les possède pas, ils sont sous contrat pour travailler la mine.



### 3.1.4 Sécurité des travaux d'exploitation (Stabilité des gradins)

L'exploitation des gisements à ciel ouvert consiste à des travaux dans des formations se trouvant à l'intérieur des limites du contour de la mine qui sont soit des couches horizontales ou des couches inclinées. Chaque couche supérieure est exploitée avec avancement par rapport à la couche inférieure pour obtenir une forme de gradin.

Chaque gradin a deux banquettes, un talus et deux arrêtes. La banquette du gradin ou bien la plate-forme, est la surface qui limite la hauteur du gradin. Il existe deux plates-formes inférieure et supérieure. Le talus du gradin est la surface inclinée du côté attaqué. L'angle entre le talus et le plan horizontal s'appelle angle du talus du gradin. Le gradin est exploité par des zones parallèles que l'on appelle enlevures. La division d'enlevure en blocs permet d'attaquer le gradin simultanément avec plusieurs chantiers. La plate-forme sur laquelle sont installés les engins d'excavation porte le nom de plate-forme de travail du gradin.

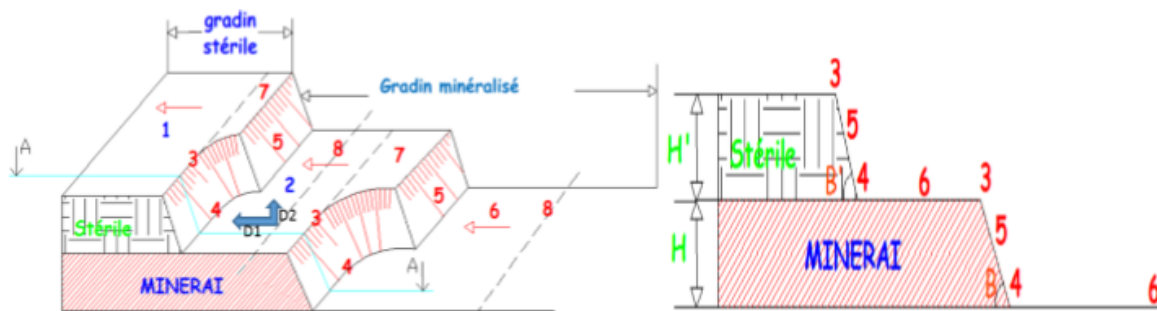


FIGURE 3.3 – Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation

01. Gradin de stérile
02. Gradin minéralisé
03. Arête supérieure
04. Arête inférieure
05. Talus
06. Plate-forme
07. Tranche d'enlevure
08. Axe de la tranchée ou piste d'accès au gradin
- D1. Direction de déplacement du front des travaux
- D2. Direction de déplacement du front du gradin

#### 3.1.4.1 Éléments de la méthode d'exploitation

**Hauteur des gradins** Elle est choisie en fonction des paramètres de travail d'excavateur, de l'organisation des travaux, de la sécurité du travail et d'autres facteurs. Dans les roches tendres exploitées sans foisonnement préalable, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser la hauteur du creusement maximum de l'excavateur.

**Angle du gradin** Il est fonction des propriétés physicomécaniques de la roche, de la stabilité souhaitée des talus et des engins miniers.

**Angle du talus général de la mine** L'angle de talus général de la mine retenu dans l'exploitation à ciel ouvert sera déterminé en fonction de la hauteur de l'excavation, les propriétés mécaniques des roches extraites et des roches encaissantes et tiendra compte des conditions géologiques et hydrogéologiques. Il

est généralement compris entre 30° et 40° pour les roches de faibles cohésions et supérieure à 50° pour les roches de bonne cohésion.

**Plate-forme de travail** C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement et du transport.

### 3.1.4.2 Principaux éléments de l'exploitation du gisement de Dar Mbarek

La mine de Dar Mbarek est caractérisée essentiellement par la présence des formations rocheuses suivantes : conglomérat, argile, tuf et bentonite. Ces roches ont une dureté faible à moyenne.

L'exploitation de la mine est réalisée par 24 gradins (24 niveaux d'exploitation), situés entre les niveaux 380 m et 260 m. Les principaux éléments fondamentaux de l'exploitation du gisement sont résumés dans le tableau 3.8.

TABLE 3.8 – Principaux éléments de l'exploitation du gisement de Dar Mbarek

Paramètres	Unité	Valeur
Hauteur de gradin	m	5
Nombre de gradins	-	24
Profondeur de la fosse ultime	m	120
Largueur minimum de la plate-forme de travail		20
Angle du gradin (bord exploitable)		45
Angle générale du talus (bord exploitable)	Degrés	38
Angle du gradin (bord inexploitable)		60
Angle générale du talus (bord inexploitable)		48
Banquettes de sécurité	m	1.5

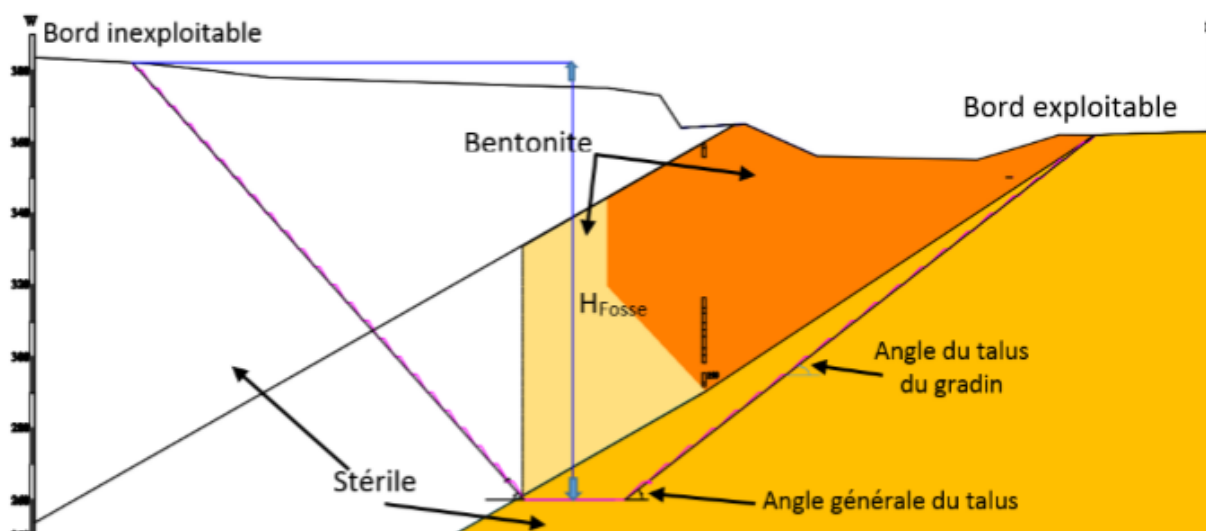


FIGURE 3.4 – Coupe verticale montrant certains éléments fondamentaux de l'exploitation à ciel ouvert

La hauteur de front de taille au niveau de la mine de Dar Mbarek a été fixée à 5 m. Ce choix a été fait d'une part sur une base théorique afin d'assurer la stabilité des bords de la mine (il manque des données géotechniques pour l'étude de stabilité de site), d'autre part, c'est pour faciliter l'opération d'extraction qui sera assuré par le bulldozer.

La berme de sécurité est calculée par la formule suivante :

$$B_S = H_g * 0.2... (m)$$

—  $H_g$  : Hauteur du gradin

$$B_S = 5 * 0.2 = 1m$$

Pour des raisons de sécurité, on utilise  $B_S = 1.5m$ .

## 3.2 Valorisation du minerai de bentonite

### 3.2.1 Usine de traitement et procédés de valorisation

L'unité de Maghnia se situe à l'intérieur d'une zone urbaine. Conçue en 1950, elle est constituée de matériels et de technologie dépassée qui continue de fonctionner au détriment d'une maintenance coûteuse.

Cependant, il y a lieu de signaler que malgré cette obsolescence, l'unité continue de produire des bentonites de qualité acceptée par de différents utilisateurs dans leurs processus.

Avant d'être commercialisé le matériau argileux subit un traitement physico-chimique approprié qui le rend apte à une utilisation donnée, ce traitement se fait en 6 stades :

- Transport et stockage de matières premières.
- Alimentation et concassage.
- Activation (Carbonate de Soude + Magnésie).
- Séchage.
- Broyage.
- Ensachage.

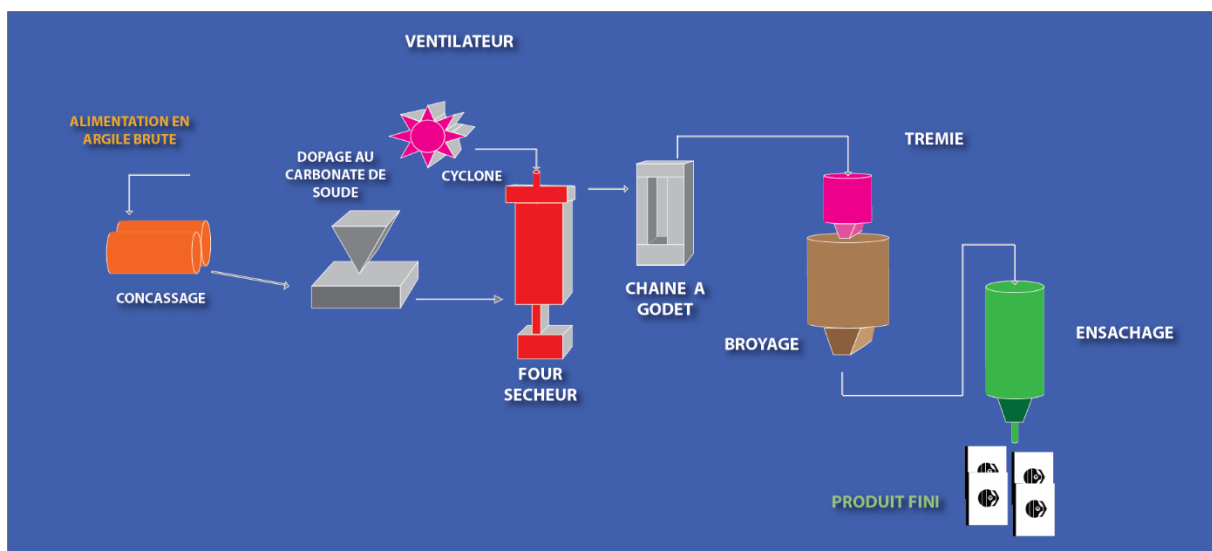


FIGURE 3.5 – Flowsheet du procédé de traitement de bentonite

L'argile bentonitique après concassage dans le concasseur à cylindres est mélangée avec le carbonate de soude par l'intermédiaire du malaxeur à vis avec arrosage à l'eau. Le mélange est introduit dans le séchoir qui a pour but de le sécher mais également de permettre à la réaction entre la bentonite et le carbonate de soude d'être complètement réalisée.

A la sortie du séchoir, la bentonite est introduite dans la boucle de broyage qui va broyer le produit à une granulométrie  $97,5\% < 75\mu m$ , cette boucle doit être mise en dépression afin d'éviter toute fuite de

produit. Une fraction fine du produit  $< 2\mu\text{m}$  est évacuée vers le cyclone des fines. La poudre sera ensachée dans des sacs ou big bags selon la commande du client.

Le tout venant destiné pour le forage pétrolier est dopé à 2.5-3% de carbonate de sodium et à 0.3-0.5% de magnésie. Par contre, celui de l'hydraulique requiert un dopage de 1.5-2% de carbonate de sodium et de 0.2-0.3% de magnésie selon la qualité du tout-venant. La production des bentonites de fonderie et de charge industrielle se fait sans aucun ajout de réactifs.

Seule l'activation c'est-à-dire l'adjonction d'un produit chimique, conférant à l'argile des propriétés particulières, diffère selon la qualité du matériau brut et l'usage auquel il est destiné (forage, fonderie, injection, génie-civil. . .).

La méthode la plus largement pratiquée est l'activation au carbonate de sodium qui permet de transformer une bentonite calcique en une bentonite sodique artificielle améliorant les qualités de l'argile pour une utilisation en fonderie et forage en particulier. Il est évident qu'une bentonite sodique naturelle n'aura pas besoin d'être activée.

### 3.2.1.1 Transport et stockage de matières premières

Le tout venant est transporté par camions de la carrière de Hammam Boughrara vers l'unité qui se situe à environ 11 km (distance mesurée par Google Earth).



FIGURE 3.6 – Stockage de la matière première



FIGURE 3.7 – Alimentation de la matière première

TABLE 3.9 – Moyens nécessaires pour produire 18 000 tonnes de produit fini (gerbage)

Moyens nécessaires	Moyens disponibles
Chargeur sur pneus (Furukawa)	01
Conducteur de la chargeuse	04

### 3.2.1.2 Alimentation et concassage

Une chargeuse hydraulique alimente la trémie qui transfère le tout-venant non pesé sur un transporteur à bande. Ce dernier alimente le concasseur qui a pour rôle de réduire les dimensions des particules à une granulométrie moins de 50mm. Un deuxième convoyeur à bande transporte le tout-venant concassé vers le système d'activation.



FIGURE 3.8 – Alimentation



FIGURE 3.9 – Concassage

TABLE 3.10 – Caractéristiques des équipements d'alimentation et de concassage

Equipement	Caractéristiques moteurs	Capacité en T/h	Etat
Alimentateur	P = 1,5 KW N = 1340 tr/min	5	Moyen
Concasseur	P = 18 KW N = 1500 tr/min	5	Moyen (Année 1983)

TABLE 3.11 – Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an de produit fini (alimentation et concassage)

Moyens nécessaires	Moyens disponibles
Pelle Furukawa	01
Trémie d'alimentation	01
Alimentation à vitesse variable	01
Transporteur à bande	01
Concasseur	01
Conducteur installation de concassage	04

### 3.2.1.3 Activation

Ce stade est composé d'un doseur de carbonate de soude. L'unité est dotée d'un doseur à vis avec dévôteur et vitesse réglable. Le mélange de tout-venant bentonite et carbonate de soude se fait par une vis sans fin en présence d'eau pour faciliter la dissolution du carbonate de soude et augmenter la réactivité (accélérer l'activation). A la sortie de la vis sans fin, la bentonite activée est déversée dans un transporteur à bande qui alimente le séchoir.



FIGURE 3.10 – Doseur



FIGURE 3.11 – Malaxeur



TABLE 3.12 – Caractéristiques des équipements de dosage et de malaxage

Équipement	Caractéristiques moteurs	Capacité	Etat
Doseur	P = 0,55 KW N = 1370 tr/min	Max 300 Kg/h	Bonne
Malaxeur	P = 18,5 KW N = 1500 tr/min	Non identifiée	Moyen

TABLE 3.13 – Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an de produit fini (activation)

Moyens nécessaires	Moyens disponibles
Transporteur à bande	01
Doseur de carbonate de soude	01
Doseur de la magnésie	00
Vis sans fin	01

Note : Suite à l'intégration de la magnésie dans le processus de traitement, un doseur est indispensable pour maîtriser la gestion et la qualité.

#### 3.2.1.4 Séchage

Il s'effectue dans un four sécheur rotatif à écoulement parallèle (Le tout-venant et l'air chaud ont le même sens d'écoulement). Le séchoir est composé de trois parties : La chambre de combustion, virole et décharge de tout-venant séché. Un ventilateur est installé à la sortie de séchoir pour aspirer les gaz chauds et créer une dépression dans la virole (pour réaliser un séchage plus ou moins homogène). Les poussières sont captées par un cyclone et dirigées vers la trémie d'alimentation de broyeur par l'intermédiaire d'un élévateur à godets.

L'humidité de l'argile activée doit être ramenée de 20 à 25% à environ 10 à 13% selon la norme API. La température de la bentonite au cours du séchage doit rester inférieure à 100 °C (marge de sécurité suffisante pour ne pas détériorer la qualité de la bentonite).



FIGURE 3.12 – Séchoir

TABLE 3.14 – Caractéristiques du séchoir

Marque	Soudron
Granulométrie	0 – 15mm
Débit	5 T/h en produit humide
Humidité initiale	Maximum de 20%
Humidité finale	Entre 1% et 2%
Température entrée des fumées	700 à 720 °C
Température sortie des gaz	110 à 120 °C
Température de sortie produit	70 à 80 °C
Eau à évaporer par heure	900 Kg
Durée de séjour	Entre 10 min et 12 min (vitesse de rotation = 4 tr/min)

TABLE 3.15 – Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an produit fini (séchage)

Moyens nécessaires	Moyens disponibles
Conduite de gaz	01
Transporteur à bande	01
Séchoir	01
Cyclone	01
Chaîne à godets	01

### 3.2.1.5 Broyage

L'installation de broyage est composée d'un broyeur de marque Soudron-Sacré type BP10 à trois pendules, cyclone et silo de récupération des particules fines. Le broyage a pour rôle de réduire les particules de bentonite selon la granulométrie désirée.

La rotation de l'étoile entraîne les pendules et le broyage s'effectue sous la pression des galets contre le chemin de roulement. La matière à broyer est alimentée par le distributeur alvéolaire, tombe dans la base d'où elle est reprise par les socs pour être projetée entre les galets et le chemin de roulement.

Le produit broyé est entraîné dans le séparateur du type statique. Le refus du séparateur retombe dans la chambre pour y être broyé à la finesse désirée.

Un régulateur pneumatique ajuste automatiquement le débit du distributeur. L'installation de broyage et le broyeur lui-même sont en dépression. Cette dépression permet de balayer par un appel d'air propre les jeux existant entre parties fixes et tournantes, de manière à éviter toute introduction de poussières dans le mécanisme et les pendules.



FIGURE 3.13 – Broyeur

TABLE 3.16 – Caractéristiques du broyeur

Marque	Caractéristiques moteurs	Capacité	Année d'acquisition
Soudron-Sacré	P = 90 KW N = 1500 tr/min	3 T/h dont 10% de refus au tamis de 80 $\mu$ m	1982

Note : Le débit du broyeur est directement influencé par l'humidité de la bentonite.

TABLE 3.17 – Moyens nécessaires pour produire 18 000 T/an de produit fini (broyage)

Moyens nécessaires	Moyens disponibles
Trémies	01
Distributeur	01
Broyeur	01
Ventilateur	01
Cyclone	01
Chambre de dépoussiérage	01
Conducteur installation de broyage	04
Conducteur installation de bentonite	04

### 3.2.1.6 Ensachage

L'argile broyée à la finesse requise est sélectionnée en sortie du broyage par un classificateur. La fraction supérieure à 75 $\mu$ m est renvoyée au broyage alors que les particules inférieures à 75 $\mu$ m sont aspirées par un système de cyclones qui alimentent le silo de stockage.

Les silos alimentent une ensacheuse qui permet le conditionnement en sacs de 50 Kg et big bags de 1,250 T stockés sur palette avant expédition.



FIGURE 3.14 – Silo de stockage



FIGURE 3.15 – Ensachage

TABLE 3.18 – Moyens nécessaires pour produire 18 000 tonnes de produit fini (ensachage)

Moyens nécessaires	Moyens disponibles
Silo de Stockage	01
Ensacheuse	01
Gonfleur	01
Chariot	01
Ensacheur	08

### 3.2.2 Capacité installée de l'usine de traitement

TABLE 3.19 – Capacité des équipements : concasseur et séchoir

Equipements	Marque	Capacité installée (T/H)	Capacité théorique (T/an)	Capacité réelle (T/an)	Années d'acquisition	Années de mise en service
Concasseur	Pinette	05	35 800	28 640	1982	1982
Four sécheur	Soudron-Sacré	05	35 800	28 640	1981	1982

TABLE 3.20 – Capacité de broyeur pendulaire BP10

	A l'état neuf	A l'état actuel
Marque	Soudron-Sacré (Belgique)	
Année d'acquisition	1982	
Type de Broyeur	Pendulaire (03 pendules)	
Capacité de Broyeur	3 T/h	2 - 2,5 T/h
Taux de disponibilité	95%	80 - 85%
Observations	Après 34 ans de service l'installation est devenue vétuste	

Les capacités des sections concassage et séchage permettent de réaliser les objectifs annuels qui sont de 18 000 tonnes.

Le goulot d'étranglement est le broyeur, son débit est en fonction de l'humidité de produit à broyer et de la granulométrie réglée par un séparateur statique à volets. Les calculs théoriques selon Soudron sont basés sur une humidité qui ne dépasse pas les 10% et un refus sur tamis 80 $\mu$ m (10%) selon la norme AFNOR XII-501, alors que la norme API exige un refus de 2,5% sur le tamis 75 $\mu$ m. Pour la bentonite activée de Maghnia, l'humidité devra être plus que 13% pour garder la réactivité et ne pas détruire la structure de notre produit fini.

Les arrêts fréquents des équipements (pelle chargeuse, alimentateur, concasseur...) à cause des coupures électriques et des intempéries constituent une majeure contrainte. Ces équipements influents indirectement sur la production, par exemple une panne de la pelle chargeuse entraîne un arrêt sur toute la chaîne de production.

L'unité se trouve dans une zone urbaine, les voisins ne cessent de réclamer l'émanation de la poussière générée lors du broyage. Ce qui pousse la société à surveiller le paramètre de l'humidité avec précaution pour éviter toute réclamation de la population.

Compte tenu de l'âge et l'état vétusté des équipements, les interventions deviennent de plus en plus fréquentes. Le taux de disponibilité prévu est de 80%. De plus, l'acquisition de pièces de rechange importantes et spécifiques revient plus chère.

La construction d'une nouvelle usine sur le gisement de Hammam Boughrara est devenue impérative afin de pouvoir livrer des produits de valeur ajoutée.

### 3.2.3 Caractéristiques des produits finis et normes

ENOF Maghnia intervient seulement sur trois produits :

- Bentonite de forage : utilisée comme viscosifiant de forage (forages pétrolier et hydraulique) ;
- Bentonite de fonderie : utilisée comme un liant des sables de moulage ;
- Bentonite de Charge industrielle : utilisée comme additif dans les produits phytosanitaires (pesticides).

D'autres segments de produit existent pour l'utilisation de la bentonite comme :

- Alimentation animale ;
- Additif dans la fabrication du papier ;
- Génie civil pour ses qualités thixotropes ;
- Additif pour détergents ;
- Traitement des eaux usées ;
- Laques et peintures ;
- Cosmétiques, traitement de l'acné ;
- Litières pour chats ;
- Huile pour transformateurs ;
- Lustres en céramique ;
- Produit de collage en œnologie pour l'élimination des protéines des vins blancs et rosés ;
- Eliminer les protéines produites par les levures dans la bière et limiter l'action des enzymes ;
- Amendement de sols trop secs (sablonneux) à raison de 500 g/m<sup>2</sup> chaque année pendant 5 ans.

Tous ces segments n'ont pas été explorés par ENOF Maghnia pour le moment. Ils pourraient constituer des opportunités pour ENOF qui aspire à augmenter son volume de vente par la diversification de sa gamme de produits.

### 3.3 Production

#### 3.3.1 Production annuelle

TABLE 3.21 – Evolution de la production en T de bentonite de 2003 à 2019

Année	Bentonite de forage	Bentonite de fonderie	Bentonite de charge	Total
2003	08 524.00	1 360.00	0 370.50	10 254.50
2004	10 621.00	1 809.00	0 765.00	13 195.00
2005	12 410.00	1 241.25	0 136.25	13 787.50
2006	13 330.50	1 439.10	0 770.15	15 539.75
2007	15 517.75	1 368.50	0 633.80	17 520.05
2008	13 485.75	1 332.50	0 628.75	15 447.00
2009	15 061.25	0 901.25	0 828.75	16 791.25
2010	14 948.75	1 208.75	0 953.75	17 111.25
2011	11 386.50	1 708.75	1 236.25	14 331.50
2012	10 805.25	0 880.00	1 850.00	13 535.25
2013	11 811.25	1 073.75	1 291.25	14 176.25
2014	13 675.00	1 313.75	1 310.00	16 298.75
2015	15 322.50	1 280.00	0 970.05	17 572.55
2016	16 809.00	0 797.11	0 784.94	18 391.05
2017	16 221.25	1 081.25	1 173.75	18 476.25
2018	15 680.00	1 030.00	1 021.25	17 731.25
2019	16 302.73	1 070.91	1 061.81	18 435.45

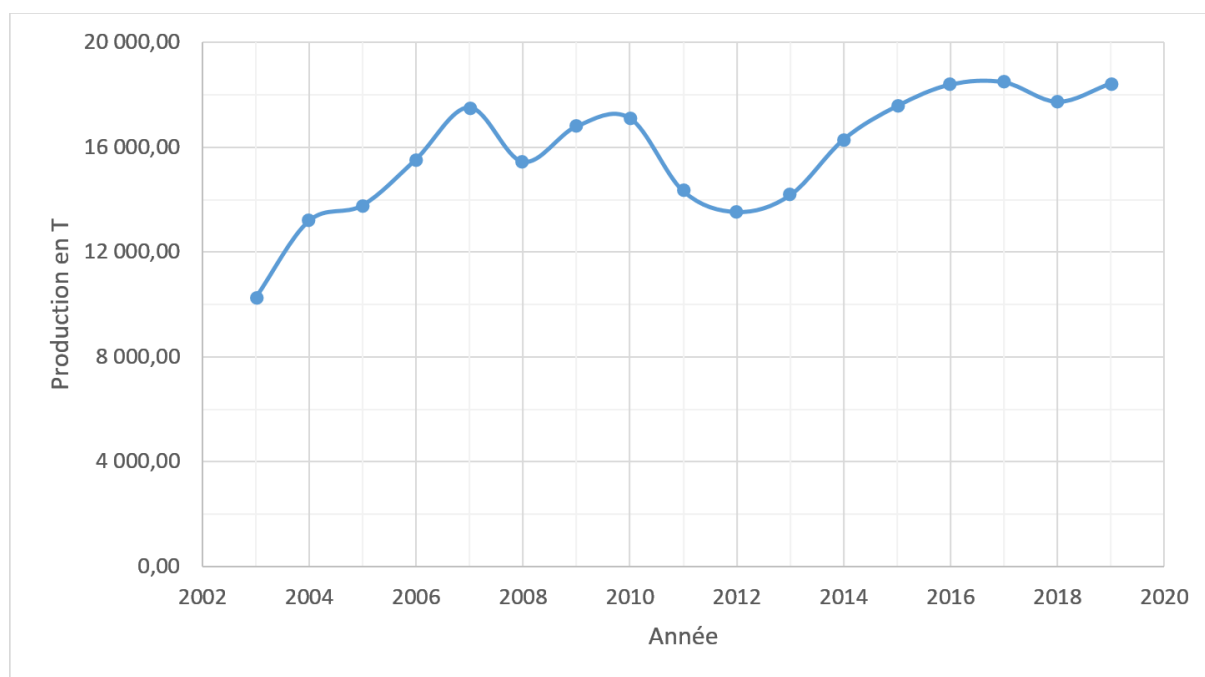


FIGURE 3.16 – Evolution de la production de bentonite

La production de bentonite de forage constitue la grande majorité de la production de l'entreprise à 86%. Ensuite vient la production de la bentonite de fonderie à 8%. Et enfin la production de la bentonite de charge à 6%.

