



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
République algérienne démocratique et populaire  
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي  
Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique



جامعة العربي التبسي - تبسة  
Université Larbi Tebessi – Tébessa  
معهد المناجم  
Institut des mines  
قسم المناجم والجيوتكنولوجيا  
Département des mines et de la géotechnologie

## MEMOIRE

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

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

# Actualisation des réserves géologiques du gisement de phosphate de Kef Essenoun au Sud-Est de Tébessa

Présenté et soutenu par

❖ MOUSSELMAL Farouk

❖ SAADOUNE Adnan

Devant le jury :

		Grade	Etablissement
Président :	Mr. NOUIOUA Ismail	MCA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	Mr. SAADAOUI Salah	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa
Examineurs :	Mr. DEBBOUZ Mokhtar	MAA	Université Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2019-2020

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la  
Recherche Scientifique  
Université Larbi Tebessi – Tébessa  
Institut des Mines  
Département des Mines et de Géotechnologie



وزارة التعليم العالي و البحث العلمي  
جامعة العربي التبسي - تبسة  
معهد المناجم  
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا

Année universitaire : 2019-2020

Tébessa le :

### Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

- ❖ MOUSSELMAL. Farouk
- ❖ SAADOUNE. Adnan

Niveau : 2<sup>ème</sup> Année Master

Option : Exploitation des mines

Thème : « Actualisation des réserves géologiques du gisement de phosphate de Kef Essenoun au Sud-Est de Tébessa »

Nom et prénom de l'encadreur : SAADAOUI. Salah

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Cadre géographique et géologique du gisement	
Présentation d'état actuel et recherche bibliographique	
Processus technologiques d'exploitation de phosphate	
Généralités bibliographiques et méthodes d'évaluation des réserves	
Etude de la méthode d'évaluation des réserves à l'aide du logiciel Surpac	

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي

خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث محترم : طالب

السيد (ة) : موسى المال فاروق

و الصادرة بتاريخ 2017 / 09 / 10

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : M201539087965

قسم المناجم والتكنولوجيا

المسجل بمعهد المناجم - تبسة

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

" تحديث الاحتياطات الجيولوجية لمنجم الفوسفات بكاف السنون جنوب شرقي تبسة "

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

التاريخ : 2020 / 09 / 21

إمضاء المعني (ة)

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية  
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة العربي التبسي - تبسة

تصريح شرفي  
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة) ..... بوجردو زور محمد نافع ..... الصفة : طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..... طالب

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : ..... 201803587 ..... و الصادرة بتاريخ ..... 2017/09/10 .....

المسجل بمعهد ..... البيات ..... قسم ..... البيات .....  
و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

.....  
Actualisation des réserves géologiques du gisement de phosphate de  
Kef Essenou au Sual - Et Tebessa -

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

التاريخ: ..... 2017 ..... 09 ..... 20 .....

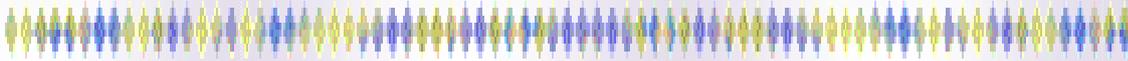
إمضاء المعني (ة)

  
المعهد العالي للعلوم العربية والاسماء  
العلمية  
البيات  
قسم البيات  
شعراوي أمينة

صارفة تالفة شعراوي

نظام للمصادقة على امضاء  
السيد / السيدة  
عن تاريخ  
من

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



## REMERCIEMENTS

Tout d'abords nous remercions le Bon DIEU qui nous a bénis de la santé, qui nous a comblés de la volonté, du courage et de la patience pour surmonter tous les obstacles que nous avons rencontrés le long de notre formation, *El HAMDOU WA CHOUKROU LI ALLAH.*

Nous tenons tout d'abord à exprimer nos profondes gratitudees à notre encadreur Monsieur SAADAOUI Salah, pour avoir d'abord proposé ce thème, et pour le suivi continuel tout le long de la réalisation de cette thèse et qui n'a pas cessé de nous donner ses conseils et remarques.

Nous adressons également nos plus vifs remerciements à Mr. NOUIOUA Ismail et Mr. DEBBOUZ Mokhtar d'avoir bien voulu accepter d'examiner ce travail et d'être membre ce jury.

Nous tenons également à remercier chaleureusement l'ensemble de la direction de SOMIPHOS, en particulier Mr. RAHAL Abaid, Mr. MOHAMMED Ali, Mr. RABIE Idris et Mr. BELGHIT Ali. Nous apprécions beaucoup leur position à nos côtés et l'aide précieuse et les encouragements durant la période de stage, et c'est ce qui nous a permis de réaliser notre projet de fin d'étude.

Nous remercions également sincèrement Mr. BORAS Fateh pour la bonne hospitalité et accueil chaleureux dans la ville de Bir El Ater tout au long de la période de stage.

Nos remerciements s'étendent également à tous nos enseignants durant les années des études. Nous remercions également les membres de l'institut des mines et tous les administratifs de l'université de tebessa.

Ce mémoire n'aurait pas été possible sans l'intervention, consciente, d'un grand nombre de personnes qui nous ont encouragés et soutenue de près ou de loin durant la réalisation de ce travail. Merci





# *Dédicaces*

*C'est un grand Plaisir que je dédie ce modeste travail à :*

*À ma chère mère qui m'a éclairée mon chemin et qui m'a encouragé et soutenue toute au long de mes études.*

*À mon cher père, qui a tout sacrifié pour me voir grandir et réussir dans le parcours de l'enseignement.*

*Mes sœurs Et toute ma famille Et tous mes collègues et mes amis sans exception.*

*À la famille de BABAOUSMAÏL hadj Aïssa, et je les remercie beaucoup pour mon soutien tout au long de ma vie universitaire.*

*À tous TAWAT de Tébessa city.*

*À mon binôme S.ADNAN qui a fait de son mieux pour compléter ce travail.*

*À tous ceux qui m'ont aidé et m'ont poussé de près ou de loin dans la réalisation de ce travail.*

*"MOUSSELMAL Farouk"*



# *Dédicaces*

*Je dédie ce travail :*

*À celle qui m'a donné la vie et ma vie n'est rien sans elle, à ma tendre mère, qui m'a soutenu d'amour et de bonheur ; tout ce que je suis, je le dois à elle.*

*À mon très chère père, l'homme qui m'a donné le désir d'apprendre et le savoir vivre, et qui a tant attendu ce moment avec impatience.*

*À mes chers frères et chères sœurs.*

*À ma grande famille SAADOUNE.*

*À tous mes amis intimes et mes collègues de promotion.*

*À mon binôme M. FAROUK qui a tous donné pour achever notre mémoire.*

*ET à tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin à accomplir ce travail.*

*À tous que j'aime, je dis, Je dédie ce mémoire.*

**" SAADOUNE Adnan "**

### Résumé

Le complexe minier de Djebel Onk se compose de deux parties: mines à ciel ouvert et usine de traitement de phosphate.

Le gisement de Kef Essenoun dans le bassin de Djebel Onk qui situe à 7,5 km au Sud-ouest de Bir-El-Ater, et à 78 km au Sud-est de Tebessa. L'horizon phosphaté est constitué de la superposition des sous couches sédimentaires d'âge Thanétien supérieur.

L'étude structurale de la couche phosphatée, a montré que, cette dernière plonge sous un pendage moyen de 8° et une direction de N320°W, et une épaisseur de 35 m.

Le projet minier passe par plusieurs étapes, et l'étape la plus importante est celle de l'estimation des réserves qui montre la rentabilité du gisement afin de justifier la continuité ou l'arrêt des travaux d'exploitation.

Dans ce projet, nous étudions la méthode d'estimation et actualisation des réserves du gisement de phosphate situé dans la carrière de Kef Essenoun, à l'aide du logiciel surpac.

L'utilisation du logiciel Surpac nous a permis de faire le traitement de données obtenues par les sondages, et la modélisation en 2D et 3D des corps minéralisés, ainsi que l'estimation des réserves initiales et actuelles de phosphate, en plus d'estimer ses teneurs moyennes liées à certains éléments chimiques inclus dans la structure de la molécule de phosphate, comme le P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>.

**Mots clés :** Gisement, Phosphate, Djebel Onk, Kef Essenoun, Sondage, Modélisation, 2D, 3D, Surpac, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (pentoxyde de phosphore).

### ملخص

يتكون مجمع جبل العنق المنجمي من جزأين: منجم سطحي ومصنع لمعالجة الفوسفات. منجم كاف اسنون محتوى وسط حوض جبل العنق، و الذي يقع على بعد 7,5 كم جنوب غرب بئر العاتر و 78 كم جنوب شرق ولاية تبسة. الأفق الفوسفاتي يتكون من تراكم طبقات فرعية رسوبية ذات عمر طانيسيا أعلى، حيث أظهرت الدراسة البنوية لطبقة الفوسفات أن هذه الأخيرة تميل بزواوية قدرها 8 درجات في اتجاه 320 درجة جهة الشمال الغربي، و هي ذات سمك قدره 35 متر.

مشروع استغلال المناجم يمر بعدة مراحل، المرحلة الأهم هي تقدير الاحتياطيات و التي تفسر لنا إمكانية مواصلة أو توقف أعمال الاستغلال. و قد قمنا في هذا العمل بدراسة طريقة تقدير الاحتياطي الحالي لمعدن الفوسفات، و

## Résumé

---

الذي يقع على مستوى محجرة كاف اسنون، و هذا باستعمال برنامج سيرباك. استعمال برنامج سيرباك يمكننا من معالجة المعطيات المتحصل عليها بواسطة وضع الفجوات الاستطلاعية، و يمكننا من نمذجة ثنائية و ثلاثية الأبعاد للأجسام المنجمية، بالإضافة إلى تمكيننا من تقدير الاحتياطيات الأولية و الحالية، و كذلك تقدير متوسط النسب المتعلقة ببعض العناصر الداخلة في تركيب بنية جزيء الفوسفات، مثل خامس أكسيد الفوسفور ( $P_2O_5$ ).

**الكلمات المفتاحية :** منجم، معدن، فوسفات، جبل العنق، كاف اسنون، فجوة، نمذجة، ثنائية و ثلاثية الأبعاد، سيرباك، خامس أكسيد الفوسفور ( $P_2O_5$ ).

## Abstract

The Djebel Onk mining complex consists of two parts : open pit mines and phosphate processing plant.

The Kef Essenoun deposit in the Djebel Onk basin which is located 7,5 km South-West of Bir-El-Ater, and 78 km South-East of Tebessa. The phosphate horizon consists of the superposition of sedimentary sublayers of Upper Thanetian age.

The structural study of the phosphate layer showed that it dips at an average dip of  $8^\circ$  and a direction of  $N320^\circ W$ , and is 35 m thick.

The mining project goes through several stages, the most important of which is the reserve estimate which shows the profitability of the deposit to justify continuing or stopping mining operations.

In this project, we are studying the method for estimating and updating the reserves of the phosphate deposit located in the Kef Essenoun quarry, using the surpac software.

The use of Surpac software allowed us to process data obtained from the drill holes, and 2D and 3D modeling of the mineralized bodies, as well as to estimate the initial and current phosphate reserves, in addition to estimating its average grades related to certain chemical elements included in the structure of the phosphate molecule, such as  $P_2O_5$ .

**Key words :** Deposit, Phosphate, Djebel Onk, Kef Essenoun, Sounding, Modelling, 2D, 3D, Surpac,  $P_2O_5$  (phosphorus pentoxide).

---

# Sommaire

---

## Sommaire

<b>Résumé</b> .....	<b>i</b>
<b>ملخص</b> .....	<b>i</b>
<b>Abstract</b> .....	<b>ii</b>
<b>Sommaire</b> .....	<b>iii</b>
<b>Liste des tableaux</b> .....	<b>x</b>
<b>Liste des figures</b> .....	<b>xiii</b>
<b>Listes des sigles et abréviations</b> .....	<b>xviii</b>
<b>Introduction Générale</b> .....	<b>1</b>

### **CHAPITRE I : Cadre géographique et géologique du gisement**

I.1. Introduction.....	4
I.2. Gisement de Djebel Onk .....	4
I.2.1. Historique du complexe de Djebel Onk .....	4
I.2.2. Nomenclature des roches phosphatées .....	6
I.2.3. Types de gisements de phosphate .....	6
I.2.4. Genèse des phosphates .....	6
I.2.5. Phosphates et environnement .....	7
I.2.6. Situation géographique de gisement .....	8
I.2.7. Aperçu géologique .....	10
I.2.7.1. Géologie du gisement.....	10
I.2.7.2. Stratigraphie .....	10
I.2.7.3. Tectonique régionale .....	15
I.2.7.4. Paléogéographie .....	16
I.2.7.5. Lithologie du faisceau phosphaté.....	19
I.2.7.6. Les réserves géologiques.....	20
I.2.8. Aperçu hydrogéologique .....	21
I.2.8.1. Les eaux de surfaces.....	21
I.2.8.2. Les eaux souterraines .....	21
I.2.9. Facteurs climatiques .....	22

## Sommaire

---

I.2.9.1. Pluviométrie .....	23
I.2.9.2. Les vents.....	23
I.2.10. Géologie locale du djebel Onk.....	23
I.3. Gisement de Kef Essenoun .....	24
I.3.1. Historique.....	24
I.3.2. Travaux de prospection effectués.....	24
I.3.3. Situation géographique.....	25
I.3.4. Aperçu géologique .....	26
I.3.4.1. Stratigraphie .....	27
I.3.4.2. Tectonique.....	28
I.3.5. Composition chimique .....	29
I.3.6. Composition minéralogique .....	29
I.3.7. Les teneurs .....	30
I.3.8. Réserves géologiques .....	30
Conclusion.....	30

## **CHAPITRE II : Présentation d'état actuel et recherche bibliographique**

II.1. Introduction .....	31
II.2. Aperçus sur le phosphate .....	31
II.3. Historique de phosphate .....	31
II.4. Origine et formation des gisements du phosphate.....	32
II.5. Phosphate dans le monde .....	33
II.6. Production et réserve.....	35
II.7. Domaines d'utilisation.....	36
II.8. Etat actuel de l'exploitation du phosphate en Algérie .....	38
II.8.1. Introduction.....	38
II.8.2. Situation géotechnique et minière de la carrière (paroi nord).....	38
II.8.3. Stabilisation de la zone à risque.....	39
II.8.3.1. Remblayage de la fosse.....	39
II.8.4. Plan d'exploitation 2020 .....	40
II.8.4.1. Les objectifs du plan d'exploitation 2020.....	41

# Sommaire

---

II.8.4.2. Choix des blocs d'exploitation pour l'exercice 2020 .....	42
II.8.4.3. Situation des carrières .....	44
II.8.4.4. Les endroits d'exploitation désignés pour la réalisation de l'exercice 2020 ..	45
II.8.5. Régime de travail de la mine de djebel Onk (quartier Kef Essenoun) .....	50
II.8.6. Organisation de l'entreprise SOMIPHOS.....	51
Conclusion.....	52

## **CHAPITRE III : Processus technologiques d'exploitation du phosphate**

III.1. Introduction.....	53
III.2. Ouverture du gisement .....	53
III.2.1. Généralités.....	53
III.2.2. Critères arrêtés pour l'ouverture du gisement de Kef-Essenoun.....	54
III.2.3. Mode d'ouverture du gisement de Kef Essenoun côté (NORD-OUEST).....	55
III.2.4. Les paramètres du schéma d'ouverture coté N-O .....	55
III.2.5. Conclusion .....	58
III.3. Méthode d'exploitation.....	58
III.3.1. Généralité.....	58
III.3.2. Choix de la méthode d'exploitation à Djebel Onk (Kef Essenoun) .....	60
III.3.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation à K.E.S.....	60
III.3.4. Conclusion .....	65
III.4. Processus technologiques de l'exploitation du phosphate .....	66
III.4.1. Introduction .....	66
III.4.2. Travaux de forage et de tir .....	67
III.4.2.1. Généralité.....	67
III.4.2.2. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir.....	67
III.4.2.3. Processus de forage .....	68
III.4.2.3.1. Le forage.....	69
III.4.2.3.2. Mode de forage et type de sondeuse.....	70
III.4.2.3.3. Propriétés physico-mécaniques du phosphate et du calcaire.....	70
III.4.2.3.4. Etude des processus de forage au niveau de la carrière K.E.S .....	70
III.4.2.4. Méthode de calcul des principaux paramètres des travaux de forage et de tir ...	76

# Sommaire

---

III.4.2.5. Construction des charges et calcul de leurs paramètres .....	82
III.4.2.6. Chargement et raccordement des mines .....	88
III.4.2.7. Déclenchement du tir.....	90
III.4.2.9. Débitage secondaire.....	91
III.4.2.10. Conclusion .....	91
III.4.3. Chargement des roches abattues .....	92
III.4.3.1. Introduction .....	92
III.4.3.2. Choix du type d'engin de chargement.....	92
III.4.3.3. Les pelles hydrauliques .....	94
III.4.3.4. Etude de processus de chargement au niveau de la carrière K.E.S .....	96
III.4.3.4.1. Infos générales sur les engins du chargement utilisé au K.E.S .....	97
III.4.3.4.2. Temps réelles des cycles des processus de chargement .....	99
III.4.3.4.3. Rendements et nombre des machines de Chargement.....	100
III.4.3.5. Conclusion .....	103
III.4.4. Transport des roches abattues .....	103
III.4.4.1. Généralités .....	103
III.4.4.2. Mode de transport utilisé à Djebel Onk (Kef Essenoun).....	106
III.4.4.3. Transport par camion.....	106
III.4.4.4. La distance de transport au niveau de la carrière K.E.S .....	109
III.4.4.5. Schéma d'approche des camions.....	110
III.4.4.6. Engins de transport utilisé à Djebel Onk (Kef Essenoun).....	110
III.4.4.6.1. Infos générales sur les engins de transport utilisé à K.E.S .....	111
III.4.4.6.2. Temps réelles des cycles de processus de transport .....	113
III.4.4.6.3. Rendements, nombre de camion et nombre de cycles pour un camion	113
III.4.4.7. Conclusion .....	118
III.4.5. Mise à terril .....	119
III.4.5.1. Choix du type de mise à terrils .....	119
III.4.5.2. Les exigences fondamentales pour L'aménagement des terrils .....	119
III.4.5.3. Mise à terril au niveau de Kef Essenoun .....	119
III.5. Méthode de traitement.....	120
III.5.1. Introduction .....	120
III.5.2. Compositions minéralogiques de minerai phosphaté de Djebel Onk .....	120
III.5.3. Préparation mécanique .....	121

## Sommaire

---

III.5.3.1. Concassage .....	121
III.5.3.2. Broyage.....	123
III.5.3.3. Criblage .....	124
III.5.4. Traitement Par Voie Humide (Débourbage) .....	127
III.5.4.1. Débourbage.....	127
III.5.4.2. Séchage.....	129
III.5.5. Traitement Par Voie Sèche (Dépoussiérage).....	130
III.5.5.1. Séchage à lit fluidisé.....	130
III.5.5.2. Criblage à 2 mm .....	130
III.5.5.3. Broyage à attrition .....	130
III.5.5.4. Sélection par une turbo sélection ventilée (TSV).....	131
III.5.5.5. Criblage à 0,8 mm .....	131
III.5.6. Conclusion.....	133
Conclusion du chapitre.....	133

### **CHAPITRE IV : Generalites bibliographiques et methodes d'évaluation des reserves**

IV.1. Introduction.....	134
IV.2. Généralités sur les ressources et les réserves minières.....	134
IV.2.1. Historique .....	134
IV.2.2. Définitions .....	135
IV.2.3. Phases et étapes du développement mineral.....	137
IV.2.4. Exigences des estimations .....	137
IV.2.5. Liste de contrôle d'estimation des ressources géologiques .....	139
IV.2.6. Méthode de classification des ressources et des réserves.....	141
IV.2.7. Transfert des ressources en réserves .....	142
IV.3. Les méthodes d'évaluation des réserves.....	142
IV.3.1. Méthodes conventionnelles de calcul des ressources.....	142
IV.3.1.1. Méthode des polygones (plus proche voisin).....	143
IV.3.1.2. Méthode des triangles.....	144
IV.3.1.3. Méthode de l'inverse de la distance.....	146
IV.3.2. Méthode des sections .....	147

## Sommaire

---

IV.3.2.1. Méthodes "manuelles" .....	149
IV.3.2.2. Méthode géostatistique de krigeage ordinaire.....	151
IV.3.2.3. Méthode d'évaluation des réserves par l'logiciel "SURPAC".....	153
IV.3.2.3.1. Historique du logiciel .....	153
IV.3.2.3.2. Définitions .....	154
IV.3.2.3.3. Macros et scripts.....	155
IV.3.2.3.4. Marchés commerciales .....	156
IV.3.2.3.5. Avantages de l'logiciel.....	156
IV.3.2.3.6. Modélisation du gisement et estimation des ressources.....	157
Conclusion.....	158

### **CHAPITRE V : Étude de la methode d'evaluation des reserves a l'aide du logiciel surpac**

V.1. Introduction .....	159
V.2. Base des données .....	159
V.2.1. Inersion de base des données .....	159
V.3. Trasfère des données vers l'access .....	164
V.4. Cartographie de la base des données sur le Surpac.....	165
V.5. Affichage des sondages sur le Surpac .....	166
V.6. Création du string.....	167
V.7. Création de la surface .....	168
V.8. Création du solide.....	170
V.9. Création de Block modèle .....	171
V.9.1. Création de composite .....	171
V.9.2. Création de Block modèle .....	172
V.9.3. Inersion d'attribut.....	173
V.9.4. Inersion des contraintes.....	173
V.10. Estimation des teneurs moyennes des éléments P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , MgO et CaO .....	175
V.10.1. Définition.....	175
V.10.2. Classification des méthodes d'estimation de la teneur moyenne .....	176
V.10.3. Carte de répartition des teneurs en P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> .....	176

# Sommaire

---

V.11. Insertion du plan topographique actuel de la carrière K.E.S "Janvier 2020" .....	177
V.11.1. Définition .....	177
V.12. Résultats des estimations des réserves par l'ogiciel "SURPAC" .....	183
V.12.1. Réserves de phosphate avant le début d'exploitation [1986 à 2001] "terraine vierge" ..	183
V.12.2. Réserves de phosphate sous forme de quantités extraites [2001 à 2020] .....	184
V.12.3. Réserves de phosphate actuellement restantes après exploitation "Janvier 2020" ..	185
V.12.4. Estimation des réserves de phosphate perdue dans la fosse de glissement de 2007 au niveau du bord Nord - Est (à l'intérieur des limites de 32 sondages) .....	186
V.12.4.1. Historique (description) du glissement .....	186
V.12.4.2. Les résultats des pertes dans la fosse de glissement .....	188
V.13. Classifications des types des réserves de la carrière Kef Essenoun .....	189
V.13.1. Première classification .....	189
V.13.1.1. Sections des réserves de phosphate de K.E.S selon la première classification	189
V.13.2. Deuxième classification .....	190
V.13.2.1. Sections des réserves de phosphate de "K.E.S" selon la deuxième classification	191
V.14. Analyse et interprétation des résultats .....	191
Conclusion .....	192
<b>Recommandations</b> .....	<b>193</b>
<b>Conclusion générale</b> .....	<b>194</b>
<b>Références bibliographiques .</b>	
<b>Annexes .</b>	

## Liste des tableaux

---

### Liste des tableaux

<b>Tableau I.1</b> : Les réserves géologiques de Djebel Onk point de vue année 2016.....	<b>21</b>
<b>Tableau I.2</b> : Composition minéralogique de Phosphate de gisement Kef Essenoun.....	<b>29</b>
<hr/>	
<b>Tableau II.1</b> : Production et réserve mondiales par pays de phosphate naturel en 2018 (USGS.2019) .....	<b>36</b>
<b>Tableau II.2</b> : Production de minerai .....	<b>41</b>
<b>Tableau II.3</b> : Répartition mensuelle des objectifs .....	<b>42</b>
<b>Tableau II.4</b> : Situation des carrières K.E.S et DjDj (ZII) au 31/12/2019 .....	<b>44</b>
<b>Tableau II.5</b> : Situation des carrières K.E.S et DjDj (ZII) au 31/12/2020 .....	<b>45</b>
<b>Tableau II.6</b> : Les coordonnées en UTM de bloc N-O de la carrière de K.E.S .....	<b>46</b>
<b>Tableau II.7</b> : Les coordonnées en UTM de bloc entre le N-O et l'ancienne fosse de la carrière de K.E.S.....	<b>47</b>
<b>Tableau II.8</b> : Les coordonnées en UTM de stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse de la carrière de K.E.S .....	<b>47</b>
<b>Tableau II.9</b> : Elaboration de quelques paramètres de quatre coupes géologiques à partir des ouvrages de reconnaissances existants .....	<b>48</b>
<b>Tableau II.10</b> : Les coordonnées en UTM des blocs Sud et Extrême Sud de la carrière de DjDj ZII.....	<b>49</b>
<b>Tableau II.11</b> : Nombre et durée d'un poste nécessaire aux opérations d'exploitation.....	<b>51</b>
<hr/>	
<b>Tableau III.1</b> : Relevés topographiques .....	<b>57</b>
<b>Tableau III.2</b> : L'angle du talus des gradins selon la dureté des roches .....	<b>61</b>
<b>Tableau III.3</b> : Récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation.....	<b>65</b>
<b>Tableau III.4</b> : Propriétés physico-mécanique du phosphate et du calcaire .....	<b>70</b>
<b>Tableau III.5</b> : Les caractéristiques techniques de la sondeuse FLEXIROC D60.....	<b>71</b>

---

## Liste des tableaux

---

<b>Tableau III.6</b> : Les caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC F6 ...	<b>74</b>
<b>Tableau III.7</b> : Récapitulatifs des paramètres de forage .....	<b>76</b>
<b>Tableau III.8</b> : Caractéristiques des explosifs utilisés .....	<b>77</b>
<b>Tableau III.9</b> : Classification des roches selon leurs indices de forabilité .....	<b>79</b>
<b>Tableau III.10</b> : Classification de la tirabilité de roches suivant leur consommation spécifique étalon .....	<b>81</b>
<b>Tableau III.11</b> : Récapitulatif des paramètres de forage et de tir .....	<b>88</b>
<b>Tableau III.12</b> : Les avantages et les inconvénients de la pelle hydraulique.....	<b>94</b>
<b>Tableau III.13</b> : Les avantages et les inconvénients de la Chargeuse transporteuse .....	<b>94</b>
<b>Tableau III.14</b> : Avantages et inconvénients des méthodes en butte et en rétro.....	<b>96</b>
<b>Tableau III.15</b> : Caractéristiques techniques de la chargeuse CATERPILLAR 986H.....	<b>97</b>
<b>Tableau III.16</b> : Caractéristiques technique de la pelle LIEBHERR R974C .....	<b>98</b>
<b>Tableau III.17</b> : Caractéristiques techniques de la pelle CAT390FL .....	<b>99</b>
<b>Tableau III.18</b> : Récapitulatifs des paramètres de chargement.....	<b>103</b>
<b>Tableau III.19</b> : Caractéristiques techniques du camion CATERPILLAR 773F.....	<b>111</b>
<b>Tableau III.20</b> : Caractéristiques techniques du camion TEREX TR60 .....	<b>112</b>
<b>Tableau III.21</b> : Récapitulatif des paramètres de transport.....	<b>118</b>
<b>Tableau III.22</b> : Composition minéralogiques du minerai de phosphate de Djebel Onk ....	<b>121</b>
<b>Tableau III.23</b> : Caractéristiques du concasseur giratoire (à cône) « BABITLESS ».....	<b>122</b>
<b>Tableau III.24</b> : Caractéristiques du concasseur à percussion « HAZEMAG » .....	<b>123</b>
<b>Tableau III.25</b> : Caractéristiques du broyeur à marteau « WEDAG » .....	<b>124</b>
<b>Tableau III.26</b> : Caractéristiques du broyeur à percussion « TRIMAN » .....	<b>124</b>
<hr/>	
<b>Tableau IV.1</b> : Représentant la disposition des étapes du développement minéral .....	<b>137</b>
<b>Tableau IV.2</b> : Liste de contrôle d'estimation des ressources géologiques.....	<b>140</b>
<b>Tableau IV.3</b> : Classification des ressources et des réserves .....	<b>141</b>
<b>Tableau IV.4</b> : Données liées à la distance et à sa teneur .....	<b>146</b>

---

## Liste des tableaux

---

<b>Tableau IV.5 :</b> Les formules pour les 7 cas précédant obtenus en supposant la densité constante .....	<b>150</b>
<hr/>	
<b>Tableau V.1 :</b> Exemple des coordonnées de sondage 02 dans le tableau de collar sur excel. ....	<b>160</b>
<b>Tableau V.2 :</b> Exemple des informations de sondage 02 dans le tableau de survey sur excel .....	<b>161</b>
<b>Tableau V.3 :</b> Exemple des informations de sondage 02 dans le tableau de géologie sur Excel .....	<b>162</b>
<b>Tableau V.4 :</b> Exemple des informations des échantillons de sondage 02 dans le tableau d'analyse sur Excel.....	<b>163</b>
<b>Tableau V.5 :</b> Les méthodes d'estimation de la teneur moyenne .....	<b>176</b>
<b>Tableau V.6 :</b> Les réserves géologiques globales d'avant l'exploitation.....	<b>183</b>
<b>Tableau V.7 :</b> Réserves géologiques de la couche de phosphate avant l'exploitation.....	<b>183</b>
<b>Tableau V.8 :</b> Réserves de produit extrait de toutes les couches.....	<b>184</b>
<b>Tableau V.9 :</b> Réserves de produit extrait de la couche de phosphate .....	<b>184</b>
<b>Tableau V.10 :</b> Reste des réserves de toutes les couches d'après l'exploitation " réserves actuelles ".....	<b>185</b>
<b>Tableau V.11 :</b> Reste des réserves de la couche phosphatent d'après l'exploitation " réserves actuelles ".....	<b>185</b>
<b>Tableau V.12 :</b> Les résultats des pertes dans la fosse de glissement de 2007 .....	<b>188</b>
<b>Tableau V.13 :</b> Classification des réserves de phosphate estimées selon la première méthode de classification .....	<b>189</b>
<b>Tableau V.14 :</b> Classification des réserves de phosphate estimées selon la deuxième méthode de classification .....	<b>191</b>

## Liste des figures

---

### Liste des figures

<b>Figure I.1</b> : Schéma de phosphatogénèse selon Kazakov (1930).....	7
<b>Figure I.2</b> : Carte géographique de la région de Djebel Onk.....	8
<b>Figure I.3</b> : Carte de situation géographique des gisements de phosphates de la région de Djebel Onk (Prian et Cortiel, 1993).....	9
<b>Figure I.4</b> : Colonne stratigraphique de la région de Djebel El Onk.....	14
<b>Figure I.5</b> : Carte structurale de la région de Djebel Onk à l'intérieur du bassin de Gafsa – Mévlaoui – Onk.....	15
<b>Figure I.6</b> : Situation paléogéographique des gisements de phosphates de la région de Djebel Onk à l'intérieur du bassin phosphatés (D'après Buroillet et Oudin, 1980 ; Fourine, 1980 ; Sassi, 1974 et 1980).....	18
<b>Figure I.7</b> : Les cinq secteurs miniers de Djebel Onk .....	19
<b>Figure I.8</b> : Températures moyennes annuelles durant 1991 à 2008, (Station Safsaf El Ouessa de Oum Ali, Tebessa).....	22
<b>Figure I.9</b> : Carte de situation géographique de la carrière de Kef Essenoun .....	25
<b>Figure I.10</b> : Les sites de la carrière de K.E.S.....	26
<b>Figure I.11</b> : Structure de la couche de phosphate dans la zone de Kef Essenoun et localisation des sondages carottés (Prian et Cortiel, 1993).....	27
<hr/>	
<b>Figure II.1</b> : Répartition mondiale des gisements de phosphates.....	35
<b>Figure II.2</b> : Exemple de l'utilisation de phosphate dans les engrais minéraux répandus en agriculture.....	37
<b>Figure II.3</b> : Etapes de remblayage de l'ancienne fosse de Kef Essenoun.....	40
<b>Figure II.4</b> : Photo représenter l'état actuel d'activité d'exploitation du phosphate au niveau de la carrière de Kef Essenoun coté Nord-Ouest.....	40
<b>Figure II.5</b> : Carte topographique présentant localisation des blocs d'exploitation de K.E.S pour l'exercice 2020.....	45

## Liste des figures

---

<b>Figure II.6</b> : Limite et séparation entre les deux zones selon la teneur en P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> et MgO dans la carrière de K.E.S.....	<b>46</b>
<b>Figure II.7</b> : Carte topographique présentant localisation des blocs d'exploitation de DjDj ZII côté Sud et extrême-Sud pour l'exercice 2020.....	<b>50</b>
<b>Figure II.8</b> : Organigramme du complexe minier de Djebel Onk.....	<b>52</b>
<hr/>	
<b>Figure III.1</b> : Les paramètres d'une tranchée accès.....	<b>55</b>
<b>Figure III.2</b> : Méthode d'exploitation avec transport par camions.....	<b>60</b>
<b>Figure III.3</b> : Schéma représentant la plate-forme de travail.....	<b>63</b>
<b>Figure III.4</b> : schéma technologique des travaux miniers.....	<b>66</b>
<b>Figure III.5</b> : Description de la sondeuse.....	<b>69</b>
<b>Figure III.6</b> : Photo représente une sondeuse de type ATLAS COPCO FEXIROC D60.....	<b>71</b>
<b>Figure III.7</b> : Photo représente une sondeuse de type ATLAS COPCO ROC F6.....	<b>74</b>
<b>Figure III.8</b> : Ammonium Nitrate feule ANFOMIL.....	<b>76</b>
<b>Figure III.9</b> : Marmanite.....	<b>77</b>
<b>Figure III.10</b> : Représente la charge discontinue d'un trou de mine.....	<b>78</b>
<b>Figure III.11</b> : Schéma de plan de tir appliqué dans la mine de Kef Essenoun.....	<b>89</b>
<b>Figure III.12</b> : Exemple de déclanchement de Tir d'abattage à l'explosif.....	<b>90</b>
<b>Figure III.13</b> : Schéma de connexion lors du débitage secondaire.....	<b>91</b>
<b>Figure III.14</b> : Chargeuse sur pneus en butte en position de chargement.....	<b>93</b>
<b>Figure III.15</b> : Schéma de travail des pelles dans le chantier latéral.....	<b>95</b>
<b>Figure III.16</b> : Chargeuse sur pneus en butte CAT 986H.....	<b>97</b>
<b>Figure III.17</b> : Pelle hydraulique en butte LIEBHERR R974C.....	<b>98</b>
<b>Figure III.18</b> : Pelle hydraulique rétro CAT390FL.....	<b>99</b>
<b>Figure III.19</b> : Camion en mode transport des roches.....	<b>106</b>
<b>Figure III.20</b> : Schéma de la distance de transport au niveau de la mine de Kef Essenoun.....	<b>109</b>

## Liste des figures

---

<b>Figure III.21</b> : Plan de circulation pour l'exercice 2020 carrière Kef Essenoun.....	109
<b>Figure III.22</b> : Exemple de schéma de chargement et schéma d'accès des camions vers l'excavateur en cul-de-sac .....	110
<b>Figure III.23</b> : Camion CATERPILLAR 773F.....	111
<b>Figure III.24</b> : Camion TEREX TR60.....	112
<b>Figure III.25</b> : Disposition des décharges .....	120
<b>Figure III.26</b> : Schéma de l'appareillage concasseur (BABITLESS).....	122
<b>Figure III.27</b> : Schéma de l'appareillage Scalpeur Broyeur (HAZEMAG).....	123
<b>Figure III.28</b> : Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG) .....	125
<b>Figure III.29</b> : Schéma technologique de la préparation mécanique .....	126
<b>Figure III.30</b> : Schéma de l'appareillage Débourage .....	127
<b>Figure III.31</b> : Schéma technologique de débourage (voie humide) .....	128
<b>Figure III.32</b> : Schéma du procédé du Séchage .....	129
<b>Figure III.33</b> : Schéma de l'appareillage Lavage séchage et mise en stock .....	131
<b>Figure III.34</b> : Schéma technologique de dépoussiérage .....	132
<hr/>	
<b>Figure IV.1</b> : Transfert des ressources en réserve.....	142
<b>Figure IV.2</b> : Exemple de polygones d'influence.....	143
<b>Figure IV.3</b> : Exemple de trois points différents et leurs paramètres.....	145
<b>Figure IV.4</b> : Dispositif d'inverse des distances .....	146
<b>Figure IV.5</b> : Dispositif de krigeage.....	152
<b>Figure IV.6</b> : L'interface principale du logiciel surpac .....	153
<hr/>	
<b>Figure V.1</b> : Les composants du tableau "collar" .....	160
<b>Figure V.2</b> : Les composants du tableau "survey" .....	161
<b>Figure V.3</b> : Les composants du tableau de "géologie" .....	162
<b>Figure V.4</b> : Les composants du tableau d' "analyse" .....	163

---

## Liste des figures

---

<b>Figure V.5 :</b> L'insertion de la base des données sur Excel, puis les transférer en logiciel "Access base des données" .....	<b>164</b>
<b>Figure V.6 :</b> Le rappelé des données de l'access vers le logiciel "SURPAC" .....	<b>165</b>
<b>Figure V.7 :</b> Les trous de sondage sont affichés en vue des axes "X" et "Y" .....	<b>166</b>
<b>Figure V.8 :</b> Les trous de sondage sont affichés en vue 3D sur les axes : "X" , "Y" et "Z" .....	<b>166</b>
<b>Figure V.9 :</b> Les différentes couches de terre selon l'affichage des trous de sondages en vue des axes "X" et "Z" .....	<b>167</b>
<b>Figure V.10 :</b> L'affichage de la forme de dessin de string avec les sondages, en deux vues en 2D et en 3D.....	<b>167</b>
<b>Figure V.11 :</b> Affichage des strings de mure et toit de la couche phosphaté et sa position par rapport le premier string, plus les sondages se forme cylindrique .....	<b>168</b>
<b>Figure V.12 :</b> Surface de terrain naturel .....	<b>169</b>
<b>Figure V.13 :</b> Les surfaces de mure et de toit de la couche phosphatées par rapport la surface de terrain naturel.....	<b>169</b>
<b>Figure V.14 :</b> Solide de la couche de phosphate .....	<b>170</b>
<b>Figure V.15 :</b> Les solides de toutes les couches géologiques.....	<b>170</b>
<b>Figure V.16 :</b> Composite de $P_2O_5$ pour la couche phosphatée .....	<b>171</b>
<b>Figure V.17 :</b> Exemple illustre les coordonnées min et max d'un block model .....	<b>172</b>
<b>Figure V.18 :</b> Block model prototype (vierge) en vue 3D.....	<b>172</b>
<b>Figure V.19 :</b> Le nouvel attribut inclut les paramètres dont nous avons besoin.....	<b>173</b>
<b>Figure V.20 :</b> Représentant la création de la première contrainte, qui est le quaternaire (sable), puis en insérant sa véritable valeur de densité.....	<b>174</b>
<b>Figure V.21 :</b> Block modèle apparaît composé de toutes les couches géologiques .....	<b>174</b>
<b>Figure V.22 :</b> Carte d'interpolation finale des teneurs moyennes en $P_2O_5$ .....	<b>177</b>
<b>Figure V.23 :</b> Plan topographique actuel (janvier 2020) pour la mine de " kef-essnoun" ...	<b>178</b>
<b>Figure V.24 :</b> Contrainte de block model par rapport le plan topographique (Angle de vue 01) .....	<b>178</b>

## Liste des figures

---

<b>Figure V.25</b> : Contrainte de block model par rapport le plan topographique (Angle de vue 02) .....	<b>179</b>
<b>Figure V.26</b> : Bloc d'extrait de tous les couches.....	<b>179</b>
<b>Figure V.27</b> : Bloc d'extrait de la couche de phosphate.....	<b>180</b>
<b>Figure V.28</b> : Bloc de reste de toutes les couches.....	<b>180</b>
<b>Figure V.29</b> : Bloc de reste de la couche de phosphate.....	<b>181</b>
<b>Figure V.30</b> : Informations sur certains points choisis par hasard dans le bloc modèle.....	<b>181</b>
<b>Figure V.31</b> : Résumé de la méthode d'estimation des réserves à l'aide du SURPAC.....	<b>182</b>
<b>Figure V.32</b> : Photo montrant le glissement de 2007 dans la carrière de phosphate de K.E.S .....	<b>186</b>
<b>Figure V.33</b> : Photo montrant la fosse de la carrière de K.E.S avant le glissement de 2007... .....	<b>186</b>
<b>Figure V.34</b> : Les pertes de phosphate dans la fosse de glissement de 2007 en block model.....	<b>187</b>
<b>Figure V.35</b> : Solide de la fosse de glissement par rapport la couche de phosphate.....	<b>187</b>
<b>Figure V.36</b> : Les pertes des phosphates dans la fosse sont représentés dans le block mode. .....	<b>187</b>
<b>Figure V.37</b> : Carte topographique montrant la situation de glissement par rapport la carrière de Kef Essenoun .....	<b>188</b>

## Liste des sigles et abréviations

### Liste des sigles et abréviations

Sigles	Définitions	Sigles	Définitions
<b>FERTI BIRIA</b>	Un groupe leader dans le secteur des fertilisants et produits industriels	$L_{tot}$	Longueur total à forer dans un bloc
<b>TPL</b>	Tri basic Phosphate of Lime (Phosphate tri basique de chaux)	$\tau$	Durée de microretards
<b>USGS</b>	United States Géologique Survey	$H_{cr}$	Hauteur de creusement
$i$	Inclinaison longitudinale des tranchées	$T_c$	Durée de cycle
$V_t$	Volume des tranchées d'accès	$R_{exp}^p$	Rendement d'exploitation par poste
$V_{td}$	Volume de demi-tranchée de découpage	$R_{exp}^{an}$	Rendement d'exploitation annuel
<b>T</b>	Largeur de voie de transport	$N_{néc}^{ch}$	Nombre d'équipements de chargement nécessaire
<b>A</b>	Largeur d'enlevure	$N_{cy}$	Nombre de cycles de camion par poste
<b>V</b>	Avancement annuel du front de travail	$N_c^{SERVICE}$	Nombre des camions nécessaires en service
$\alpha$	Angle du talus du gradin exploitable	$N_c^{tot}$	Nombre des camions total
$\gamma$	Angle de stabilité naturelle	$\lambda_j, \lambda_i$	Poids

## Liste des sigles et abréviations

<b>D</b>	Dimension maximale admissible des blocs de roches explosées	<b>A</b>	Triangle
<b>R<sub>S(p)</sub></b>	Rendement d'exploitation postier de la sondeuse	<b>t<sub>i</sub></b>	Teneur
<b>R<sub>S(an)</sub></b>	Rendement d'exploitation annuel de la sondeuse	<b>w<sub>i</sub></b>	Épaisseur
<b>n<sub>p/j</sub></b>	Nombre de poste par jours	<b>d<sub>i</sub></b>	Distance entre deux points
<b>n<sub>j/an</sub></b>	Nombre de jours par ans	<b>b</b>	Puissance
<b>N<sub>s</sub></b>	Nombre de sondeuses nécessaires	<b>S1, S2</b>	Sections
<b>D<sub>f</sub></b>	Indice de forabilité	<b>(L)</b>	Distance
<b>q<sub>et</sub></b>	Indice de tirabilité	<b>L</b>	Teneur varie linéairement
<b>D<sub>t</sub></b>	Diamètre du trou	<b>B</b>	Teneur varie brusquement
<b>L<sub>tr</sub></b>	Longueur du trou	<b>Z (x)</b>	Fonction aléatoire
<b>q<sub>p</sub></b>	Consommation spécifique du projet	<b>y (h)</b>	Semi-variogramme théorique
<b>w</b>	Ligne de moindre résistance	<b>var</b>	Variance
<b>a</b>	Distance entre deux trous dans une même rangée	<b>λ</b>	Poids de krigeage
<b>Q<sub>tr</sub></b>	Quantité d'explosif dans un trou	<b>σ<sub>k</sub><sup>2</sup></b>	Variance de krigeage ordinaire
<b>H<sub>g</sub></b>	Hauteur du gradin	<b>(X, Y, Z)</b>	Coordonnées UTM
<b>m</b>	Coefficient de rapprochement des trous	<b>UTM</b>	Universel Transversal de Mercator
<b>P</b>	Charge métrique du trou	<b>ECSI</b>	Éducation à la citoyenneté et à la solidarité internationale

## Liste des sigles et abréviations

<b>L<sub>ch</sub></b>	Longueur de la charge	<b>SRK Consulting</b>	Société d'ingénierie internationale indépendante active dans les domaines des ressources naturelles et hydrologiques
<b>L<sub>b</sub></b>	Longueur de bourrage	<b>IPO</b>	Initial Public Offering (Introduction en bourse)
<b>V<sub>bl</sub></b>	Volume du bloc à tirer	<b>TCL</b>	Tool Command Language (Langue de Commande de l'outil)
<b>S<sub>bl</sub></b>	Surface du bloc à abattre	<b>SCL</b>	Surpac Command Language (Langage de Commande Surpac)
<b>N<sub>tr</sub></b>	Nombre de trous dans un bloc à tirer	<b>CAO, SIG</b>	Systèmes d'information géographique
<b>Q<sub>tot</sub></b>	Quantité d'explosifs par bloc	<b>Tr</b>	Tranché
		<b>S</b>	Sondage

### Documents internes de l'entreprise :

- **BRGM** : Bureau de recherches géologiques et d'exploitation des ressources minières
- **EREM** : Entreprise de Recherches Minières
- **ORGM** : Office National de Recherche Géologique et Minière
- **CERAD** : Center d'études et de recherches appliquées au développement
- **DMT** : Bureau d'étude Allemand
- **SOMIPHOS** : Société des Mines de Phosphates
- **FERPHOS** : Entreprise National du Fer et Phosphate
- **SOFREMINE** : Société Française d'Etudes Minières
- **SONAREM** : Société Nationale de Recherches et d'exploitation des Ressources Minières
- **SDO** : Société de Djebel Onk
- **KES** : Kef Essenoun

A green sticky note graphic with rounded corners and a tab at the top right. The text is centered on the note.

# Introduction générale

## Introduction générale

Parmi les matières inscrites comme matériaux stratégiques pour l'État pour compenser le manque de production de pétrole dû à la chute croissante de ses prix ces dernières années, le phosphate. Ceci est justifié par l'importance de cette matière première pour l'agriculture, l'industrie chimique et les ressources considérables atteignant les 2 milliards de tonnes de réserves prouvées, dont dispose notre pays. Ces ressources se concentrent au niveau du bassin minier du Djebel Onk – Tébessa (Nord-Est Algérien) ; ce bassin renferme plusieurs gisements (Djebel Onk Nord ; Djemi Djema ; Kef Essenoun ; Oued Betita et Bled El Hadba). La Société des Mines de Phosphates SOMIPHOS - Filiale FERPHOS Groupe, est propriétaire de ces gisements.

Selon le ministère de l'industrie et des Mines, dans le but d'augmenter la production de phosphate, le groupe pétrolier général SONATRACH et le groupe chinois CITIC Construction ont signé, début janvier 2020, à Alger, un avenant au protocole d'accord relatif au projet de production intégrée de phosphate en Algérie, qui devrait démarrer l'exploitation du projet en 2022. La réalisation de ce projet augmentera la production de brut de 2 millions de tonnes / an à 10 millions de tonnes / an. [41]

La production classique pour la conception d'une mine ou d'un projet miniers en général, commence par l'identification de la minéralisation qui est une phase fondamentale dans la réussite d'un projet minier. La détermination des caractéristiques géologiques et géotechniques du sol avant les travaux d'extraction permet la planification des tâches et leur réalisation dans les délais impartis.

Le coût d'une bonne reconnaissance du sous-sol peut être élevé, mais c'est largement justifié par les conditions de sécurité optimales requises durant les travaux d'ouverture, et plus tard lors de l'exploitation de l'ouvrage. [42]

L'étude du sous-sol se fait à partir des observations récoltées sur le terrain par des levés cartographiques, par des mesures géophysiques ou encore par des forages.

Pour compléter ces reconnaissances ponctuelles, les bureaux d'études procèdent le plus souvent à faire des estimations de réserves minières par des interpolations linéaires par partitionnement dans l'espace ou par des considérations statistiques, mais récemment, la

## Introduction générale

---

situation s'est développée et plusieurs entreprises ont commencé à estimer leurs réserves à l'aide de programmes informatiques comme le logiciel Surpac.

En pratique, le calcul des ressources, il s'agit d'abord, à partir des données de sondages carottés de définir les contours géométriques du gisement, puis d'en calculer le volume, la concentration (teneur en métal), et enfin le tonnage de métal.

Le géologue, à partir des données de sondages et de sa connaissance du contexte géologique, établit un premier modèle géologique visant à corréliser, d'un sondage à l'autre, les différents corps géologiques entre eux, dont les corps minéralisés. Il est nécessaire d'établir une teneur de coupure (teneur minimale en métal) pour définir géographiquement et quantitativement les limites des corps minéralisés.

L'estimation de réserve est un paramètre utile afin d'évaluer la rentabilité du gisement, et de justifier l'arrêt ou la continuité des travaux.

La Simulation de l'exploitation minière est la modélisation d'un système à ciel ouvert ou l'exploitation minière souterraine réel sur ordinateur. La simulation permet aux organisations d'analyser et expérimenter leurs processus d'exploitation minière dans un environnement virtuel. [43]

Cela réduit le temps et les exigences des coûts associées à des tests physiques. Les véhicules, transporteurs et même les opérateurs peuvent être rapidement introduit et ajusté selon le modèle de simulation, permettant aux entreprises la possibilité de déterminer la meilleure façon d'utiliser pleinement leurs équipements.

À la base, la simulation de l'exploitation minière commence par l'élaboration d'un modèle géologique pertinent et une modélisation de bloc en 3d avec des teneurs, ceci permet une planification efficace et économiquement rationnelle des réserves. [43]

L'objectif primordial de notre projet, est la modélisation et l'actualisation des réserves en phosphates du gisement de Kef Essenoun et cela en exploitant les résultats obtenus auparavant lors de la réalisation des sondages au niveau de la carrière en 1986, en utilisant le logiciel Surpac pour confirmer l'étendue et la manière de procéder avec le processus d'exploitation de ce gisement.

## Introduction générale

---

Afin d'atteindre cet objectif ; il a été nécessaire d'effectuer les cinq chapitres suivants :

✓ **Le chapitre I** : Consacré à la présentation du cadre géographique et géologique des phosphates du Djebel Onk en général, et le gisement de Kef Essenoun en particulier.

✓ **Le chapitre II** : Inclure une étude bibliographique sur les phosphates naturels dans le monde, puis il traite d'une présentation détaillée sur l'état actuel de la carrière du Kef Essenoun.

✓ **Le chapitre III** : Aperçus sur l'ensemble des processus d'exploitation de gisement de phosphate avec une présentation des différentes méthodes de traitement utilisés au niveau de Kef Essenoun.

✓ **Le chapitre IV** : Il comprend des généralités bibliographiques sur les ressources géologiques et les réserves minières et la relation entre elles, puis traite des différentes méthodes de calcul et d'estimation des réserves minières.