### 3.3.2 Moyens humains et régimes de travail

#### 3.3.2.1 Service exploitation

TABLE 3.22 – Régime de travail de la mine

Nombre d'heures effectives de travail par poste	7 h
Nombre de postes par jour	2
Nombre de jours ouvrables par semaine	5
Nombre de jours ouvrables par an	230

$$N_{jo/an} = 365 - 104(\text{fin de semaine}) - 10(\text{jours fériés}) - 21(\text{jours d'intempéries prévus})$$

#### 3.3.2.2 Service traitement

Les éléments de service traitement travaillent à 3 postes de 8 heures continues. L'effectif de service traitement est de 25 éléments : un chef service traitement et 24 éléments répartis sur quatre équipes (06 éléments par poste).

TABLE 3.23 – Moyens humains par un poste de travail

Qualification	Nombre
Conducteur installation de bentonite	01
Conducteur installation de concassage	01
Conducteur installation de broyage	01
Ensacheur	02
Conducteur de pelle	01



## Chapitre 4

# Ouverture et exploitation du quartier Roussel II

## 4.1 Description de l'environnement du quartier Roussel II

La future mine sera située sur le site Roussel II. Ce site est situé au sud du site Roussel I et à l'ouest sud-ouest du site RM.

Ce site est actuellement utilisé par d'autres parties comme site agricole. Le minerai de bentonite est situé dans un grand bloc central du site, qui se caractérise par :

- De la bentonite idéale pour le bouletage et boue de forage;
- Le passage de l'autoroute Est-Ouest environ 200m au sud du périmètre minier;
- Le barrage du Hammam Boughrara à 1,1 km au sud-est du périmètre minier.

La conduite de gaz à haute pression qui alimente la région de Maghnia traverse le périmètre minier, c'est un problème qui devra être pris en compte lors de la réalisation du plan d'exploitation de la mine.



FIGURE 4.1 – Le site Roussel II

## 4.2 Modes d'ouverture (2 variantes)

Les travaux prévus pour l'ouverture de la mine doivent tenir compte du passage de la conduite de gaz à travers le périmètre d'exploitation. La construction d'une fosse répondant aux normes de sécurité entraînera logiquement une perte de minerai.

L'objectif de cette partie est de réaliser un plan d'exploitation de la mine Roussel II pour les deux possibilités :

- Déplacement de la conduite de gaz à un autre endroit;
- Construction de la fosse en respectant les normes de sécurité et en gardant toute activité minière à 70 mètres de la conduite de gaz.

## 4.3 Description de la méthode d'exploitation

### 4.3.1 Travaux préparatoires et infrastructure

La première étape de l'ouverture de la mine est le développement des voies d'accès et de transport. Dans notre cas, 3 pistes sont proposées pour accéder au gisement et au transport du tout-venant et stérile :

- La piste bleue est la piste principale et sera utilisée pour les opérations de transport de stériles et de minerai. Cette piste passe par les sites RM et Roussel I et rencontre une route goudronnée dans un rond-point. C'est une piste à double voie d'une longueur de 1,2 km ;
- La piste jaune sera utilisée pour accéder aux parties sud de la fosse si nécessaire, et elle pourra également être utilisée pour transporter le stérile et le minerai en cas de problèmes imprévus rendant l'utilisation de la piste bleue impossible. C'est également une piste à double voie d'une longueur de 1,5 km et elle rejoint également la route goudronnée au rond-point situé au nord du gisement ;
- La troisième petite piste orange relierait les deux autres pistes le long des bords de la fosse. C'est également une piste à double voie d'une longueur de 0,24 km.

Une grande partie de ces pistes est déjà en place et ne nécessite qu'un peu d'entretien pour les remettre en état de marche.

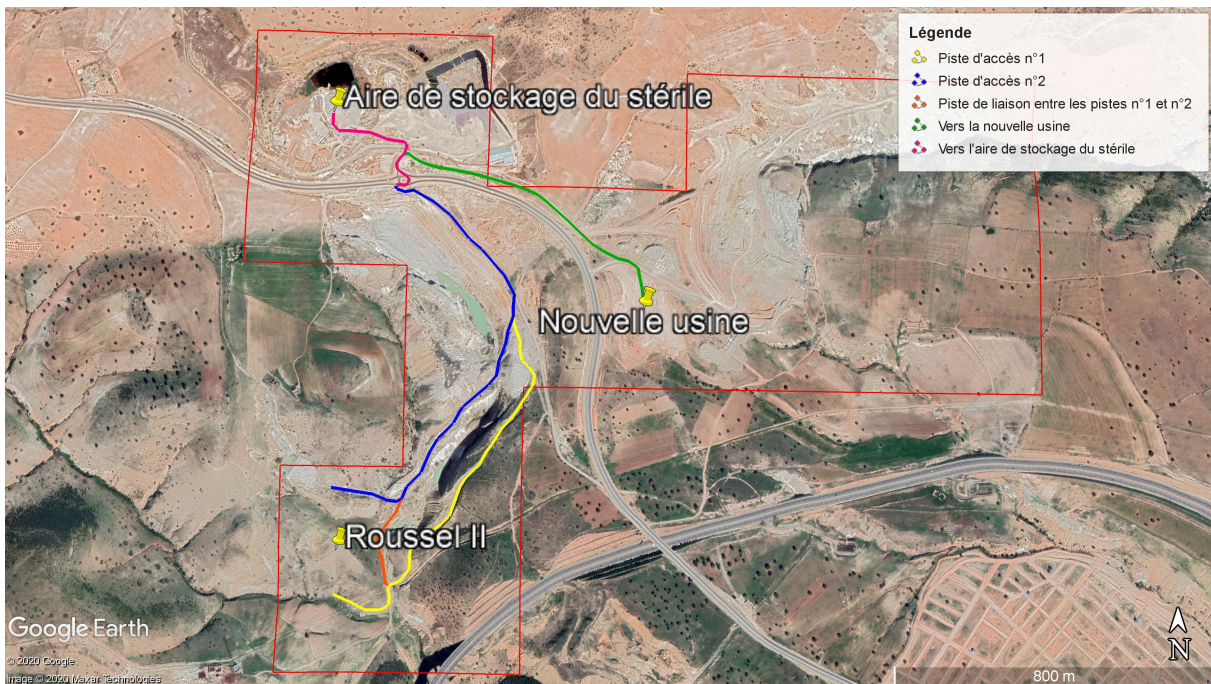


FIGURE 4.2 – Pistes d'accès et de transport

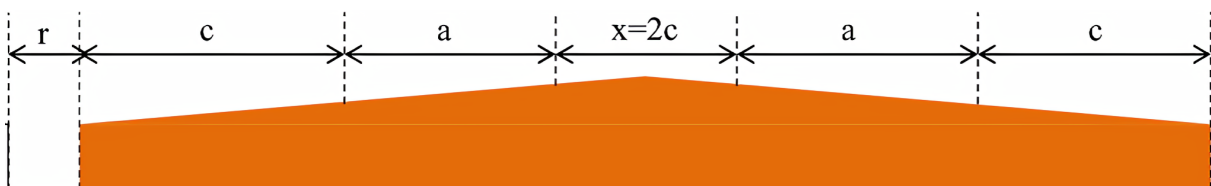


FIGURE 4.3 – Largeur de la piste de roulage des camions de transport

La largeur de la piste peut être déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L = 2 * (a + 2 * c) + r...(m)$$

$$L = 2 * (5 + 2 * 0.65) + 0.5 = 13.1m$$

- $L$  : largeur de la piste;
- $r$  : largeur de la rigole d'évacuation d'eau (0.5m);
- $a$  : largeur de la benne du Dumper (5m);
- $c$  : largeur de la bande de sécurité ( $0.5 + 0.005 * v = 0.65m$ );
- $v$  : vitesse moyenne de déplacement des camions en km/h (30 km/h);
- $x$  : bande de sécurité entre deux camions (1.3m).

Remarque : dans le cas du virage cette largeur doit être augmentée à cause de surplomb de véhicule et de l'accroissement de la difficulté de la conduite.

Moyens à utiliser durant cette opération :

- Bulldozer;
- Pelle;
- Niveleuse.

Une plateforme de 8 Hectares 43 ares 37 ca est réservée à la construction de la nouvelle usine à proximité du site de Dar Mbarek. Cette plate-forme sera entourée de murs. Par la suite, des blocs administratifs avec toutes les commodités seront construits, et les équipements de production et de traitement seront installés. Un atelier de maintenance et des salles de garde seront également construits, et une aire de stationnement et de déchargement pour les machines sera aménagée ainsi qu'une aire de stockage et de chargement.

La capacité de production de la nouvelle unité est estimée par le bureau d'études canadien BUMI-GEME à 120 000 tonnes de bentonite de forage et 20 000 tonnes de terre décolorante dans l'étude de faisabilité réalisée.

### 4.3.2 Méthode d'exploitation

Dans le site Roussel II, l'exploitation se fera à ciel ouvert dont la méthode utilisée est celle de fonçage (chaque niveau supérieur est exploité avec avancement par rapport au niveau inférieur pour obtenir une forme de gradin). L'extraction de la bentonite se fait par bulldozer, la matière ainsi abattue sera chargée et transportée sur des camions pour alimenter l'usine de traitement.

TABLE 4.1 – Principaux paramètres de l'exploitation du gisement de Roussel II

Paramètre	Valeur
Nombre de gradin	15
Hauteur de gradin	5m
Profondeur fosse ultime	75m
Largeur minimum de la plate-forme de travail	20m
Berme de sécurité	1,5m
Angle du gradin	45°
Angle générale du talus	37,6°

### 4.3.3 Evacuation d'eau

Les venues d'eau pendant l'exploitation minière font parties des problèmes très délicats qu'il faut maîtriser pour une bonne évolution des travaux, car elles peuvent conduire même à l'arrêt de l'exploitation. C'est pourquoi une exhaure préalable avant l'exploitation et une exhaure permanente pendant l'exploitation sont nécessaires pour une bonne continuité des travaux d'exploitation.

#### 4.3.3.1 Définition de l'exhaure

L'exhaure désigne les opérations d'évacuation d'eaux d'infiltration des mines par pompage ou par écoulement/gravité. Les études d'exhaure dans une mine à ciel ouverte ou sous terrain sont étroitement liées à celles d'hydrologie et d'hydrogéologie de la région.

Pour ce faire il faudra connaître principalement les éléments suivants :

- La hauteur pluviométrique du bassin versant de la mine ;
- La superficie du bassin versant de la mine ;
- L'état du terrain de la mine (végété ou non) ;
- La présence ou non ainsi que la nature des nappes souterraines ;
- La présence ou non des failles communiquant avec les nappes ou les cours d'eau et le degré de perméabilité des terrains.

#### 4.3.3.2 Objectifs d'emploi d'un système d'exhaure

L'emploi d'un système d'exhaure a pour objectif de contrôler l'infiltration d'eau dans les fosses pour :

- Augmenter la stabilité des pentes ;
- Augmenter l'efficacité des équipements qui sont plus difficilement utilisables en terrains boueux ;
- Combattre une usure excessive sur les équipements en diminuant à la fois les infiltrations d'eau dans les pièces mobiles et l'abrasion causée par la boue dans les engrenages.

Pour contrôler les eaux, on doit poursuivre trois buts :

- Contrôler les eaux de surface (ruissellement) ;
- Contrôler les infiltrations d'eau venant de la nappe phréatique ;
- Éliminer les eaux accumulées dans le fond de la fosse.

#### 4.3.3.3 Systèmes d'évacuation des eaux dans la mine

**Eaux de pluie** Aux alentours de la mine, un système de tranchées drainant devra intercepter les eaux ruissellent vers la mine. Une tranchée est un ouvrage superficiel (entre 1 et 2 mètres de profondeur), linéaire, utilisé pour l'assainissement pluvial des voiries et de toitures. Elles sont remplies de matériaux poreux.

A l'intérieur de la mine, un système de drainage de la surface libre (fossés d'écoulement) conduisant les eaux vers le puisard. Ce qui est nécessaire est de connaître la quantité totale d'eau de pluie à évacuer durant la saison de pluie. Les exploitants peuvent dimensionner le puisard et faire le choix sur le type de pompe à installer.

Le volume d'eau à évacuer peut-être calculé par les formules suivantes :

$$V = S * H_e \dots (m^3/an)$$

- $V$  : le volume d'eau à évacuer annuellement ;
- $S$  : la superficie du bassin versant dans le champ minier en  $m^2$  ;
- $H_e$  : la pluviométrie annuelle ou hauteur moyenne d'eau de pluie tombée annuellement en  $m/an$ .

**Eaux des lacs et cours d'eau** Si les eaux des lacs et des cours d'eau se trouvent à proximité de la mine et si les roches et/ou le sol entre ces lacs et cours d'eau et la mine sont perméables, il y aura infiltration directe vers la mine.

On peut apporter une solution à cette situation :

- Soit en détournant le cours d'eau ;
- Soit en déplaçant le lac ;

- Soit en revêtant leur fond ;
- Soit en vidant les cours d'eau.

#### **4.3.3.4 Système d'exhaure autour de la mine Roussel II**

Pendant la période des pluies, des pièces d'eau au fond de la mine se forment, et qui durent assez longtemps à cause de l'imperméabilité des argiles bentonitiques. Cette situation entrave considérablement l'exploitation. Cela implique qu'avant de lancer le nouveau plan d'exploitation, il faut trouver une solution convenable pour le problème des eaux par leurs évacuation ou dégagement à l'extérieur du chantier afin d'éviter la suspension des travaux d'exploitation durant les périodes pluviales.

L'exploitation dans la mine de Roussel II doit passer du niveau 382 au niveau 307 m . Ainsi un système d'exhaure devant gérer et évacuer les différentes venues d'eau est indispensable, plusieurs options d'exhaure sont préconisées :

- En premier lieu, nous proposons d'installer à l'alentour de la mine un système de tranchés drainant. Le but de ce contrôle est d'empêcher les eaux de surface d'atteindre l'intérieur de la fosse pour qu'elles ne causent pas d'érosion sur les parois et aussi éviter d'avoir à les repomper à partir du fond de la fosse, ce qui nécessite plus d'énergie que de les détourner dès le début ;
- Notre système d'exhaure sera constitué du puisard. Ce puisard devra être de dimensions suffisantes pour que les fluctuations des arrivées d'eau ne causent aucun débordement. De plus, la profondeur du puisard devrait être suffisante pour permettre aux solides de sédimenter (diminution de l'usure dans les pompes) et aux pompes d'opérer efficacement. Il faut ensuite s'assurer que le fond de la fosse soit construit avec une pente globale dirigée vers ce puisard d'au moins 2%, de manière à ce que l'eau y soit acheminée par gravité. Cette pente de 2% devrait, dans la plupart des cas, être suffisante pour tenir compte des dépressions locales du plancher de la fosse. Dans le puisard, on installe des pompes pour acheminer l'eau accumulée vers l'extérieur de la fosse. Généralement pour ce type d'installation, on utilise soit des pompes centrifuges, soit des pompes à turbines verticales.

#### **4.3.4 Consignes de sécurité**

Les travaux miniers doivent se dérouler conformément aux consignes de sécurité de travail :

##### **4.3.4.1 Sécurité individuelle**

Au niveau de la mine, les moyens de sécurité individuelle prévus sont :

- Tenues de travail adéquates au poste de travail ;
- Souliers de sécurité ;
- Masques anti-poussières ;
- Paires de gants adéquates au poste de travail ;
- Casques de sécurité.

##### **4.3.4.2 Sécurité collective**

Les travaux de chargement et déchargement doivent se faire sur une aire horizontale. Les conducteurs d'engins devront agir aux consignes.

- Un coup de klaxon pourrait signifier "arrêt" ;
- Deux coups de klaxon pourraient signifier "départ" ;
- Éviter le décapage de la découverte durant les périodes de forte pluie.

**Lutte contre la poussière** Les poussières sont des particules solides de forme et de grosseur variable en suspensions dans l'air sont entraînées dans les voies respiratoires par l'inspiration et se déposent sur les alvéoles pulmonaires. La silice libre se dissout dans le sang en variant l'oxyde silicique qui tue par conséquent les globules blancs.

Nous recommandons les moyens suivants de lutte contre la poussière :

- L'arrosage de voies de transport.
- Dans les endroits où la concentration des poussières est grande, une protection individuelle s'impose à l'aide des masques anti-poussière.

#### **4.3.4.3 Sécurité des travaux de transport**

Les nuisances liées au transport sont les émissions de poussière, le bruit et gênes de circulation. Pour remédier aux influences du transport sur le trafic routier et sur l'environnement, il est recommandé de respecter les règles suivantes :

- Le respect du tonnage de chargement des camions ainsi que les horaires de travail ;
- Signalisation de la mine sur la route qui passe à proximité de la mine pour éviter les accidents lors des sorties des camions ;
- L'obligation de bien recouvrir les matériaux à l'aide d'une bâche au cours du transport.

#### **4.3.4.4 Sécurité des travaux de chargement**

Lors des travaux de chargement, l'opérateur de la machine doit klaxonner à chaque fois pour signaler la fin du chargement de la matière.

La plate-forme de chargement doit être assez spacieuse pour permettre aux engins des manœuvres faciles et et allonger leur durée de vie.

### **4.3.5 La remise en état des lieux**

C'est l'ensemble des travaux destinés à effacer, ou limiter, les traces de l'exploitation et à favoriser la réinsertion des terrains dans le site, ou plus généralement, dans le milieu environnant. C'est la responsabilité de l'exploitant.

#### **4.3.5.1 L'objectif de la remise en état**

- Mettre en sécurité le site (limiter les risques de chutes de blocs, d'éboulements, de noyades...);
- Redonner une vocation au site qui ne doit pas devenir une friche mais doit être réaffecté à d'autres usages (agricole, écologique...);
- Assurer un environnement satisfaisant en recréant un cadre de vie adapté au milieu et cohérent avec l'aménagement du secteur.

#### **4.3.5.2 Description des travaux de remise en état**

A la fin d'exploitation du site Roussel II, la remise en état est nécessaire. Notre plan de remise à l'état pour la mine est divisé en 3 étapes :

**Nettoyage du site** Cette opération aura lieu lors de la dernière tranche de travaux de remise en état, pendant laquelle l'ensemble des surfaces sera nettoyé de tout dépôt de matériel ou de stock de tout-venant.

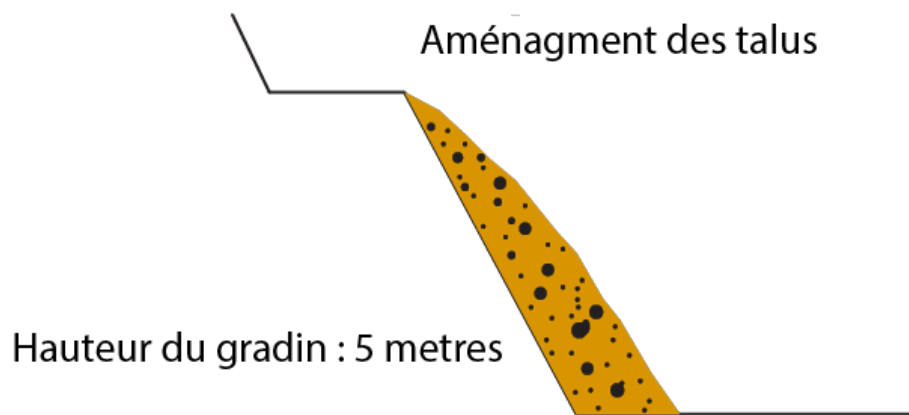


FIGURE 4.4 – Aménagement des talus

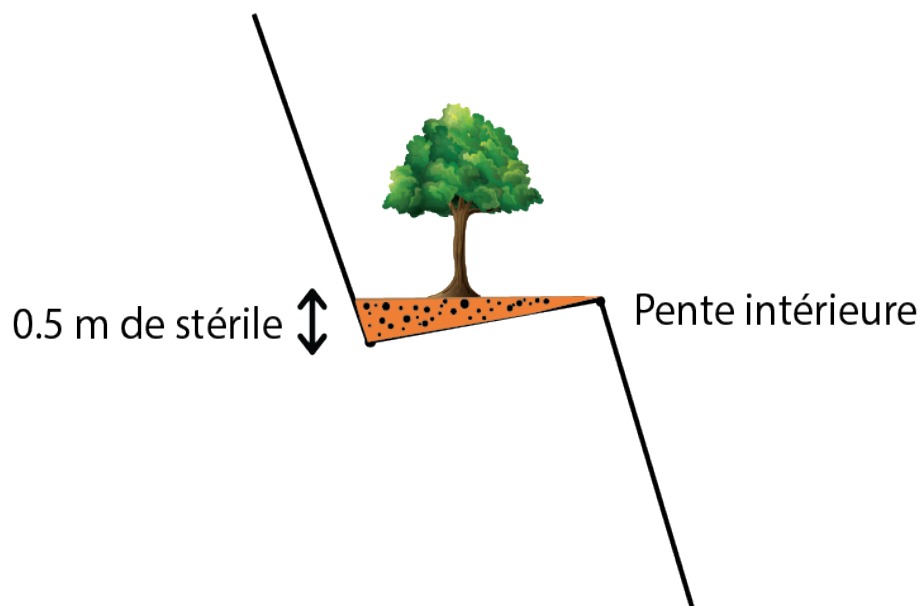


FIGURE 4.5 – Banquette aménagée avec une pente intérieure

**Traitement des fronts** Pour la mine de Roussel II la hauteur des gradins est 5 mètres et l'angle d'inclinaison des gradins est de  $45^\circ$  ce qui facilite les travaux. Les fronts seront talutés à l'aide des stériles de découverte comme le montre la figure 4.4, de manière à favoriser la reprise de la végétation spontanée.

**Traitement des banquettes** Certaines banquettes seront talutées avec une pente intérieure et régaliées de matériaux stériles sur une épaisseur de quelques décimètres à 0.5 mètres, de manière à favoriser la collecte des eaux pluviales et ainsi l'installation d'une végétation arbustive pionnière. Ceci est montré dans la figure 4.5.



## 4.4 Moyens humains et matériels

### 4.4.1 Equipements d'exploitation

TABLE 4.2 – Moyens matériels nécessaires à l'exploitation du gisement de rousset II

Moyens matériels	Nombre
Camion	4
Pelle excavatrice	1
Bulldozer sur chenilles	1
Niveleuse	1
Camion d'entretien	1
Tracteur sur pneus avec citerne à eau	1
Citerne à gasoil (30 000 l) avec Pompe volumétrique	1
Citerne à gasoil Mobile (3000 l)	1
Compresseur d'air	1
Groupe électrogène	1
Véhicule 4*4	2

### 4.4.2 Moyens humains

TABLE 4.3 – Effectif humain nécessaires à l'exploitation du gisement de rousset II

Moyens humains	Effectif Nécessaires
Cadres	Chef Projet + Ingénieur des mines + Géologue + Chef de mine + Topographe
Chauffeurs de camions	8
Conducteur Pelle	2
Conducteur Bulldozer	2
Conducteur Niveleuse	1
Conducteur Tracteur	1
Mécanicien d'entretien	1
Gardien	6
Total	26

### 4.4.3 Régime de travail et chronogramme des travaux

Le régime de fonctionnement de la mine sera comme suit (Valeurs arbitraires et temporaires) :

- Nombre de jours ouvrables par an : 230 J/an ;
- Nombre de poste par jour : 2 ;
- Nombre d'heures ouvrables par poste : 7H.

## 4.5 Étude de la stabilité des gradins

Les principaux paramètres à prendre en compte lors de la réalisation d'une fosse sont la hauteur du gradin, l'angle du gradin, la largeur de la berme de sécurité et l'angle du talus général.

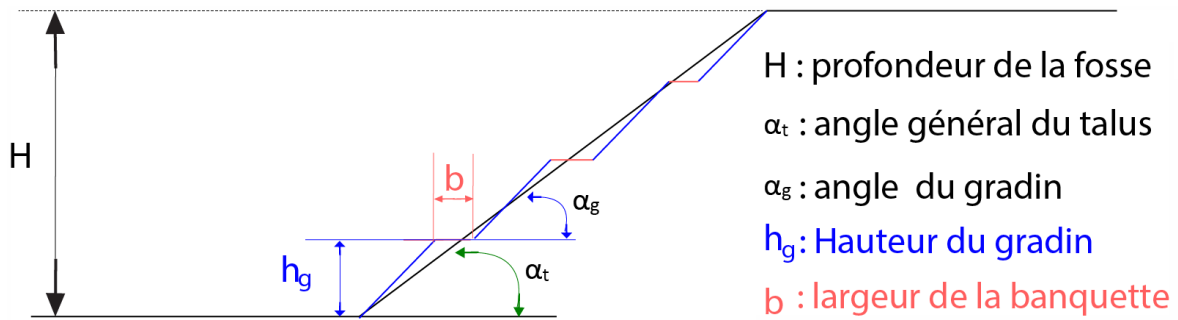


FIGURE 4.6 – Paramètres d'un talus minier

La hauteur du gradin est fixée à 5m. D'une part, ce choix a été fait sur une base théorique afin d'assurer la stabilité des bords de la mine. D'autre part, c'est pour faciliter l'extraction par le bulldozer (la hauteur du gradin ne peut pas être supérieure à la hauteur maximale du bulldozer).

La largeur de la berme de sécurité est fixée à 1,5 m. Calculé par la formule suivante :

$$B_s = H_g * 0.2 = 1m$$

- $B_s$  : Largeur de la berme de sécurité;
- $H_g$  : Hauteur du gradin.

Pour plus de sécurité, on prend  $B_s = 1.5m$ .

Pour trouver l'angle du talus général, il faut d'abord utiliser la formule du facteur de sécurité [4] :

$$F_s = \frac{\tan \emptyset}{\tan \theta} + \frac{2 * C}{\gamma * H * \sin^2 \theta * \left( \frac{1}{\tan \theta} - \frac{1}{\tan \alpha_T} \right)}$$

- $F_s$  : Facteur de sécurité;
- $\emptyset$  : Angle de frottement interne;
- $\theta$  : Angle du plan de rupture;
- $C$  : Cohésion;
- $\gamma$  : Masse volumique;
- $H$  : Profondeur du talus;
- $\alpha_T$  : Angle du talus.

Le facteur de sécurité doit être supérieur à 1.5, le but est donc de trouver l'angle de talus pour que le facteur de sécurité reste au-dessus de cette limite quel que soit l'angle du plan de rupture. Pour ce faire, nous utiliserons la fonction "valeur cible" d'Excel.

L'angle du gradin est calculé en combinant la hauteur de la pente, la largeur de la berme et l'angle du talus général. C'est l'un des antécédents de la fonction  $\alpha_T = f(H_g, B_s, \alpha_g)$  avec :

- $\alpha_T$  : Angle de talus général;
- $H_g$  : Hauteur du gradin;
- $B_s$  : Largeur de la berme de sécurité;
- $\alpha_g$  : Angle du gradin.

Il est à noter que le logiciel Surpac peut calculer l'angle du talus général en lui fournissant l'angle de gradin, la largeur de la berme de sécurité et la hauteur du gradin. On peut donc facilement changer les valeurs de l'angle de gradin pour arriver à l'angle du talus général que l'on veut.

Le site Roussel II est caractérisé par 4 formations pertinentes :

- La couche d'argile et de conglomérats;
- La couche de bentonite;
- La couche de tufs pyroclastiques de composition rhyolitique;
- La couche de rhyolite.

Chacune de ces couches a des caractéristiques géotechniques différentes, et ont donc leurs propres paramètres de stabilité qu'il faut suivre. Chaque couche a une densité moyenne, une cohésion et un angle de frottement interne. C'est là que le manque de données géotechniques pose le plus gros problème puisque nous avons été obligés de trouver des valeurs arbitraires pour ces couches en ligne. Une étude géotechnique sur le site offrira sûrement de meilleurs résultats.

Note : La couche de rhyolite sera évitée et non touchée car elle nécessitera des explosifs pour travailler. On n'a donc pas besoin de calculer ses paramètres.

#### 4.5.1 La couche d'argile et de conglomérats

Cette couche a une densité de 2 (selon ENOF), une cohésion de 0.95 MPa et un angle de frottement interne de 39.5°. La valeur cible (de l'angle de talus) pour un facteur de sécurité de 1,5 est 37,6°, ce qui se traduit par un angle de gradin de 45°.

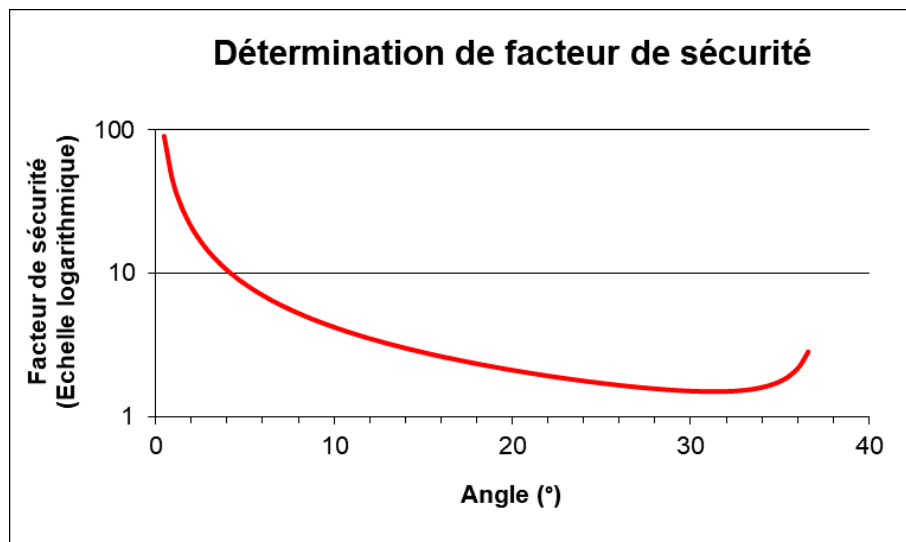


FIGURE 4.7 – Evolution du facteur de sécurité de la couche des argiles et conglomérats en fonction de l'angle de plan de rupture

#### 4.5.2 La couche de bentonite

Cette couche a une densité de 1.71 (selon ENOF), une cohésion de 0.85 MPa et un angle de frottement interne de 39.5°. La valeur cible (de l'angle de talus) pour un facteur de sécurité de 1,5 est 38°, ce qui se traduit par un angle de gradin de 46°. Pour simplifier la procédure, nous utiliserons également 45° pour cette couche.

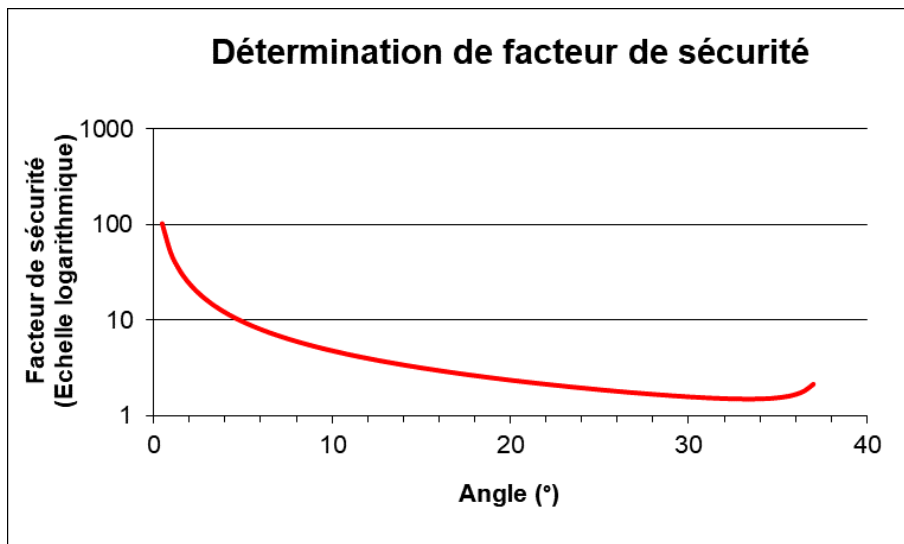


FIGURE 4.8 – Evolution du facteur de sécurité de la couche de bentonite en fonction de l’angle de plan de rupture

#### 4.5.3 La couche des tufs pyroclastiques de composition rhyolitique

Cette couche a une densité de 1.4, une cohésion de 55 MPa et un angle de frottement interne de 45°. La valeur cible (d’angle de talus) pour un facteur de sécurité de 1,5 est de 140°, il s’agit donc d’une couche extrêmement stable. On n’utiliserait bien sûr pas 140° comme angle de talus, on utilisera à la place 37.6° ce qui se traduira par un angle de gradin de 45° parce que cela minimisera la quantité de tufs rhyolitiques à extraire d’une part et simplifiera la procédure de la conception de la fosse d’une autre part. L’important, c’est que nous savons maintenant que cette couche est très stable.

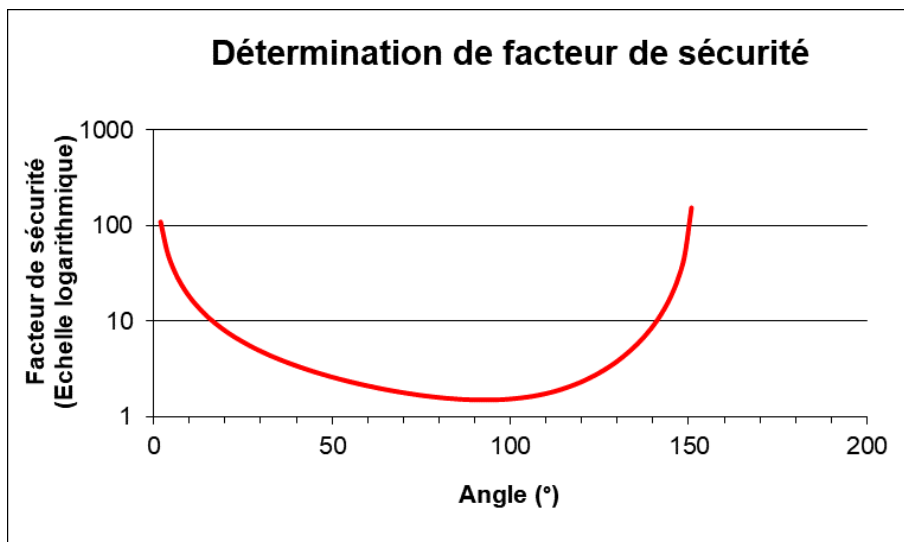


FIGURE 4.9 – Evolution du facteur de sécurité de la couche des tufs rhyolitiques en fonction de l’angle de plan de rupture

## 4.6 Construction de la mine

La conception de la fosse sera réalisée à l’aide de Surpac. Les calculs qu’il facilite seront très utiles plus tard. Surpac est un logiciel de géologie et de planification minière populaire, prenant en charge les opérations à ciel ouvert et souterraines et les projets d’exploration dans plus de 120 pays. Il offre efficacité et précision grâce à une simplicité d’utilisation, des graphiques 3D puissants et une automatisation du

flux de travail.

Avant de commencer, nous devons d'abord disposer les fichiers nécessaires. Ces fichiers étant :

- le fichier de topographie qui montre la forme et les caractéristiques de la surface terrestre ;
- le fichier du corps minéralisé qui nous donne la forme de notre minerai cible et sa profondeur ;
- les fichiers des différentes couches souterraines.

Tous ces fichiers doivent être coupés par le périmètre minier afin d'éviter de sortir de ses limites par la suite. Ils doivent également bien entendu être calibrés aux coordonnées correctes.

## 4.6.1 Préparation des fichiers

### 4.6.1.1 Bases de Surpac

Pour information, l'entité la plus élémentaire de Surpac est un point. Ce point a un numéro pour l'identifier, des coordonnées (x, y, z) et pourrait aussi avoir des descriptions de toutes sortes.

Une ligne est simplement deux points qui sont connectés. Un segment dans Surpac peut être une ligne ou plusieurs lignes connectées. Un segment peut être ouvert ou fermé (en connectant le point final de la dernière ligne avec le premier point de la première ligne). Un point isolé compte également comme un segment.

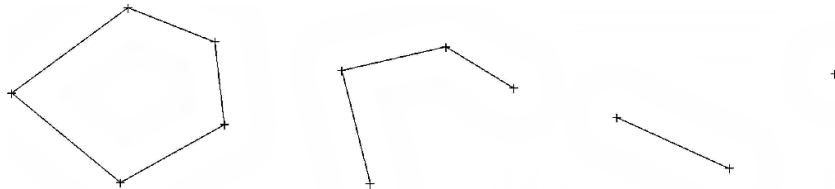


FIGURE 4.10 – Démonstration de segments. De droite à gauche : Un point, une ligne, un segment ouvert, un segment fermé

Un string peut être un segment unique ou une collection de segments regroupés sous un seul numéro d'identification. Ainsi, chaque string a un numéro d'identification sous lequel il y a un certain nombre de segments. Lors de l'affichage des nombres dans Surpac, le numéro du string et le numéro de segment sont séparés par un point. Les strings ont généralement des couleurs différentes dans Surpac en fonction de leur numéro d'identification.

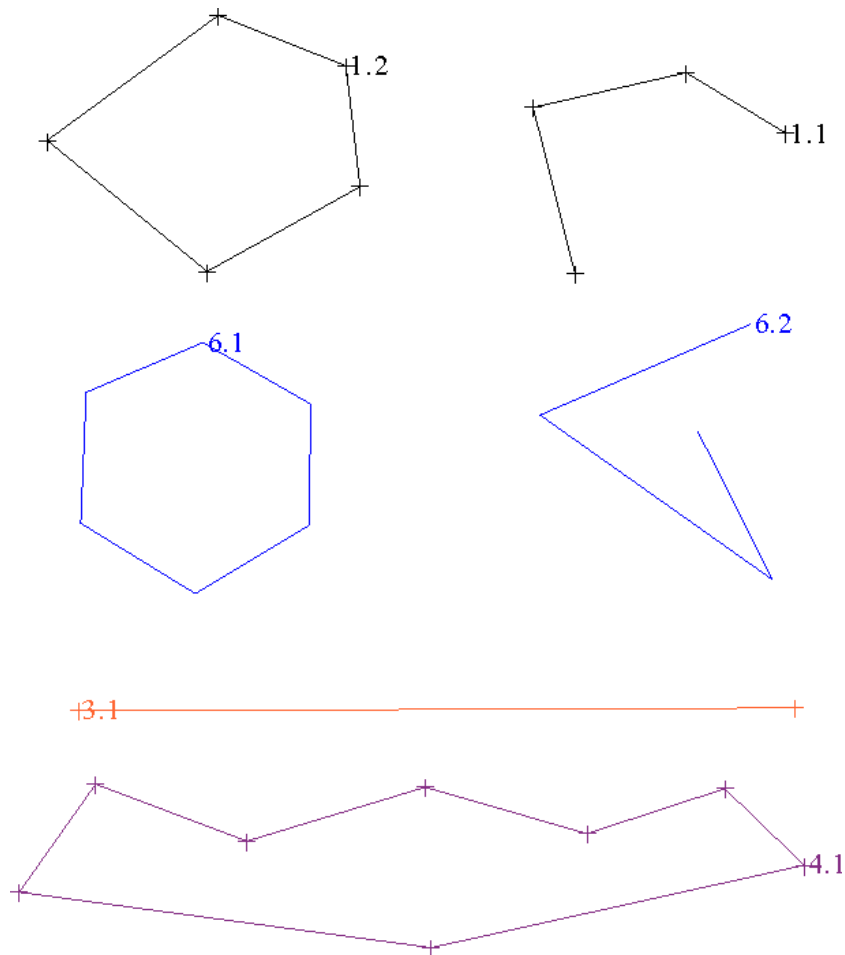


FIGURE 4.11 – Démonstration de strings. De haut en bas : String 1 et ses deux segments, String 6 et ses deux segments, String 3 constitué d'un seul segment ouvert et String 4 constitué d'un seul segment fermé

Un fichier string (.str) est le format de fichier le plus couramment utilisé pour stocker des informations dans Surpac. Un fichier string contient des informations de coordonnées pour un ou plusieurs points, des informations descriptives facultatives pour chaque point, les informations relatives aux segments, et aux strings.

Pour pouvoir travailler plus efficacement avec Surpac, il est important que l'ingénieur comprenne comment le logiciel organise et utilise les données stockées dans un fichier string.

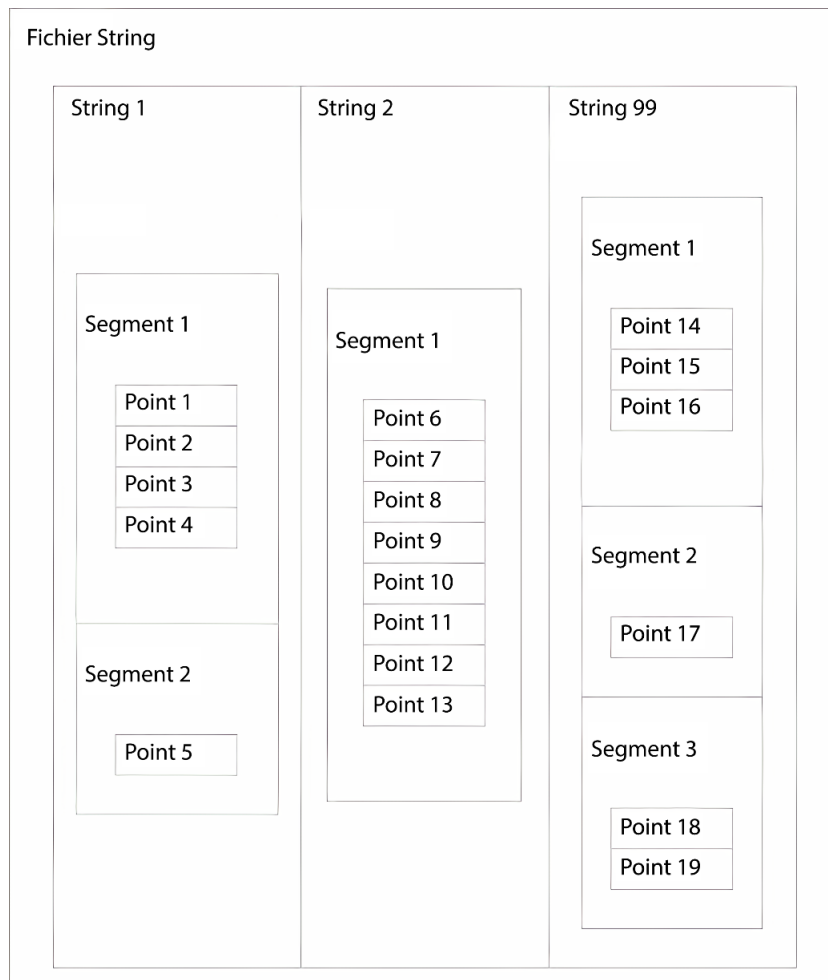


FIGURE 4.12 – Un exemple qui montre conceptuellement comment un fichier string contient des strings, qui contiennent des segments, qui contiennent des points

#### 4.6.1.2 Fichier de topographie

Le fichier de topographie est assez simple à créer. Tout ce que nous avons à faire est d'importer le plan Autocad de Roussel II dans Surpac et de connecter tous les Strings, ce qui nous permettra de créer une surface DTM, qui est essentiellement une surface constituée d'un grand nombre de triangles reliant les points de ces Strings. Cette surface DTM est enregistrée dans un fichier DTM. C'est le fichier dont nous avons besoin.

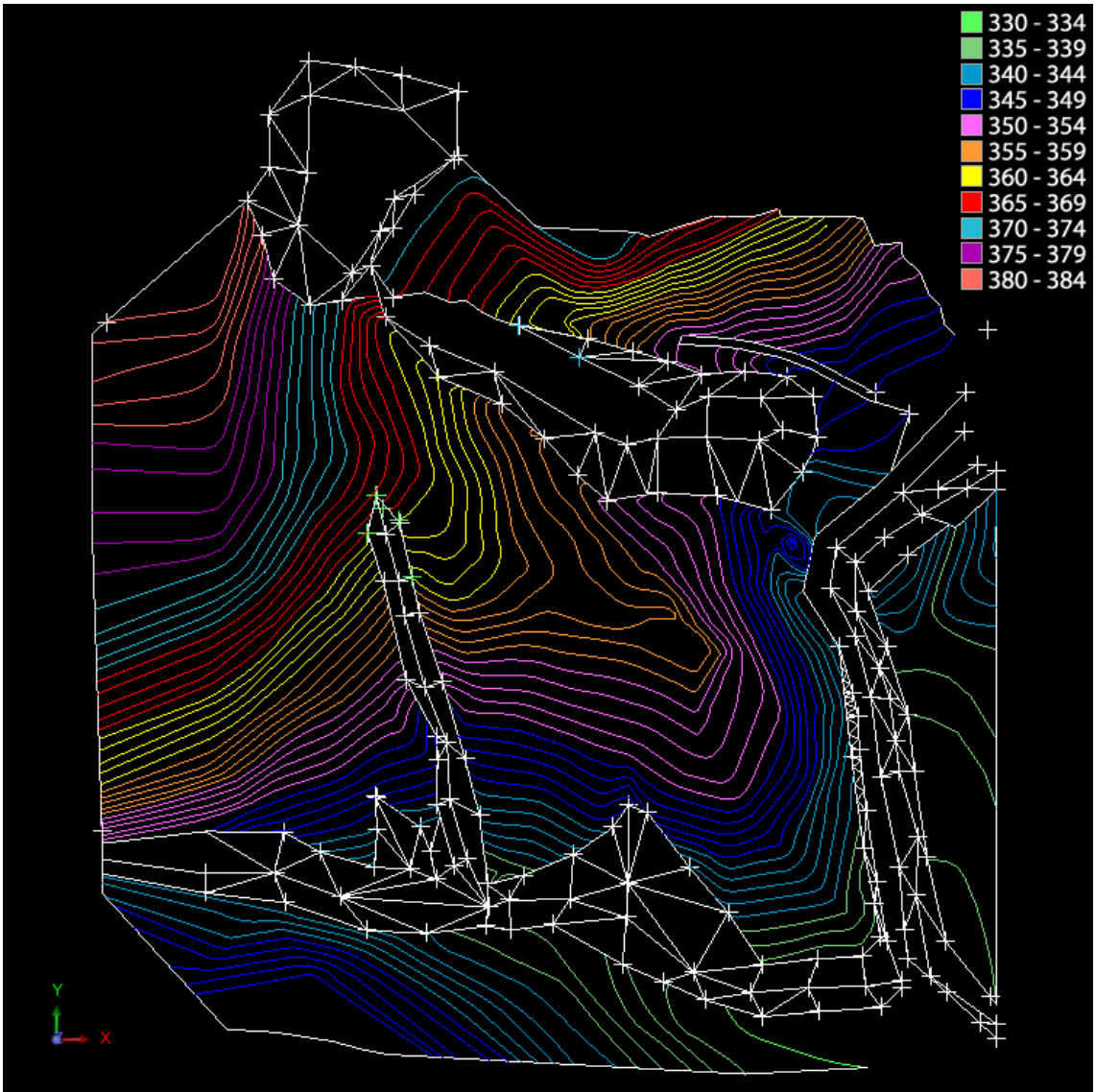


FIGURE 4.13 – Fichier string de la topographie

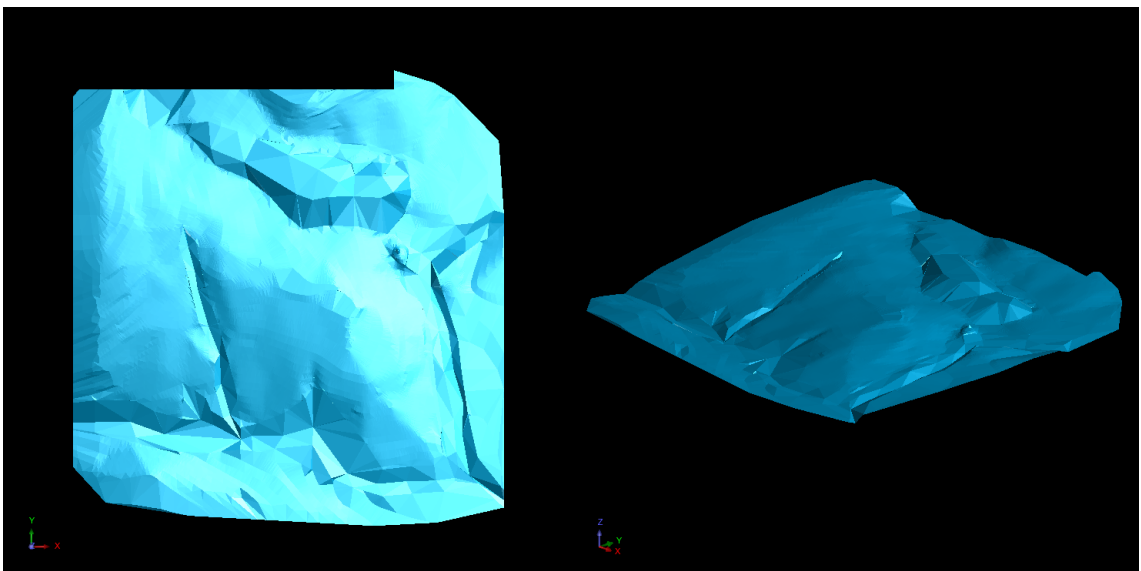


FIGURE 4.14 – Fichier DTM de la topographie



#### 4.6.1.3 Fichier de corps minéralisé (ore body)

Le fichier du corps minéralisé est un peu plus compliqué à réaliser. Nous avons d'abord besoin des données de forage, ce sont des données que nous avons précédemment organisées dans un fichier ".csv". Ils nous donnent les coordonnées des trous de forage, la profondeur qu'ils atteignent et les parties positives (les parties contenant de la bentonite). De là, nous pouvons visualiser ces trous de forage et avoir une idée approximative du corps minéralisé auquel nous avons affaire.