✓ **Le chapitre V** : Étude de la modélisation et estimation des réserves du phosphate au niveau de la carrière de Kef Essenoun puis actualisez-la, en utilisant le logiciel Surpac.

Ceci s'ajoute aux recommandations que nous avons proposées, qui permettront de fournir une connaissance plus profonde sur la forme du corps minéralisés, et cela permettra le développement d'une exploitation optimale du gisement par rapport au Kef Essenoun, et finalement le projet s'est achevé par une conclusion générale.

# Chapitre 01

Cadre géographique  
et géologique  
du gisement

# Chapitre I : Cadre géographique et géologique du gisement

## I.1. Introduction

L'industrie phosphatée algérienne est née à la fin du XIX<sup>ème</sup> siècle avec la découverte et la mise en exploitation de plusieurs gisements à l'Est du pays (El Kouif, Mzaita, Ras El Oued, Bordj El Ghedir). En 1962 commença l'exploitation du plus grand gisement algérien de phosphate, le Djebel El Onk. [18]

Au cours de ce chapitre, nous allons présenter, la géologie régionale de Djebel El Onk puis locale du gisement de Kef Essenoun.

## I.2. Le gisement de Djebel Onk

### I.2.1. Historique du complexe de Djebel Onk [17]

La découverte du phosphore est attribuée à Hennig Brandt en 1669 en Allemagne à partir de l'urine. Cet élément est un matériau blanc luisant dans l'obscurité, et brûlant en produisant une lumière éclatante.

Les phosphates Algériens ont été découverts à Boghari par Ph. Thomas (1873), un peu avant les phosphates de Gafsa(1855). Dans la période 1906 / 1907, Joleau à découvert le gisement de Djebel Onk avec la mise en évidence de deux couches phosphatées dans un ravin du Oued de Djemi – Djema au Sud de Djebel Onk. En 1912, Dussert a présenté les premières informations sur les gisements phosphatés Algériens avec des coupes lithologiques détaillées des gîtes de la zone de Djebel Onk.

La prospection systématique a été débuté par « la compagnie des Phosphates de Constantine » en 1930 et avait confirmé l'existence des réserves considérables, ce qui amené à la création de la société de Djebel Onk (SDO), en 1936 ; mais l'éloignement de la mer, la désertification de la région, le manque d'eau et de l'énergie et les méthodes de l'exploitation reflètent une exploitation irrationnelle.

La connaissance sur la géologie régionale et des gisements progresse avec les études de R. Laffitte (1939), L. Cayeux (1939 –41 – 50), et R.Flandrin (1948).

En 1951, L. Visse a étudié le gisement de phosphate du Djebel Djemi – Djema dont il reprend avec beaucoup de détails la stratigraphie et évalue les réserves (110 Million de

tonne de minerai à 24.80 – 25.20 %  $P_2O_5$ , soit 54 – 55 % TPL, pour un total de 600 MT dans toute la zone de Djebel Onk.

A partir de 1960, dans le cadre de l'industrialisation de l'Algérie (plan de Constantine), le projet d'exploitation des phosphates devient prioritaire. De 1961 à 1963, des essais de prospection radiométrique aéroportée effectués au-dessus du gisement du Djebel Onk pour tester la méthode utilisée avec succès par le BRGM dans l'Atlas Tellien le long des affleurements de l'Eocène (Vogt et Belhadj, 1963).

Les études ont été reprises par Ranchin (1963) qui avait établi les cartes géologiques à l'échelle 1 / 5000.

Ce n'est qu'au Février 1965 l'exploitation de Djemi-Djema a débuté par la société de Djebel Onk en se basant sur les données prévisionnelles de Servajeau.

A la suite de l'aménagement de la carrière, l'intérêt porté à la géologie de Djebel Onk s'accroît. Ces terrains devenaient, alors, l'objet de nombreux travaux, parmi lesquels ceux de Kettouche (1970), Berats et Fur(1982), Mezghache (1991).

De 1971 à 1974, les travaux de recherches et de prospection sur les phosphates de l'Est Algérien ont été relancés par la SONAREM en s'appuyant sur un levé aéro-radiométrique (Rudowicz, 1975).

De 1985 à 1987, L'E.N. FERPHOS a confié à l' EREM des travaux de recherche et d'évaluation des ressources en phosphate de tous les gisements potentiels de la région de Djebel Onk, ces importants travaux, réalisés avec la coopération soviétique, ont vu en particulier la réalisation de 97 sondages carottés, totalisant 10732 m de série, ainsi qu'un important programme de tranchées au de (64).

En novembre 1989, l'E.N. FERPHOS fait connaître son cahier de charges pour l'étude de développement du complexe phosphaté de Djebel Onk.

En Avril 1992, c'est la signature du contrat entre l'E.N. FERPHOS et le BRGM / SOFREMINES concernant le rassemblement des éléments techniques et économiques permettant d'arrêter un projet de développement de l'exploitation des gisements de phosphates de Djebel Onk (In BRGM, 1993).

En 1998/1999, le bureau d'étude FERTIBIRIA, a réalisé un projet d'exploitation, une étude technico-économique et une étude de faisabilité du gisement Bled El Hadba.

En 1993, BRGM a fourni un rapport d'expertise géologique de tous les gisements de Djebel Onk. En 2015, ORGM a fourni un rapport de recherche géologique complémentaire

du gisement de Bled El Hadba.

En 2016 et 2017, DMT (bureau d'étude Allemand) a réalisé une étude pluriannuelle des gisements de Djebel Onk Sud et Bled El Hadba. [20]

### **I.2.2. Nomenclature des roches phosphatées [18]**

Dans une optique utilisation internationale, la classification des phosphates a tenu compte des définitions du « Glossary of Géology » publié en 1974 par l'American Geological Institute pour retenir l'emploi des termes « phosphorite » et « phosphatite » avec les significations suivantes :

- **Phosphorite** : est une roche sédimentaire composée en majorité de minéraux phosphatés pouvant être indifféremment des phosphates de Ca, d'Al, et de Fe ;
- **Phosphatite** : roche sédimentaire composé en majorité de minéraux de la série de l'apatite. Compte tenu de la variété des teneurs en  $P_2O_5$  dans les roches, une teneur de 18 % a été choisie arbitrairement comme limite entre les roches considérées comme minerai de phosphate ou roche stérile. Dans ces conditions, on ne peut utiliser les termes phosphorite ou phosphatite que pour les roches à des teneurs en  $P_2O_5$  supérieur ou égale à 18 %. Si la teneur est inférieure à 18 % en  $P_2O_5$ , la nomenclature pétrographique à utiliser en premier lieu est celle qui concerne la fraction non phosphatée.

### **I.2.3. Types de gisements de phosphate [18]**

Dans l'écorce terrestre sous différents types de gisements le phosphate peut être rencontré, selon l'origine et le mode de formation on distingue : Les gisements sédimentaires, les gisements d'origines ignées et les guanos.

### **I.2.4. Genèse des phosphates [18]**

Il y'a plusieurs diverses théories concernant la genèse des phosphates, une partie adopte une origine organique et l'autre partie adopte une origine non organique.

Selon la théorie d'origine non organique, les phosphates sont le résultat de la précipitation des composés phosphatés directement de l'eau de mer. Par contre selon la théorie d'origine organique, la précipitation des organismes est indispensable pour la formation des phosphates. La théorie de l'auteur A.V.Kazakov fait un progrès sur l'origine des phosphates, cette théorie est basée sur les résultats de la campagne océanographique. Ces travaux ont montré que la teneur en  $P_2O_5$  de l'eau de mer augmente avec la profondeur

(le maximum vers 500 m) et le minimum se trouve dans la zone de photosynthèse, où le phosphore est consommé.

Le phosphore précipite chimiquement sur les bords du plateau continental après y avoir été amené par des courants froids ascendants (Figure I.1). Avec l'échauffement des eaux, il y a augmentation du pH et diminution de la pression partielle en  $\text{CO}_2$ . Cette diminution amène à la précipitation du  $\text{CaCO}_3$ , puis des phosphates. Donc, la sédimentation chimique des phosphates ne peut se produire dans les régions profondes, là où la pression du  $\text{CO}_2$  est trop élevée, ni dans la zone de photosynthèse, où le phosphore est consommé. C'est donc entre 50 et 500 m environ que précipitera le phosphate (A. Daasa, 2006).

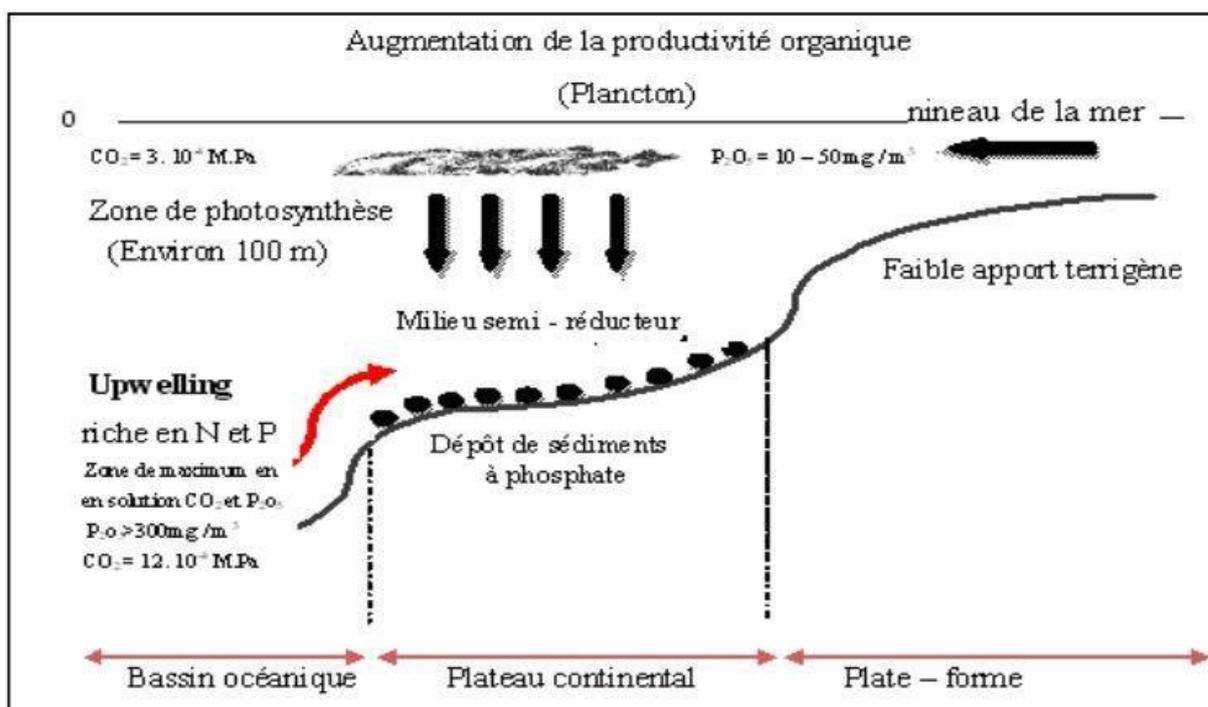


Figure I.1 : Schéma de phosphatogénèse selon Kazakov (1930)

### I.2.5. Phosphates et environnement [18]

Les phosphates naturels contiennent des cations métalliques qui peuvent être valorisés en tant que sous-produits (U, TR, V, Ti...) (Cherniak, 2000 ; Rakovan ; Ogihara, 1999 ; Monir et al, 1999 ; Krea et Khalaf, 2000) ou qu'il convient d'éliminer parce qu'ils constituent un danger pour l'environnement (U, Cd, Mo, Se, As...) par suite de l'utilisation des engrais phosphatés (Nathan et al, 1996 ; Baioumy, 2005 ; Sassi, 1999 ; Baturin et Kochenov, 2000)

Le taux du cadmium dans le sol européen est devenu, ces dernières années, une des principales préoccupations de la CEE (Communauté économique européenne). Il a été

estimé que 30–60% du cadmium contenu dans les récoltes provient de l'atmosphère et 40 – 70% du sol. Une des sources du cadmium dans le sol est l'engrais phosphaté. Au rythme actuel d'utilisation de ces engrais, surtout dans les pays industrialisés, il y a une accumulation du cadmium dans le sol.

Le phosphore est, avec le nitrate, un des grands responsables du phénomène de l'eutrophisation. Un autre problème environnemental est que les terrils de phospho-gypse découlant de la production industrielle d'engrais contiennent des éléments radioactifs. Pour cela des études de valorisation et de dépollution des phosphates ont été effectuées (Boussen, 2007), dans le but de récupérer certains éléments, tel que l'uranium, ou d'éliminer certains éléments toxiques ou nuisibles tels que le cadmium et les métaux lourds.

### I.2.6. Situation géographique de gisement [16]

La région de Djebel Onk est située au Sud – Est de l'Algérie, à 100 km de la Wilaya de Tébessa et à 20 km de la frontière Algéro – Tunisienne, sur la route qui relie Tébessa et El Oued. Et par voie de chemin de fer servant au transport des Phosphates vers le port minéralier d'Annaba éloignée de 340Km.



**Figure I.2 :** Carte géographique de la région de Djebel Onk

Cette région constitue la limite géographique naturelle entre les hauts plateaux constantinois et le domaine saharien.

Topographiquement : Le massif de Djebel Onk forme un ensemble calcaire de 20 km de longueur qui culmine à 1198 m d'altitude au Djebel Tarfaya. Ce massif constitue l'extrémité orientale des monts de Nememcha qui prolonge vers l'Est le massif des Aurès. Les altitudes les plus basses au pied du Djebel Onk sont d'environ 635m.

La région de Djebel Onk est subdivisée en 5 secteurs miniers Djemi Djema, Tarfaya Et Djebel-Onk Nord, Bled Hadba, Kef Essenoun :

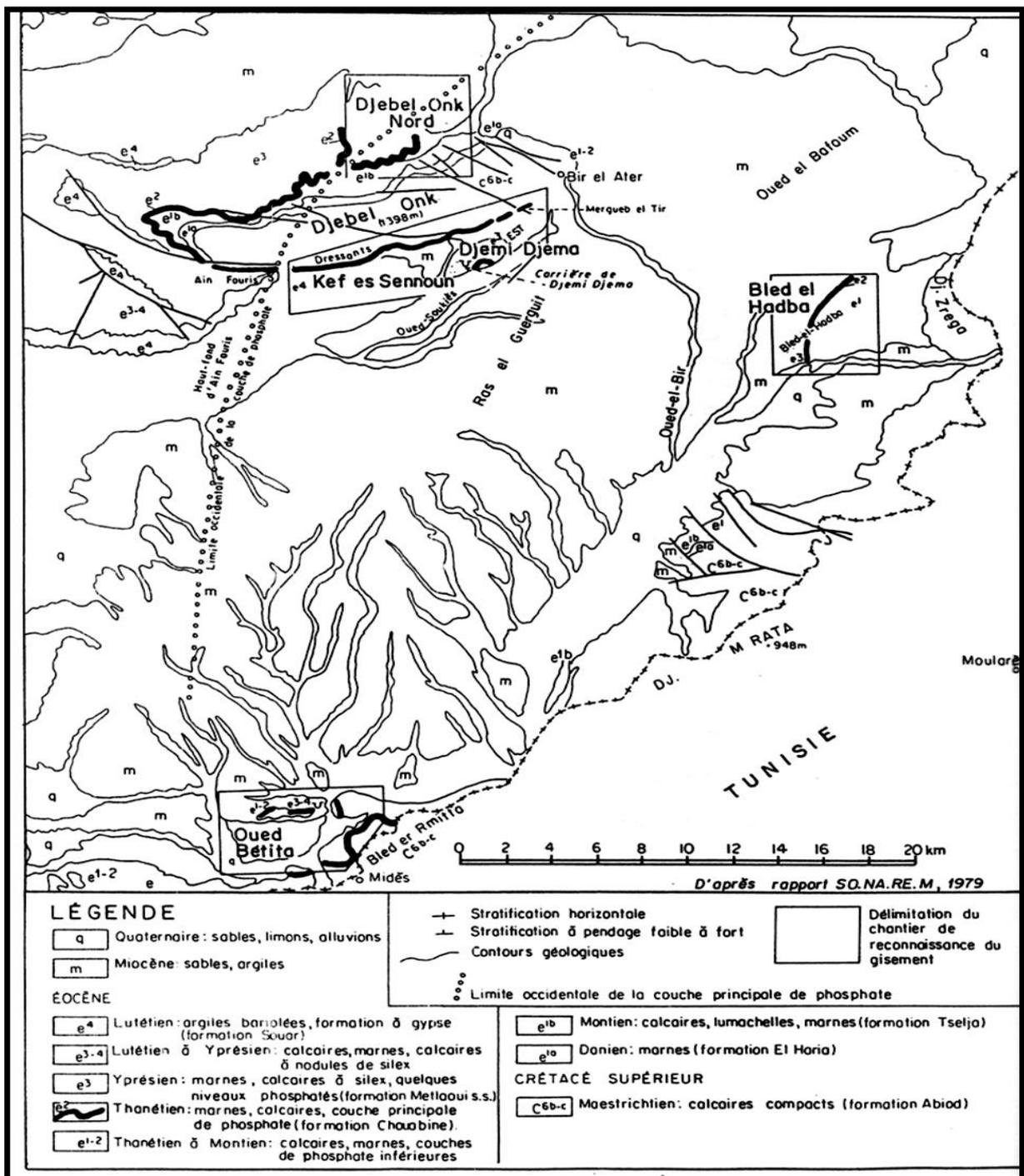


Figure I.3 : Carte de situation géographique des gisements de phosphates de la région de Djebel Onk (Prian et Cortiel, 1993)

Les gisements de Djemi Djema et Kef Essenoun, actuellement sont exploités en carrières par Somiphos immédiatement au Sud du massif du Djebel Onk, n'est distant que de 4 km de la ville de Bir El Ater.

Le climat est subaride, caractérisé par un régime continental avec deux saisons très nettes ; un hiver froid et rigoureux et un été où les températures peuvent dépasser 45°C. Les précipitations sont peu abondantes avec une moyenne de 300 mm / an.

La population est peu dense. Sa situation économique s'est améliorée grâce à l'installation du complexe minier de Bir El Ater ; ce qui a contribué à l'agrandissement et au développement de la ville. [20]

### **I.2.7. Aperçu géologique [16]**

#### **I.2.7.1. Géologie du gisement**

Le gisement est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène.

Litho-logiquement, le gisement de Kef Essenoun est constitué de bas en haut, par la série calcaire-dolomitique à silex de l'Yprésien surmonté par les calcaires marneux du Lutétien, puis par les sables du Miocène, et les alluvions du Quaternaire.

La majeure partie du gisement est constituée par une couche unique de phosphate sombre, gris –noir, sans intercalation carbonatée stérile, vers le Nord-Est de gisement appartient une couche de phosphate claire brun –beige oxydé sus-jacente à la couche de phosphate noir, la proportion des deux types de minerai est de 75% pour la première et 25% pour la deuxième. [20]

#### **I.2.7.2. Stratigraphie**

La stratigraphie de la région de Djebel Onk a été établie par Visse (1952). La série sédimentaire affleurant est exprimée par une succession stratigraphique allant du Crétacé Supérieur (Maestrichtien) à l'Eocène moyen (Lutétien), surmontée par une série sablo – argileuse continentale datée du Miocène et du Quaternaire.

##### **1) Crétacé**

Ce sont les sédiments les plus anciens au cœur de l'anticlinal de Djebel Onk Tectoniquement très accidentés. Seuls les dépôts du Maestrichtien y affleurent.

## 2) Maestrichtien

Les sédiments de cet âge, au cœur de Djebel Onk, sont représentés par des calcaires à silex et des intercalations de marnes (de 5 à 10 m). Ils représentent à leur partie supérieure, une surface taraudée, rubéfiée, facilement repérable dans la topographie.

## 3) Paléogène

Le Paléogène comporte les sédiments du Paléocène et de l'Eocène. Ce sont des sédiments marins représentés par des calcaires, des phosphates et des gypses. Dans la région, le Paléogène atteint d'assez grandes épaisseurs de 350 m, les variations lithologiques et les restes des organismes ont permis d'en faire les subdivisions stratigraphiques suivantes :

### 3.1) Danien

Il est différent du Crétacé, il est conventionnellement adopté au contact calcaire Maestrichtien série argilo – marneuse. Cette différence lithologique est présentée par une subdivision en deux séries distinctes, où on note la séparation entre le Danien supérieur et le Danien inférieur. L'épaisseur totale du Danien est d'environ 100 m.

- a) **Danien inférieur** : Il est représenté par des argiles marneuses schisteuses, de couleur grise foncée à brun vert, intercalé par des marnes dures et irrégulières. L'ensemble est traversé par des filons de gypses de différentes orientations.
- b) **Danien supérieur** : Il est formé par des calcaires durs blancs, très fins souvent à cassure conchoïdale, avec des intercalations de marnes tendres, argileuses et schisteuses. Dans la partie supérieure du Danien, on note la présence d'un banc caractéristique de 1 à 2 m d'épaisseur, formé de calcaire beige à lumachelle surmontés par des marnes en plaquettes blanches. C'est dans cet étage qu'apparaissent les premiers minces niveaux (10 à 30 cm) de marne phosphatée.

### 3.2) Montien

Cet étage est marqué par la présence d'une série de calcaire, calcaires détritiques, calcaires à lumachelle avec des intercalations de marne et dolomie, ces sédiments se caractérisent par une absence ou une faible quantité de silex. Les huîtres sont abondantes, en bancs gris à noire. Les *Ostera*, *Ostera off digitilina* du bois, *Pittor*, sont des espèces caractéristiques.

### 3.3) Thanétien

C'est l'horizon porteur de la minéralisation. Il est visible sur le flanc de l'anticlinale de Djebel Onk avec une épaisseur de 72 m. Il se subdivise en deux parties :

- a) **Thanétien inférieur** : Caractérisé par des schistes marneux irrégulièrement intercalés de calcaire. Ces schistes sont de couleur grise foncé à noir.

A la base, on trouve des conglomérats à gastéropodes, et des minces passées phosphatées et d'une série d'intercalation de marnes à faunes caractéristiques riche en matière organique.

Dans la partie supérieure du Thanétien inférieur apparaissent des intercalations phosphatées atteignant jusqu'à 2 m d'épaisseur, et très riche en matière organique surmontées par des calcaires et des marnes à gros gastéropodes. La puissance varie de 30 à 40 m.

- b) **Thanétien supérieur** : Il débute par un niveau dolomitique à gastéropodes, sous-jacent à une couche phosphatée de 30 m d'épaisseur en moyenne à Djebel Onk et à Bled El Hadba, et qui diminue jusqu'à la disparition vers le Nord, l'Ouest et le sud de ce gisement se termine généralement par un niveau lumachellique. La limite entre le Thanétien et l'Yprésien est obtenue seulement par le changement du faciès phosphaté à celui de calcaire marneux à une épaisseur de 0 à 50 m.

### 3.4) Yprésien

Il repose directement sur les dépôts du Thanétien et affleure dans la carrière de Djemi- Djema et au Nord du Djebel Onk, il a une épaisseur de 32 m, on note :

- a) **Yprésien inférieur** : Il est représenté à la base, par des conglomérats marquant la limite avec le Thanétien et sous-jacent une couche à alternance de calcaire, marne, dolomie et de la couche phosphatée. On note la présence de couches minces de silex dans les calcaires. L'épaisseur moyenne de l'Yprésien inférieur est de 30 m au maximum.
- b) **Yprésien supérieur** : Il est constitué par l'alternance de calcaires, calcaire dolomitique et marnes, sa puissance est de 2 à 3 m.

### 3.5) Lutétien

Les formations de cet étage recouvrent en concordance les séries Yprésiens ; elles sont répandues dans la région de Djebel Onk, on distingue :

- a) **Lutétien inférieur:** Il est marqué par un changement de faciès où les marnes remplacent le calcaire, il est assez riche en matière organique.
- b) **Lutétien supérieur:** Il est représenté par une alternance de marnes blanches et d'argiles, il est caractérisé par la présence de gypse, son épaisseur peut atteindre 100 m, ce type de faciès termine le cycle de la sédimentation marine Tertiaire inférieure (Paléogène).

### 4) Néogène

Le Néogène est caractérisé par un faciès sablo – argileuse de type continental d'une puissance avoisinante à 600 m.

#### 4.1) Miocène

La datation des roches de Miocène a été faite grâce à la découverte des rares fossiles, il est formé essentiellement par des sédiments représentés par des roches terrigènes (conglomérats, grès, sables, argile) et des schistes argilo – gréseux. Tandis que les sédiments de la région de Bled El Hadba sont composés de nombreux fragments silicifiés.

Le Miocène est subdivisé en trois unités de bas en haut :

- a) **Miocène inférieur :** Débute par des conglomérats, sable à gros grain présentant une épaisseur d'une dizaine de centimètres à quelque mètre, surmontés par des sables blancs avec intercalation d'argile bruns, ou gris beige, sa puissance atteint plus de 200 m.
- b) **Miocène moyen :** Il est constitué d'argile marron, d'argile à structure schisteuse, brune, la puissance est d'environ 100 m.
- c) **Miocène supérieur :** On constate la présence des sables, grès à blanc de graviers, le matériel est très grossier nettement stratifié.

### 5) Quaternaire

Les formations Quaternaires couvrent de vastes surfaces dans la région ; elles sont essentiellement représentées par des éboulis, de dépôts sableux éoliens, fluviaux et des dépôts alluviaux.