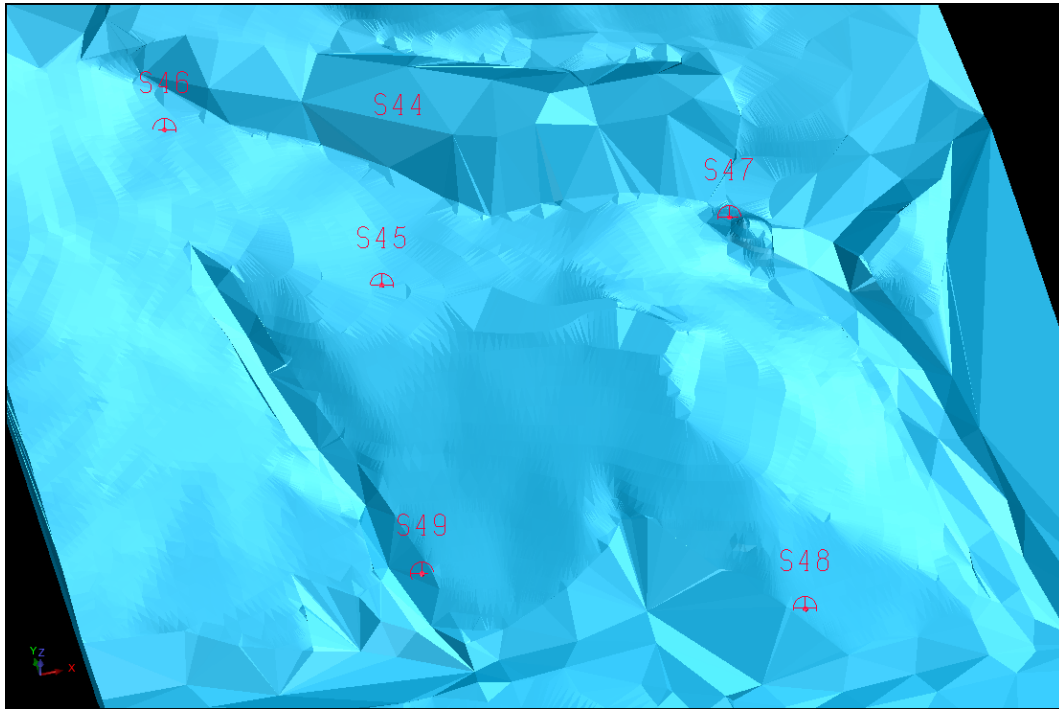


FIGURE 4.15 – Emplacement des forages dans la surface

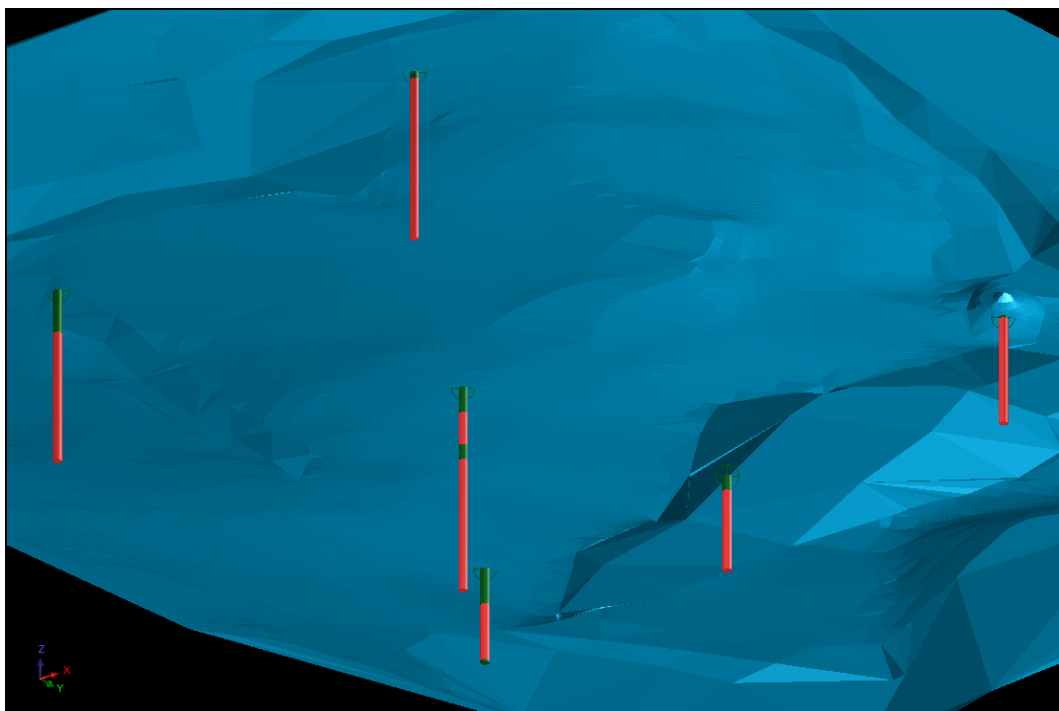


FIGURE 4.16 – Profondeurs des forages, la partie rouge indique l'existence de la bentonite

Après cela, nous devons dessiner des sections entre ces trous de forage, ces sections nous aideront plus tard à fabriquer l'objet du corps minéralisé. Ces sections sont ensuite dupliquées, déplacées et lissées pour créer un corps minéralisé d'apparence plus naturelle.

Remarque : ces sections sont dessinées à l'interprétation de l'ingénieur, différentes personnes peuvent avoir des interprétations et donc des résultats différents. Il est préférable d'utiliser des données environnementales et géologiques pour aider à imaginer la forme du gisement.

L'étape suivante consiste à trianguler entre et à l'intérieur de ces sections pour créer un objet 3DM solide (qui est essentiellement une surface DTM fermée), après quoi nous apporterons quelques modifications en fonction de nos connaissances antérieures sur le corps minéralisé. On divisera également ce solide en 3 solides séparés en fonction de notre degré de certitude de la présence de bentonite dans ces parties (B, C1 et C2). Cela nous donnera le fichier du corps minéralisé nécessaire à la conception de la fosse.

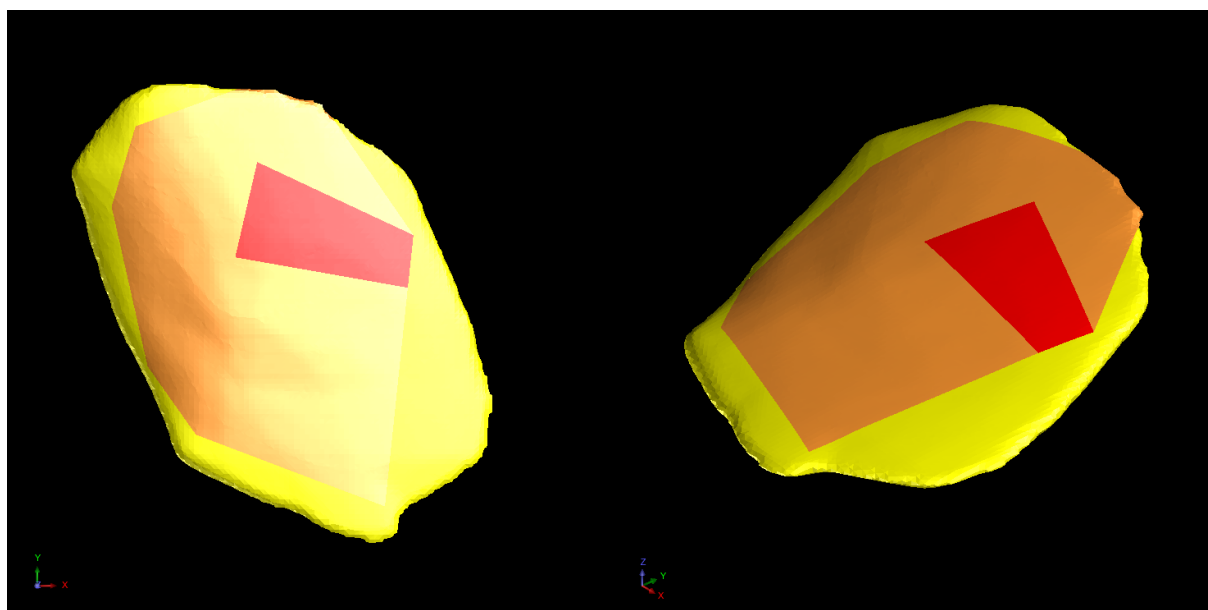


FIGURE 4.17 – Fichier du corps minéralisé

- Rouge : B ;
- Orange : C1 ;
- Jaune : C2.

Ce fichier contient des réserves géologiques de 2,38 MT réparties en 3 catégories comme suit :

TABLE 4.4 – Répartition des réserves géologiques du gisement de Roussel II

Catégorie	Volume ( $m^3$ )	Masse (T)
B	182 682.00	312 386.22
C1	947 069.00	1 619 487.99
C2	264 098.00	451 607.58
Total	1 393 849.00	2 383 481.79

Rappel : La densité de la bentonite est 1.71.

#### 4.6.1.4 Fichiers des autres couches souterraines

Le manque de données sur le reste des couches est un problème qui peut être résolu en faisant plus de forages sur le site, de préférence ceux qui vont plus loin.

Pour nous, on a essayé de réaliser les solides des couches souterraines à l'aide des coupes Autocad pré-fournies par ENOF. Fondamentalement, l'argile et les conglomérats sont généralement au-dessus de la bentonite, tandis que les tufs pyroclastiques de composition rhyolitiques sont sous la bentonite, et la rhyolite est déconnectée du gisement au nord.

En utilisant ces données, nous pouvons faire nos propres coupes, illustrés dans les figures suivantes :

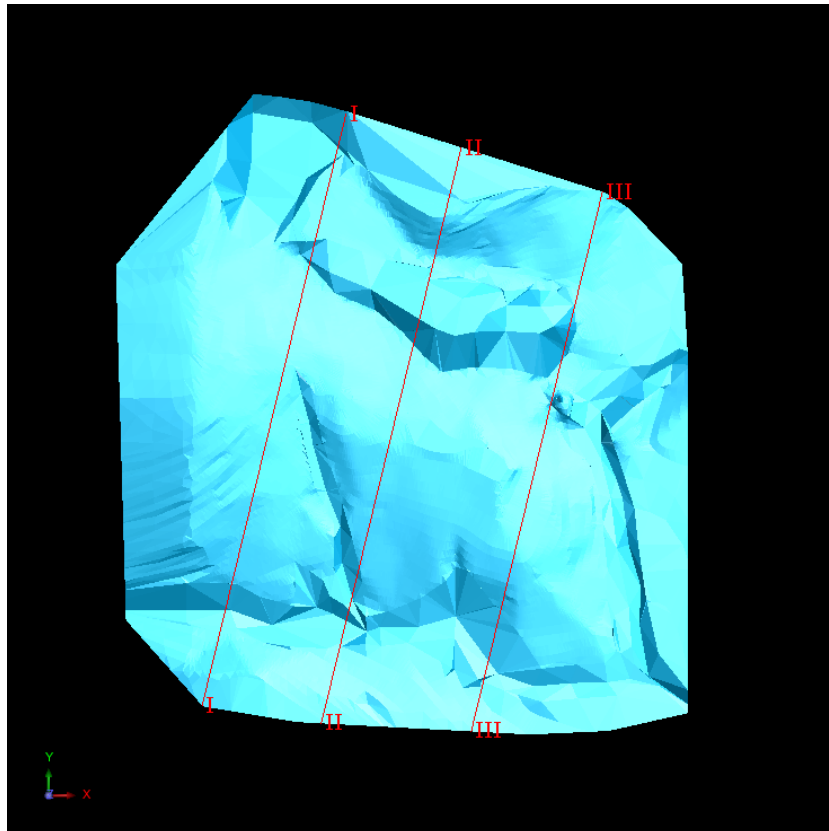


FIGURE 4.18 – Positionnement des coupes

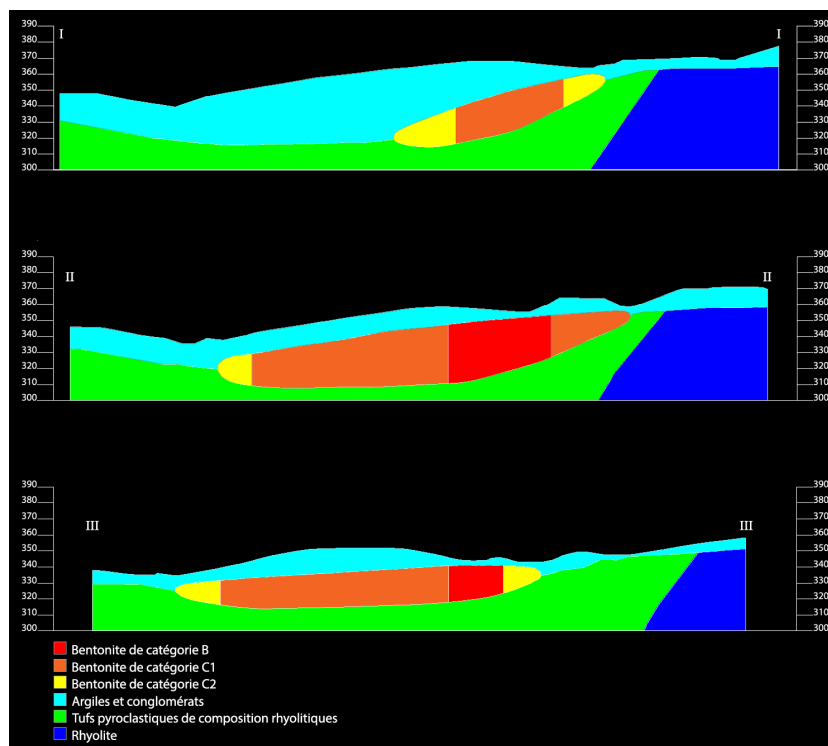


FIGURE 4.19 – Coupes I-I, II-II et III-III

## 4.6.2 Variantes

Il existe deux variantes possibles pour réaliser la fosse :

- Première variante : on délocalise la conduite de gaz et réalisons la fosse sans aucune contrainte que de limiter le taux de découverte à une limite supérieure de 2 ;
- Deuxième variante : on laisse la conduite de gaz telle quelle et réalisons la fosse en restant à une distance de sécurité (70m) de celle-ci. Ce ne sera que la première fosse faite avec la contrainte supplémentaire.

Rappel : La nouvelle usine aura une capacité de production de 140000 T/an (120000 T/an pour la bentonite et 20000 T/an pour les terres décolorantes).

### 4.6.2.1 Avec conduite de gaz relocalisée

L'étape réelle de la conception de la fosse nécessite de nombreux essais pour obtenir la meilleure conception possible. Nous devons d'abord dessiner le premier segment qui représente la limite supérieure de la fosse. Cette dernière est caractérisée par 18 points dont les coordonnées sont détaillées dans le tableau 4.5. Ensuite, nous devons définir la rampe, nous avons décidé qu'une rampe de 13.1 mètres de largeur (ce chiffre est l'application numérique de la formule de la partie théorique) serait un bon choix car elle peut accueillir deux dumpers côte à côte sans risque, ce qui est utile dans le cas où l'un descend et l'autre monte au même temps.

Après cela, nous devons commencer à descendre niveau par niveau, cela est assez simple, il suffit d'utiliser la fonction « Expand segment by bench height » suivie de la fonction « Expand segment by bench width » pour créer la berme de sécurité. Cependant, pour pouvoir utiliser la première fonction, il faut d'abord fournir l'angle de gradin. On utilisera 45 ° pour tous les gradins.

Avec cet angle, nous allons maintenant procéder à la conception de la fosse. Comme indiqué précédemment, cela nécessite de nombreux essais dans différentes positions de départ de la rampe afin de trouver la meilleure solution possible qui est représentée sur la figure 4.20.

TABLE 4.5 – Cordonnées UTM de la limite supérieur de la fosse n°1

Point	X	Y
1	620757.553	3862128.807
2	620717.221	3862085.667
3	620647.525	3862080.696
4	620523.922	3862121.42
5	620481.198	3862146.786
6	620452.581	3862185.794
7	620433.195	3862234.977
8	620419.406	3862288.139
9	620408.210	3862361.633
10	620414.888	3862396.476
11	620452.311	3862450.411
12	620479.426	3862474.171
13	620508.304	3862487.840
14	620538.790	3862493.352
15	620622.560	3862486.829
16	620709.136	3862461.744
17	620766.477	3862419.608
18	620790.260	3862372.236

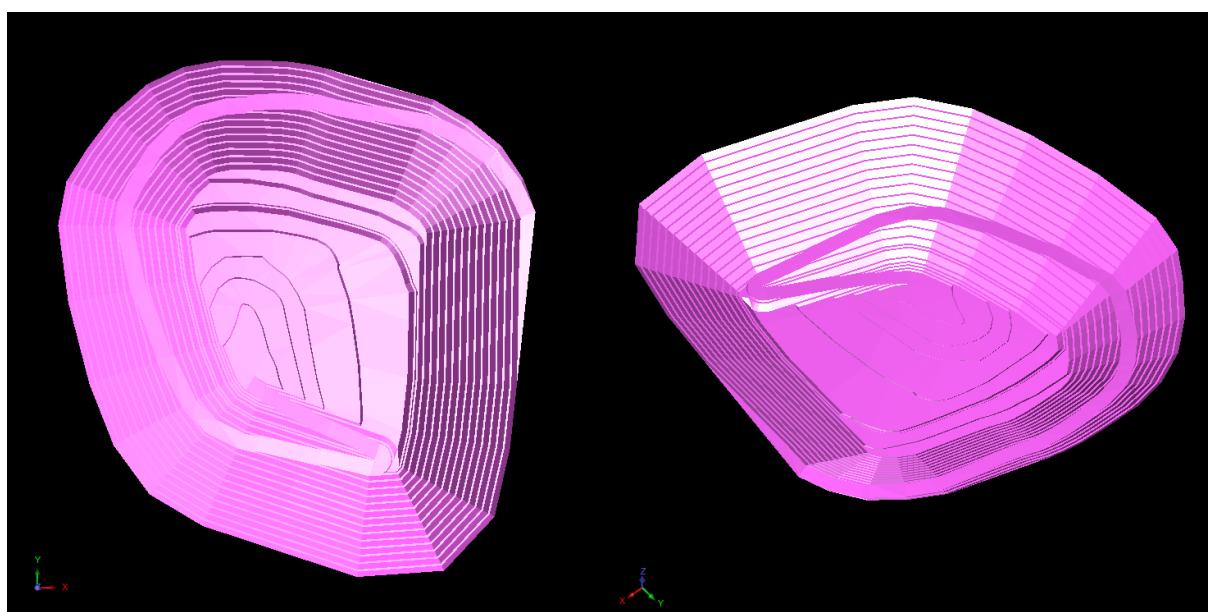


FIGURE 4.20 – Fosse n°1

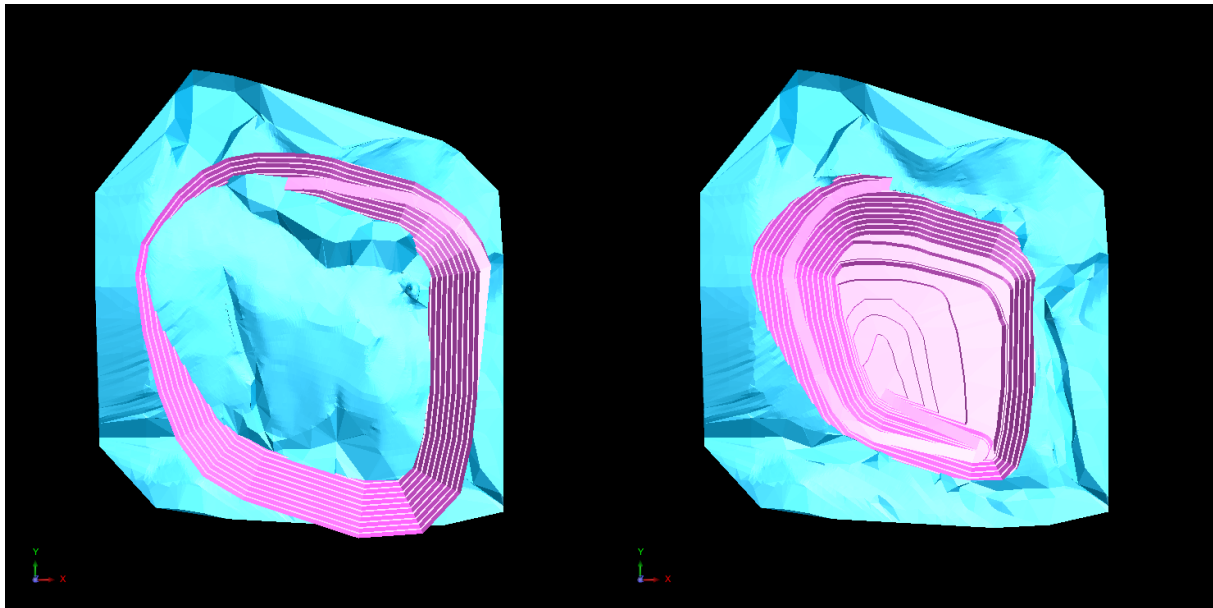


FIGURE 4.21 – Intersection de la fosse n°1 avec la topographie

TABLE 4.6 – Volumes de solides extraits par la fosse n°1 rapportés par Surpac

Nature		Volume ( $m^3$ )
Stériles	Argiles et conglomérats	853 510.00
	Tufs rhyolitiques	59 633.00
	Total	913 143.00
Gisement	B	182 682.00
	C1	878 742.00
	C2	97 185.00
	Total	1 158 609.00
Total extrait		2 071 752.00

Cette fosse croise cependant la surface topographique. Nous aurons besoin de découper chacun d'eux selon l'autre comme le montre la figure 4.21.

Surpac nous permet de faire de nombreux calculs pour aider à déterminer si c'est la fosse que nous voulons creuser. Parmi ceux-ci, il y a la possibilité de créer des solides et de calculer leurs volumes. C'est particulièrement utile car nous pouvons calculer le volume extrait pour réaliser cette fosse et le volume du minerai extrait.

Pour ce faire, nous commençons par créer un solide 3DM entre deux surfaces DTM à l'aide de la fonction « Create solid by intersecting 2 DTMs », on sélectionne la fosse et la topographie non coupées. Le solide résultant est montré dans la figure 4.22.

Ensuite, on peut faire l'intersection de ce solide avec le solide de la couche d'argile et de conglomérats, le solide du gisement et le solide des tufs rhyolitiques. Ces intersections sont représentées respectivement sur les figures 4.23, 4.24 et 4.25.

Les volumes de ces solides sont détaillés dans le tableau 4.6. Le tableau 4.7 répertorie ces volumes en détail par niveau. Alors que le tableau 4.8 détaille le tonnage et le taux de découverte de chaque niveau.

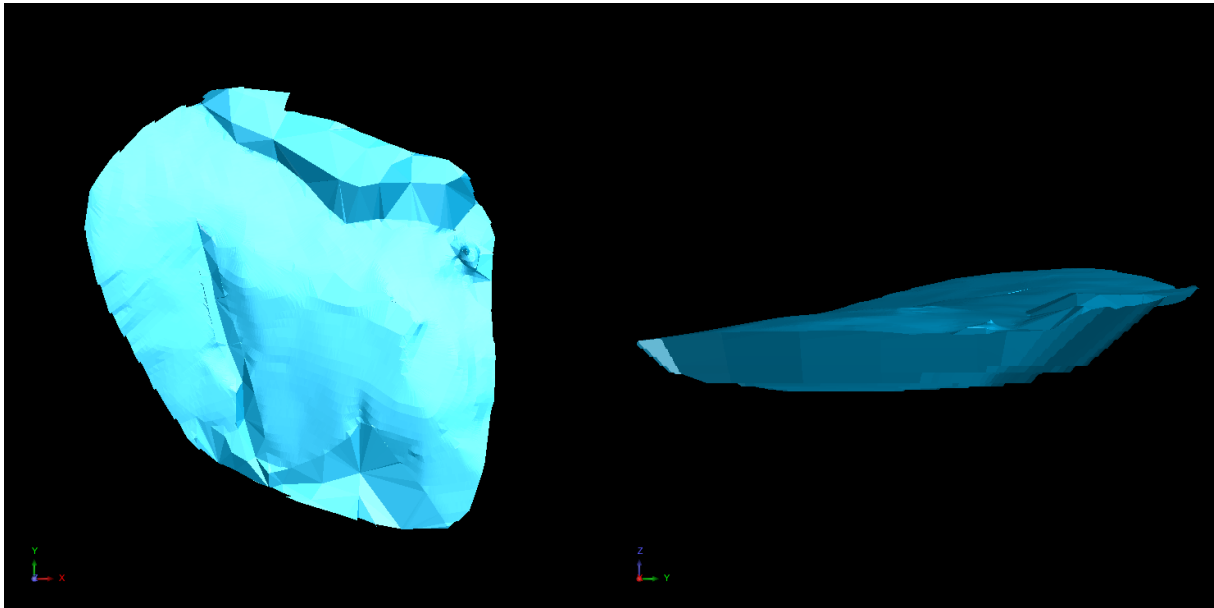


FIGURE 4.22 – Volume extrait par la fosse n°1

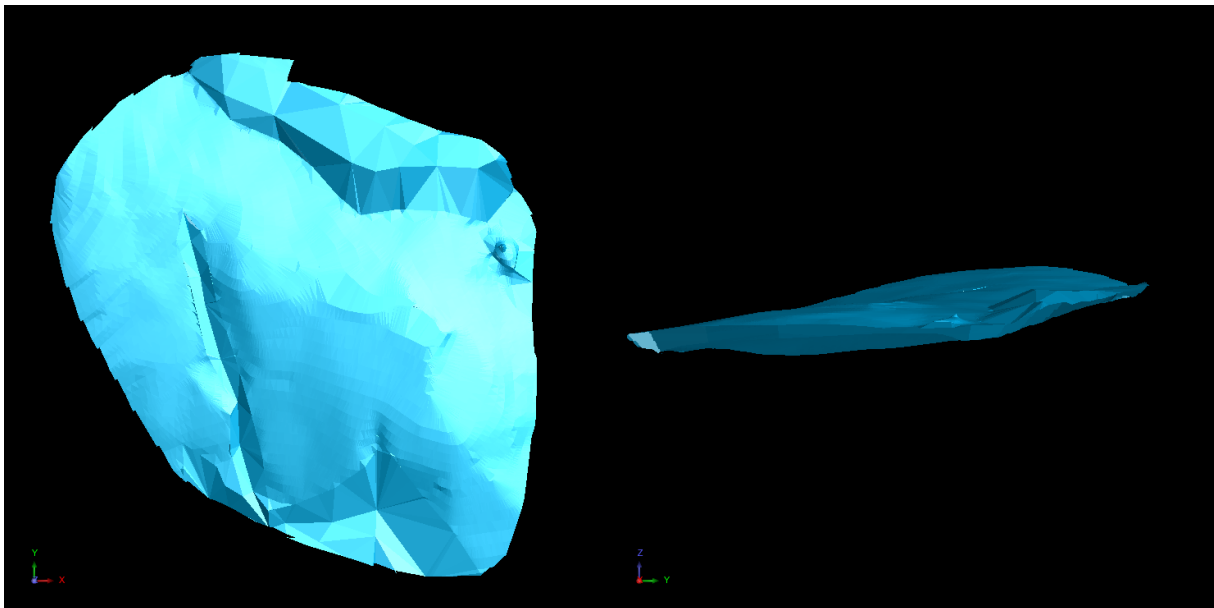


FIGURE 4.23 – Argiles et conglomérats extraites par la fosse n°1

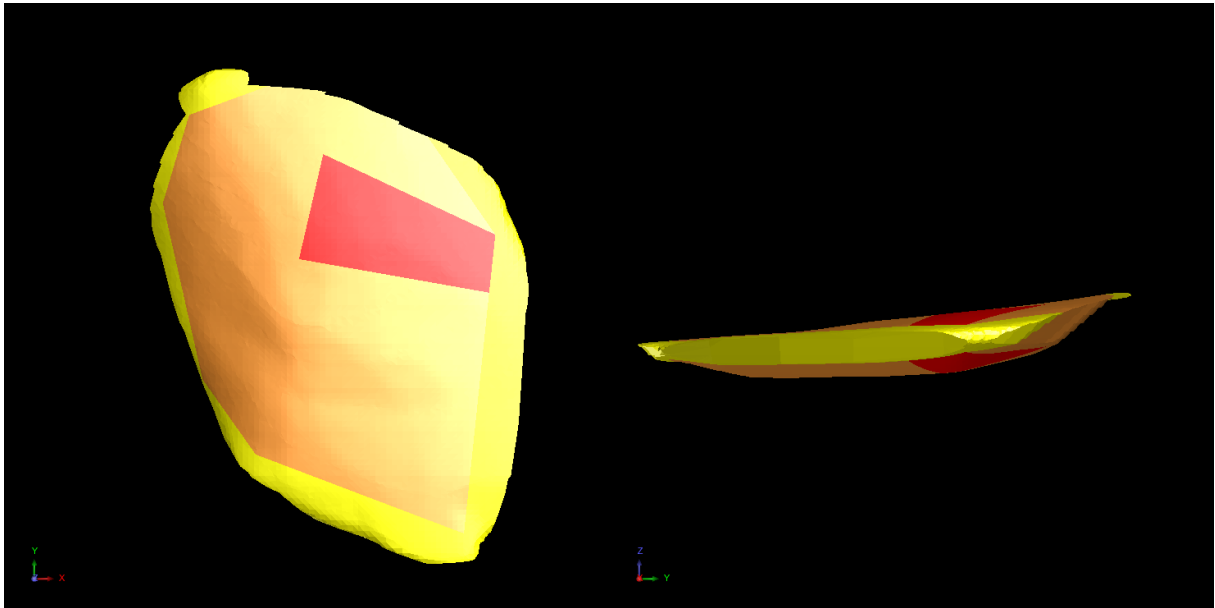


FIGURE 4.24 – Gisement extrait par la fosse n°1

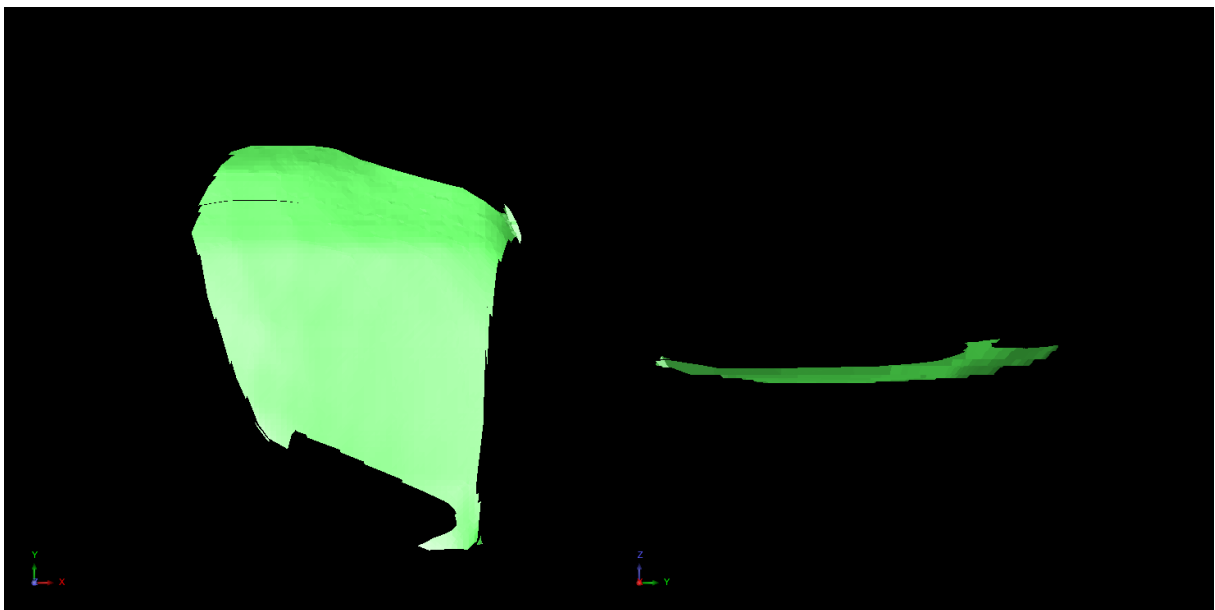


FIGURE 4.25 – Tufs rhyolitiques extraits par la fosse n°1



TABLE 4.7 – Rapport détaillé des volumes extraits par la fosse n°1 à chaque niveau

N° du gradin	Niveau		Stériles ( $m^3$ )			Gisement ( $m^3$ )				Total ( $m^3$ )
			Argiles	Tufs Rhyolitiques	Total	B	C1	C2	Total	
G° 01	382	377	444.00	-	444.00	-	-	-	-	444.00
G° 02	377	372	8 835.00	-	8 835.00	-	-	-	-	8 835.00
G° 03	372	367	23 494.00	-	23 494.00	-	-	-	-	23 494.00
G° 04	367	362	51 978.00	-	51 978.00	-	-	-	-	51 978.00
G° 05	362	357	90 736.00	-	90 736.00	-	1 367.00	1 539.00	2 906.00	93 642.00
G° 06	357	352	129 408.00	-	129 408.00	143.00	16 147.00	395.00	16 685.00	146 093.00
G° 07	352	347	151 619.00	-	151 619.00	8 199.00	35 917.00	484.00	44 600.00	196 219.00
G° 08	347	342	151 970.00	-	151 970.00	23 513.00	56 541.00	1 995.00	82 049.00	234 019.00
G° 09	342	337	134 489.00	-	134 489.00	30 562.00	87 438.00	6 549.00	124 549.00	259 038.00
G° 10	337	332	85 932.00	67.00	85 999.00	30 835.00	126 203.00	17 406.00	174 444.00	260 443.00
G° 11	332	327	23 491.00	996.00	24 487.00	30 835.00	150 126.00	29 281.00	210 242.00	234 729.00
G° 12	327	322	1 114.00	6 832.00	7 946.00	29 408.00	143 231.00	27 819.00	200 458.00	208 404.00
G° 13	322	317	-	8 078.00	8 078.00	20 887.00	132 357.00	11 406.00	164 650.00	172 728.00
G° 14	317	312	-	27 011.00	27 011.00	8 085.00	99 155.00	311.00	107 551.00	134 562.00
G° 15	312	307	-	16 649.00	16 649.00	215.00	30 260.00	-	30 475.00	47 124.00
Total			853 510.00	59 633.00	913 143.00	182 682.00	878 742.00	97 185.00	1 158 609.00	2 071 752.00

TABLE 4.8 – Tonnage de stérile et de minerai pour chaque niveau de la fosse n°1

Niveau ( $m$ )		Stériles ( $T$ )			Gisement ( $T$ )				Taux de découverte
		Argiles	Tufs Rhyolitiques	Total	B	C1	C2	Total	
382	357	350 974.00	-	350 974.00	-	2 337.57	2 631.69	4 969.26	70.63
357	322	1 356 046.00	11 053.00	1 367 099.00	262 476.45	1 052 681.13	143 518.59	1 458 676.17	0.94
322	307	-	72 433.20	72 433.20	49 909.77	447 630.12	20 036.07	517 575.96	0.14
Total		1 707 020.00	83 486.20	1 790 506.20	312 386.22	1 502 648.82	166 186.35	1 981 221.39	0.90

TABLE 4.9 – Objectifs de production de la fosse n°1

Phase	Années	Matière	Capacité de la production de la mine ( $T$ )				
			Annuelle	Mensuel	Journalière	Postière	Horaire
Phase 1	1	Stérile	400 000.00	33 333.33	1 739.13	869.57	124.22
		Minerai	-	-	-	-	-
Phase 2	2 - 6	Stérile	278 102.00	23 175.17	1 209.14	1 209.14	172.73
		Minerai	220 000.00	18 333.33	956.52	956.52	136.65
Phase 3	7 - 10	Stérile	-	-	-	-	-
		Minerai	220 000.00	18 333.33	956.52	478.26	68.32

Cela nous laisse avec un taux de découverte de :

$$R = \frac{V_{Argiles} * \gamma_{Argiles} + V_{Tufts} * \gamma_{Tufts}}{V_{Minerai} * \gamma_{Minerai}}$$

- $V_{Argiles}$  : Volume des argiles et conglomérats extrait ;
- $\gamma_{Argiles}$  : Masse volumique des argiles et conglomérats ( $2 T/m^3$ ) ;
- $V_{Tufts}$  : Volume des tufs pyroclastiques de composition rhyolitique ;
- $\gamma_{Tufts}$  : Masse volumique des tufs rhyolitique ( $1.4 T/m^3$ ) ;
- $V_{Minerai}$  : Volume du minerai extrait ;
- $\gamma_{Minerai}$  : Masse volumique de la bentonite ( $1.71 T/m^3$ ).

$$R = 0.90$$

Ce qui est un taux très satisfaisant par rapport aux autres sites.

La durée d'exploitation est déterminée par l'expression suivante :

$$T = \frac{Q}{P_a} \dots(ans)$$

- $Q$  : Les réserves exploitables du gisement ( $1158609 * 1.71 = 1981221.39T$ ) ;
- $P_a$  : La production annuelle de la mine ( $220000 tonnes/an$ ).

$$T = \frac{1981221.39}{220000} = 9.01 ans$$

Les objectifs de production de cette fosse sont détaillés dans le tableau 4.9.

#### 4.6.2.2 Avec conduite de gaz intacte

Tout d'abord, il faut visualiser la « barrière » ou la contrainte que représente la conduite de gaz. Pour ce faire, il suffit d'importer la conduite de gaz à partir de tout plan AutoCad qui a les coordonnées correctes. On duplique cette conduite et déplace le duplicata à une altitude différente (nous avons choisi les altitudes 200 et 400m au-dessus du niveau de la mer pour être sûr de couvrir à la fois la topographie et le gisement ainsi que tout ce qui se trouve en dessous de ce dernier), cela nous donne une barrière verticale représentant la conduite du gaz, mais cela ne suffit pas.

Selon la réglementation, toutes les opérations minières doivent être à au moins 70 mètres de la conduite de gaz, donc ce que nous devons faire est d'extruder la barrière verticale à 70 mètres des deux côtés. Cela nous donnera un objet solide qui représente l'espace que nous ne sommes pas autorisés à toucher. Ce solide est représenté sur la figure 4.26.

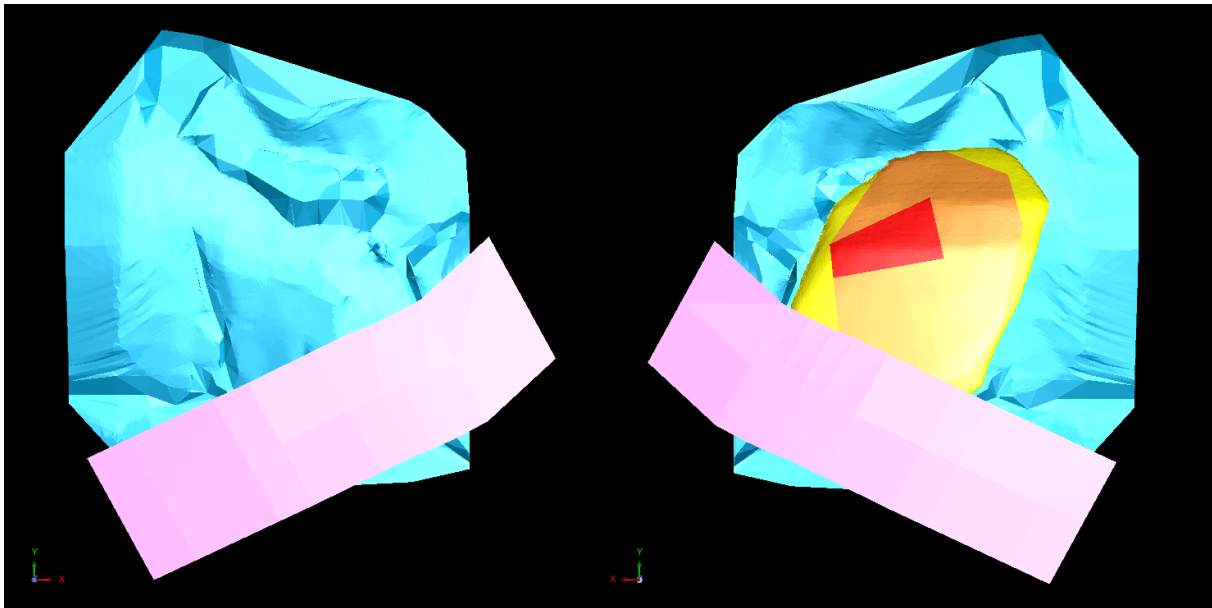


FIGURE 4.26 – Contrainte de conduite de gaz

Nous pouvons voir que cette « barrière » élimine beaucoup d'espace autrement utilisable et beaucoup de minerai autrement extractible. Nous devons donc concevoir la fosse en fonction de cet espace et de ce minerai limités.

La prochaine étape est similaire à la première variante, nous continuons d'essayer de dessiner la meilleure limite supérieure possible de la fosse, cela prend de nombreux essais mais ceux qui sont habitués au Surpac peuvent le rendre un peu plus facile en utilisant des macros qui automatiseront certaines étapes. On garde le même raisonnement et donc la même valeur pour l'angle de talus et l'angle de gradin.

La figure 4.27 montre la meilleure conception de fosse que nous pourrions proposer avec les contraintes appliquées au problème et le tableau 4.10 détaille les points constituant la limite supérieure de la fosse.

Comme celle de la première variante, cette fosse croise également la surface topographique. Nous aurons besoin de découper chacun d'eux selon l'autre comme le montre la figure 4.28.

Le solide représentant le volume total extrait en réalisant cette fosse est montré dans la figure 4.29.

L'intersection de ce solide avec le solide de la couche d'argile et de conglomérats, le solide du gisement et le solide des tufs rhyolitiques donne les solides représentés sur les figures 4.30, 4.31 et 4.32 respectivement.

Le tableau 4.11 détaille les volumes de ces solides rapportés par Surpac, et le tableau 4.12 détaille les volumes de ces solides par gradin délimité par deux altitudes. Le tableau 4.13 détaille le tonnage de stérile et de minerai pour chaque niveau de la fosse n°2.

On utilise la même formule d'avant pour obtenir une valeur du taux de découverte de :

$$R = 0.96$$

Ce taux n'étant pas très différent de la première variation, la différence importante ici est la quantité de minerai abandonnée en laissant la conduite de gaz telle quelle.

La durée d'exploitation est déterminée par la même expression précédente avec :

- $Q$  : Les réserves exploitables du gisement ( $903309 * 1.71 = 1544658.39T$ ) ;
- $P_a$  : La production annuelle de la mine ( $220000 \text{ tonnes/an}$ ).

$$T = \frac{1544658.39}{220000} = 7.02 \text{ ans}$$

Les objectifs de production de cette fosse sont détaillés dans le tableau 4.14.

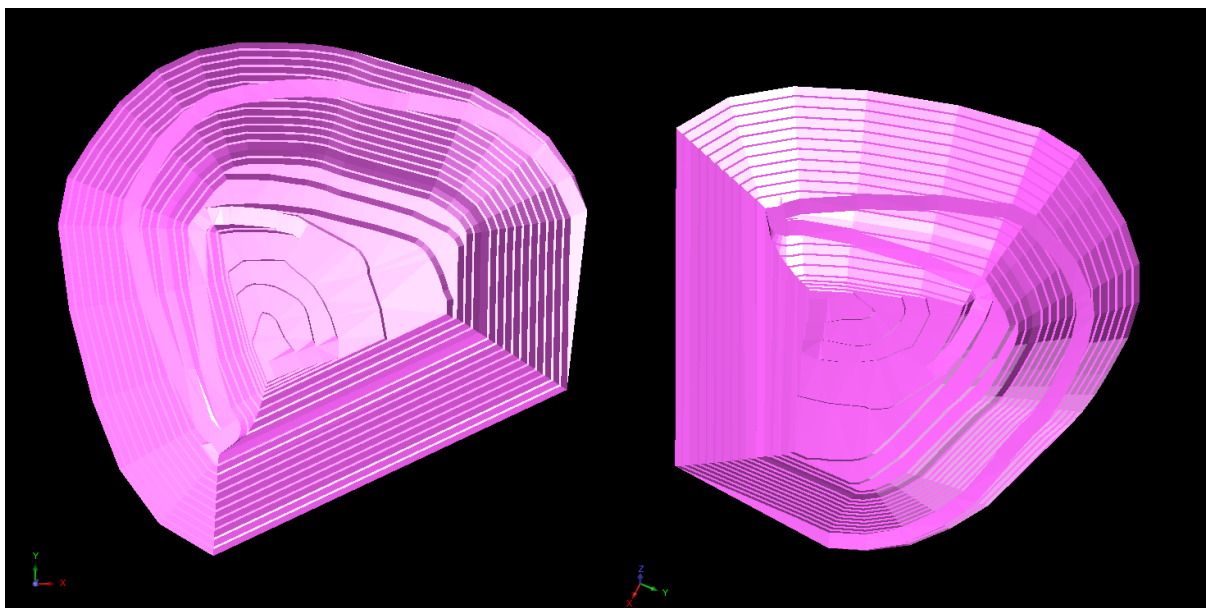


FIGURE 4.27 – Fosse n°2

TABLE 4.10 – Cordonnées UTM de la limite supérieur de la fosse n°2

Point	X	Y
1	620775.533	3862243.24
2	620520.275	3862123.586
3	620481.197	3862146.785
4	620452.581	3862185.795
5	620433.195	3862234.977
6	620416.319	3862300.038
7	620408.210	3862361.633
8	620414.887	3862396.476
9	620452.311	3862450.411
10	620479.425	3862474.17
11	620508.304	3862487.84
12	620538.789	3862493.351
13	620608.785	3862489.931
14	620656.996	3862475.741
15	620709.135	3862461.744
16	620737.926	3862445.200
17	620766.477	3862419.608
18	620790.261	3862372.236
19	620778.384	3862366.865
20	620790.261	3862372.236
21	620776.291	3862283.441

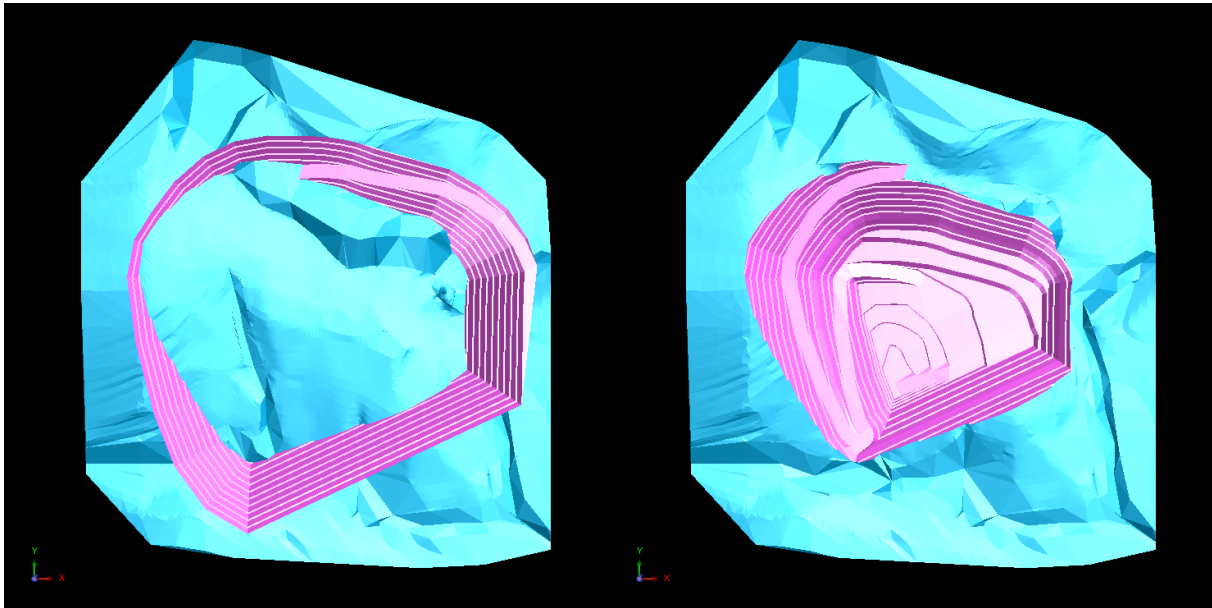


FIGURE 4.28 – Intersection de la fosse n°2 avec la topographie

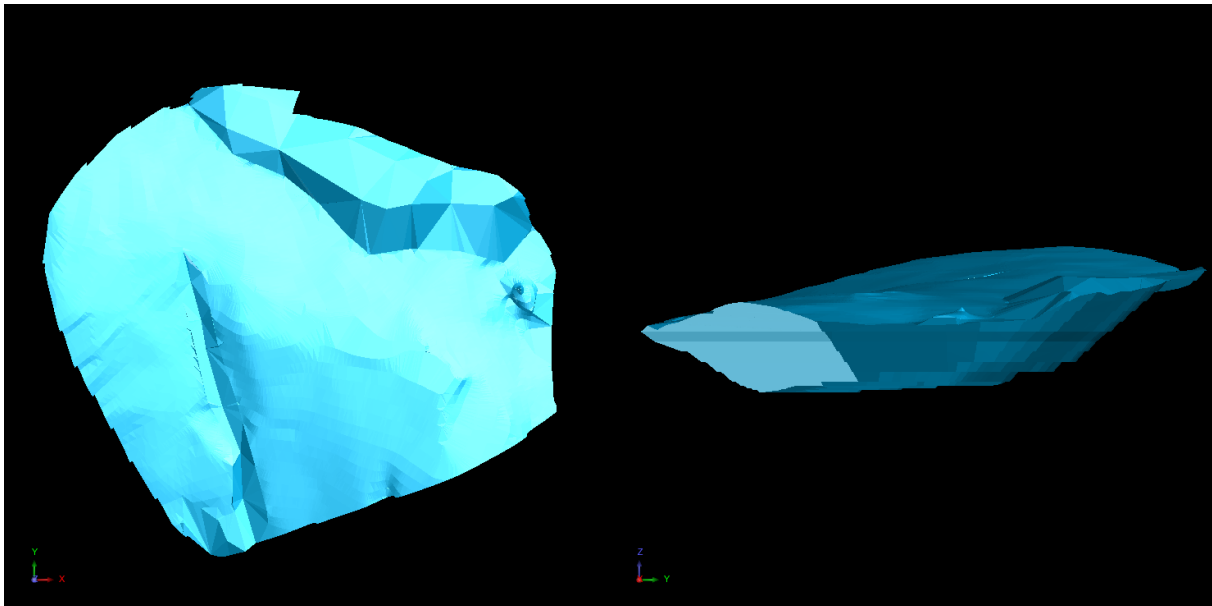


FIGURE 4.29 – Volume extrait par la fosse n°2

TABLE 4.11 – Volumes de solides extraits par la fosse n°2 rapportés par Surpac

Nature		Volume ( $m^3$ )
Stériles	Argiles et conglomérats	711 528.00
	Tufs rhyolitiques	43 568.00
	Total	755 096.00
Gisement	B	182 682.00
	C1	684 033.00
	C2	36 594.00
	Total	903 309.00
Total extrait		1 658 405.00