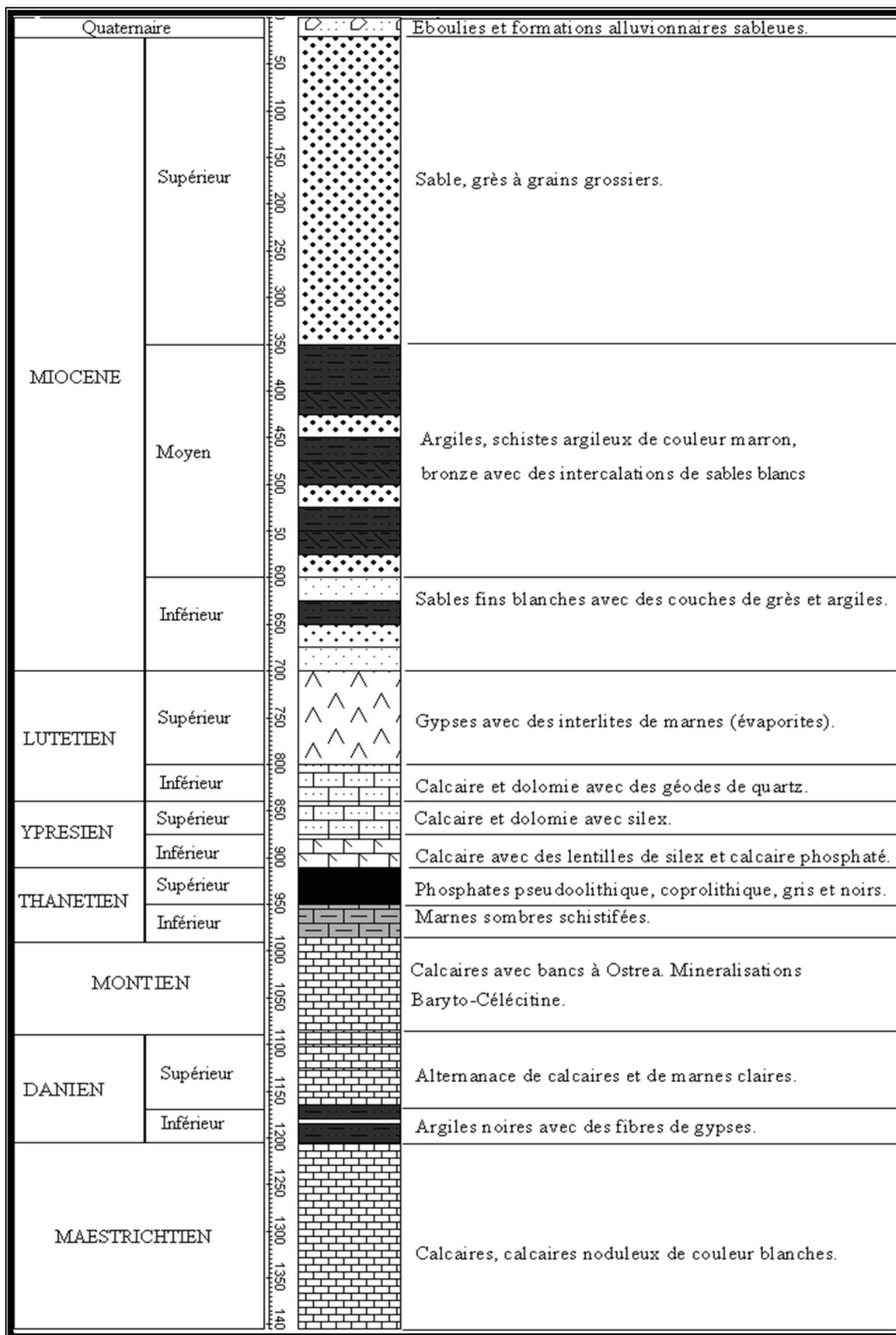


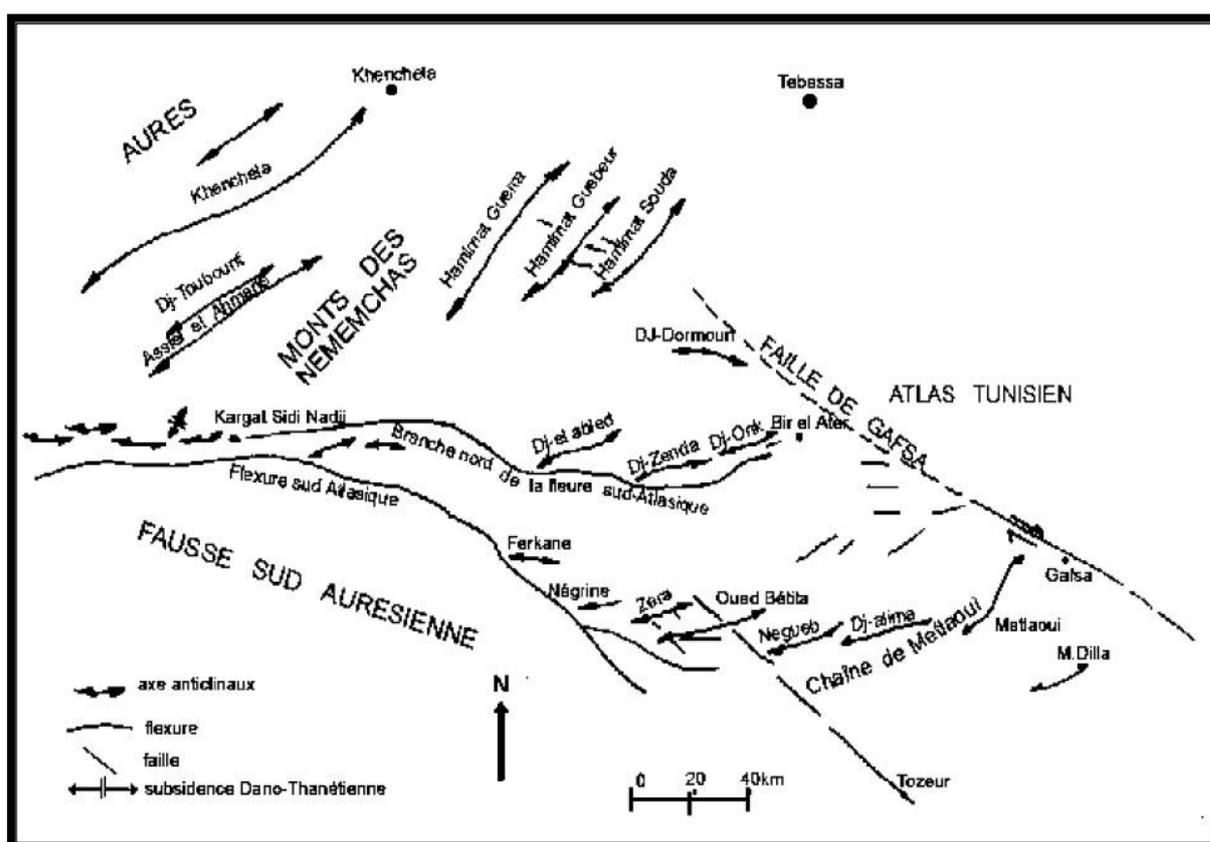
Figure I.4 : Colonne stratigraphique de la région de Djebel El Onk [16]

### I.2.7.3. Tectonique régionale

La région de Djebel Onk appartient à l'extrémité orientale de l'Atlas Saharien. La série supérieure à l'Eocène du bassin de Djebel Onk – Gafsa - Mélaoui est structurée en une suite d'anticlinaux et de synclinaux dissymétrique, généralement faillés dans leurs flancs, d'axe le plus souvent SW – NE, et décrochés par des accidents transverses N 120° à 140° E.

Les anticlinaux de Djebel Onk, Djebel Djemi-Djma et Oued Bétita sont localisés à la bordure de la flexure Sud – Atlasique qui correspond à une zone d'affleurement entre le domaine Atlasique mobile et la plate – forme Saharienne stable, ils appartiennent à la branche Nord de la flexure Sud Atlasique de direction E – W.

L'anticlinal de djebel Onk prolonge des monts de Nememcha jusqu'à l'Est en périclinal sous les formations du Miocène d'une direction E – NE, cet anticlinal est asymétrique au flanc méridional avec un pendage de 80° et flanc septentrional de 10°.



**Figure I.5 :** Carte structurale de la région de Djebel Onk à l'intérieur du bassin de Gafsa – Mélaoui – Onk [16]

#### I.2.7.3.1. Phases tectoniques responsables de cette structuration

Trois phases tectoniques d'ampleur très inégales ont marqué leur empreinte sur la région de Djebel Onk :

**a) Tectonique Paléocène – Eocène (syndimentaire)**

Une phase compressive NW – SE contemporaine à la sédimentation Paléogène, s'exprime par des ondulations et des failles syndimentaires. Cette tectonique précoce induit des lacunes de sédimentation dans la série Paléocène – Eocène et a conduit à l'édification des dispositifs paléogéographiques en Hauts fonds et sillons qui vont contrôler la sédimentation des phosphates. Ces déformations précoces peuvent être liées à la montée diapirique des évaporites triasiques, notamment au Paléocène – Eocène.

**b) Tectonique post – Eocène moyen et anté – Miocène**

Contemporaine à l'émersion de la série au Lutétien supérieur, La phase majeure des plissements des Aurès et des déformations distensives transverses (N120° à N150°) induisant un début de destruction de la série Crétacé Supérieur à Eocène en petits horsts et grabens, allongés suivant la direction N170°E qui vont être affectés par la pénéplanation et l'érosion différentielle anté – Miocène. Ces plissements sont, en majorité, antérieurs aux dépôts des sables Miocènes. C'est à la faveur de cette phase tectonique qu'apparaît l'anticlinal de Djebel Onk (In Mezghache et al, 2000).

**c) Tectonique tardi – Miocène, post – Burdigalienne, à Pliocène – Pléistocène**

C'est la phase majeure du plissement de l'Atlas Tunisien. Les plissements de la série Crétacé supérieur – Paléocène – Eocène et Miocène en grandes structures antiformes et synformes jouent en horsts et grabens dans les structures antérieures ; ils forment vers le Sud et sur le flanc inverse des méga plis de Djebel Onk et Djemi-Djema (comportement en dressant). Cette tectogénèse est responsable de la structure actuelle de la région de Djebel Onk.

**I.2.7.4. Paléogéographie**

Au paléocène supérieur – Eocène inférieur, la région de Djebel Onk appartenait à la partie occidentale du bassin de Gafsa – Mévlaoui – Djebel Onk. Il se différencierait cependant par une subsidence plus marquée, ce qui explique le tonnage énorme de phosphate accumulé, mais aussi les teneurs moyennes en phosphates tricalciques plus faibles que celle enregistrées dans le gisement de Mévlaoui. Ce sillon, occupé par une mer épicontinentale peu profonde, était situé entre l'île ou dôme de Kassarine au Nord, le môle de Djeferra au Sud et haut fond de Djebel Fouris à l'Ouest.

La région a connu au cours de l'histoire géologique de la région, plusieurs étapes de développement bien marquées dans les sédiments :

**a) Période de sédimentation marine**

Cette période de sédimentation qui débute à la fin de développement du bassin géosynclinal couvrant l'Afrique du Nord et allant du Maestrichtien à l'Eocène supérieur.

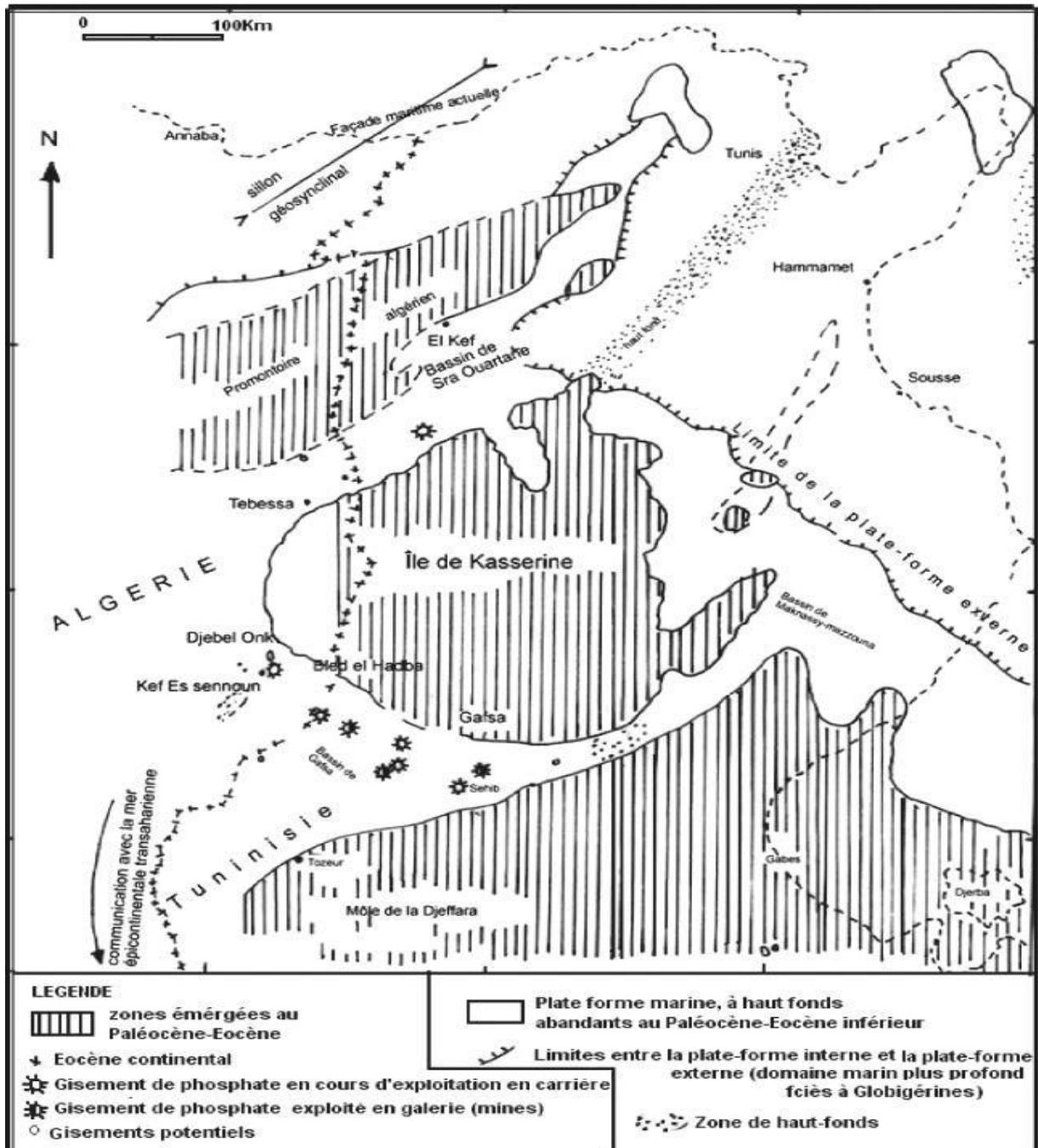
Le Maestrichtien se caractérise par une subsidence lente et une sédimentation calme. A la limite entre le Maestrichtien et le Danien, on note un changement de faciès, précurseur de mouvements orogéniques mettant fin au cycle de sédimentation géosynclinal. La profondeur du bassin diminue alors d'une manière brusque, ce qui reflète dans les roches par une sédimentation argilo – carbonatée qui dure pendant tout le Danien.

Le Montien est une période de lente subsidence et de sédimentation assez calme. La mer est alors peu profonde, en masse s'y déposent les bancs d'huîtres, caractéristiques pour les eaux profonds.

Au Thanétien inférieur, la profondeur du bassin a de nouveau diminué. On a alors un apport important de substance argileuse et des sédiments argilo – marneux qui indiquent une fermeture progressive du domaine de sédimentation et une tendance régressive de régime marin. Par contre le Thanétien supérieur est caractérisé par un apport considérable de sédimentation phosphatée qui témoigne d'une réouverture du domaine sédimentaire et du retour des influences transgressives.

A la fin de sédimentation phosphatée principale, une phase régressive se produit à nouveau, elle est matérialisée par des remaniements de phosphate, puis localement par un horizon conglomératique à galets de dolomie formé en milieu marin sans indice de l'émersion.

La présence de dolomie est l'indice d'une saturation de l'eau de mer proche des conditions qui permettent le dépôt des faciès à évaporites. Elle souligne le caractère régressif de ces faciès phosphatés (Ranchin, 1963). Cette phase régressive est suivie régionalement par transgression Yprésienne (calcaire à silex) qui déborde largement les limites des formations précédentes. Au Lutétien, on note une lente diminution de la profondeur du bassin, ce qui a conduit à la formation des hauts fonds et de lagunes et au dépôt d'évaporites. Les variations d'épaisseurs, ainsi que l'homogénéité de la couche phosphatée elle-même traduisant cette paléogéographie diversifiée. Ainsi, la couche de phosphate, calée entre les marnes noires du mur et les dolomies du toit, est la plus épaisse au niveau des gisements de Djemi-Djema (30 m) et de Kef Essenoun (proche de 50 m) qui caractérise le sillon subsident.



**Figure I.6 :** Situation paléogéographique des gisements de phosphates de la région de Djebel Onk à l'intérieur du bassin phosphatés (D'après Burollet et Oudin, 1980 ; Fourine, 1980 ; Sassi, 1974 et 1980)

### b) Période de sédimentation continentale

A partir du Lutétien supérieur, les terrains s'émergent. L'Oligocène n'a pas laissé de trace du fait de l'érosion anté - Miocène. Alors que le Miocène - Paléocène fut une période d'intense sédimentation continentale marquée par les sables, les argiles et les conglomérats. Tandis que le Quaternaire se caractérise par les produits d'érosion qui se déposent sur les flancs et les vallées. Ce sont les colluvions, les alluvions et les éboulis de pente. Des traces

d'une glaciation au Pléistocène de courte durée très nette sont bien conservées à Djebel Onk.

La région de Djebel Onk est subdivisée en cinq secteurs miniers présents dans la figure I.7 :

- Gisement de Djemi-Djema ; (Sud du massif du Djebel Onk)
- Gisement de Kef Essenoun; (Sud du massif du Djebel Onk)
- Gisement de Djebel Onk Nord ; (Nord du centre minier de Djemi Djema)
- Gisement d'Oued Betita ; (Sud-est du centre minier du Djemi Djema)
- Gisement de Bled El Hadba. (Sud-est de Djebel Onk).

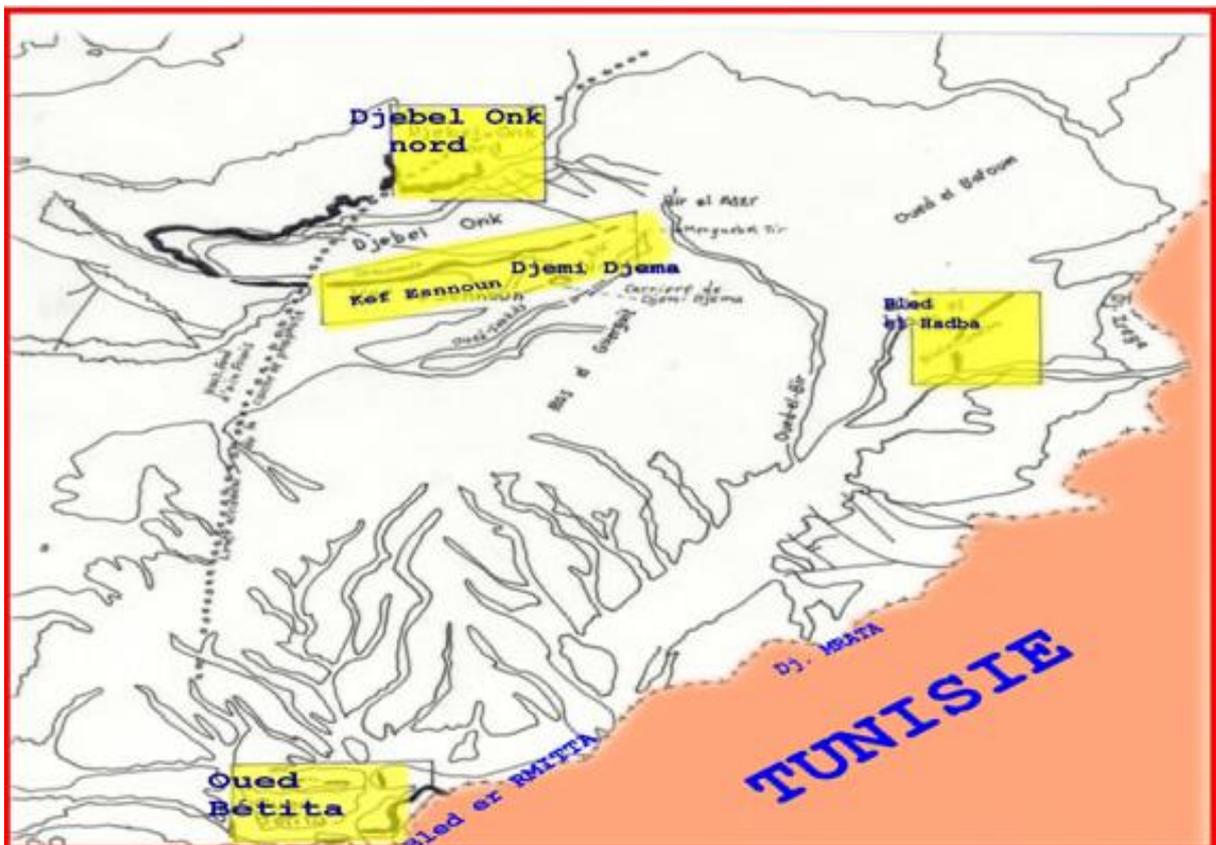


Figure I.7 : Les cinq secteurs miniers de Djebel Onk [16]

#### I.2.7.5. Lithologie du faisceau phosphaté [14]

Le faisceau phosphaté a été subdivisé par de nombreux auteurs en fonction de la composition chimique, lithologie et des conditions d'exploitation, en plusieurs couches.

Prian et Cortiel en 1993 ont subdivisé le faisceau phosphaté en trois couches constituées, de bas en haut, par les alternances marnes-phosphates-dolomies du mur notée IIM, la couche productive notée I et la dolomie phosphatée sommitale notée minerai IIT :

- **Le minerai du mur (IIM) :** Cette couche est constituée de niveaux phosphatés qui s'intercalent dans des marnes. Son épaisseur varie de 0 à 4.3m. Elle est constituée par

des marnes feuilletées sombres du Thanétien. Deux minces niveaux de phosphates d'épaisseur infra métrique qui s'intercalent dans la partie supérieure des marnes. Le passage à la couche productive sous-jacente peut être marqué par un banc de dolomie grise (40cm). Chimiquement, cette couche présente des faibles teneurs en  $P_2O_5$  (13 à 15%) et de fortes teneurs en MgO (8 à 10%).

- **La couche principale de phosphates (minerai I) :** La couche productive de phospharénites est la principale couche qui constitue le faisceau phosphaté. Son épaisseur varie entre 22m dans la partie Nord-Est du gisement et de 46m au Sud-Ouest du gisement. Elle englobe les minerais argilo-siliceux, argilo-carbonatés et carbonatés dolomitiques. Cette assise est constituée par une couche de phosphate sombre gris-noire. La partie inférieure est généralement plus fine que la partie supérieure et peut, en outre, renfermer des lamines bitumineuses. Les phosphates de la couche productive titrent de 24 à 27% en  $P_2O_5$  et de 2 à 3% en MgO.
- **La dolomie phosphatée sommitale (minerai IIT) :** Elle correspond au minerai dolmitique. Son épaisseur varie de 0 à 11 m. Les faciès peuvent être assez riches en grains de phosphate ou au contraire très pauvres. Les éléments phosphatés comprennent des grains sub-sphériques, de gros débris osseux, des dents, ainsi que de gros coprolithes. Ces derniers sont parfois silicifiés. La dolomie phosphatée est séparée de la couche principale par un niveau lumachellique phosphaté à huîtres de 50 cm d'épaisseur et séparée des calcaires dolomitiques marneux à silex du toit par un mince horizon (50 cm) de marne verdâtre dolomitique finement laminé constituant un repère lithologique. Chimiquement, l'assise de dolomie phosphatée se caractérise par des faibles teneurs en  $P_2O_5$  (10 et 21%) pour une moyenne de 17,19% et des fortes teneurs en MgO (6% à 11%) pour une moyenne de 7,90%. Les teneurs en  $SiO_2$  varient de 1 à 6% et qui sont dues à la présence de coprolithes entièrement silicifiées.

#### I.2.7.6. Les réserves géologiques

Le gisement de Djebel Onk, avec des réserves importantes se classe parmi les grands gisements dans le monde. Sa localisation dans la région de BIR EL-ATER a contribué au développement de la ville, de plus une partie considérable de la population constitue la main d'œuvre du complexe. [20]

Carrière Réserve	Djemi Djema (T)	Kef Essenoun (T)	Oued Betita (T)	Bled el Hadba (T)	Djebel Onk- Nord (T)
<b>Ciel - Ouvert</b>	209 139 245	174 150 242	/	737 784 315	31 000 000
<b>Sous - Terrain</b>	214 000 000	135 000 000	125 000 000	/	61 000 000
<b>Total</b>	423 139 245	309 150 242	125 000 000	737 784 315	92 000 000

**Tableau I.1** : Les réserves géologiques de Djebel Onk point de vue année 2016 [20]

### I.2.8. Aperçu hydrogéologique

De point de vue hydrologique, selon l'Agence Nationale des Ressources Hydrauliques (ANRH), le gisement de Kef Essenoun se situe dans le grand bassin versant de Chott Melhir, dont la superficie est de l'ordre de 68751 Km<sup>2</sup> et où il y existe plusieurs stations hydrométriques.

#### I.2.8.1. Les eaux de surfaces [12]

Les eaux superficielles de la région de Kef Essnoun, qui font partie des eaux sahariennes, marquent leur présence uniquement durant la période pluviale par des petits oueds (Tarfaya, Abiod, El Bir, Regou,...etc.) qui traverse le gisement en coulant du Nord vers le Sud.