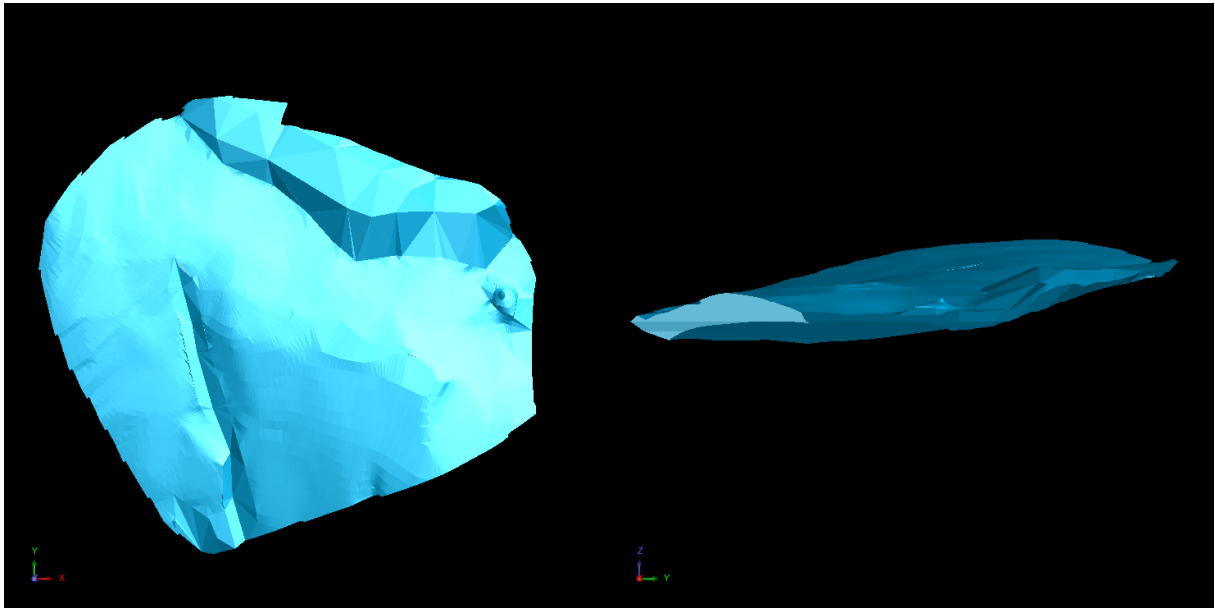


FIGURE 4.30 – Argiles et conglomérats extraites par la fosse n°2

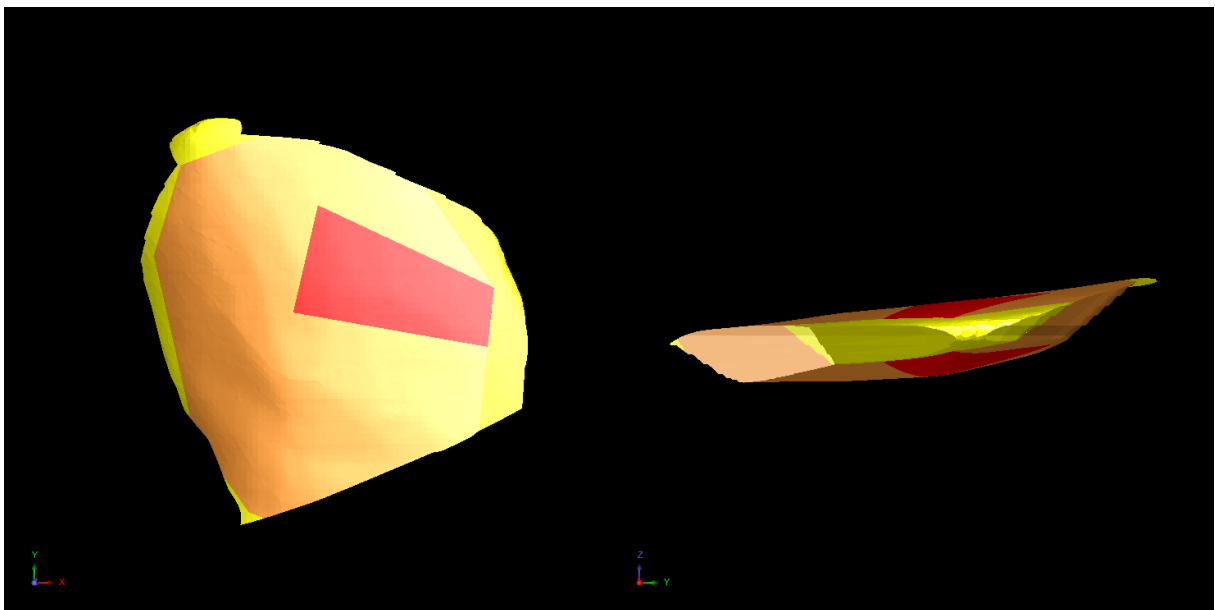


FIGURE 4.31 – Gisement extrait par la fosse n°2

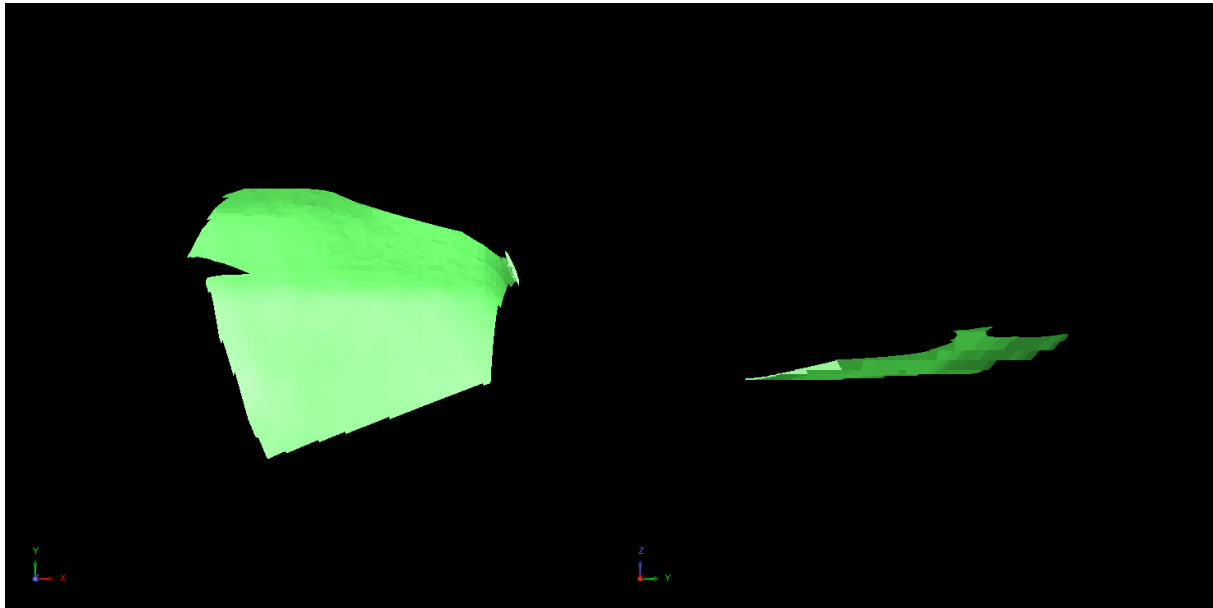


FIGURE 4.32 – Tufs rhyolitiques extraits par la fosse n°2

TABLE 4.12 – Rapport détaillé des volumes extraits par la fosse n°2 à chaque niveau

N° du gradin	Niveau	Stériles ( $m^3$ )			Gisement ( $m^3$ )				Total ( $m^3$ )
		Argiles	Tufs Rhyolitiques	Total	B	C1	C2	Total	
G° 01	382 377	444.00	-	444.00	-	-	-	-	444.00
G° 02	377 372	8 835.00	-	8 835.00	-	-	-	-	8 835.00
G° 03	372 367	23 494.00	-	23 494.00	-	-	-	-	23 494.00
G° 04	367 362	51 978.00	-	51 978.00	-	-	-	-	51 978.00
G° 05	362 357	90 736.00	-	90 736.00	-	1 367.00	1 539.00	2 906.00	93 642.00
G° 06	357 352	129 407.00	-	129 407.00	143.00	16 147.00	394.00	16 684.00	146 091.00
G° 07	352 347	147 566.00	-	147 566.00	8 199.00	35 917.00	484.00	44 600.00	192 166.00
G° 08	347 342	130 479.00	-	130 479.00	23 513.00	56 541.00	1 995.00	82 049.00	212 528.00
G° 09	342 337	88 390.00	-	88 390.00	30 562.00	87 437.00	6 549.00	124 548.00	212 938.00
G° 10	337 332	32 769.00	29.00	32 798.00	30 835.00	112 110.00	11 804.00	154 749.00	187 547.00
G° 11	332 327	7 376.00	996.00	8 372.00	30 835.00	115 782.00	9 176.00	155 793.00	164 165.00
G° 12	327 322	54.00	6 829.00	6 883.00	29 408.00	101 274.00	3 886.00	134 568.00	141 451.00
G° 13	322 317	-	10 205.00	10 205.00	20 887.00	81 551.00	767.00	103 205.00	113 410.00
G° 14	317 312	-	14 695.00	14 695.00	8 085.00	57 784.00	-	65 869.00	80 564.00
G° 15	312 307	-	10 814.00	10 814.00	215.00	18 123.00	-	18 338.00	29 152.00
Total		711 528.00	43 568.00	755 096.00	182 682.00	684 033.00	36 594.00	903 309.00	1 658 405.00

TABLE 4.13 – Tonnage de stérile et de minerai pour chaque niveau de la fosse n°2

Niveau ( $m$ )	Stériles ( $T$ )			Gisement ( $T$ )				Taux de découverte
	Argiles	Tufs Rhyolitiques	Total	B	C1	C2	Total	
382 357	350 974.00	-	350 974.00	-	2 337.57	2 631.69	4 969.26	70.63
357 322	1 072 082.00	10 995.60	1 083 077.60	262 476.45	898 105.68	58 632.48	1 219 214.61	0.89
322 307	-	49 999.60	49 999.60	49 909.77	269 253.18	1 311.57	320 474.52	0.16
Total	1 423 056.00	60 995.20	1 484 051.20	312 386.22	1 169 696.43	62 575.74	1 544 658.39	0.96

TABLE 4.14 – Objectifs de production de la fosse n°2

Phase	Années	Matière	Capacité de la production de la mine ( $T$ )				
			Annuelle	Mensuel	Journalière	Postière	Horaire
Phase 1	1	Stérile	400 000.00	33 333.33	1 739.13	869.57	124.22
		Minerai	-	-	-	-	-
Phase 2	2 - 5	Stérile	271 013.00	22 584.42	1 178.32	1 178.32	168.33
		Minerai	220 000.00	18 333.33	956.52	956.52	136.65
Phase 3	6 - 8	Stérile	-	-	-	-	-
		Minerai	220 000.00	18 333.33	956.52	478.26	68.32

### 4.6.3 Calcul des paramètres et nombres d'engins

#### 4.6.3.1 Bulldozer

Le rendement horaire du bulldozer est calculé à partir de la capacité de sa lame ( $C_L = 8.9m^3$ ) et de son temps de cycle par la formule ci-dessous :

$$R_{bull} = C * \frac{3600}{Tc_{bull}} * Kd_{bull} * Ku_{bull} \dots (m^3/h)$$

- $Kd_{bull}$  : La disponibilité du bulldozer ;
- $Ku_{bull}$  : Le coefficient d'utilisation du bulldozer ;
- $Tc_{bull}$  : Temps de cycle du bulldozer.

On prend :

- $Kd_{bull} = 0.8$  ;
- $Ku_{bull} = 0.8$ .

Le temps de cycle du Bulldozer ( $Tc_{bull}$ ) est composé de 4 temps :

- Le temps de refoulement : c'est le rapport de la distance à parcourir ( $D_p$ ) par la vitesse d'avancement ( $V_a$ ) qui doit être techniquement choisie entre 3 et 5 Km/h ;
- Deux temps d'inversion de marche ( $t_{inv} = 10s$ ) ;
- Le temps de recul : qui est le rapport de la distance à parcourir par la vitesse de recul ( $V_r$ ) incluse entre 5 et 7 Km/h ;
- La distance à parcourir  $D_p$  entre 20 et 25m.

$$Tc_{bull} = 2 * t_{inv} + 3600 * \frac{D_p}{V_a} + 3600 * \frac{D_p}{V_r} \dots (s)$$

$$Tc_{bull} = 2 * 10 + 3600 * \frac{20}{4} + 3600 * \frac{20}{6} = 70s$$

Pour le cas de la mine de Roussel II le rendement horaire du bulldozer est égal à :

$$R_{bull} = 8.9 * \frac{3600}{70} * 0.8 * 0.8 = 293 m^3/h = 2051 m^3/poste$$

Le rendement annuelle du bulldozer est calculé à partir de de la formule suivante :

$$R_{bull/an} = R_{bull} * N_h * N_p * N_j \dots (m^3/an)$$

$$R_{bull/an} = 293 * 7 * 2 * 230 = 943460 m^3/an$$

Le nombre de bulls nécessaires est calculé par la formule :

$$N_b = \frac{P_p}{R_{bull}}$$



—  $P_p$  : Production par poste.

Pour le stérile :

$$P_{p-max} = 1209.14 \text{ tonnes/poste} = 604.57 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$N_b = \frac{589.16}{2051} = 0.29$$

Pour le minerai :

$$P_{p-max} = 956.52 \text{ tonnes/poste} = 559.37 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$N_b = \frac{559.37}{2051} = 0.27$$

Par conséquent, un seul bulldozer suffira pour les travaux de découverte et l'extraction du minerai.

#### 4.6.3.2 Pelle excavatrice

Le chargement de la substance utile après l'émottage mécanique, constitue un processus très important, parmi les engins de chargement on distingue deux types :

- Action continue (excavateur à godets multiples);
- Action cyclique (pelles mécanique).

Dans la plus part des mines d'Algérie, les engins à action cyclique sont les plus répandus.

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants :

- Type de la pelle excavatrice;
- Capacité du godet;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée;
- Granulométrie des roches chargées;
- Schéma technologique du travail de la pelle excavatrice;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge;
- L'organisation des travaux de chargement et de transport dans le chantier.

$$R_{pelle/an} = \frac{3600 * C_g * N_h * N_p * N_j * K_u * K_r}{T_C * K_f} \dots (m^3/an)$$

- $R_{pelle/an}$  : Rendement annuel de la pelle excavatrice ( $m^3/an$ );
- $C_g$  : Capacité du godet de la pelle excavatrice ( $2.35m^3$ );
- $N_h$  : Nombre d'heures par poste ( $7h$ );
- $N_p$  : Nombre de postes par jour (2, un pour les stériles et un pour le minerai);
- $N_j$  : Nombre de jours ouvrables par an ( $230j$ );
- $K_u$  : Coefficient d'utilisation de la pelle excavatrice (0.9);
- $K_r$  : Coefficient de remplissage du godet de la pelle excavatrice (0.9);
- $T_c$  : Temps de cycle de la pelle excavatrice ( $17.73s$ );
- $K_f$  : Coefficient de foisonnement (1.22).

Pour les stériles :

$$R_{pelle/an} = \frac{3600 * 2.35 * 7 * 1 * 230 * 0.9 * 0.9}{17.73 * 1.22} = 510049.93 \text{ m}^3/\text{an} = 2217 \text{ m}^3/\text{poste}$$

Pour le minerai :

$$R_{pelle/an} = \frac{3600 * 2.35 * 7 * 1 * 230 * 0.9 * 0.9}{17.73 * 1.22} = 510049.93 \text{ m}^3/\text{an} = 2217 \text{ m}^3/\text{poste}$$

Le nombre de pelles nécessaires est :

$$N_{pelle} = \frac{P_p}{R_{pelle/poste}}$$

- $N_{pelle}$  : Nombre de pelles nécessaires pour la production de la mine ;
- $P_p$  : Production de la mine par poste ;
- $R_{pelle/poste}$  : Production de la pelle par poste de travail.

Pour les stériles :

$$N_{pelle} = \frac{604.57}{2217} = 0.27$$

Pour le minerai :

$$N_{pelle} = \frac{559.37}{2217} = 0.25$$

Par conséquent, une seule pelle suffira pour les travaux de chargement.

#### 4.6.3.3 Camions

Le transport du tout-venant extrait de la mine vers le dépôt d'usine est assuré par des camions à benne basculante. Le calcul des paramètres de transport ainsi que du nombre de camions est nécessaire pour optimiser la production et maximiser les profits. Pour le transport de tout-venant et stérile, on propose d'utiliser des camions à benne de  $15m^3$  et qui ont une capacité de charge de  $25T$  pour les raisons suivantes :

- Moins cher que d'utiliser des dumpers ;
- Une mine relativement petite ;
- L'utilisation d'un seul bulldozer et d'une seule pelle.

Le rendement annuel des camions est calculé par la formule :

$$R_{camion/an} = \frac{3600 * C_b * N_h * N_p * N_j * K_u * K_r}{T_c}$$

- $R_{camion/an}$  : Rendement annuel d'un camion ( $m^3/an$ ) ;
- $C_b$  : Capacité de la benne du camion ( $15m^3$ ) ;
- $N_h$  : Nombre d'heures par poste ( $7h$ ) ;
- $N_p$  : Nombre de postes par jour (2, un pour les stériles et un pour le minerai) ;
- $N_j$  : Nombre de jours ouvrable par an (230) ;
- $K_u$  : Coefficient d'utilisation du camion (0.85) ;
- $K_r$  : Coefficient de remplissage de la benne du camion (0.9) ;
- $T_c$  : Temps de cycle de transport (1480s pour les stériles et 1846s pour le minerai).

Note : Les temps de cycle ont été estimés par rapport aux itinéraires de transport effectués sur le terrain du site de Dar Mbarek. Pour les stériles :

$$R_{camion/an} = \frac{3600 * 15 * 7 * 1 * 230 * 0.85 * 0.9}{1480} = 45554 m^3/an = 198.06 m^3/jour$$

Pour le minerai :

$$R_{camion/an} = \frac{3600 * 25 * 7 * 1 * 230 * 0.85 * 0.9}{1846} = 60048 T/an = 261.08 T/jour$$

Le nombre de cycles effectués par le camion par poste :

$$N_{cycle} = \frac{N_h * K_u}{T_c}$$

- $N_h$  : Durée d'un poste de travail ( $7h$  soit  $420mn$ ) ;
- $K_u$  : Coefficient d'utilisation du camion (0.85).

Pour les stériles :

$$N_{cycle} = \frac{420 * 0.85}{24.66} = 14.4 \approx 14$$

Pour le minerai :

$$N_{cycle} = \frac{420 * 0.85}{30.76} = 11.6 \approx 11$$

Le rendement du camion par poste est déterminé par la formule suivante :

$$R_{camion/poste} = N_{cycle} * C_b$$

Pour les stériles :

$$R_{camion/poste} = 14 * 15 = 210 \text{ m}^3/poste = 420 \text{ m}^3/jour$$

Pour le minerai :

$$R_{camion/poste} = 11 * 25 = 275 \text{ T}/poste = 275 \text{ T}/jour$$

Le nombre de camions nécessaires est calculé par la formule :

$$N_c = \frac{P_p}{R_c}$$

—  $P_p$  : Production de la mine par poste ;

—  $R_c$  : Rendement de camion par poste.

Pour les stériles :

$$N_c = \frac{604.57}{210} = 2.88$$

Pour le minerai :

$$N_c = \frac{956.52}{275} = 3.48$$

On aura donc besoin de 4 camions de 25 T afin d'assurer le transport du tout-venant et des stériles.

## 4.7 Conclusion

L'exploitation du gisement d'argiles bentonitiques de Roussel II se fait de haut vers le bas, avec 15 gradins de 5m. Pour les deux variantes les réserves exploitables sont de l'ordre de 1.98 MT avec un taux de découverte moyen de 0.9 et une durée de vie de 10 ans pour le cas de l'absence de la conduite de gaz et 1.54 MT avec un taux de découverte moyen de 0.96 et une durée de vie de 8 ans dans le cas d'une distance de sécurité de 70m. Ces résultats indiquent l'influence de la présence de la conduite de gaz au niveau du site, un taux de découverte plus élevé et moins de minerai.

Pour conserver une cadence de 220000 T de minerai extrait par an pour les deux variantes, nous aurons besoin d'un seul bulldozer, d'une seule pelle et de 4 camions de 25T.

## Chapitre 5

# Etude économique du Projet d'exploitation du quartier Roussel II

Avant de commencer, il faut noter que tous les tableaux de ce chapitre sont en KDA (1000 DA) sauf indication contraire.

## 5.1 Investissement et effectif

L'investissement initial de la nouvelle mine se compose de deux parties principales, l'équipement nécessaire aux différents travaux miniers et l'ouverture de la mine. Chaque partie comporte quelques rubriques, par exemple l'ouverture de la mine comprend le plan d'exploitation, l'ouverture des pistes, la délocalisation de la conduite de gaz (seulement pour la fosse n°1), la découverte et l'ouverture des fronts d'exploitation. Alors que les équipements comprennent les camions, la pelle, le bulldozer, un véhicule 4x4 et d'autres véhicules divers. Les tableaux 5.2 et 5.3 détaillent les quantités et les prix unitaires ainsi que l'amortissement de chaque investissement pour la première et la deuxième variante respectivement.

TABLE 5.1 – Le personnel requis pour les deux fosses

Principaux postes	Nombre	Bloc d'affectation	Activité
Responsable de la mine	1	Administrative et technique	Cadre technique
Ingénieur des mines	1	Administrative et technique	Cadre technique
Topographe	1	Administrative et technique	Cadre technique
Ingénieur géologue	1	Administrative et technique	Cadre technique
Chef de poste	2	Administrative et technique	Maitrise Technique
Cond. Bulldozer	2	Parc	Agent d'exécution
Cond. Pelle	2	Parc	Agent d'exécution
Cond. Camions	8	Parc	Agent d'exécution
Cond. Niveleuse	1	Parc	Agent d'exécution
Chauffeurs polyvalents	1	Parc	Agent d'exécution
Gardiens	6	Parc	Agent d'exécution
Total	26		

TABLE 5.2 – Investissements initiaux et leurs amortissement pour la fosse n°1

Affectation	Equipement	Qts	Unité	Prix Unitaire (KDA)	Total	Annuité	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8	Année 9	Année 10
Ouverture de la mine	Plan d'exploitation	1	-	100.00	100.00	33%	33.33	33.33	33.33	-	-	-	-	-	-	-
	Ouverture des pistes	350.00	m	15.00	5 250.00	33%	1 750.00	1 750.00	1 750.00	-	-	-	-	-	-	-
	Délocalisation de la conduite de gaz	1	-	25 000.00	25 000.00	100%	25 000.00	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	Découverte	200 000.00	m <sup>3</sup>	0.02	4 000.00	33%	1 333.33	1 333.33	1 333.33	-	-	-	-	-	-	-
	Ouverture des fronts d'exploitation	913 143.00	m <sup>3</sup>	0.02	18 262.86	10.00%	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29
	S/Total				52 612.86	S/Total	29 942.95	4 942.95	4 942.95	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29
Equipements mine	Camions (25T)	4	-	30 000.00	120 000.00	20%	24 000.00	24 000.00	24 000.00	24 000.00	24 000.00	-	-	-	-	-
	Pelle excavatrice	1	-	50 000.00	50 000.00	20%	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	-	-	-	-	-
	Bulldozer sur chenilles	1	-	50 000.00	50 000.00	20%	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	-	-	-	-	-
	Niveleuse	1	-	8 000.00	8 000.00	20%	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	-	-	-	-	-
	Camion d'entretien	1	-	8 000.00	8 000.00	20%	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	-	-	-	-	-
	Véhicule 4*4	2	-	4 000.00	8 000.00	20%	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	-	-	-	-	-
	S/Total				244 000.00	S/Total	48 800.00	48 800.00	48 800.00	48 800.00	48 800.00	-	-	-	-	-
Total				296 612.86	Total	78 742.95	53 742.95	53 742.95	50 626.29	50 626.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	

TABLE 5.3 – Investissements initiaux et leurs amortissement pour la fosse n°2

Affectation	Equipement	Qts	Unité	Prix Unitaire (KDA)	Total	Annuité	Année 1	Année 2	Année 3	Année 4	Année 5	Année 6	Année 7	Année 8
Ouverture de la mine	Plan d'exploitation	1	-	100.00	100.00	33%	33.33	33.33	33.33	-	-	-	-	-
	Ouverture des pistes	350.00	m	15.00	5 250.00	33%	1 750.00	1 750.00	1 750.00	-	-	-	-	-
	Découverte	200 000.00	m <sup>3</sup>	0.02	4 000.00	33%	1 333.33	1 333.33	1 333.33	-	-	-	-	-
	Ouverture des fronts d'exploitation	555 096.00	m <sup>3</sup>	0.02	11 101.92	12.5%	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74
	S/Total				20 451.92	S/Total	4 504.41	4 504.41	4 504.41	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74
Equipements mine	Camions (25T)	4	-	30 000.00	120 000.00	20%	24 000.00	24 000.00	24 000.00	24 000.00	24 000.00	-	-	-
	Pelle excavatrice	1	-	50 000.00	50 000.00	20%	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	-	-	-
	Bulldozer sur chenilles	1	-	50 000.00	50 000.00	20%	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	10 000.00	-	-	-
	Niveleuse	1	-	8 000.00	8 000.00	20%	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	-	-	-
	Camion d'entretien	1	-	8 000.00	8 000.00	20%	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	-	-	-
	Véhicule 4*4	2	-	4 000.00	8 000.00	20%	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	1 600.00	-	-	-
	S/Total				244 000.00	S/Total	48 800.00	48 800.00	48 800.00	48 800.00	48 800.00	-	-	-
Total				264 451.92	Total	53 304.41	53 304.41	53 304.41	50 187.74	50 187.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	

## 5.2 Recettes

La production annuelle pour les deux variantes est la même avec 220000 T de minerai extrait annuellement après la phase 1 (1 an de travaux de découverte et de préparation), cela se traduit par 120000 T de produit fini de bentonite (spécifiquement 75000 T de bentonite de forage, 42000 T de bentonite de fonderie et 3000 T de bentonite de charge) et 20000 T de terres décolorantes, soit 140000 T de produit fini au total. La principale différence entre les deux variantes est bien sûr la durée de vie de la mine et donc le montant total de la production. Les tableaux 5.4 et 5.5 répertorient la production annuelle de chaque année et la production totale des deux variantes.

Les prix de la bentonite de forage et de la bentonite de fonderie commencent à 15000 DA/T, tandis que le prix initial de la bentonite de charge est de 8000 DA/T (la différence de prix reflète le manque d'additifs et la simplicité du processus de production), alors que les terres décolorantes démarrent à 57000 DA/T. Ces prix augmentent de 3% tous les 2 ans. Les tableaux 5.6 et 5.7 détaillent l'évolution de ces prix et leurs moyennes sur la durée de vie des deux variantes.

Le chiffre d'affaires est calculé en multipliant le prix de vente par la production annuelle. Les chiffres d'affaires de chaque variante sont répertoriés dans les tableaux 5.8 et 5.9.

TABLE 5.4 – Production annuelle de la fosse n°1 (T)

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Minerai	-	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	1 980 000.00
Production Bentonite	-	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	1 080 000.00
Bentonite de forage	-	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	675 000.00
Bentonite de fonderie	-	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	378 000.00
Bentonite de charge	-	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	27 000.00
Terres décolorantes	-	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	180 000.00
PF Total	-	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	1 260 000.00

TABLE 5.5 – Production annuelle de la fosse n°2 (T)

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Minerai	-	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	220 000.00	1 540 000.00
Production Bentonite	-	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	120 000.00	840 000.00
Bentonite de forage	-	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	525 000.00
Bentonite de fonderie	-	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	294 000.00
Bentonite de charge	-	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	21 000.00
Terres décolorantes	-	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	140 000.00
PF Total	-	140 000.00	140 000.00	140 000.00	140 000.00	140 000.00	140 000.00	140 000.00	980 000.00



TABLE 5.6 – Evolution des prix de vente des produits et leur moyennes pour la fosse n°1 (DA)

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Moyenne
Bentonite de forage	15 000.00	15 000.00	15 450.00	15 450.00	15 900.00	15 900.00	16 350.00	16 350.00	16 800.00	16 800.00	15 900.00
Bentonite de fonderie	15 000.00	15 000.00	15 450.00	15 450.00	15 900.00	15 900.00	16 350.00	16 350.00	16 800.00	16 800.00	15 900.00
Bentonite de charge	8 000.00	8 000.00	8 240.00	8 240.00	8 480.00	8 480.00	8 720.00	8 720.00	8 960.00	8 960.00	8 480.00
Terres décolorantes	57 000.00	57 000.00	58 710.00	58 710.00	60 420.00	60 420.00	62 130.00	62 130.00	63 840.00	63 840.00	60 420.00

TABLE 5.7 – Evolution des prix de vente des produits et leur moyennes pour la fosse n°2 (DA)

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Moyenne
Bentonite de forage	15 000.00	15 000.00	15 450.00	15 450.00	15 900.00	15 900.00	16 350.00	16 350.00	15 675.00
Bentonite de fonderie	15 000.00	15 000.00	15 450.00	15 450.00	15 900.00	15 900.00	16 350.00	16 350.00	15 675.00
Bentonite de charge	8 000.00	8 000.00	8 240.00	8 240.00	8 480.00	8 480.00	8 720.00	8 720.00	8 360.00
Terres décolorantes	57 000.00	57 000.00	58 710.00	58 710.00	60 420.00	60 420.00	62 130.00	62 130.00	59 565.00

TABLE 5.8 – Chiffre d'affaires pour la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Bentonite de forage	-	1 125 000.00	1 158 750.00	1 158 750.00	1 192 500.00	1 192 500.00	1 226 250.00	1 226 250.00	1 260 000.00	1 260 000.00	10 800 000.00
Bentonite de fonderie	-	630 000.00	648 900.00	648 900.00	667 800.00	667 800.00	686 700.00	686 700.00	705 600.00	705 600.00	6 048 000.00
Bentonite de charge	-	24 000.00	24 720.00	24 720.00	25 440.00	25 440.00	26 160.00	26 160.00	26 880.00	26 880.00	230 400.00
Terres décolorantes	-	1 140 000.00	1 174 200.00	1 174 200.00	1 208 400.00	1 208 400.00	1 242 600.00	1 242 600.00	1 276 800.00	1 276 800.00	10 944 000.00
Chiffre d'affaires	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00	3 269 280.00	3 269 280.00	28 022 400.00

TABLE 5.9 – Chiffre d'affaires pour la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Bentonite de forage	-	1 125 000.00	1 158 750.00	1 158 750.00	1 192 500.00	1 192 500.00	1 226 250.00	1 226 250.00	8 280 000.00
Bentonite de fonderie	-	630 000.00	648 900.00	648 900.00	667 800.00	667 800.00	686 700.00	686 700.00	4 636 800.00
Bentonite de charge	-	24 000.00	24 720.00	24 720.00	25 440.00	25 440.00	26 160.00	26 160.00	176 640.00
Terres décolorantes	-	1 140 000.00	1 174 200.00	1 174 200.00	1 208 400.00	1 208 400.00	1 242 600.00	1 242 600.00	8 390 400.00
Chiffre d'affaires	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00	21 483 840.00

## 5.3 Charges

Le prix unitaire du carburant et lubrifiant est de 30 DA par tonne de minerai extrait avec une augmentation annuelle de 3%. Tandis que les pièces de rechange pour l'équipement entraîneront une charge annuelle de 2% de l'investissement de ce dernier qui augmentera également de 3% par an. Les tableaux 5.10 et 5.11 détaillent les charges supportées par le carburant, le lubrifiant et les pièces de rechange.

Le prix unitaire des services divers a été fixé à 100 DA par tonne de minerai extrait avec une augmentation annuelle de 3%. Le prix du transport du tout-venant est fixé à 20 DA par tonne de minerai extrait avec une augmentation annuelle de 3% également. Les tableaux 5.12 et 5.13 listent les charges encourues par les services et le transport du tout-venant.

Les charges pour le personnel sont calculées à partir d'un salaire mensuel moyen de 60000 DA qui augmente de 3% par an avec un effectif de 26 personnes. Les tableaux 5.14 et 5.15 détaillent les frais de personnel des deux variantes respectivement.

Les charges des taxes et impôts sont réparties en 4 rubriques, celles-ci étant la redevance d'extraction (6% du chiffre d'affaires), la taxe environnementale (2% du CA), la TAP (2% du CA) et les autres taxes (0,5% du CA). Ces charges sont linéaires proportionnelles aux chiffres d'affaires. Les tableaux 5.16 et 5.17 répertorient les différentes taxes et impôts et leur évolution par rapport aux deux variantes.

Les frais divers sont répartis entre l'assurance mine et l'assurance patrimoine. L'assurance mine est fixée à 250 KDA par an alors que l'assurance patrimoine est un pourcentage fixe de 0,38% de l'investissement initial total par an. Les tableaux 5.14 et 5.15 détaillent respectivement les frais divers de chaque variante.

La section suivante englobe le montant que l'entreprise doit rembourser ainsi que les intérêts sur le prêt que le gouvernement lui accorderait. Le remboursement du prêt débutera après 5 ans d'activité et durera jusqu'à la durée de vie de la mine. Les frais financiers sont l'intérêt de 3,5% sur le crédit restant. Les tableaux 5.14 et 5.15 répertorient respectivement les remboursements, le crédit restant et les frais financiers de chaque variante au fil des années.

Les charges communes sont calculées en multipliant le chiffre d'affaires par un pourcentage de 3%. Les tableaux 5.22 et 5.23 détaillent ces charges et leur évolution au fil des années.

Les tableaux 5.24 et 5.25 listent toutes les charges précédemment citées tandis que les tableaux 5.26 et 5.27 détaillent les charges par tonne de produit fini. On constate la différence de 24,71 DA par tonne de produit fini entre les prix de revient des deux variantes.

TABLE 5.10 – Frais encourus par les matières consommées pour la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Carburants et lubrifiants	-	6 798.00	7 001.94	7 212.00	7 428.36	7 651.21	7 880.75	8 117.17	8 360.68	8 611.50	69 061.60
P. Rechange Mine	4 880.00	5 026.40	5 177.19	5 332.51	5 492.48	5 657.26	5 826.98	6 001.78	6 181.84	6 367.29	55 943.73
Total	4 880.00	11 824.40	12 179.13	12 544.51	12 920.84	13 308.47	13 707.72	14 118.95	14 542.52	14 978.80	125 005.33

TABLE 5.11 – Frais encourus par les matières consommées pour la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Carburants et lubrifiants	-	6 798.00	7 001.94	7 212.00	7 428.36	7 651.21	7 880.75	8 117.17	52 089.42
P. Rechange Mine	4 880.00	5 026.40	5 177.19	5 332.51	5 492.48	5 657.26	5 826.98	6 001.78	43 394.60
Total	4 880.00	11 824.40	12 179.13	12 544.51	12 920.84	13 308.47	13 707.72	14 118.95	95 484.02

TABLE 5.12 – Charges supportées par les services et le transport du TV dans la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Services divers	-	22 660.00	23 339.80	24 039.99	24 761.19	25 504.03	26 269.15	27 057.23	27 868.94	28 705.01	230 205.34
Transport TV	-	4 532.00	4 667.96	4 808.00	4 952.24	5 100.81	5 253.83	5 411.45	5 573.79	5 741.00	46 041.07
Total	-	27 192.00	28 007.76	28 847.99	29 713.43	30 604.84	31 522.98	32 468.67	33 442.73	34 446.01	276 246.41

TABLE 5.13 – Charges supportées par les services et le transport du TV dans la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Services divers	-	22 660.00	23 339.80	24 039.99	24 761.19	25 504.03	26 269.15	27 057.23	173 631.39
Transport TV	-	4 532.00	4 667.96	4 808.00	4 952.24	5 100.81	5 253.83	5 411.45	34 726.28
Total	-	27 192.00	28 007.76	28 847.99	29 713.43	30 604.84	31 522.98	32 468.67	208 357.67

TABLE 5.14 – Frais de personnel de la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Moyenne / Total
Salaires	60.00	61.80	63.65	65.56	67.53	69.56	71.64	73.79	76.01	78.29	68.78
Charges du personnel	17 160.00	17 674.80	18 205.04	18 751.20	19 313.73	19 893.14	20 489.94	21 104.64	21 737.77	22 389.91	196 720.17

TABLE 5.15 – Frais de personnel de la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Moyenne / Total
Salaires	60.00	61.80	63.65	65.56	67.53	69.56	71.64	73.79	66.69
Charges du personnel	17 160.00	17 674.80	18 205.04	18 751.20	19 313.73	19 893.14	20 489.94	21 104.64	152 592.49

TABLE 5.16 – Charges liées aux impôts et taxes de la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Redevance d'extraction	-	175 140.00	180 394.20	180 394.20	185 648.40	185 648.40	190 902.60	190 902.60	196 156.80	196 156.80	1 681 344.00
Taxe sur l'environnement	-	58 380.00	60 131.40	60 131.40	61 882.80	61 882.80	63 634.20	63 634.20	65 385.60	65 385.60	560 448.00
TAP	-	58 380.00	60 131.40	60 131.40	61 882.80	61 882.80	63 634.20	63 634.20	65 385.60	65 385.60	560 448.00
Autres taxes	-	14 595.00	15 032.85	15 032.85	15 470.70	15 470.70	15 908.55	15 908.55	16 346.40	16 346.40	140 112.00
Total	-	306 495.00	315 689.85	315 689.85	324 884.70	324 884.70	334 079.55	334 079.55	343 274.40	343 274.40	2 942 352.00

TABLE 5.17 – Charges liées aux impôts et taxes de la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Redevance d'extraction	-	175 140.00	180 394.20	180 394.20	185 648.40	185 648.40	190 902.60	190 902.60	1 289 030.40
Taxe sur l'environnement	-	58 380.00	60 131.40	60 131.40	61 882.80	61 882.80	63 634.20	63 634.20	429 676.80
TAP	-	58 380.00	60 131.40	60 131.40	61 882.80	61 882.80	63 634.20	63 634.20	429 676.80
Autres taxes	-	14 595.00	15 032.85	15 032.85	15 470.70	15 470.70	15 908.55	15 908.55	107 419.20
Total	-	306 495.00	315 689.85	315 689.85	324 884.70	324 884.70	334 079.55	334 079.55	2 255 803.20

TABLE 5.18 – Frais divers de la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Assurances Mines	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	2 500.00
Assurances Patrimoine	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	1 127.13	11 271.29
Total	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	13 771.29

TABLE 5.19 – Frais divers de la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Assurances Mines	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	250.00	2 000.00
Assurances Patrimoine	1 004.92	1 004.92	1 004.92	1 004.92	1 004.92	1 004.92	1 004.92	1 004.92	8 039.34
Total	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	10 039.34

TABLE 5.20 – Frais financiers de la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Remboursement	-	-	-	-	-	59 322.57	59 322.57	59 322.57	59 322.57	59 322.57	296 612.86
Crédit restant	296 612.86	296 612.86	296 612.86	296 612.86	296 612.86	237 290.29	177 967.72	118 645.14	59 322.57	-	-
Frais financier	-	-	-	-	-	17 648.47	13 495.89	9 343.31	5 190.73	1 038.15	46 716.53

TABLE 5.21 – Frais financiers de la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Remboursement	-	-	-	-	-	88 150.64	88 150.64	88 150.64	264 451.92
Crédit restant	264 451.92	264 451.92	264 451.92	264 451.92	264 451.92	176 301.28	88 150.64	-	-
Frais financier	-	-	-	-	-	13 883.73	7 713.18	1 542.64	23 139.54

TABLE 5.22 – Charges communes de la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Charges communes	-	87 570.00	90 197.10	90 197.10	92 824.20	92 824.20	95 451.30	95 451.30	98 078.40	98 078.40	840 672.00

TABLE 5.23 – Charges communes de la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Charges communes	-	87 570.00	90 197.10	90 197.10	92 824.20	92 824.20	95 451.30	95 451.30	644 515.20

TABLE 5.24 – Total des charges pour la fosse n°1

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Total
Matières consommées	4 880.00	11 824.40	12 179.13	12 544.51	12 920.84	13 308.47	13 707.72	14 118.95	14 542.52	14 978.80	125 005.33
Services	-	27 192.00	28 007.76	28 847.99	29 713.43	30 604.84	31 522.98	32 468.67	33 442.73	34 446.01	276 246.41
Charges du personnel	17 160.00	17 674.80	18 205.04	18 751.20	19 313.73	19 893.14	20 489.94	21 104.64	21 737.77	22 389.91	196 720.17
Impôts et taxes	-	306 495.00	315 689.85	315 689.85	324 884.70	324 884.70	334 079.55	334 079.55	343 274.40	343 274.40	2 942 352.00
Frais Divers	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	1 377.13	13 771.29
Frais Financiers	-	-	-	-	-	17 648.47	13 495.89	9 343.31	5 190.73	1 038.15	46 716.53
Amortissement	78 742.95	53 742.95	53 742.95	50 626.29	50 626.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	296 612.86
Charges communes	-	87 570.00	90 197.10	90 197.10	92 824.20	92 824.20	95 451.30	95 451.30	98 078.40	98 078.40	840 672.00
Total	102 160.08	505 876.28	519 398.97	518 034.06	531 660.32	502 367.23	511 950.79	509 769.83	519 469.97	517 409.08	4 738 096.59

TABLE 5.25 – Total des charges pour la fosse n°2

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Total
Matières consommées	4 880.00	11 824.40	12 179.13	12 544.51	12 920.84	13 308.47	13 707.72	14 118.95	95 484.02
Services	-	27 192.00	28 007.76	28 847.99	29 713.43	30 604.84	31 522.98	32 468.67	208 357.67
Charges du personnel	17 160.00	17 674.80	18 205.04	18 751.20	19 313.73	19 893.14	20 489.94	21 104.64	152 592.49
Impôts et taxes	-	306 495.00	315 689.85	315 689.85	324 884.70	324 884.70	334 079.55	334 079.55	2 255 803.20
Frais Divers	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	1 254.92	10 039.34
Frais Financiers	-	-	-	-	-	13 883.73	7 713.18	1 542.64	23 139.54
Amortissement	53 304.41	53 304.41	53 304.41	50 187.74	50 187.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	264 451.92
Charges communes	-	87 570.00	90 197.10	90 197.10	92 824.20	92 824.20	95 451.30	95 451.30	644 515.20
Total	76 599.32	505 315.52	518 838.21	517 473.30	531 099.56	498 041.73	505 607.33	501 408.40	3 654 383.38



TABLE 5.26 – Total des charges par tonne de produit fini pour la fosse n°1 (DA/T)

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année	Moyenne / Total
Matières consommées	-	84.46	86.99	89.60	92.29	95.06	97.91	100.85	103.88	106.99	95.34
Services	-	194.23	200.06	206.06	212.24	218.61	225.16	231.92	238.88	246.04	219.24
Charges du personnel	-	126.25	130.04	133.94	137.96	142.09	146.36	150.75	155.27	159.93	142.51
Impôts et taxes	-	2 189.25	2 254.93	2 254.93	2 320.61	2 320.61	2 386.28	2 386.28	2 451.96	2 451.96	2 335.20
Frais Divers	-	9.84	9.84	9.84	9.84	9.84	9.84	9.84	9.84	9.84	9.84
Frais Financiers	-	-	-	-	-	126.06	96.40	66.74	37.08	7.42	37.08
Amortissement	-	383.88	383.88	361.62	361.62	13.04	13.04	13.04	13.04	13.04	172.91
Charges communes	-	625.50	644.27	644.27	663.03	663.03	681.80	681.80	700.56	700.56	667.20
Total	-	3 613.40	3 709.99	3 700.24	3 797.57	3 588.34	3 656.79	3 641.21	3 710.50	3 695.78	3 679.31

TABLE 5.27 – Total des charges par tonne de produit fini pour la fosse n°2 (DA/T)

Années	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	Moyenne / Total
Matières consommées	-	84.46	86.99	89.60	92.29	95.06	97.91	100.85	92.45
Services	-	194.23	200.06	206.06	212.24	218.61	225.16	231.92	212.61
Charges du personnel	-	126.25	130.04	133.94	137.96	142.09	146.36	150.75	138.20
Impôts et taxes	-	2 189.25	2 254.93	2 254.93	2 320.61	2 320.61	2 386.28	2 386.28	2 301.84
Frais Divers	-	8.96	8.96	8.96	8.96	8.96	8.96	8.96	8.96
Frais Financiers	-	-	-	-	-	99.17	55.09	11.02	23.61
Amortissement	-	380.75	380.75	358.48	358.48	9.91	9.91	9.91	215.46
Charges communes	-	625.50	644.27	644.27	663.03	663.03	681.80	681.80	657.67
Total	-	3 609.40	3 705.99	3 696.24	3 793.57	3 557.44	3 611.48	3 581.49	3 650.80

## 5.4 Résultats

Les tableaux 5.28 et 5.29 résument les résultats des deux variations respectivement. Le taux d'imposition est fixé à 23%.

Tandis que les tableaux 5.30 et 5.31 détaillent les flux de trésorerie pendant la durée de vie de la mine. Veuillez noter que le VAN a été calculé avec un taux de 10%.

Nous pouvons voir que les deux variantes du projet sont largement rentables, cependant, la fosse n°1 offre une plus grande valeur actuelle nette (VAN) et un indice de profitabilité (IP) plus important du fait qu'elle extrait plus de minerai.

TABLE 5.28 – Synthèse des revenus et dépenses de la fosse n°1

Rubrique	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année	9ème Année	10ème Année
Bentonite de forage	-	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00
Bentonite de fondrie	-	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00
Bentonite de charge	-	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00
Terres Décolorantes	-	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00
Chiffre d'affaires	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00	3 269 280.00	3 269 280.00
Effectifs	26	26	26	26	26	26	26	26	26	26
Salaire Moyen	60 000.00	61 800.00	63 654.00	65 563.62	67 530.53	69 556.44	71 643.14	73 792.43	76 006.20	78 286.39
Chiffre d'affaires	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00	3 269 280.00	3 269 280.00
<b>I - Production de l'exrcice</b>	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00	3 269 280.00	3 269 280.00
Achats consommés	4 880.00	11 824.40	12 179.13	12 544.51	12 920.84	13 308.47	13 707.72	14 118.95	14 542.52	14 978.80
Services extérieurs et autres consommations	-	27 192.00	28 007.76	28 847.99	29 713.43	30 604.84	31 522.98	32 468.67	33 442.73	34 446.01
Autres consommations	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>II - Consommation de l'exrcice</b>	4 880.00	39 016.40	40 186.89	41 392.50	42 634.27	43 913.30	45 230.70	46 587.62	47 985.25	49 424.81
<b>III - VALEUR AJOUTEE D'EXPLOITATION (I-II)</b>	- 4 880.00	2 879 983.60	2 966 383.11	2 965 177.50	3 051 505.73	3 050 226.70	3 136 479.30	3 135 122.38	3 221 294.75	3 219 855.19
Charges de personnel	17 160.00	17 674.80	18 205.04	18 751.20	19 313.73	19 893.14	20 489.94	21 104.64	21 737.77	22 389.91
Impôts, taxes et versements assimilés	-	306 495.00	315 689.85	315 689.85	324 884.70	324 884.70	334 079.55	334 079.55	343 274.40	343 274.40
<b>IV - EXCEDENT BRUT D'EXPLOITATION</b>	- 22 040.00	2 555 813.80	2 632 488.21	2 630 736.46	2 707 307.30	2 705 448.85	2 781 909.81	2 779 938.19	2 856 282.57	2 854 190.88
Autres produits opérationnels	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Autres charges opérationnelles (Frais divers + Charges communes)	1 377.13	88 947.13	91 574.23	91 574.23	94 201.33	94 201.33	96 828.43	96 828.43	99 455.53	99 455.53
Dotations aux amortissements et aux provisions	78 742.95	53 742.95	53 742.95	50 626.29	50 626.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29
Reprise sur pertes de valeur et provisions	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>V - RESULTAT OPERATIONNEL</b>	-102 160.08	2 413 123.72	2 487 171.03	2 488 535.94	2 562 479.68	2 609 421.24	2 683 255.10	2 681 283.48	2 755 000.76	2 752 909.07
Produits financiers	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Charges financières	-	-	-	-	-	17 648.47	13 495.89	9 343.31	5 190.73	1 038.15
<b>VI - RESULTAT FINANCIER</b>	-	-	-	-	-	- 17 648.47	- 13 495.89	- 9 343.31	- 5 190.73	- 1 038.15
<b>VII - RESULTAT ORDINAIRE AVANT IMPOTS ( V+VI )</b>	-102 160.08	2 413 123.72	2 487 171.03	2 488 535.94	2 562 479.68	2 591 772.77	2 669 759.21	2 671 940.17	2 749 810.03	2 751 870.92
Impôts exigibles sur résultat ordinaires	-	555 018.46	572 049.34	572 363.27	589 370.33	596 107.74	614 044.62	614 546.24	632 456.31	632 930.31
Impôts différés (Variations) sur résultats ordinaires	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>TOTAL DES PRODUITS DES ACTIVITES ORDINAIRES</b>	-102 160.08	1 858 105.26	1 915 121.69	1 916 172.67	1 973 109.35	1 995 665.04	2 055 714.59	2 057 393.93	2 117 353.73	2 118 940.61
<b>TOTAL DES CHARGES DES ACTIVITES ORDINAIRES</b>	22 040.00	363 186.20	374 081.79	375 833.54	386 832.70	388 691.15	399 800.19	401 771.81	412 997.43	415 089.12
<b>VIII - RESULTAT NET DES ACTIVITES ORDINAIRES</b>	-102 160.08	1 858 105.26	1 915 121.69	1 916 172.67	1 973 109.35	1 995 665.04	2 055 714.59	2 057 393.93	2 117 353.73	2 118 940.61
<b>X - RESULTAT NET DE L'EXERCICE</b>	-102 160.08	1 858 105.26	1 915 121.69	1 916 172.67	1 973 109.35	1 995 665.04	2 055 714.59	2 057 393.93	2 117 353.73	2 118 940.61