L'étude de la carte du réseau hydrographique nous permet de confirmer, à l'exception de quelques oueds qui prennent leur naissance dans les régions avoisinantes du Nord, que les sources de tous les oueds proviennent du dressant.

Le débit et la vitesse d'écoulement ne deviennent importants qu'après le confluent de tous les oueds dans la partie Sud-ouest de la région au niveau de l'oued EI-Abiod car ce dernier draine les eaux vers le Sud jusqu'à la décharge finale Chott Melhir.

#### I.2.8.2. Les eaux souterraines [12]

L'étude hydrogéologique de la région de Bir El Ater a mis en évidence les formations aquifères suivantes :

- Les alluvions du quaternaire ;
- Les sables du miocène ;
- Les calcaires marneux gypsifères du Lutétien ;
- Les calcaires à silex de l'Yprésien ;

- Les calcaires du Dano-montien ;
- Les calcaires compacts fissurés du Mæstrichtien.

L'alimentation de ces aquifères s'effectue par l'infiltration des précipitations atmosphériques et le drainage des aquifères voisins. Leur importance hydrique est faible dans l'ensemble.

A proximité de Djebel Onk dans la zone de Kef Essenoun, ces formations sont privées d'eau et ne présentent pas d'aquifères.

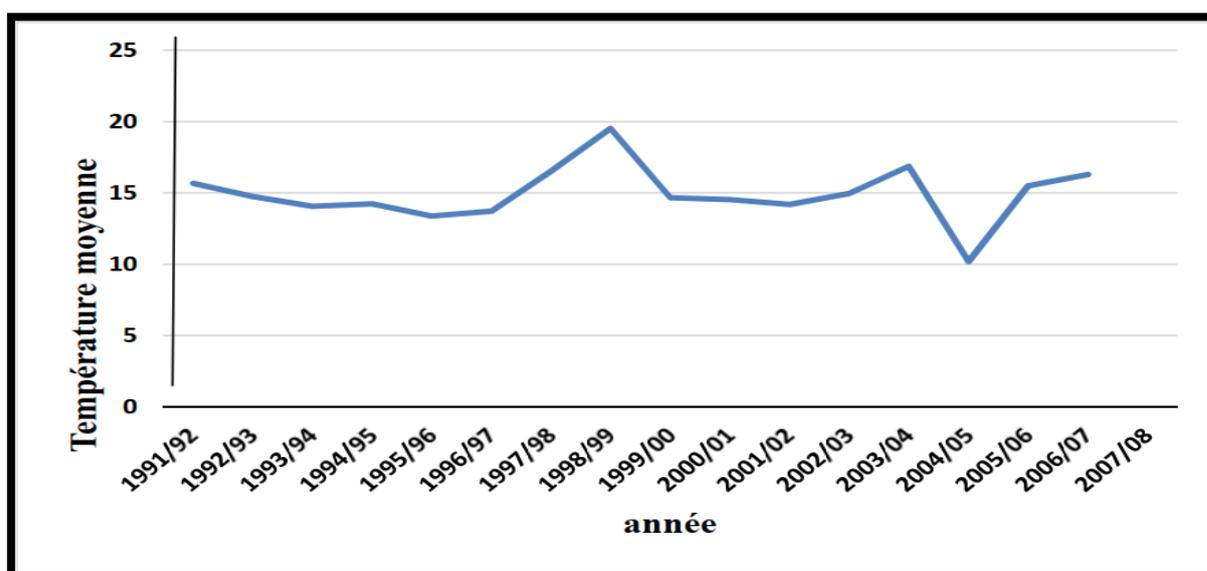
En 1986, L'EREM a réalisé 32 sondages carottés de profondeur allant de 76 m à 250 m et aucun sondage n'a signalé la présence d'eau.

### I.2.9. Facteurs climatiques [13]

L'observation des données hydrométriques, sur une période de 22 ans (1986-2008), indique que la région de Kef Essenoun est caractérisée par un régime continental avec des variations saisonnières très importantes. Les mois de juin, juillet et août sont les mois les plus chauds avec une température moyenne maximale de 25,94°C et les mois les plus froids sont décembre, janvier et février avec une moyenne de température minimale de 6,22°C. D'où la zone est considérée comme une zone subaride à aride.

La période de sécheresse s'étale sur toute l'année. La pluviométrie moyenne annuelle est de l'ordre de 88 mm/an. L'évapotranspiration est de l'ordre de 87 mm/an ce qui représente 100% des précipitations.

Tous ces résultats expliquent que le réseau hydrographique de la région est généralement à sec et ne se remplit que durant la période pluviale.



**Figure I.8 :** Températures moyennes annuelles durant 1991 à 2008, (Station Safsaf El Ouessa de Oum Ali, Tebessa)

**I.2.9.1. Pluviométrie**

Les précipitations durant le mois d'été sont extrêmement rares. Les périodes sans pluies pendant plus d'un mois sont fréquentes. Les périodes pluvieuses varient entre 66 et 107 jours /an, tandis que les précipitations sont de l'ordre de 200 à 400 mm/an. Les orages sont importants et fréquents particulièrement durant le mois d'Août et de Septembre .Les neiges et les gels sont rares, mais la température descend souvent en dessous de 0°C en hiver. [20]

**I.2.9.2. Les vents**

Dans la région les vents dominants ne sont pas dirigés vers les habitations, ils soufflent du secteur O et .N-O, une dominante secondaire provient du S. S-E. La vitesse moyenne des vents est comprise entre 1 et 3m/s. [20]

**I.2.10. Géologie locale du djebel Onk**

Le Djebel Onk possède dans son ensemble de très grandes réserves de minerai de phosphate, qui s'élèvent à près 2 milliards de tonnes. Sa particularité, est d'avoir une couche de 32 m sans intercalation de stériles. Ce qui lui vaut d'être qualifié de « scandale géologique ». [14]

**I.2.10.1. Gisement de Djemi Djema**

Exploité depuis 1965 par l'EN Ferphos est situé à 7 Km à l'ouest de la ville de Bir El Ater, ville située à 20 Km de la frontière Algéro-tunisienne. Couche anciennement exploitée : épaisseur de 25 à 29 m, potentiel total probable de 62 Mt de minerai à teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> variant entre 24.3 et 26.2%. [14]

**I.2.10.2. Gisement de Djebel Onk nord**

Est situé à 6 Km au nord du centre minier de Djemi Djema. et à seulement 5 km de la frontière Algérien-Tunisien, et à 9 km de gisement de phosphate de Djebel M'Rarta en Tunisie ; Il présente les meilleures ressources en phosphates dans tout le bassin phosphaté de Djebel Onk. [14]

**I.2.10.3. Gisement d'Oued Betita**

Est le plus éloigné de tous les gisements étudiés, il est situé à 45 Km du sud est du centre minier du Djebel Djemi Djema et n'est distant que de 2 à 4 Km du gîte Midés en Tunisie. [14]

#### **I.2.10.4. Gisement de Bled El Hadba**

Situé à 14 Km au sud-est des gisements du flanc de Djebel Onk (Djemi Djema et Kef Essenoun) et à 6 Km de la frontière Algéro-tunisienne, Gîte situé à 14 km au Sud-Est du Djebel Onk : couche principale de 6 à 25 d'épaisseur, teneurs de 24 à 27,5% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. [14]

### **I.3. Gisement de Kef Essenoun**

#### **I.3.1. Historique**

Le gisement de Kef Essenoun a été reconnu en détail par L'EREM au cours de l'année 1986 ; grâce à 32 sondages carottés réalisée à la maille de 250 x 300m.

En outre L'EREM à réaliser dans la zone des dressant 22 tranchées. Des données plus anciennes proviennent des recherches réalisées par G.Ranchin, en 1936 (puits, descenderie, tranchées dans les dressant) ainsi que trois sondages et tranchée des dressant réaliser par la SONAREM (1977-1979). [14]

#### **I.3.2. Travaux de prospection effectues**

Le gisement de Kef Essenoun a été reconnu en détail par l'EREM, au cours de l'année 1986, grâce à 32 sondages carottés, notés S-2 à S-46, implantés suivant des profils de prospection de direction Nord-Ouest - Sud Est à la maille de 250 x 300m. Le sondage le plus profond est le S-7 (250m), situé au Sud-Ouest du gisement. Le plus court est le S-25 (76.1m) implanté à proximité de la bande d'affleurement des dressant de Kef Essenoun. Tous les sondages ont traversé la couche phosphatée jusqu'au mur, à l'exception du sondage S-14 qui n'a recoupé que 13.5 m à cause d'un accident technique survenu au moment du forage. En outre l'EREM a réalisé, dans la zone des dressants 22 trachées notées Tr22 à Tr44 avec une profondeur de 1.0 à 2.0 m, une largeur de 1.0m et une longueur en fonction de l'épaisseur de l'affleurement de la couche de phosphate.

A l'issu des travaux de l'EREM, il a été établi que la géologie du gisement de Kef Essenoun est relativement simple, les couches de phosphates plongeant monoclinalement vers le Sud, ils ont une puissance importante 30m et parfois plus, par contre la zone d'affleurement présente une structure géologique compliquée. Les réserves géologiques totales de Kef Essenoun ont été estimé à 317 millions tonnes de minerai à 26.53% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et 2.61% MgO ; dont 168 millions tonnes de réserves prouvées (Cielensky et Benchernine, 1987), 50 Mt de réserves probables (zone de rupture de pente, au Sud de la table) et 99 Mt possibles dans les parties les plus profondes du gisement. [15]

### I.3.3. Situation géographique

Le gisement de Kef Essenoun est situé à environ 02 Km à l'Ouest du gisement de Djemi Djema. Il s'étend sur une longueur de 2,7 Km et une largeur de 0.8 Km, ce qui correspond à une superficie de 2,1 km<sup>2</sup>.



**Figure I.9 :** Carte de situation géographique de la carrière de Kef Essenoun

Son emplacement est déterminé par les coordonnées LAMBERT suivante :

$$X = 981,500 \text{ ---- } 984,500$$

$$Y = 165,000 \text{ ---- } 170,000$$

Les cotes topographiques varient de 720 m au sud-ouest à 810 m au Nord-est (dressant Nord).

Du Nord vers le Sud, les gisements sont traversés par un réseau enchevêtré d'Oueds comblés par des alluvions torrentiels du quaternaire tel que : Oued el abloc et Oued EL BIR.

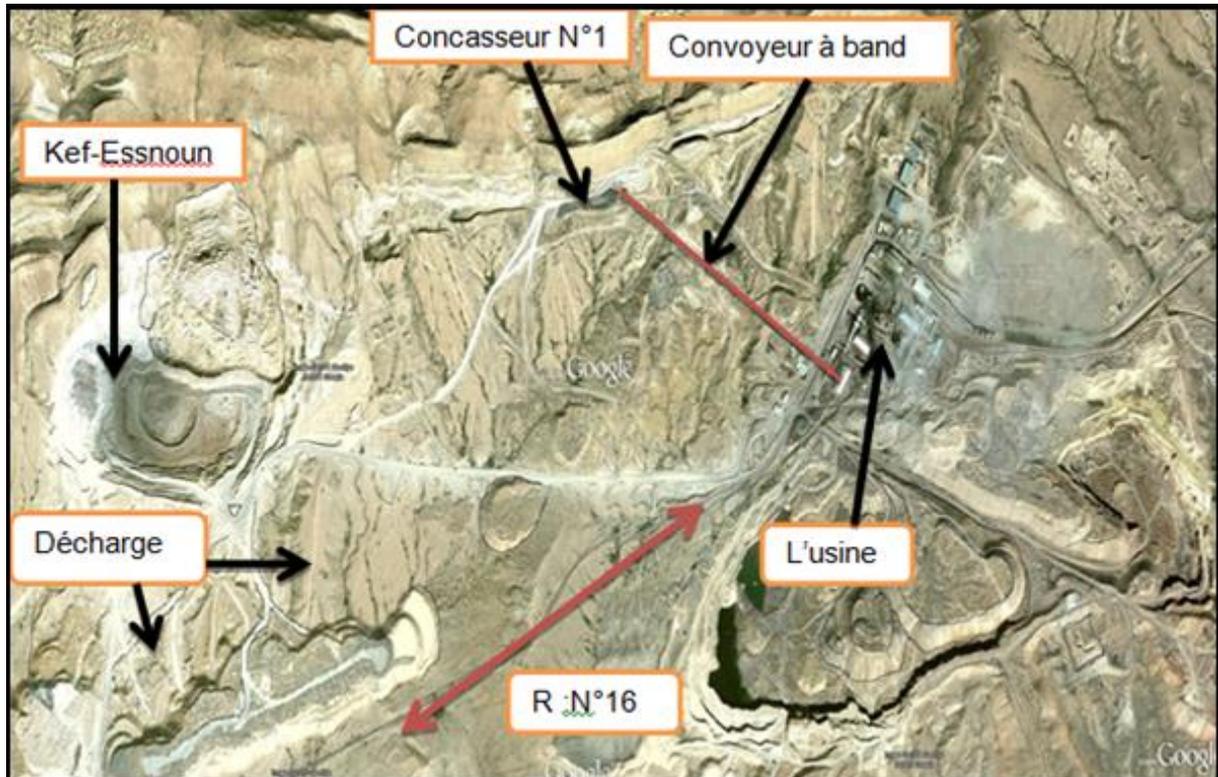
La géologie des terrains de Kef Essenoun est relativement simple, les phosphates de même couche, les couches encaissantes plongent doucement, monoclinalement selon l'inclinaison du relief, vers le sud, le pendage des couches est de 10 à 12 degrés. Au nord le plus élevé atteint 15 degrés.

Les phosphates qui y affleurent et les calcaires yprésiens sus-jacents plongent de 45 à 90 degrés et sont traversés par une série des failles directionnelles dont les plans de glissement

sont bien visibles.

La profondeur des phosphates varie de 0 à plus de 190m dans la partie sud du gisement. Une importante partie du nord du gisement se trouve à une profondeur relativement faible, moins de 60m.

Les altitudes sont d'environ 810m, au Nord-Est, pour 720 au sud-Nord. [14]



**Figure I.10 :** Les sites de la carrière de K.E.S

#### I.3.4. Aperçu géologique

Le gisement de Kef Essenoun est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post-Miocène.

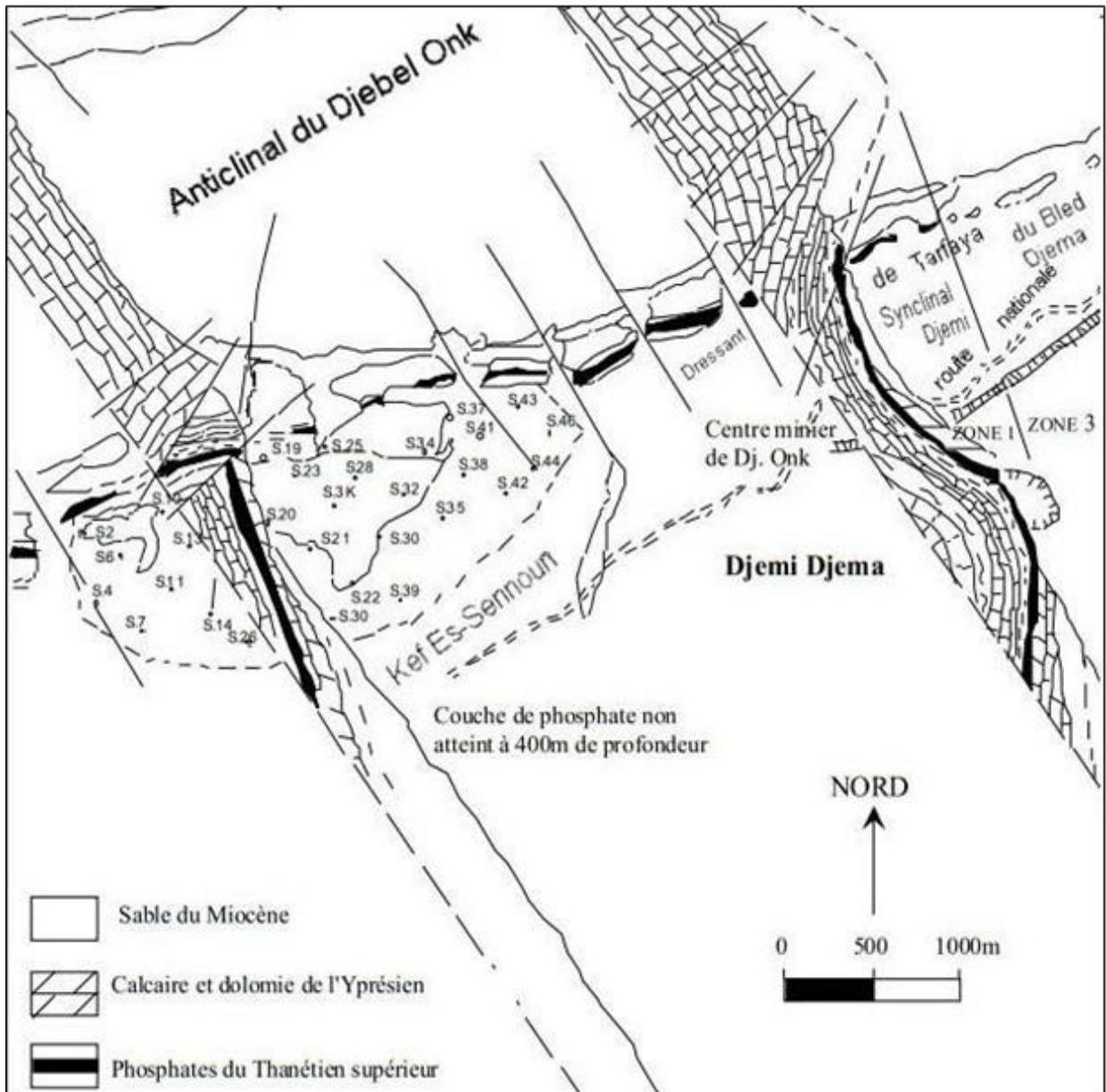
Les dressants de Kef Essenoun correspondent à la zone de flexure faillée du flanc inverse de la mégastructure antiforme, ou du flanc Nord de la structure synforme.

Le flanc Sud, normal, de celle-ci est constitué par la table de Kef Essenoun, à faible pendage vers le Sud-Ouest ( $10^\circ$  à  $15^\circ$ ).

Dans le flanc de la flexure-faille, la couche de phosphate peut être en série normale, à pendage vers le Sud-Est, ou bien en série inverse, à pendage vers le Nord-Ouest.

Concernant la zone de Kef Essenoun, proviennent des recherches réalisées par G.RANCHIN, en 1963 (puits, descenderie, tranchées), ainsi que plus récemment, de 1977 à 1979, par la

SONAREM (sondages, tranchées), au cours de l'année 1986, le gisement de Kef Essenoun a été reconnu en détail par l'EREM (sondages, tranchées). [17]



**Figure I.11 :** Structure de la couche de phosphate dans la zone de Kef Essenoun et localisation des sondages carottés (Prian et Cortiel, 1993)

#### I.3.4.1. Stratigraphie

La séquence rencontrée au gisement de Kef Essenoun de bas en haut est la suivante :

- ❖ Calcaires blancs compacts (mæstrichtien) ;
- ❖ Argiles marneuses gris - foncées à vertes intercalées de marnes dures (Danien inférieur) ;
- ❖ Calcaires durs, blancs très fins intercalés de marnes tendres, argileuses et renfermant de minces niveaux phosphatés (Danien supérieur) ;

- ❖ Couche principale de phosphate gisant sur un niveau dolomitique et recouvert par une alternance de dolomies marneuses et dolomies phosphatées (thanétien supérieur), Alternance de calcaires marneuses blancs, marnes et dolomies renfermant des nodules de silex et de minces couches phosphatées surmontant un niveau conglomératique (yprésien inférieur) ;
- ❖ Alternance de calcaires, calcaires dolomités, marnes et marnes phosphatées. Les tous renfermant des nodules de silex (yprésien supérieur) ;
- ❖ Calcaires marneux blancs et marnes blanches crayeuses avec la présence de nodules de silex à la mie hauteur de la couche. Plus haut il y a du gypse (Lutétien inférieur) ;
- ❖ Alternance de marnes blanches, d'argilites vertes parfois phosphatées renfermant de minces bancs de calcaire et de niveaux gypseux (Lutétien supérieur) ;
- ❖ Formation continentale de sable quartzeux à lentilles argileuses (Miocène) ;
- ❖ Alluvions et éboulis de pente (quaternaire). [17]

#### **I.3.4.2. Tectonique**

Le gisement de Kef Essenoun est situé dans le prolongement de la retombée méridionale de la flexure anti-forme de Djebel Onk, dont la structuration majeure est due à la tectonique post- Miocène. Il est caractérisé par une structure simple, qui se présente sous forme d'une table monoclinale à pendage régulier, sous un angle de 5 à 10° vers le Sud. Au sud de la table, on aperçoit une zone de rupture de pente où le pendage des couches atteint 20°. Une série de trois failles majeures de direction NNO-SSE, traversent le gisement mais n'engendrent pas de déformations majeures sur la géométrie de la couche phosphatée. Par contre, dans la zone des dressants de Kef Essenoun, allongée N 75° E, la tectonique souple et cassante a entraîné un changement brusque du pendage de la couche phosphatée affleurante où l'angle de pendage est sub-vertical ou fortement incliné vers le sud-est ou le nord-ouest. Ces dressants, représentés par les formations du Paléocène (Danien-Montien et Thanétien) et de l'Eocène inférieur (Yprésien) correspondant à la zone de flexure faille du flanc inverse de l'anticlinal de Djebel Onk. Au Nord-Est des dressants la série est renversée et la couche de phosphate plonge suivant un angle de 30° à 60° vers le Nord-Ouest. Par contre dans la partie centrale des dressants, la couche de phosphate est en série normale et plonge vers le sud. [15]

**I.3.5. Composition chimique [24]**

En analysant les teneurs des minerais nous distinguons deux formations bien marquées :

Au sommet et à la base de la formation phosphatée les teneurs en phosphate sont faibles. (<20%).

La partie médiane de la formation qui représente près de 70% de la puissance utile offre un minerai du type 27 à 30 %.

L'ensemble de la formation phosphatée riche présente des taux en  $Fe_2O_5$  et  $Al_2O_3$  équivalent à 1 et 1.5%, les matières siliceux sont généralement assez faible environ 2% et sont dues à la présence de quartz détritique et aux minéraux argileux, les teneurs en  $CO_2$  ne passe pas 10%, la teneur en Cao est environ 46,60%.

Les Mgo est toujours faible et présente des taux inférieure à 4%.

Le rapport  $CaO/P_2O_5 = 1.76$ .

D'après cette valeur supérieure à 1.31 nous sommes en présence d'une apatite carbonatée.

**I.3.6. Composition minéralogique [24]**

A djebel-onket partout dans les autres gîtes; la couche minéralisée (phosphate) est de type sédimentaire stratiforme d'une grande étendue et d'une puissance évaluée à plus de 28 m. Le minerai du gisement de Djebel Onk est constitué de phosphate à gangue carbonatée, il appartient au groupe fluor apatite carbonaté ci-joint ci-dessous la composition minéralogique de minerai gisement Kef Essenoun.

Eléments	Poids %
Eléments phosphatés (matières phosphatée et endo gangue)	82
Exo gangue	10,5
Carbonatée : - Dolomie $Ca Mg(CO_3)_2$	0,5
- Calcite $CaCO_3$	0,7
Sulfatée: Gypse* $CaSO_4$	0,5
Siliceuse: Quartz* $SiO_2$ .	4,5
Feldspaths, glauconite, minéraux argileux, divers oxydes et matière organique	1,3
<b>Total</b>	<b>100</b>

**Tableau I.2 :** Composition minéralogique de Phosphate de gisement Kef Essenoun

### **I.3.7. Les teneurs**

La moyenne de teneurs au  $P_2O_5$  sont assez constantes sur toute l'étendue du gisement et oscillent entre 24,05 et 26,94 % avec une teneur moyenne générale pour tous les sondages de 25,53 %.

La moyenne de teneurs en MgO est faible et constantes sur pratiquement toute l'étendue du gisement, elles sont comprises entre 2 et 4 % avec une moyenne générale de 2,61%.

La moyenne de teneurs en CaO est d'environ la moitié de 42 % à 48 %, avec une teneur moyenne générale de 45.89 %.

Avec moyenne générale du rapport CaO/  $P_2O_5$  du 1,73.

La couche productive est représentée par des phospharénites grises noires, d'épaisseur variant de 22 m au Nord – Est à 43 m au Sud- Ouest. [14].

### **I.3.8. Réserves géologiques**

Les ressources géologiques en potentiel phosphate ont été évaluées par le bureau d'expertise allemand (DMT) en septembre 2016 sont de 397.4 MT (309,1 MT estimé à l'intérieur des 32 sondages, et 88.3 MT en dehors des 32 sondages comme des crêtes, des tranchées et des affleurements) : c'est des ressources mesurées et indiquées avec une teneur de 25%  $P_2O_5$  et 3% MgO.

Cette estimation des ressources est considérée comme étant conforme aux normes internationales de déclaration de ressources telles que le code JORC. [20]

## **Conclusion**

L'étude géologique est une étape primordiale dans tout projet minier. Son but est la détermination de mode de formation d'un gîte minéral, son dépôt et ses caractéristiques (morphologie, structures...).

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement, il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle de ce dernier. Pour ce faire, les bureaux d'études procèdent le plus souvent à faire des estimations des réserves minières, à partir de l'interpolation spatiale des variables régionalisées. [45]

Après la présentation géologique de gisement de Kef Essenoun on va entamer notre étude qui est présentée dans les chapitres qui suit.