TABLE 5.29 – Synthèse des revenus et dépenses de la fosse n°2

Rubrique	1ère Année	2ème Année	3ème Année	4ème Année	5ème Année	6ème Année	7ème Année	8ème Année
Bentonite de forage	-	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00	75 000.00
Bentonite de fondrie	-	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00	42 000.00
Bentonite de charge	-	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00	3 000.00
Terres Décolorantes	-	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00	20 000.00
Chiffre d'affaires	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00
Effectifs	26	26	26	26	26	26	26	26
Salaire Moyen	60 000.00	61 800.00	63 654.00	65 563.62	67 530.53	69 556.44	71 643.14	73 792.43
<b>I - Production de l'exercice</b>	-	2 919 000.00	3 006 570.00	3 006 570.00	3 094 140.00	3 094 140.00	3 181 710.00	3 181 710.00
Achats consommés	4 880.00	11 824.40	12 179.13	12 544.51	12 920.84	13 308.47	13 707.72	14 118.95
Services extérieurs et autres consommations	-	27 192.00	28 007.76	28 847.99	29 713.43	30 604.84	31 522.98	32 468.67
Autres consommations	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>II - Consommation de l'exercice</b>	4 880.00	39 016.40	40 186.89	41 392.50	42 634.27	43 913.30	45 230.70	46 587.62
<b>III - VALEUR AJOUTEE D'EXPLOITATION (I-II)</b>	- 4 880.00	2 879 983.60	2 966 383.11	2 965 177.50	3 051 505.73	3 050 226.70	3 136 479.30	3 135 122.38
Charges de personnel	17 160.00	17 674.80	18 205.04	18 751.20	19 313.73	19 893.14	20 489.94	21 104.64
Impôts, taxes et versements assimilés	-	306 495.00	315 689.85	315 689.85	324 884.70	324 884.70	334 079.55	334 079.55
<b>IV - EXCEDENT BRUT D'EXPLOITATION</b>	- 22 040.00	2 555 813.80	2 632 488.21	2 630 736.46	2 707 307.30	2 705 448.85	2 781 909.81	2 779 938.19
Autres produits opérationnels	-	-	-	-	-	-	-	-
Autres charges opérationnelles (Frais divers + Charges communes)	1 254.92	88 824.92	91 452.02	91 452.02	94 079.12	94 079.12	96 706.22	96 706.22
Dotations aux amortissements et aux provisions	53 304.41	53 304.41	53 304.41	50 187.74	50 187.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74
Reprise sur pertes de valeur et provisions	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>V - RESULTAT OPERATIONNEL</b>	- 76 599.32	2 413 684.48	2 487 731.79	2 489 096.70	2 563 040.44	2 609 982.00	2 683 815.85	2 681 844.24
Produits financiers	-	-	-	-	-	-	-	-
Charges financières	-	-	-	-	-	13 883.73	7 713.18	1 542.64
<b>VI - RESULTAT FINANCIER</b>	-	-	-	-	-	- 13 883.73	- 7 713.18	- 1 542.64
<b>VII - RESULTAT ORDINAIRE AVANT IMPOTS ( V+VI )</b>	- 76 599.32	2 413 684.48	2 487 731.79	2 489 096.70	2 563 040.44	2 596 098.27	2 676 102.67	2 680 301.60
Impôts exigibles sur résultat ordinaires	-	555 147.43	572 178.31	572 492.24	589 499.30	597 102.60	615 503.61	616 469.37
Impôts différés (Variations) sur résultats ordinaires	-	-	-	-	-	-	-	-
<b>TOTAL DES PRODUITS DES ACTIVITES ORDINAIRES</b>	- 76 599.32	1 858 537.05	1 915 553.48	1 916 604.46	1 973 541.14	1 998 995.67	2 060 599.06	2 063 832.23
<b>TOTAL DES CHARGES DES ACTIVITES ORDINAIRES</b>	22 040.00	363 186.20	374 081.79	375 833.54	386 832.70	388 691.15	399 800.19	401 771.81
<b>VIII - RESULTAT NET DES ACTIVITES ORDINAIRES</b>	- 76 599.32	1 858 537.05	1 915 553.48	1 916 604.46	1 973 541.14	1 998 995.67	2 060 599.06	2 063 832.23
<b>X - RESULTAT NET DE L'EXERCICE</b>	- 76 599.32	1 858 537.05	1 915 553.48	1 916 604.46	1 973 541.14	1 998 995.67	2 060 599.06	2 063 832.23

TABLE 5.30 – Flux de trésorerie et critères d'analyse et de décision de la fosse n°1

Années	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	Total
Investissement											296 612.86
Résultats Nets	- 102 160.08	1 858 105.26	1 915 121.69	1 916 172.67	1 973 109.35	1 995 665.04	2 055 714.59	2 057 393.93	2 117 353.73	2 118 940.61	17 905 416.81
Amortissement	78 742.95	53 742.95	53 742.95	50 626.29	50 626.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	1 826.29	296 612.86
C.F. Brut	- 320 029.99	1 911 848.22	1 968 864.65	1 966 798.96	2 023 735.64	1 997 491.32	2 057 540.88	2 059 220.22	2 119 180.01	2 120 766.90	17 905 416.81
Remboursement	-	-	-	-	-	59 322.57	59 322.57	59 322.57	59 322.57	59 322.57	296 612.86
C.F. Net	- 320 029.99	1 911 848.22	1 968 864.65	1 966 798.96	2 023 735.64	1 938 168.75	1 998 218.31	1 999 897.65	2 059 857.44	2 061 444.33	17 608 803.95
C.F. Cumulé	- 320 029.99	1 591 818.23	3 560 682.87	5 527 481.84	7 551 217.48	9 489 386.23	11 487 604.53	13 487 502.18	15 547 359.62	17 608 803.95	-
Taux de Rentabilité Interne (TRI)											600%
Valeur Actualisée Nette (VAN)											10 089 042.76
Indice de profitabilité (IP)											34.01
1er Trim	- 80 007.50	157 932.07	2 084 034.39	4 052 382.61	6 033 415.75	8 035 759.66	9 988 940.80	11 987 578.94	14 002 466.54	16 062 720.70	-
2ème Trim	- 160 014.99	635 894.12	2 576 250.55	4 544 082.35	6 539 349.66	8 520 301.85	10 488 495.38	12 487 553.36	14 517 430.90	16 578 081.78	-
3ème Trim	- 240 022.49	1 113 856.17	3 068 466.71	5 035 782.10	7 045 283.57	9 004 844.04	10 988 049.96	12 987 527.77	15 032 395.26	17 093 442.86	-
4ème Trim	- 320 029.99	1 591 818.23	3 560 682.87	5 527 481.84	7 551 217.48	9 489 386.23	11 487 604.53	13 487 502.18	15 547 359.62	17 608 803.95	-

TABLE 5.31 – Flux de trésorerie et critères d'analyse et de décision de la fosse n°2

Années	1	2	3	4	5	6	7	8	Total
Investissement									264 451.92
Résultats Nets	- 76 599.32	1 858 537.05	1 915 553.48	1 916 604.46	1 973 541.14	1 998 995.67	2 060 599.06	2 063 832.23	13 711 063.75
Amortissement	53 304.41	53 304.41	53 304.41	50 187.74	50 187.74	1 387.74	1 387.74	1 387.74	264 451.92
C.F. Brut	- 287 746.84	1 911 841.45	1 968 857.88	1 966 792.20	2 023 728.88	2 000 383.41	2 061 986.80	2 065 219.97	13 711 063.75
Remboursement	-	-	-	-	-	88 150.64	88 150.64	88 150.64	264 451.92
C.F. Net	- 287 746.84	1 911 841.45	1 968 857.88	1 966 792.20	2 023 728.88	1 912 232.77	1 973 836.16	1 977 069.33	13 446 611.83
C.F. Cumulé	- 287 746.84	1 624 094.62	3 592 952.50	5 559 744.70	7 583 473.58	9 495 706.35	11 469 542.50	13 446 611.83	-
Taux de Rentabilité Interne (TRI)									667%
Valeur Actualisée Nette (VAN)									8 412 213.27
Indice de profitabilité (IP)									31.81
1er Trim	- 71 936.71	190 213.53	2 116 309.09	4 084 650.55	6 065 676.92	8 061 531.77	9 989 165.38	11 963 809.84	-
2ème Trim	- 143 873.42	668 173.89	2 608 523.56	4 576 348.60	6 571 609.14	8 539 589.96	10 482 624.42	12 458 077.17	-
3ème Trim	- 215 810.13	1 146 134.25	3 100 738.03	5 068 046.65	7 077 541.36	9 017 648.15	10 976 083.46	12 952 344.50	-
4ème Trim	- 287 746.84	1 624 094.62	3 592 952.50	5 559 744.70	7 583 473.58	9 495 706.35	11 469 542.50	13 446 611.83	-

Chapitre 6

Conclusion générale

## Réserves géologiques

Nous pouvons conclure de cette étude que Hammam Boughrara possède de grandes réserves stratégiques de bentonite. Toutes ces ressources permettent la production de produits finis de haute qualité qui satisfont le marché national et international également.

## Exploitation en cours

Le site actuellement exploité est la mine de Dar Mbarek, son exploitation a commencé il y a quelques années à peine et devrait durer encore une décennie.

## Traitement

Le minerai de bentonite extrait passe par 6 étapes avant d'être transformé en produit fini prêt à la vente. Ces étapes étant le transport et le stockage du tout venant, l'alimentation et le concassage de ce dernier, l'activation au carbonate de sodium et à la magnésie, le séchage, le broyage et enfin l'ensachage. La capacité de l'usine actuelle au moment de la rédaction est de 18 000 T/an.

## Ouverture du site Roussel II

D'après les résultats de l'étude on peut dire que le déplacement de la conduite de gaz est recommandé avant de démarrer l'exploitation du site, la présence de ce dernier entraîne une grosse perte de réserves exploitables.

Notre objectif pour cette étude était l'extraction maximale des réserves géologiques sans dépasser un certain taux de découverte. La durée de vie de la mine est de 10 ans avec une production annuelle de 220 000 tonnes avec un taux de découverte de 0,9.

Le calcul de la stabilité des gradins a montré que les pentes sont stables avec un angle de 45 °et une hauteur de gradin de 5m. Cependant, nous recommandons de faire plus de sondages et de mettre à jour le plan topographique ainsi que de lancer une étude géotechnique afin d'avoir une image plus claire de la situation du site.

## Étude de faisabilité

La rentabilité du projet est prouvée par l'étude de faisabilité avec le nombre de machines et de personnel avec la production annuelle prévue. Veuillez noter que tout changement dans la production annuelle visée nécessiterait une nouvelle étude.



# Bibliographie

- [1] Kaouther Ben AZOUZ. « Relation entre propriétés rhéologiques et structure microscopique de dispersions de particules d'argile dans des dispersions de polymères ». Thèse de doct. 2010.
- [2] Mohamed Amine BOUKHEDIMI. « Origine du processus de bentonitisation des terrains volcanogènes rhyolitiques de Hammam Bouhrara (Maghnia; Algérie nord occidentale) ». Thèse de doct. Université d'Oran2 Mohamed ben Ahmed, 2009.
- [3] Omar BOURAS. « Propriétés adsorbantes d'argiles pontées organophiles : synthèse et caractérisation ». Thèse de doct. Limoges, 2003.
- [4] Hodna Cement COMPANY. *Etude de stabilité des talus de la carrière*. 2016.
- [5] Semmache Med FOUAD et al. *Plan de développement et d'exploitation de la carrière d'argiles bentonitiques de Dar M'Barek 01, Hammam Bouhrara (W.Tlemcen)*. 2017.
- [6] Louis GENTIL. *Etude géologique du bassin de la Tafna*. 4. A. Jourdan, 1903.
- [7] P GUARDIA. « Géodynamique de la marge alpine du continent africain d'après l'étude de l'oranie nord-occidentale. Relations structurales et paléogéographiques entre le rif externe, le tell et l'avant-pays atlasique. » In : (1975).
- [8] M MEGARTSI. « Le volcanisme Mio-Plio-Quaternaire de l'Oranie nord-occidentale ». In : *PhD, Université d'Alger* (1985).
- [9] Abderrahim MELKI. « Etude analytique des caractères physico-chimiques et hydriques de deux types de bentonite (exemple de la bentonite de Maghnia et de la bentonite de Mostaganem) ». Thèse de doct.
- [10] Sandrine PAUMIER. « Facteurs déterminant l'organisation et la rhéologie du système argile-eau pour des suspensions de smectites. » Thèse de doct. Ecole Supérieure d'Ingénieurs de Poitiers, 2007.
- [11] Carrières RICHARD. *Autorisation de Carrière et Installation de Traitement*. 2016.
- [12] Gérard SADRAN. « Les formations volcaniques tertiaires et quaternaires du Tell oranais ». Thèse de doct. 1958.
- [13] ENOF SPA. *Plan d'exploitation globale*. 2019.

# Annexes

## Définition de la base de données utilisée

```
DATABASE "pfe_db"
  TYPE "access"
  DB_SPECIFIC "directory=E:/GEOVIA/Surpac/662_x64/demo_data"
  TABLE collar
    FIELD hole_id
      TYPE character( 12)
      VALIDATION "SSI_edit_style=upper~SSI_length=12"
    FIELD y
      TYPE real( 11, 3)
      VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=-999999 9999999~SSI_decimals=3~
SSI_length=11"
    FIELD x
      TYPE real( 11, 3)
      VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=-999999 9999999~SSI_decimals=3~
SSI_length=11"
    FIELD z
      TYPE real( 11, 3)
      VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=-999999 9999999~SSI_decimals=3~
SSI_length=11"
    FIELD max_depth
      TYPE real( 11, 3)
      VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 9999~SSI_decimals=3~
SSI_length=11"
    FIELD hole_path
      TYPE character( 8)
      VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_set=;LINEAR;CURVED;VERTICAL;
linear;curved;vertical~SSI_length=8"
      NULLS
    INDEX idx1 UNIQUE
      ASC hole_id
  TABLE survey
    FIELD hole_id
      TYPE character( 12)
      VALIDATION "SSI_edit_style=upper~SSI_length=12"
    FIELD depth
      TYPE real( 7, 2)
      VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 9999~SSI_decimals=2~
SSI_length=7"
    FIELD y
      TYPE real( 11, 3)
      CALCULATED y(hole_id,depth)
    FIELD x
      TYPE real( 11, 3)
      CALCULATED x(hole_id,depth)
    FIELD z
      TYPE real( 11, 3)
      CALCULATED z(hole_id,depth)
    FIELD dip
      TYPE real( 6, 2)
      VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=-90 90~SSI_decimals=2~
SSI_length=6"
```

```

FIELD azimuth
  TYPE real( 6, 2)
  VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 360~SSI_decimals=2~
SSI_length=6"
INDEX idx2 UNIQUE
  ASC hole_id
  ASC depth
TABLE translation
FIELD table_name
  TYPE character( 18)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=18"
FIELD field_name
  TYPE character( 18)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=18"
FIELD code
  TYPE character( 6)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=6"
FIELD num_equiv
  TYPE real( 8, 2)
  VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=-999999 9999999~SSI_decimals=2~
SSI_length=8"
FIELD description
  TYPE character( 32)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=32"
  NULLS
INDEX idx3 UNIQUE
  ASC table_name
  ASC field_name
  ASC code
TABLE styles
FIELD table_name
  TYPE character( 18)
  VALIDATION "SSI_edit_style=lower~SSI_length=18"
FIELD field_name
  TYPE character( 18)
  VALIDATION "SSI_edit_style=lower~SSI_length=18"
FIELD style_type
  TYPE character( 1)
  VALIDATION "SSI_edit_style=upper~SSI_set=;C;N;D~SSI_length=1"
FIELD code
  TYPE character( 20)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=20"
  NULLS
FIELD from_value
  TYPE character( 23)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=23"
  NULLS
FIELD to_value
  TYPE character( 23)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=23"
  NULLS
FIELD graphics_colour
  TYPE character( 32)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=32"
FIELD plotting_colour
  TYPE character( 32)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=32"
FIELD graphics_pattern
  TYPE character( 5)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_set=;solid;##;||;==;///;YYYY;::;<><>;
[] ~SSI_length=5"
FIELD plotting_pattern
  TYPE character( 16)
  VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=16"
FIELD line_colour
  TYPE character( 32)

```

```

    VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=32"
FIELD line_style
    TYPE character( 32)
    VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_length=32"
FIELD line_weight
    TYPE integer( 4)
    VALIDATION "SSI_edit_style=i4~SSI_bounds=1 9~SSI_length=4"
FIELD marker_style
    TYPE character( 16)
    VALIDATION "SSI_edit_style=mixed~SSI_set=;*;X;+;. ;0;@;(*);(.);(+);(x);
(0);[ ];[*];[.];[x];<>;<*>;<.;>;<+>;/¥¥;/*¥¥;/¥¥;|>;|*>;|.;>;<|;<*>;<.|;¥¥/;
¥¥*/;¥¥./;#;+;/ ¥¥;/¥¥;/_¥¥;/_¥¥;|;/¥¥;Y;Z~SSI_length=16"
FIELD marker_size
    TYPE real( 4, 2)
    VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0.01 9~SSI_decimals=2~
SSI_length=4"
INDEX idx4 duplicates
    ASC table_name
INDEX idx5 duplicates
    ASC field_name
TABLE assay
FIELD hole_id
    TYPE character( 12)
    VALIDATION "SSI_edit_style=upper~SSI_length=12"
FIELD samp_id
    TYPE character( 10)
    VALIDATION "SSI_edit_style=upper~SSI_length=10"
    NULLS
FIELD depth_from
    TYPE real( 7, 2)
    VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 9999~SSI_decimals=2~
SSI_length=7"
FIELD y_from
    TYPE real( 11, 3)
    CALCULATED y(hole_id,depth_from)
FIELD x_from
    TYPE real( 11, 3)
    CALCULATED x(hole_id,depth_from)
FIELD z_from
    TYPE real( 11, 3)
    CALCULATED z(hole_id,depth_from)
FIELD depth_to
    TYPE real( 7, 2)
    VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 9999~SSI_decimals=2~
SSI_length=7"
FIELD y_to
    TYPE real( 11, 3)
    CALCULATED y(hole_id,depth_to)
FIELD x_to
    TYPE real( 11, 3)
    CALCULATED x(hole_id,depth_to)
FIELD z_to
    TYPE real( 11, 3)
    CALCULATED z(hole_id,depth_to)
FIELD cg_1
    TYPE real( 10, 2)
    VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
    NULLS
FIELD cg_2
    TYPE real( 10, 2)
    VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
    NULLS
FIELD cg_3
    TYPE real( 10, 2)

```

```

        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD cg_4
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD cg_5
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD cg_6
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD viscosity
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD water
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD clay
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD density
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD sand_content
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD decantation_index
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD water_loss
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD colloidalilty
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD bentonite_number
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~
SSI_length=10"
        NULLS
        FIELD absorption
        TYPE real( 10, 2)
        VALIDATION "SSI_edit_style=r8~SSI_bounds=0 999~SSI_decimals=2~

```

```

SSI_length=10"
NULLS
INDEX idx6 UNIQUE
ASC hole_id
ASC depth_from

```

Table "assay"

absorption	hentonite_number	cg_1	cg_2	cg_3	cg_4	cg_5	cg_6	clay	colloidalty	decantation_index	density	depth_from	depth_to	hole_id	samp_id	sand_content	viscosity	water	water_loss
181	19	2.13	3.81	2.2	4.33	6.6	80.93	2.6	46.1	1	1.21	3.5	5.5	S44	600	13	25.8	7.4	16.5
165	21.3	3.31	3.21	1.71	3.91	4.34	83.52	2.6	38	1	1.2	5.5	8.5	S44	601	11	27	7.4	24
216	18	2.82	1.96	1.05	3.06	5.12	85.99	2.7	44.6	0	1.21	8.5	11.5	S44	602	17	25	7.3	18
22.9	17.8	0	0	2.15	6.95	14.75	76.15	2.4	53.3	1	1.18	11.5	15.5	S44	603	14	28.2	7.6	15
2.14	20.5	3.97	5.54	2.78	5.28	8.72	73.71	2.5	38	0	1.19	15.5	18.5	S44	604	13	27	7.5	21
198	14.5	4.9	4.74	2.02	4.34	6.65	77.35	3.9	36.6	7	1.29	18.5	22	S44	605	24	28.2	6.1	27.5
151	16	3.85	4.47	1.68	3.8	6.36	79.84	3	41.8	1	1.23	12	13.5	S45	608	13	27	7	20.5
160	24.5	0	0	2.35	6.94	8.58	82.13	3.1	40	3	1.24	13.5	17	S45	609	20	25.5	6.9	23.5
132	13.5	6.65	5.1	2.35	5.8	7.45	72.65	3.1	40	2	1.24	17	20.3	S45	610	16	26.1	6.9	27.5
138	13.5	3.67	5.19	2.64	5.33	6.92	76.25	3.5	41.3	4	1.28	20.3	24	S45	611	24	26	6.5	32
156	13	0	0	2.4	8.45	12.55	76.6	3.1	33.3	5	1.25	24	28.2	S45	612	24	25	6.9	29
135	12	3.49	7.16	3.28	6.41	7.59	72.07	3.7	30.3	8	1.3	28.2	34.4	S45	613	24	25.9	6.3	43
140	13.9	0	0.08	3.57	10.03	9.67	76.65	3.7	33.9	9	1.29	34.4	37.5	S45	614	24	26	6.3	40
150	11	2.67	4.34	2.77	5.96	8.5	75.76	2.3	26.7	12	1.29	37.5	40.5	S45	615	24	25	7.7	37.5
170	11.5	0	0	1.4	5.24	8.3	85.06	5.8	21.6	4	1.3	40.5	43.5	S45	616	24	28	4.2	35
185	18	2.1	4	1.88	5	7.85	79.17	3.6	28	4	1.29	43.5	50	S45	617	20	27	6.4	29
159	15	7.73	5.65	3.13	5.62	6.62	71.25	3	36.6	3	1.23	8.4	11.4	S46	644	18	27	7	30
130	14.5	5.2	4.9	3.28	7.33	11.26	68.03	3.4	34.6	3	1.27	11.4	14.4	S46	645	24	27	6.6	36
130	13.5	0	0	2.72	7.55	10.1	79.63	3.2	33.3	5	1.26	14.4	17.4	S46	646	20	25	6.8	19.5
126	13.5	2.65	4.75	2.46	5.42	9.74	74.98	2.5	36	0	1.19	17.4	21.5	S46	647	16	25	7.5	11.5
218	17.5	0	0	1.7	5.78	12.2	80.32	3.3	51	1	1.25	5	9.5	S47	620	22	29	6.7	23
217	15.5	0	0	1.97	7.65	24.65	65.73	3.1	42.6	1	1.25	9.5	12.5	S47	621	20	28	6.9	18
194	16.5	0	0.03	2.34	8.8	12.37	76.46	3.4	41.3	3	1.26	12.5	15.5	S47	622	24	26	6.6	30
178	16.5	6.23	4.22	1.08	3.1	4.9	80.47	3.2	36.3	5	1.27	15.5	18.5	S47	623	24	25	6.8	22.5
221	16	0	0	2.08	7.1	12.36	78.46	3	49	1	1.25	18.5	21	S47	624	24	27	7	25
190	14	0	0	1.78	5.96	7.28	84.98	3.4	34.6	4	1.26	9	12	S48	628	15	27	6.6	27.5
241	13	0	0	1.84	8.75	14.82	74.59	3.5	34.6	5	1.28	12	15	S48	629	24	27	6.5	35
190	15	3.66	3.3	1.03	2.93	6.44	82.64	3.5	34.9	3	1.28	15	18	S48	630	24	27.5	6.5	30
216	13.5	0.4	1.35	0.81	2.52	5.47	89.45	3.2	50	3	1.26	18	20	S48	631	17	27	6.8	28
214	13.5	0	0	1.86	6.1	9.56	82.48	2.9	35	3	1.23	13	16	S49	636	14	26.5	7.1	25
178	11	0	0	2	7.2	20.18	70.62	3.8	32	8	1.28	16	19	S49	637	20	28.3	6.2	33
191	10.5	6.64	3.26	1.33	3.64	6.43	78.7	3.1	34.6	3	1.25	19	22	S49	638	18	26	6.9	18
177	17	0	0.75	1.2	4.03	9.28	84.74	3.5	43.3	3	1.3	22	25.8	S49	639	24	27	6.5	30
213	17	0	0	2.55	6.6	7.82	83.03	2.7	30.5	3	1.24	25.8	27.8	S49	640	17	26	7.3	27.5
128	14.5	0	0	3.1	5.4	12.3	79.2	3.4	48.3	2	1.29	27.8	30	S49	641	20	26	6.6	27.5
119	9.6	11.2	3.87	2.13	7.05	17.6	58.15	4.3	30	18	1.35	30	32	S49	642	24	23	6.7	40

Table "collar"

hole_id	hole_path	max_depth	x	y	z
S44	LINEAR	60	620590.927	3862406.12	356.3
S45	LINEAR	50	620575.678	3862340.27	359.67
S46	LINEAR	22	620506.57	3862430.76	365
S47	LINEAR	24.9	620699.215	3862355.58	345.5
S48	LINEAR	39	620679.439	3862168.04	340
S49	LINEAR	40	620548.431	3862217.63	341.75

Table "survey"

azimuth	depth	dip	hole_id
0	22	-90	S44
0	50	-90	S45
0	22	-90	S46
0	24.9	-90	S47
0	39	-90	S48
0	40	-90	S49