# Chapitre 02

**Présentation d'état  
actuel et recherche  
bibliographique**

## Chapitre II : Présentation d'état actuel et recherche bibliographique

### II.1. Introduction

Dans ce chapitre, nous commencerons à montrer l'état actuel lié au phosphate et ses développements à travers le monde, puis nous nous pencherons sur la présentation de la situation émergente de l'exploitation de gisement de phosphate de la carrière de Kef Essenoun, et les objectifs à atteindre jusqu'à la fin de l'année en cours 2020.

### II.2. Aperçus sur le phosphate

Dans l'ordre d'abondance, le phosphore se situe au onzième rang des éléments de l'écorce terrestre. C'est un élément trace pour de nombreuses roches puisqu'il ne représente que 0.1% de la lithosphère ; mais il est important par sa fréquence et parce que certaines roches sont essentiellement composées de minéraux phosphatés.

On trouve un peu plus de 200 minéraux phosphatés naturels bâtis à partir du radical  $(PO_4)^{3-}$ , les cations combinés les plus fréquents étant, indépendamment de H, OH ou H<sub>2</sub>O, le fer ( $Fe^{2+}$  et  $Fe^{3+}$ ), l'aluminium, le calcium et le manganèse.

Les phosphates naturels tiennent leur source des dépôts des déchets d'espaces marines.

Sur le fond océanique ils sont généralement formés en zone côtière peu profonde les gisements exploités dans plusieurs parties du monde, se présentent avec des propriétés chimiques et physiques très contrastées.

La production de minerai de phosphate est assurée à plus de 80% par des gisements sédimentaires, mais il existe également des gisements d'origine ignée et des gisements de type « guano ». Des réserves importantes de phosphates ont été également mises en évidence sur le plateau continental des mers actuelles, mais elles n'ont pu donner lieu jusqu'à présent à des exploitations économiques ; cependant la forte augmentation récente du prix des phosphates pourrait conduire à modifier ce point de vue. [9]

### II.3. Historique de phosphate

Le phosphore a été extrait, pour la première fois de l'urine humaine en 1669 par l'alchimiste allemand de Hambourg Henning Brandt. Le nom choisi pour cette substance

dérive du grec phosphoros « qui porte la lumière ». Ce n'est qu'un siècle plus tard, en 1769 que le chimiste suédois Carl Wilhem Scheele découvrit la présence de phosphore dans les os.

Un procédé d'extraction à partir des os des animaux fut rapidement mis au point.

A la fin du 18<sup>ème</sup> siècle, les engrais phosphatés épandus sont d'abord uniquement des Os broyés, auxquels s'ajoutent les guanos vers le début du 19<sup>ème</sup> siècle. L'existence et les possibilités d'utilisation des phosphates naturels ont été reconnues à la même époque, mais ils n'ont commencé à être employés systématiquement que vers 1850. Depuis le début du 20<sup>ème</sup> siècle; de très gros gisements ont été découverts aux Etats- Unis et en Afrique du Nord. La consommation des phosphates ne cesse de croître d'une année à l'autre. [8]

## **II.4. Origine et formation des gisements du phosphate**

### **II.4.1. Gisement d'origine ignée**

Ces gisement, associés à carbonatites, à roches alcalines telles que les syénites néphéliniques ou encore à des pyroxénites ou des pegmatites, sont assez largement distribués en Amérique du Nord (Canada notamment), en Amérique de Sud (Brésil), en Afrique du sud et en Afrique orientale, en Inde et en URSS. Les plus importants sont ceux de la péninsule de Kola en URSS où l'apatite est associée à des syénites néphéliniques, et de PALABORA en Afrique du sud (Transvaal) où l'apatite est associée à un contexte à carbonatite et pyroxénite à serpentine. Les réserves de cette dernière région sont évaluées à 1.4 milliard de tonnes de concentrés à 35.7% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Celles des gisements de KOLA paraissent être au moins du même ordre de grandeur. [9]

### **II.4.2. Gisement de type « guano »**

Ces gisements, qui sont issus de la réaction de déjections d'oiseaux et dans certains cas de chauve-souris sur les roches réceptrices, ont une importance économique loin d'être négligeable. L'Ile Christmas présente ainsi des réserves supérieures à 200 millions de tonnes d'un minerai titrant en place 50 à 80% TPL (21.8 à 36.6% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>).

Les gisements issus du guano n'ont actuellement d'intérêt que dans la mesure où la roche réceptrice est calcaire ; dans les autres cas les minéraux formés sont des phosphates de fer ou d'alumine peu exploitables actuellement. [9]

### **II.4.3. Gisement sous-marins**

Les nodules phosphatés sont assez largement distribués au fond des mers actuelles,

essentiellement sur le plateau continental. Les accumulations principales se situent le long des côtes occidentales des continents africain (Afrique de sud, Maroc...) et américain (Californie, Chili...) et également au large du Brésil et de la Ebride .Les réserves ont été évaluées grossièrement à  $3.10^{10}$ t.de minerai à teneur commerciale (de l'ordre de  $30\%P_2O_5$ ).Toutefois aucune des études économique tentées n'a encore conduit à des résultats favorables. [9]

#### **II.4.4. Gisement sédimentaires**

Les phosphates sédimentaires présentent des aspects et des tentes très variées qui les rendent souvent difficiles à reconnaître macroscopiquement.

Ils se présentent sous forme de nodules, de grains de taille variée, de coprolithes , d'oolithes, de débris de dents ou d'os, de débris de fossiles divers plus ou moins complètement épigénisés en phosphate de Ca. Dans les séries marines, les niveaux phosphatés des gisements s'associent à des niveaux calcaires plus ou moins dolomitiques dans certains cas des niveaux argileux et marneux dans lesquels la montmorillonite et l'attapulгите sont fréquentes. D'autre associations sont possibles (sables, grès, gypse...) ; leur éventail s'ouvre lorsque la teneur des niveaux phosphatés s'abaisse.la genèse des gisements sédimentaires est généralement liées à l'augmentation des teneurs en phosphate des eaux océaniques en fonction de la profondeur. [9]

### **II.5. Phosphate dans le monde**

#### **II.5.1. Gisements d'Europe**

Le gisement le plus important est celui de la péninsule de Kola (Russie), ou la production est estimée à plus de 20 000 tonnes/J. Il faut cependant signaler que dans les autres pays d'Europe, l'exploitation des gisements a été progressivement abandonnée, c'est le cas de l'Allemagne, la Suède, et la Norvège. [7]

#### **II.5.2. Gisements d'Amérique**

Le Mexique et le Chili disposent de ressources assez limitées. Le premier fabricant du superphosphate est le Canada avec un gisement à la limite des provinces du Québec et de l'Ontario. Ce dernier produit environ 150 000 tonnes/an. Les Etats Unis d'Amérique, avec les gisements de Florida et de Caroline du Nord est un grand producteur de phosphate (150 000 tonnes/an). [7]

#### **II.5.3. Gisements d'Asie**

Les principaux producteurs sont : l'Israël, la Jordanie, le Japon jusqu'à 1939 à raison de 200 000 tonnes/an. Le Vietnam et la Chine disposent de quelques ressources de phosphate, réparties sur de nombreux petits gisements. [7]

#### II.5.4. Gisements d'Afrique

- **L'Afrique du sud**: Principalement le dépôt phosphaté de la baie de Saldanha.
- **Le Sénégal** : Avec les gisements de Taïba et de Thiès (100 km de Dakar), les réserves sont estimées à plus de 500 000 tonnes.
- **L'Égypte** : Produit des phosphates tricalciques dont la teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> varie de 22 à 25%).
- **La Tunisie** : L'ouverture du premier gisement remonte à 1899. Le groupe de mine de Gafsa exploitait régulièrement 1 million de tonnes par an. La Tunisie était en effet le premier exportateur mondial de phosphate pendant de nombreuses années et c'est en 1930 qu'elle atteignait son record de production. Les phosphates tunisiens sont moins riches (25 à 27% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) que ceux du Maroc ; par contre leur solubilité critique est meilleure, d'où une utilisation directe en agriculture.
- **Le Maroc** : Avec les gisements de Youssoufia et de Khouribga, situés à 200 km au sud-est de Casablanca, l'exploitation a commencé en 1925 et actuellement, il fournit des produits d'environ 75% TPL.
- **L'Algérie** : L'Algérie recèle un potentiel de réserve important en phosphate. Les principales concentrations phosphatées du pays sont représentées par les deux grands domaines de sédimentation phosphatée, d'âge Eocène : les Monts du Hodna au Nord, et les Monts des Nememchas-Tébessa au Sud-est Algérien . D'étendue modeste, l'ensemble phosphaté de Hodna regroupe les gisements de Mzaita, Bordj-Redir et Maadid. Ces gisements présentent d'importantes variations de teneurs (12 à 23 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) et des réserves ne dépassant guère 10 millions de tonnes à Mzaita où le phosphate est particulièrement riche en silice (25 % SiO<sub>2</sub> en moyenne).

Les couches phosphatées de Bordj-Redir, qui atteignent 25 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> sur 2.5 mètres d'épaisseur, sont pénalisées par des teneurs anormalement élevées en fer et en alumine (près de 7 %).

Dans ces trois formations, les couches phosphatées contiennent des intercalations stériles qui compromettent leur exploitation. Les gisements de Dyr, Kouif, et Djebel Onk constituent l'ensemble phosphaté des Monts des Nememchas-Tébessa, lequel se présente en affleurements les plus étendus :

- Le gisement de Dyr, situé à une vingtaine de kilomètres au Nord-Est de Tébessa, présente des teneurs importantes en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (jusqu'à 31 %) mais les réserves du gisement sont moins importantes.
- Le gisement de Kouif est situé à 23 kilomètres au Nord-Est de Tébessa et constitue une cuvette elliptique synclinale dans l'axe, parallèle à celui de Dyr, se prolonge jusqu'en Tunisie. Les cinq couches exploitées, dont l'épaisseur atteint 3 mètres, présentent des teneurs voisines de 30 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Les réserves étant pratiquement épuisées, la baisse de rentabilité et les contraintes économiques ont conduit à l'arrêt de l'exploitation et à la reconversion du site.

La formation de Djebel Onk constitue le plus important gisement de phosphate algérien, tant par ses réserves que par sa facilité d'accès et d'exploitation. [7]

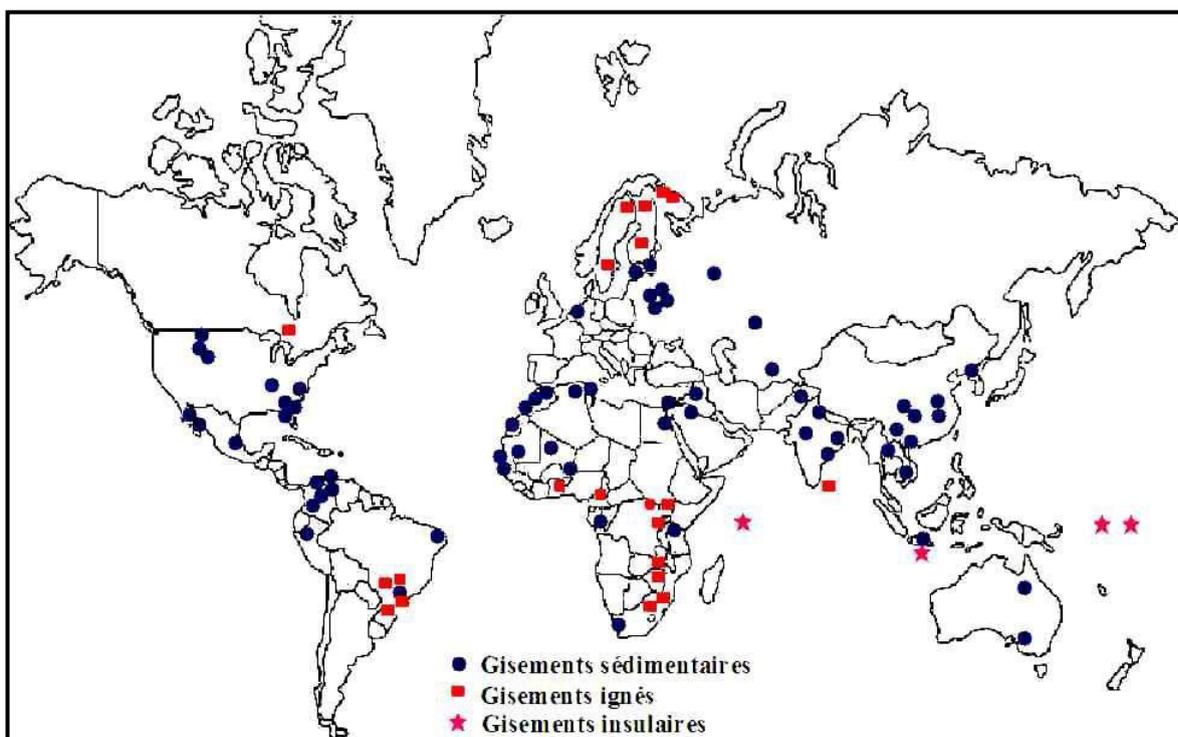


Figure II.1 : Répartition mondiale des gisements de phosphates [6]

## II.6. Production et réserve

La Chine, le Maroc et les Etats-Unis sont les trois principaux pays producteurs de phosphate, ils assurent plus de 70% de la production mondiale. Le Maroc accapare plus de trois quarts de la réserve mondiale confirmée, la grande portion de sa réserve se situe en dehors du Sahara occidental. [21]

<b>Pays</b>	<b>Production (10<sup>6</sup> kg)</b>	<b>Part mondiale (%)</b>	<b>Réserves (10<sup>6</sup> kg)</b>
<b>Etat Unis</b>	27 000	10	1 000 000
<b>Algérie</b>	1 300	0,48	2 200 000
<b>Australie</b>	3 000	1,11	1 100 000
<b>Brésil</b>	5 400	2	1 700 000
<b>Chine</b>	138 000	51,85	3 200 000
<b>Egypte</b>	4 600	1,7	1 300 000
<b>Finlande</b>	1 000	0,37	1 000 000
<b>Inde</b>	1 600	0,59	46 000
<b>Jordanie</b>	8 800	3,25	1 000 000
<b>Kazakhstan</b>	1 600	0,59	260 000
<b>Mexique</b>	2 000	0,74	30 000
<b>Maroc et Sahara occidental</b>	33 000	12,22	50 000 000
<b>Pérou</b>	3 100	1,14	400 000
<b>Russie</b>	13 000	4,81	600 000
<b>Arabie Saoudite</b>	5 200	1,92	1 400 000
<b>Sénégal</b>	1 500	0,55	50 000
<b>Afrique du sud</b>	2 100	0,77	1 500 000
<b>Syrie</b>	100	0,04	1 800 000
<b>Togo</b>	850	0,31	30 000
<b>Tunisie</b>	3 300	1,22	100 000
<b>Ouzbékistan</b>	900	0,33	100 000
<b>Vietnam</b>	3 300	1,22	30 000
<b>Autres pays</b>	5 200	2,26	837 000
<b>Total</b>	<b>270 000</b>	<b>100</b>	<b>70 000 000</b>

**Tableau II.1 : Production et réserve mondiales par pays de phosphate naturel en 2018 (USGS.2019) [21]**

## **II.7. Domaines d'utilisation**

Actuellement, environ 90 % de la production mondiale de ce minerai est utilisée par l'industrie pour fabriquer des engrais phosphatés, le reste étant employé dans la fabrication d'aliments de bétail, de détergents et de produits chimiques.



**Figure II.2 :** Exemple de l'utilisation de phosphate dans les engrais minéraux répandus en agriculture [23]

- Dans la fabrication des engrais, il apporte ses qualités fertilisantes ; la roche phosphatée naturelle d'une teneur moyenne 30% en  $P_2O_5$ , constitue généralement la matière première pour la fabrication d'engrais phosphorés. Celle-ci doit tout d'abord subir un traitement à l'acide pour solubiliser le minéral de phosphore présent.
- Dans l'alimentation il est employé pour les propriétés spécifiques du  $P_2O_5$  dans le métabolisme.
- Dans la fabrication de l'acide phosphorique qui est la source de base d'importants composés industriels (ciment dentaire, détergents,... etc.).
- Dans les détergents, on l'utilise pour les propriétés séquestrantes, et chélatantes de  $P_2O_5$ .
- Dans les textiles, les plastiques et le traitement du bois le  $P_2O_5$  apporte des qualités de résistances à l'inflammation.
- En chimie, le phosphate est utilisé comme catalyseur, c'est une nouvelle famille de catalyseurs phosphatés qui a été développée telles que la fluorapatite et l'hydroxyapatite cette dernière a une forte stabilité et affinité pour les composés organiques.
- En biomatériau, les phosphates de calcium se sont imposés depuis plusieurs années

dans le domaine des biomatériaux à usage orthopédique, et pour la fabrication des verres optiques

- Dans le domaine de construction : en construction routière, où l'utilisation phosphogypse a été envisagée seul en terrassement comme remblai routier, ou en assises de chaussées. Dans quelques pays cette utilisation a donné des résultats satisfaisants. [23]

## **II.8. Etat actuel de l'exploitation du phosphate en Algérie**

### **II.8.1. Introduction**

L'Algérie dispose des ressources considérables atteignant les 2 milliards de tonnes. Elles se concentrent au niveau de bassin minier de Djebel Onk – Tébessa (Nord Est algérien). Ce bassin renferme plusieurs gisements (Kef Essenoun; Djemi Djema; Djebel Onk Nord; Oued Betita et Bled El Hadba).

La grande majorité des sites d'extraction de phosphate sont des mines à ciel ouvert mais on rencontre aussi des exploitations souterraines. [6]

La mine de Djebel Onk est l'un des sites d'extraction de phosphate à ciel ouvert dans le monde et est subdivisé en plusieurs secteurs mais actuellement l'exploitation du gisement du phosphate se concentre au niveau de la mine de Djebel Onk sud qui contient trois zones (Djemi Djema, Kef Essenoun et Tarfaya), et une seule carrière actuellement en exploitation (Kef Essenoun) avec la carrière de Djemi Djema zone2 qui a des réserves exploitable pour le moment mais pas important comparativement de celle de Kef Essenoun, cette dernière constituée de plusieurs gradins en forme d'une fosse. Le facteur de recouvrement est de deux pour un, c'est-à-dire que pour chaque gradin de minerai abattu, il faut abattre deux gradins de stériles. Pour cela, on trouve les gradins de stériles dans la périphérie et les gradins de minerais dans le centre de la fosse. [20]

### **II.8.2. Situation géotechnique et minière de la carrière (paroi nord)**

En 2007, un important glissement de terrain sur le versant nord de la carrière de Kef Essenoun qu'est changé l'état de l'exploitation de la carrière (la partie nord est abandonnée et le développement s'effectue vers l'ouest)

En 2013, des fissures sont été observées dans l'épaulement de la paroi nord. Ces fissures pourraient être des signes de mouvements de pente.

En juin 2014 les autorités minières algériennes ont interdit toute activité minière dans

un périmètre donné en raison du risque de survenue d'un nouveau glissement de terrain, susceptible de se produire au niveau de la paroi nord. [22]

### **II.8.3. Stabilisation de la zone à risque**

L'entreprise SOMIPHOS avec l'aide d'un bureau d'étude Allemand élaborer une étude de planification à long terme pour le gisement de Djebel Onk Sud et sont apporté des paramètres géotechniques pour la conception des fosses ultimes et des différentes phases d'exploitation.

Des analyses géotechniques a été effectuées afin d'évaluer la situation actuelle à Kef Essenoun et de fournir des intrants géotechniques pour la planification des futures fosses. L'analyse de la situation actuelle a pour objectif de savoir comment poursuivre l'exploitation minière à Kef Essenoun et développer la carrière à court et moyen termes.

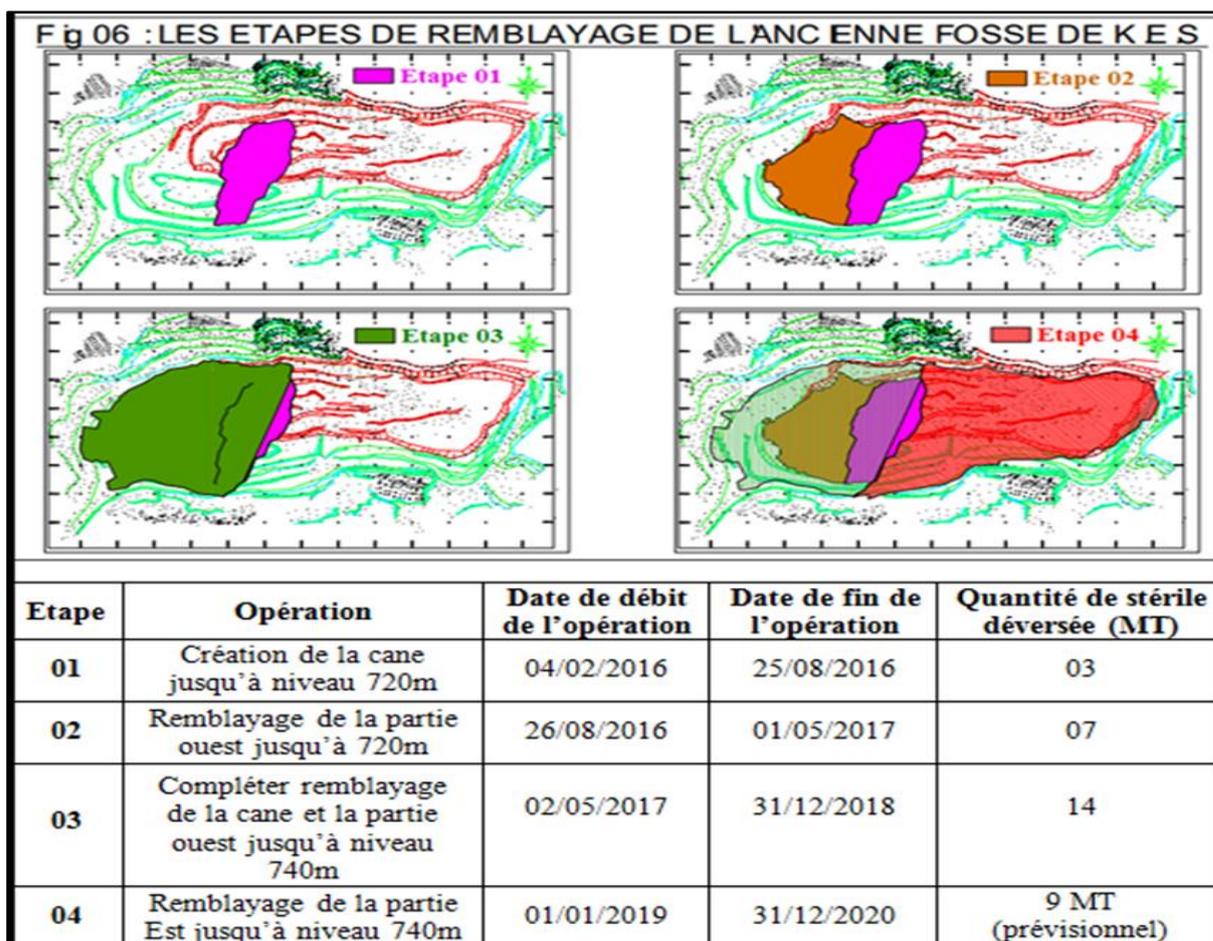
On peut dire que ces analyses de stabilité sont démontrées que la fosse de Kef Essenoun peut être développée et qu'une bonne partie du phosphate de la paroi nord peut être extraite. La procédure recommandée est la suivante dans l'ordre chronologique :

- A.** Stabilisation de la paroi nord par remblayage de la fosse existante (ce qui est indispensable pour des raisons de sécurité)
- B.** Extraction des stériles et du phosphate de la paroi nord pour opérer une libération des contraintes
- C.** Mise en valeur et développement de la fosse vers le sud [22]

#### **II.8.3.1. Remblayage de la fosse**

Le remblayage de la fosse s'effectue en étapes suivantes (voir les schémas Figure II.3) :

- 1<sup>e</sup>. Etape :** Le remblayage de la Zone Ouest de la fosse dans le sens du Sud vers le Nord.
- 2<sup>e</sup>. Etape :** Le remblayage de la même Zone vers l'Ouest.
- 3<sup>e</sup>. Etape :** La continuité de remblayage de la même Zone jusqu'au une hauteur de 72 m.
- 4<sup>e</sup>. Etape :** L'achèvement de remblayage de la fosse vers l'Est. [20]



**Figure II.3 :** Etapes de remblayage de l'ancienne fosse de Kef Essenoun [20]

#### II.8.4. Plan d'exploitation 2020 [20]



**Figure II.4 :** Photo représenter l'état actuel d'activité d'exploitation du phosphate au niveau de la carrière de Kef Essenoun coté Nord-Ouest (prise en février 2020)

**II.8.4.1. Les objectifs du plan d'exploitation 2020****1) Masse rocheuse :**

Selon son programme de cette année 2020, le complexe de Djebel Onk enlever 10 000 000 tonnes des stériles de recouvrement pour extrait 2 800 000 tonnes de minerai, c'est-à-dire 12 800 000 tonnes masse rocheuse est répartie comme suit :

**a. Stérile : 10 MT**

- 8.5MT pour découvrir le phosphate de l'exercice 2020 à partir des zones actuellement en activités (K.E.S côté Nord-Ouest et Djemi Djema, Zone II côté Sud et extrême Sud).
- 1.5MT pour l'extraction de la couche marneuse, configuration des gradins finaux dans le calcaire, et création des accès pour l'exploitation du dôme de calcaire situé dans la zone d'affleurement de K.E.S (paroi Nord).

**b. Phosphate (tout-venant) 2.8 MT**

- L'extraction de cette quantité à partir de deux carrières en activité (K.E.S : côté Nord-Ouest, le bloc entre le Nord-Ouest et l'ancienne fosse, Phosphate beige de stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse, et DJDJ Zone II côté Sud et Extrême Sud).

Phosphate	Production annuelle planifiée	Production par mois	Production par semaine	Production journalière	Production par poste
<b>La production</b>	2 800 000 (T/an)	233 300 (T/mois)	58 300 (T/semaine)	8 300 (T/jour)	2 800 (T/poste)

**Tableau II.2 : Production de minerai****2) Produit marchand : 1.6 MT**

- **Qualité 66/68 % TPL : 0.6 MT** : produite à partir de tout-venant en phosphate de la carrière de K.E.S côté Nord- Ouest, le bloc entre le Nord-Ouest et l'ancienne fosse, phosphate beige de stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse.

- **Qualité 63/65 % TPL : 01 MT** : produite à partir de tout-venant en phosphate de DJDJ Zone II côté Sud et Extrême Sud, stocks bruts (K.E.S et DJDJ Zone II) et le phosphate de faible teneur de K.E.S.

Désignation	Stérile (T)	Phosphate (T)	Produits marchands (T)
Janvier	850 000	237 000	136 000
Février	790 000	221 000	127 000
Mars	850 000	237 000	136 000
Avril	815 000	230 000	130 000
Mai	850 000	237 000	136 000
Juin	815 000	230 000	130 000
Juillet	850 000	237 000	136 000
Août	850 000	237 000	136 000
Septembre	815 000	230 000	130 000
Octobre	850 000	237 000	136 000
Novembre	815 000	230 000	131 000
Décembre	850 000	237 000	136 000
<b>Total</b>	<b>10 000 000</b>	<b>2 800 000</b>	<b>1 600 000</b>

**Tableau II.3** : Répartition mensuelle des objectifs 2020 [20]

#### II.8.4.2. Choix des blocs d'exploitation pour l'exercice 2020 [20]

Le bureau d'expertise allemand (DMT) recommande à SOMIPHOS d'entamer les principales d'activités d'extraction pour les deux premières années de Djemi Djema (Zone I et Zone II), et K.E.S côté Nord-Ouest selon le calendrier d'exploitation proposé (DMT) :

- 1) L'alimentation de la chaîne de traitement est assurée à partir de Djemi Djema Zone I et Zone II pendant la première et la deuxième année, et de K.E.S côté Nord –Ouest de la deuxième année.
- 2) Les travaux de développement sont prévus pendant la première année pour la création d'une rampe d'accès et préparation des plates-formes productives de phosphate à partir des zones d'affleurement de phosphate situent successivement de

côté Nord- Ouest et extrême Nord- Ouest du gisement de K.E.S.

L'application de ces recommandations pour démarrage de travaux d'extraction de Djemi Djema Zone 1 et Zone 2 sont liées aux contraintes suivantes :

- Transfert des décharges stérile de la Zone I vers l'extérieur de la concession.
- Déménagement de la poudrière.
- Enlèvement de résidus (boues et refus), déviation de la route nationale N16, et changement de l'emplacement des poteaux électriques hautes tension qui condamne les réserves exploitable de la Zone II.
- Mise à niveau des installations de la chaîne de traitement.

Cependant, Les recommandations concernant le démarrage de travaux de développement des zones d'affleurement de phosphate côté Nord –Ouest et extrême Nord-Ouest de la carrière de K.E.S demande un temps nécessaire pour l'application de ces recommandations et disponibilité des moyens matériels conformément aux matériels recommandé par DMT, afin de création des accès et l'extraction de la totalité de la couche de marne d'un pendage supérieur à 12° pour permettre aux activités de se dérouler en toute sécurité.

Tenant en compte les contraintes et les recommandations faites par l'étude de DMT, les blocs d'exploitation choisis pour atteindre les objectifs ciblés en 2020 sont :

- ✓ Le bloc Nord - Ouest de la carrière de K.E.S.
- ✓ Le bloc entre Nord-Ouest et l'ancienne fosse.
- ✓ Phosphate beige de stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse.
- ✓ Les blocs Sud et Extrême Sud de la carrière Djemi Djema Zone II.

**II.8.4.3. Situation des carrières****II.8.4.3.1. Situation des carrières au 31/12/2019**

Désignation	Carrière K.E.S					Carrière DjDj Zone II
	Nord-Ouest		Phosphate beige(en contact avec la marne)	Stot de protection	Gradins de phosphate noir	
Bloc	Bloc (A)	Bloc (B)				Sud, et Extrême Sud
<b>Phosphate découvert</b>	0,1 MT	0,2 MT	0,5 MT	01 MT	0,2 MT	0,3 MT
<b>Dont phosphate exploitable</b>	Néant	0,1 MT	0,2 MT	01 MT	0,2 MT	0,2 MT

**Tableau II.4** : Situation des carrières K.E.S et DjDj (ZII) au 31/12/2019 [20]**II.8.4.3.2. Exercice 2020**

Sterile à enlever : 10 MT répartie comme suit :

**a. Carrière K.E.S :**

- ✓ 4.8MT projetée côté Nord-Ouest pour découvrir 03MT de phosphate.
- ✓ 3.5MT projetée dans le bloc entre le Nord-Ouest et l'ancienne fosse pour découvrir
- ✓ 0.9 MT de phosphate.
- ✓ 1.5MT projetée côté Nord-Ouest pour l'extraction de la couche marneuse, configuration des gradins finaux dans le calcaire, extraction des accès pour l'exploitation du dôme de calcaire situé dans les zones d'affleurement de K.E.S (paroi Nord).

**b. Carrière DJDJ Zone II :**

- ✓ 0.2MT projetée côté Extrême Sud pour découvrir 0.2MT de phosphate. [20]

**II.8.4.3. Situation des carrières au 31/12/2020**

Désignation	Carrière K.E.S						Carrière DjDj ZII
Bloc	Nord-Ouest			Bloc entre Nord-Ouest et l'ancienne fosse (Crête) Bloc (A)	l'ancienne fosse		Sud et extrême Sud
	Phosphate noir (fosse)		Phosphate beige (en contact avec la Marne)		Stot de protection	Gradins du phosphate Noir	
	Bloc (A)	Bloc (B)					
Phosphate découvert	0,5 MT	0,8 MT	0,5 MT	0,2 MT	1 MT	0,2 MT	0,4 MT
Phosphate exploitable	0,2 MT	0,4 MT	0,5 MT	0,2 MT	1 MT	0,2 MT	0,2 MT

Tableau II.5 : Situation des carrières K.E.S et DjDj (ZII) au 31/12/2020 [20]

**II.8.4.4. Les endroits d'exploitation désignés pour la réalisation de l'exercice 2020**

**II.8.4.4.1. Gisement de K.E.S**

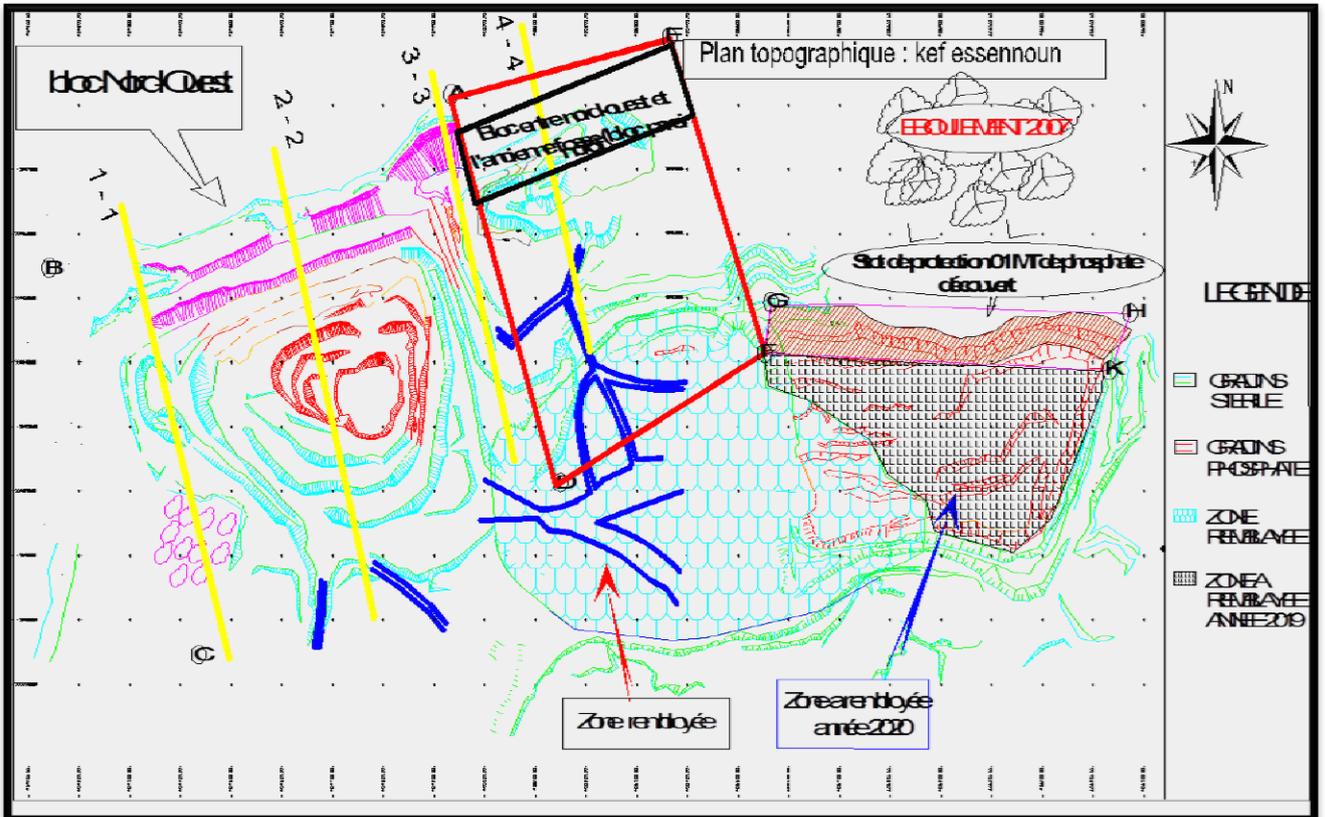


Figure II.5 : Carte topographique présentant localisation des blocs d'exploitation de K.E.S pour l'exercice 2020 [20]

**Remarque :** Voir les coupes et leurs explications dans l'annexe 01

#### II.8.4.4.1.1. Bloc Nord-Ouest de la carrière de K.E.S :

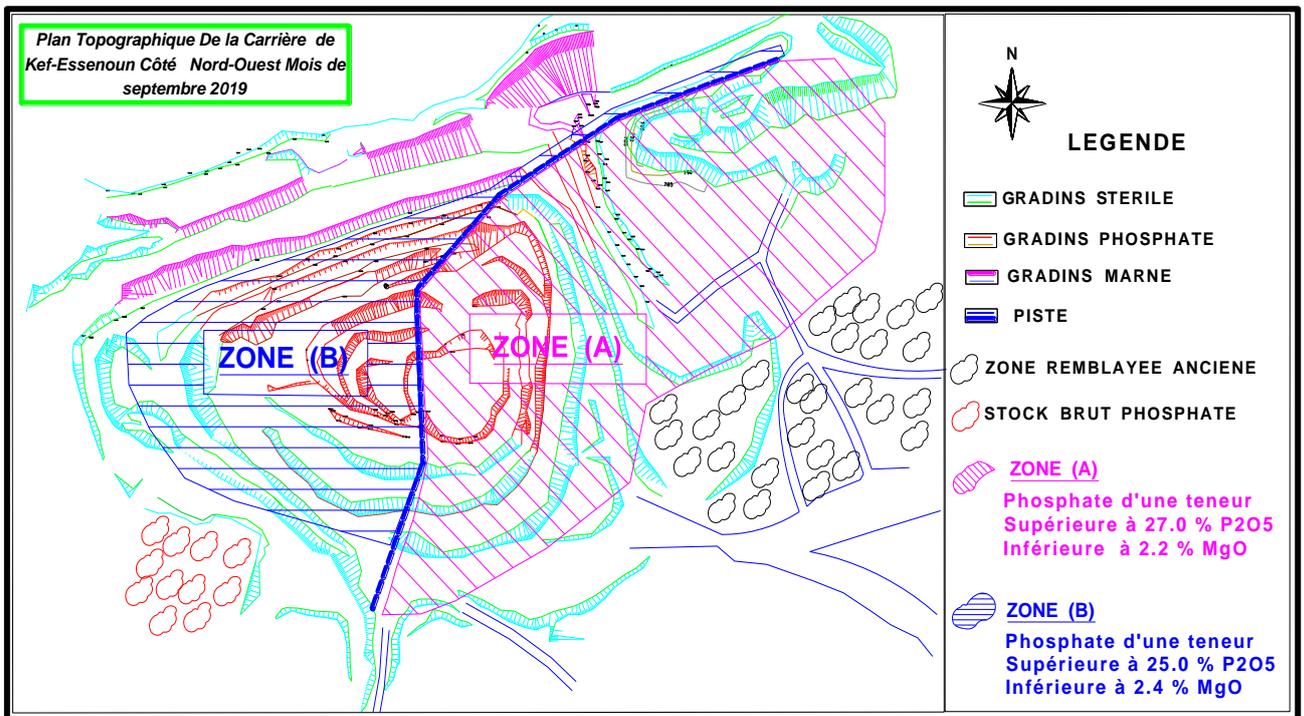
Situé à l'extrémité ouest du gisement de K.E.S, limité à l'ouest par les dressant de djebel Fouris à partir de tranchée 43, à l'Est par la zone limitée entre tranchée 38, sondage 10 et l'ancienne fosse de K.E.S, vers le Nord par la série des tranchées (Tr 42 à Tr 38).

La superficie de ce bloc est environ 308000 m<sup>2</sup>, les coordonnées sont mentionnées dans le tableau ci-dessous.

Bloc	Points	Cordonnées en UTM	
		X	Y
Nord-Ouest	A	404932	3840809
	B	404143	3840544
	C	404436	3839946
	D	405141	3840208

**Tableau II.6 :** Les cordonnées en UTM de bloc N-O de la carrière de K.E.S [20]

Les réserves en phosphate prouvées d'environ 10 MT, l'épaisseur moyenne de la couche phosphatée est de 30m, avec une teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> est de 26 à 27.50 %, et 2.2 à 2.4% en MgO (voir les iso teneurs figure II.6).



**Figure II.6 :** Limite et séparation entre les deux zones selon la teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et MgO dans la carrière de K.E.S [20]

**II.8.4.4.1.2. Bloc entre le Nord-Ouest et l'ancienne fosse de la carrière de K.E.S**

Il est limité à l'Ouest par le bloc Nord-Ouest et à l'Est par la zone de glissement et à Sud par la zone de remblayage de l'ancienne fosse, d'une superficie 100 000 m<sup>2</sup>, reconnu par trois tranchées (Tr35, 36, 37) et trois sondages (S10, 13, 17) de reconnaissances ont été réalisés par l'EREM en 1987.

Les réserves en phosphate d'environ 07 MT, d'une épaisseur moyenne de la couche phosphatée est de 35m, avec une teneur en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> comprise entre 26.4 à 27.5%, et 1.8 à 2.4% MgO. Les coordonnées de ce bloc sont mentionnées dans le tableau ci-dessous.

Bloc	Points	Cordonnées en UTM	
		X	Y
Entre le Nord-ouest et l'ancienne fosse	A	404932	3840809
	D	405141	3840208
	E	405462	3840327
	F	405270	3840914

**Tableau II.7 :** Les cordonnées en UTM de bloc entre le N-O et l'ancienne fosse de la carrière de K.E.S [20]

**II.8.4.4.1.3. Stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse :**

Limité au nord par la zone de glissement, au sud par remblayage de la fosse, et à l'ouest par le bloc situé entre le nord-ouest et l'ancienne fosse.

Bloc	Points	Cordonnées en UTM	
		X	Y
Stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse	F	405270	3840914
	G	405563	3840489
	H	406272	3840475
	K	406234	3840386

**Tableau II.8 :** Les cordonnées en UTM de stot de protection et les deux gradins de phosphate noir de l'ancienne fosse de la carrière de K.E.S [20]

Pour mieux connaître l'inclinaison et les épaisseurs des couches, la nature, et la qualité du minerai, nous avons élaboré quatre coupes géologiques à partir des ouvrages de reconnaissances existants comme les tranchées, et les sondages (voir tableau II.9 et les figures de 1.1.1 à 1.1.7 dans l'annexe 01).

N° coupe	Localisation	Inclinaison (°)		Epaisseur de la couche (m)		Nature de phosphate		Teneurs (%)			
		Partie Nord	Partie Sud	Partie Nord	Partie Sud	Partie Nord	Partie Sud	Partie Nord		Partie Sud	
								P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MgO
01-01	Limitée à l'ouest par Tr42 (déjà exploité) et S02	60	8 à 5	14	28	beige	noir	25,8	2,18	26	2,33
02-02	Entre Tr41 et Tr40 (déjà exploités) et passe par S06	60	8 à 5	21	35	beige	noir	25,5	1,9	27,4	2,1
03-03	Limitée à L'Est de TR38 et S10	55	12	38	39	beige	noir	26,5	1,9	27,5	2,41
04-04	Limitée à L'Ouest de TR36 et S17	60	12	29	29	Beige	noir	26,4	1,8	26	2,4

**Tableau II.9 :** Elaboration de quelques paramètres de quatre coupes géologiques à partir des ouvrages de reconnaissances existants [20]

A la lumière de ces coupes géologiques on a subdivisé les blocs en question en deux parties selon les teneurs en P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et MgO, ainsi que la granulométrie de tout-venant phosphate :

► **Partie A :** destinée pour la fabrication de la qualité 66/68%TPL, à partir de phosphate d'une teneur supérieure à 27% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> et inférieure à 2.2% MgO, avec une granulométrie hétérogène, cette hétérogénéité est variée dans la partie supérieure que la partie inférieure de la couche.

✓ **La partie supérieure :** 15m d'épaisseur d'une granulométrie répartie comme suit :

- Les 05m du sommet : phosphate gris –noir d'une granulométrie grossière (de 500 à 700µm).
- Les 05m de la moitié : phosphate noir d'une granulométrie moyenne (de 200 à 500 µm)
- Les 07m de la base : phosphate noir, possède une granulométrie fine (de 100 à 200 µm)

✓ **La partie inférieure :** plus de 20m de phosphate noir d'une granulométrie moyenne (de 200 à 500 µm).

► **Partie B** : destinés pour la fabrication de la qualité 63/65%TPL, à partir d'un phosphate d'une teneur supérieure à 25%  $P_2O_5$  et inférieure à 2.4% MgO, avec une granulométrie grossière et moyenne localisée à la partie supérieure de la couche phosphatée (première 05 mètres).

Le reste de la couche (plus de 20m d'épaisseur) possède une granulométrie fine et moyenne.

**Remarque** : Voir dans l'annexe 01 (Figure 1.4.1) : La limite de séparation entre les deux parties de carrière de K.E.S selon la granulométrie actuelle 2020

#### II.8.4.4.2. Gisement de Djemi Djema

##### II.8.4.4.2.1. Blocs Sud et extrême Sud de la carrière Zone II

Situés près de contour final de la carrière, juste à la limite finale des réserves exploitables, où la couche de phosphate plonge rapidement vers le Sud -Est avec un pendage varié de 15 à 18°, les coordonnées et la carte topographique de DjDj ZII sont mentionnées respectivement dans le tableau II.10 et la figure II.7.

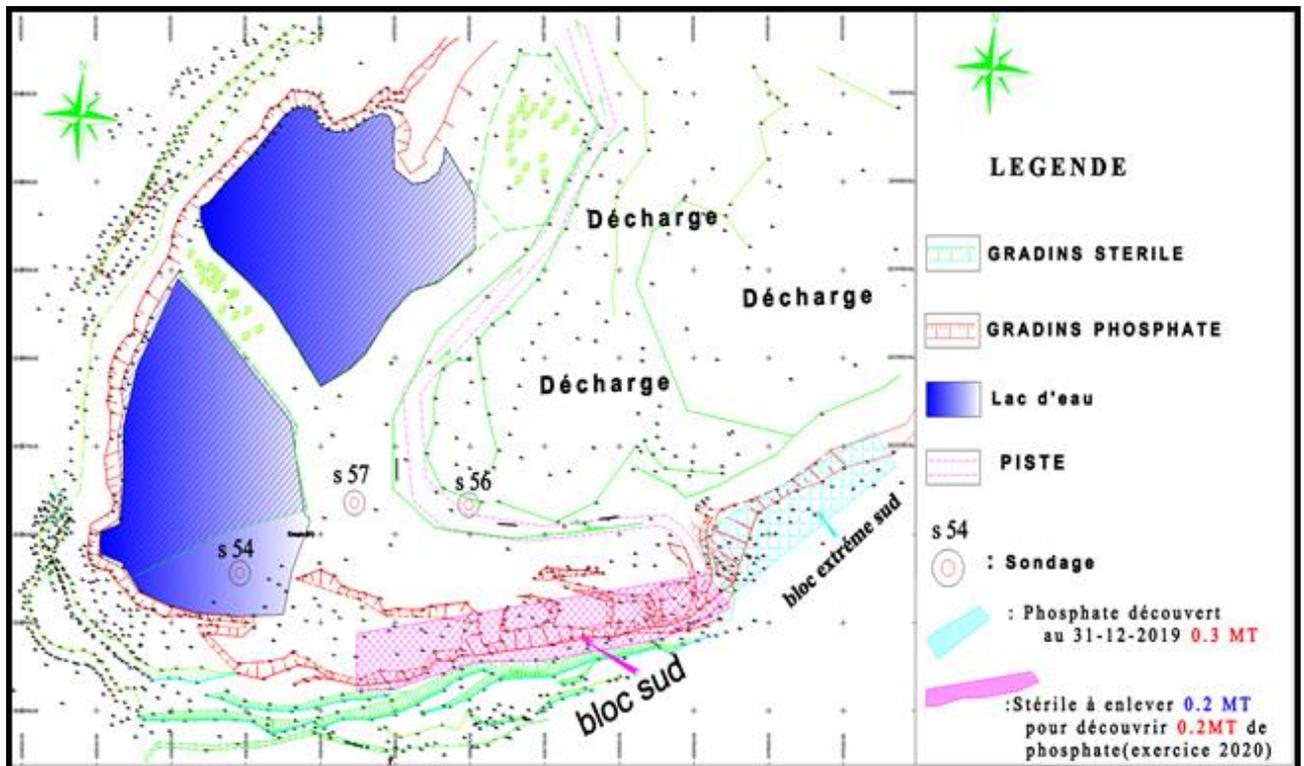
Bloc	Points	Cordonnées en UTM	
		X	Y
Sud	A	408449	3839487
	B	408919	3839554
	C	408948	3839516
	D	408446	3839424
Extrême Sud	E	408947	3839529
	F	408904	3839592
	G	409140	3839716
	H	409171	3839678

**Tableau II.10** : Les cordonnées en UTM des blocs Sud et Extrême Sud de la carrière de DjDj ZII [20]

**Remarque** : Voir dans l'annexe 01 : [20]

- ✓ Carte et coupes géologiques représentent la situation de la carrière K.E.S côté N-O au 31-12-2019 (Figures de 1.2.1, 1.2.2 et 1.2.3)
- ✓ Carte et coupes géologiques représentent le stérile à extraire et phosphate découvert de la carrière K.E.S Côté Nord-Ouest exercice 2020 (Figures 1.3.1 et 1.3.2)
- ✓ Carte de localisation des décharges refus usine de carrière K.E.S 2020 (Figure 1.5.1)

- ✓ Carte et coupes géologiques représentent la configuration de la carrière de Kef Essenoun cote N-O pour l'exercice 2020 (Figures 1.6.1 et 1.6.2)



**Figure II.7 :** Carte topographique présentant localisation des blocs d'exploitation de DjDj ZII côté Sud et extrême-Sud pour l'exercice 2020 [20]

## II.8.5. Régime de travail de la mine de djebel Onk (quartier Kef Essenoun)

### II.8.5.1. Organisation de travail

Le bureau d'étude d'Allemand (DMT) propose que la mine fonctionne selon un système à 3 postes par jour : [20]

- 1<sup>ère</sup> poste : de 5h à 13h.
- 2<sup>ème</sup> poste : de 13h à 21h.
- 3<sup>ème</sup> poste : de 21h à 5h.

#### A) Pour les travaux de forage et de tir

##### ➤ Foration :

- Nombre de postes :  $n_p = 2$  p/j (continu) (5h à 13h et de 13h à 21h).
- Durée d'un poste :  $T_p = 8$  h.

- Chargement des trous et tir :
  - Nombre de postes :  $n_p = 1 \text{ p/j}$
  - Durée d'un poste :  $T_p = 8 \text{ h.}$

### B) Pour les travaux d'extraction - chargement et de transport

- Pour le minerai :
  - nombre de postes :  $n_p = 3 \text{ p/j (24 h). (continu)}$
  - durée d'un poste :  $T_p = 8 \text{ h.}$
- Pour le stérile :
  - nombre de postes :  $n_p = 3 \text{ p/j (24 h). (continu)}$
  - durée d'un poste :  $T_p = 8 \text{ h.}$

#### II.8.5.2. Nombre de jours ouvrables par semaine

$$N_{j/sem} = 7 \text{ jours/sem}$$

#### II.8.5.3. Nombre de jours ouvrables par an

$$N_{j/an} = 365 \text{ (jours).}$$

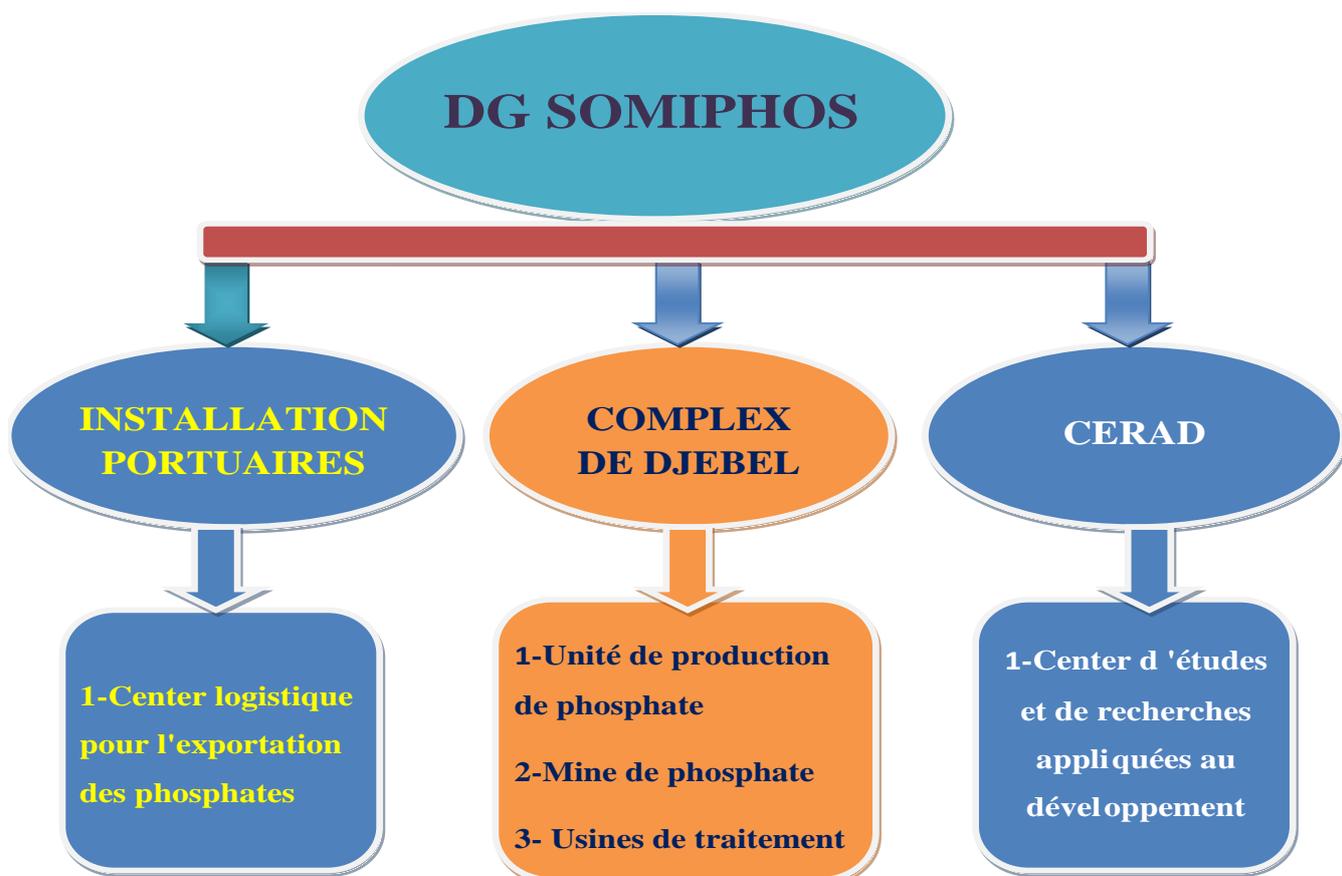
Nombre et durée d'un poste	Travaux d'extraction (Pour le minerai)	Travaux d'extraction (Pour le stérile)	Travaux de forage et de tir (Foration)	Travaux de forage et de tir (chargement de trou)
Nombre de poste	3	3	2	1
Durée d'un poste	7.5	7.5	7.5	7.5

**Tableau II.11** : Nombre et durée d'un poste nécessaire aux opérations d'exploitation

#### II.8.6. Organisation de l'entreprise SOMIPHOS

SOMIPHOS, extrait le phosphate brut du sol grâce à des carrières à ciel ouvert dans le bassin phosphatier de Djebel Onk. Le minerai est par la suite criblé, lavé et séché. Le minerai traité, est alors expédié aux Installations Portuaires de Annaba, soit par voie ferrée ou par transport routier. La totalité de la production est exportée, comme matière première, à destination de plusieurs pays à travers le monde. Le complexe du Djebel- Onk est la

principale Stratégique Business Unité de FERPHOS pour la Production de phosphates Composé de deux mines à ciel ouvert et d'une usine de traitement de phosphate, le Complexe du Djebel-Onk jouit, dans le cadre de l'organisation de FERPHOS, d'une autonomie de gestion administrative et financière lui permettant d'être à l'écoute de ses clients et plus proches de leurs exigences. Le complexe du Djebel-Onk est en phase finale de certification aux normes de L'International Standardisation Organisation, ISO 9001 Version 2000 (Système de Management de la Qualité) et ISO 14001(Système de Management Environnemental). [20]



**Figure II.8 :** Organigramme du complexe minier de Djebel Onk [20]

## Conclusion

Dans ce chapitre nous présenterons l'état actuel du phosphate en général sur le monde, et précisément le gisement de Kef Essenoun concernant le plan d'exploitation actuelle adopté et ses paramètres essentiels tout en citant les objectifs à atteindre à la fin de cette année.

Pour voir les cartes et les coupes géologiques et plus de clarifications sur les situations des carrières voir les figures dans l'annexe 01.

# Chapitre 03

**Processus  
technologiques  
d'exploitation du  
phosphate**

## Chapitre III : Processus technologiques d'exploitation du phosphate

### III.1. Introduction

La région de Kef Essenoun est l'un des gisements de phosphates les plus importants du bassin phosphaté du Djebel Onk, et constitue le principal axe de développement du complexe minier du Djebel –Onk.

### III.2. Ouverture du gisement

#### III.2.1. Généralités

Après avoir élaboré le projet d'exploitation sur la base de documents géologiques et topographiques et ainsi défini la profondeur finale d'exploitation du gisement et les contours des champs de la carrière, on passe à la réalisation qui consiste en premier temps à l'ouverture de la carrière. Lors de cette étape, on exécute les travaux de creusement des excavations minières appelées tranchées ou demi-tranchée.

Le choix du schéma d'ouverture doit tenir compte des :

- ❖ **Conditions géologiques** : relief de la surface, formes et dimensions du gisement, ainsi que ses caractéristiques (puissance, profondeur, angle de pendage...).
- ❖ **Conditions minières** : la production prévue par projet, durée de service de la carrière, les moyens de mécanisation et la sécurité de travail.
- ❖ **Conditions économiques** : des dépenses capitales pour la construction de la carrière, des indices économiques de l'exploitation...

Le choix du schéma d'ouverture doit assurer :

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

La disposition des tranchées d'accès et de découpage par rapport au champ minier est assez importante pour influencer sur la longueur de transport des charges à l'intérieur de la

carrière elle tient compte principalement des caractéristiques du gîte (pendage, dimensions, et forme) et du relief.

Les tranchées d'accès peuvent être disposées latéralement (à un flanc du champ minier ou aux deux flancs du champ minier) ou au centre du champ minier.

Les tranchées de découpages peuvent être disposées longitudinalement (latérales ou au centre du champ) et transversalement (latérales ou au centre du champ) selon l'inclinaison du gîte. [24]

### **III.2.2. Critères arrêtés pour l'ouverture du gisement de Kef-Essenoun**

Les critères qui ont été jugés nécessaire pour l'ouverture du gisement de Kef-Essenoun (contraintes à résoudre) sont les suivantes :

#### **❖ Taux de découverte**

Les résultats d'analyse des variantes proposées pour l'étude du sens de progression des travaux miniers ont montré que seule la variante nord-sud répond aux critères de choix (variante optimale).

#### **❖ Chantier sable**

La répartition des sables dans le gisement de Kef Essenoun n'est pas homogène, elle touche beaucoup plus les deux parties Est et Ouest, les résultats de calculs ont montré qu'il faut dégager 24 760296 m<sup>3</sup> du côté Est et 9162468 m<sup>3</sup>.

#### **❖ Mise à terril**

Une fois que le minerai de la partie centrale est épuisé l'espace sera utilisé comme décharge intérieure pour le calcaire de la partie Ouest et celui de la partie Ouest sera utilisé par la partie Est.

#### **❖ Situation financière**

La situation financière de l'entreprise exige qu'on doit penser sérieusement à l'enveloppe qui doit être dégagée pour la construction de la carrière de Kef Essenoun, c'est-à-dire essayer que cette dernière soit minimisée le maximum possible et pour ces fins il a été établi d'après les calculs, que seule la projection des ouvrages d'ouverture dans la partie centrale donnera cette possibilité car le nombre de gradins formés est moins que celui dans les parties Est Ouest. Par conséquent, moins de matériels et moins de mains d'œuvre. [24]

### III.2.3. Mode d'ouverture du gisement de Kef Essenoun côté (NORD-OUEST)

Le mode d'ouverture du gisement de Kef Essenoun consiste au creusement d'une tranchée d'accès commune extérieure qui relie à la surface tous les gradins de la mine. Le creusement de cette dernière s'effectue par les travaux de forage et de tir. Ces tranchées doivent être développées au fur et à mesure vers le Sud. Tandis que l'exploitation vers l'Ouest s'étend aisément, alors que du côté (Est) il est nécessaire d'élargir les bermes de sécurité aux largeurs demandées.

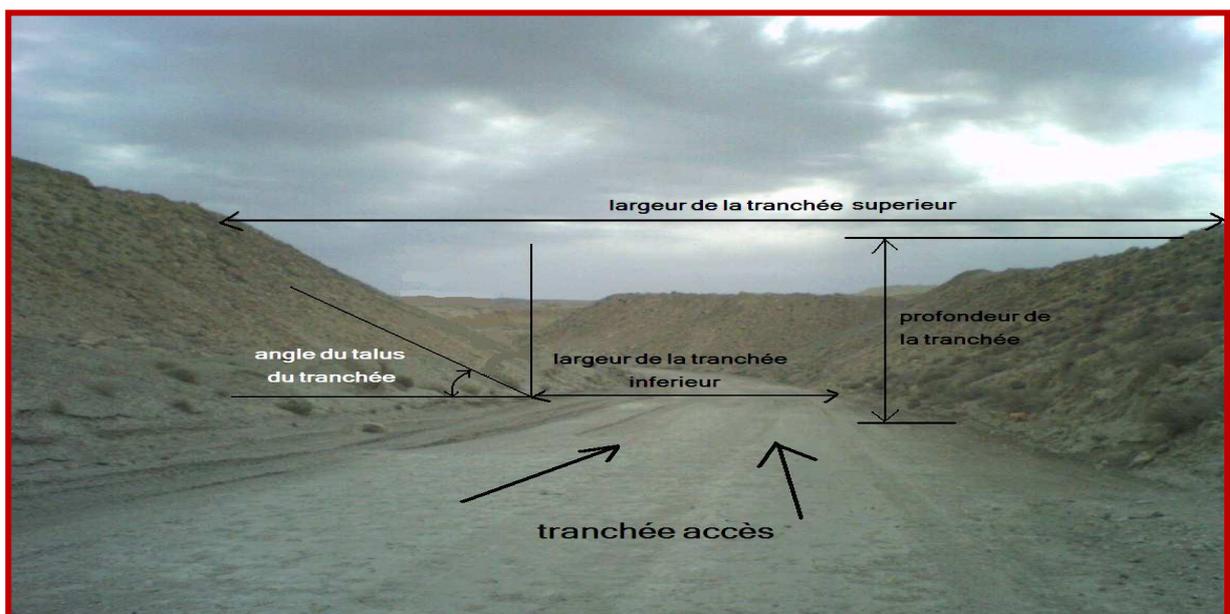
Ce mode d'ouverture fut le premier mode utilisée lors de la première mise en exploitation du gisement Kef Essenoun, cependant après le glissement de terrain du côté nord de la mine en 2007, il a été adopté un autre schéma d'ouverture réalisée par différentes tranchées d'accès : [20]

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

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

### III.2.4. Les paramètres du schéma d'ouverture coté N-O [20]

Les paramètres qui caractérisent une tranchée sont représentés sur (Figure III.1)



**Figure III.1** : Les paramètres d'une tranchée accès [24]

**a) Forme de la section transversale**

Dans notre cas, la section transversale est trapézoïdale.

**b) Profondeur finale des tranchées d'accès**

Le gisement de Kef Essenoun a l'avantage d'être un gisement subhorizontal avec un pendage moyen de 15° par rapport à l'horizontal.

Cette caractéristique nous permet de déterminer la profondeur finale de la rampe ou tranchée d'accès qui, dans ce cas est fonction de la puissance des roches de découverte et de celle du minerai.

$$H_f = H_S + H_m = 40 + 30 = 70 \text{ m}$$

Avec  $H_f$  : Profondeur finale de la tranchée d'accès ;

$H_S$  et  $H_m$  : Puissances respectives de la découverte et du gisement.

Puisque chaque gradin est lié à la surface par sa propre tranchée d'accès donc la profondeur de chaque tranchée correspond à la hauteur du gradin. Cette hauteur est de 7 m pour le phosphate et 15 m pour le calcaire.

**c) Angle des talus des tranchées**

Les angles d'inclinaison des talus des tranchées sont déterminés en fonction des propriétés physique-mécanique des roches :

Pour le cas de Kef-Essenoun la dureté du minerai du Phosphate selon l'échelle du Pr. Protodiakonov est de 5 à 6 et celle du stérile est de 6 à 7, il est rationnel de prendre comme angle des talus des tranchées d'accès, une inclinaison de 65° et une inclinaison de 70° pour les tranchées de découpage, cette condition est vérifiée pour le gradin dans le minerai mais fait défaut dans quelques gradins de stériles qui ont souvent une inclinaison de 90°.

**d) La largeur des tranchées**

La largeur des tranchées est définie en fonction des moyens de transport, du mode de creusement.

A partir du moment où la majorité des camions de transport ont une capacité supérieur à 40 tonnes, il est préférable de prendre une largeur de la rampe ou tranchée d'accès comprise entre 15 et 20 m et plus.

Cette largeur est prise de façon raisonnable au niveau de la mine de Kef Essenoun car nos mesures sur terrain ont données une valeur moyenne de 18 m pour la largeur de la tranchée d'accès.

**e) Inclinaison longitudinale des tranchées**

Elle est particulière à la tranchée d'accès. Cette inclinaison est fonction du type des engins de transport utilisés. Dans la pratique pour le transport des camions elle est de l'ordre de 6 à 12%. Ce qui est parfaitement respecté au niveau de Kef Essenoun où la pente moyenne est de 8%. Donc valeur raisonnable  $i = 8\%$ .

**f) Longueur des tranchées**

La longueur finale des tranchées d'accès est donnée par la formule suivante :

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

$H_f$  : Hauteur finale de la tranchée d'accès :  $H_f = 65$  m

L : Elle est de forme serpentine et estimée à 813 m.

Les relevés topographiques sont reportés dans le tableau suivant :

Longueur de la tranchée	813m
Cote maximum	745 m
Cote minimum	680 m
Largeur minimum	15-20 m
Pente	8-10 %

**Tableau III.1 : Relevés topographiques**

**g) Volume des tranchées d'accès**

L'expression donnant le volume de la tranchée d'accès est la suivante :

$$V_t = \frac{H_f^2}{2} \left( \frac{b}{2} + \frac{H_f}{3 \operatorname{tg} \alpha} \right) + \frac{b}{2i} (\Sigma H_i^2); m^3$$

Où : b : Largeur du fond de la tranchée :  $b = 15-20$  m

$\alpha$  : Angle d'inclinaison du bord de la tranchée :  $\alpha = 65^\circ$

Alors :

$$V_t = \frac{65^2}{2} \left( \frac{18}{2} + \frac{65}{3 \operatorname{tg} 65} \right) + \frac{18}{2 * 0.08} (7^2 + 20^2 + 33^2 + 45^2 + 52^2 + 58^2 + 63^2 + 65^2)$$

$$V_t = 13\,275\,880 \text{ m}^3$$

**h) La demi-tranchée de découpage**

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

Du relief de la zone ; De la position du gîte ; De la production de la mine.

Le volume est déterminé par la formule suivante :

$$V_{td} = (B_t + ctg \alpha) H_g \cdot K_U \cdot L ; m^3$$

D'où :  $B_t$  : La largeur de la tranchée de découpage ;  $b = 20$  m.

- . L'angle du bord de la tranchée de découpage ;  $\alpha = 65^\circ$ .
- . L : Longueur de la tranchée de découpage ; m ;  $L = 600$  m
- .  $K_U$ : Coefficient d'allongement de trace ;  $K_U = 1.3$

$$V_{td} = (20 + ctg 65) 600 * 15 * 1,3 \approx 234089 m^3$$

### III.2.5. Conclusion

Après la catastrophe qui a mis la carrière en arrêt momentané, l'entreprise a fait appel à une investigation (expertise) immédiate pour la reprise et la continuité de l'exploitation dans les conditions favorables.

La reprise des travaux et la modification des moyens de la production se sont développées dans la partie Nord-Ouest de la fosse de Kef Essenoun.

Les travaux de développements actuels vont dans le sens de l'est vers l'ouest et du Nord-est vers le Nord-ouest avec le creusement d'une tranchée de découpage côté nord-ouest au niveau du phosphate tout en laissant un stot de protection d'une hauteur d'une dizaine de mètres et une largeur de 20m avec un pendage de  $22^\circ$ , destinés pour stabiliser la zone d'éboulement. Une deuxième tranchée de découpage coté Est au niveau du phosphate d'une hauteur de 6 à 10m pour élargir le front de phosphate et la préparation des accès vers le front stérile et phosphate avec des pentes de 8%. [24]

## III.3. Méthode d'exploitation

### III.3.1. Généralité

La méthode d'exploitation est un certain ordre de la réalisation d'un complexe de travaux miniers assurant l'extraction de la substance utile en qualité et en quantité bien réglées et planifiées dans les conditions de sûreté lors de la mise en valeur rationnelle des réserves du gisement. [33]

Il existe la corrélation entre les facteurs suivants :

- La méthode d'exploitation et ses paramètres ;

- Les caractéristiques géologiques d'un gisement ;
- Le rendement planifié de la carrière ;
- Le nombre et puissance d'engins qui prennent part à la chaîne des processus technologiques d'exploitation ;
- Le mode d'ouverture d'un gisement ; [33]

Ainsi, l'allure d'un gisement et les propriétés physico-mécaniques d'un matériau à enlever déterminent la structure de la mécanisation complète et donc la méthode d'exploitation, tandis que la capacité et le nombre d'engins mis en œuvre dépendent du rendement planifié de la carrière.

Les paramètres des méthodes d'exploitation sont liés aux dimensions des machines minières.

Certains chercheurs ont classé les systèmes d'exploitation à ciel ouvert. Parmi ces classifications on a retenu celle, de (RJEVSKY. V et E. SCHESCHKO) qui sont les plus connues et les plus utilisées.

D'après E. SCHESCHKO l'indice principal utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la mine à ciel ouvert. D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes, à savoir :

- **Groupe A**: On y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travers de la carrière.
- **Groupe B** : il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles le long de la carrière.
- **Groupe C** : Ce sont les méthodes d'exploitation avec un déplacement mixte des stériles. [33]

D'après l'académicien RJEVSKI.V, la classification est employé plusieurs indices tels que :

- La disposition du front de travail dans le plan ;
- Le nombre de bords exploitables de la carrière ;
- La direction de la progression des travaux ;
- La disposition des terrils par rapport au champ de la carrière ;
- Le degré de variation d'une zone de travail de la carrière
- L'angle d'inclinaison des couches d'extraction :

Toutes les méthodes d'exploitation sont divisées d'après la classification de RJEVSKI en deux groupes [25] :

- Premier groupe : les méthodes continues ;
- Deuxième groupe : les méthodes de fonçage ;

### III.3.2. Choix de la méthode d'exploitation à Djebel Onk (Kef Essenoun)

Dans le cas de Djebel Onk (Kef Essenoun), la méthode d'exploitation utilisée est celle avec un seul bord exploitable. (Selon La classification des méthodes d'exploitation de RJEVSKY. V.V).

Celle-ci est basée sur les modes de déplacement des roches de recouvrement au terril, la méthode utilisée dans la mine de Kef Essenoun est celle avec transport où les déblais sont transportés par des camions vers des terrils intérieurs ou extérieurs. [26]

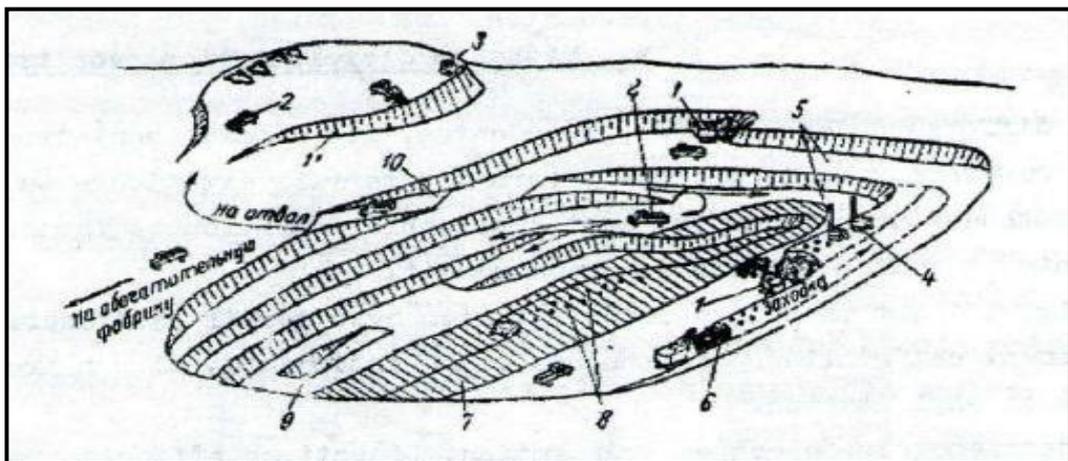


Figure III.2 : Méthode d'exploitation avec transport par camions [26]

### III.3.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation à K.E.S

#### a) Hauteur du gradin ( $H_g$ )

Elle est choisie en fonction des paramètres techniques de l'excavateur, de l'organisation des travaux de forage et de tir, de la sécurité de travail et d'autres facteurs. Dans les roches dures, la hauteur du gradin ne doit pas être supérieure à  $1,5 H_{c.max}$ . [25]

$$H_g \leq 1,5 H_{c.max}; (m)$$

Où :

$H_g$  : La hauteur de creusement max de l'engin d'extraction.

Actuellement, dans le cas de la mine Kef Essenoun, la hauteur adoptée est de 15m

pour les stériles et 7 à 15 pour le phosphate.

**b) L'angle du talus des gradins :**

L'angle du talus des gradins doit assurer la stabilité des gradins et dépend des paramètres physico – mécaniques de la roche et des engins miniers. [25]

Coefficient de dureté	Angle du talus des gradins inexploitables (stable) $\gamma^\circ$	Angle du talus des gradins exploitables $\alpha^\circ$
6-7	60°	75°

**Tableau III.2 :** L'angle du talus des gradins selon la dureté des roches [25]

**Remarque :** Dans les conditions actuelles vue hétérogénéité des roches, l'angle du talus des gradins varie de 75° à 80° ce qui est admissible.

Le respect de cette norme permet de maintenir la stabilité des gradins, et optimiser les dépenses des travaux de découvertures.

**c) Caractéristiques des pistes :**

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée par les formules: [24]

► **Circulation à une seule voie :**  $T = a + (2 \times C) ; m$

Où : a : Largeur de la benne du camion, (a = 5.43 m);

C : Largeur de la bande de sécurité, (m)

$$C = 0,5 + 0,005 V$$

Avec : V : La vitesse moyenne de circulation des camions (V = 45 km / h).

Donc : C = 0,725 ≈ 1 m

Alors :  $T = 5.43 + (2 \times 1) = 7.43 \approx 7.5 m$

► **Circulation à double voie :**  $T = 2 \times (a + C) + X$

Où : X : distance entre les bennes des camions, X = 2×C ; X = 2 m.

Alors,  $T = 2 \times (5.43 + 1) + 2 = 14.86 \approx 15 m$

**Remarque :** Dans la mine de K.E.S la plus part des pistes à double voie et de T= 15 à 20 m et plus. [24]

**d) Largeur d'enlevure**

Lors du choix de la largeur d'enlevure on prend en considération [25] :

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

$$A = W + (n - 1) * b ; m$$

Où: W: Ligne de moindre résistance ; m.

n: Nombre de rangée de trou; n= 1.

b : Distance entre deux rangées de trous.

$$a = W = 4,5 \text{ m}, b = 4,5$$

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

**e) Largeur de la plate-forme de travail**

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

Lorsque l'abattage se fait à explosif, la largeur minimale de la plate-forme de travail est [26] :

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

Où : A : Largeur d'enlevure; m A= 4,5 m

X : La largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure ; m

Dans les conditions de Djebel Onk (Kef Essenoun) la largeur X est de 20 et 25 m respectivement pour les phosphates et les stériles.

C : La distance entre l'arête inférieur du tas et la voie de transport (2-2,5), m.

On prend C= 2,5 ; m

T : Largeur de voie de transport; m Pour double voies :

$$T = 2A + 2B + D$$

Ou : A : Largeur du camion A= 5,4m

B: Largeur de sécurité varié de (0,7÷1) m. on prend B =1m

D : Distance de croisement entre deux camions varié de (0,7-1,7).on prend

D=1,7 ; m

$$T = 2 \times 5,4 + 2 \times 1 + 1,7 T = 14,5 ; m$$

$Z$  : Largeur de prisme d'éboulement; m

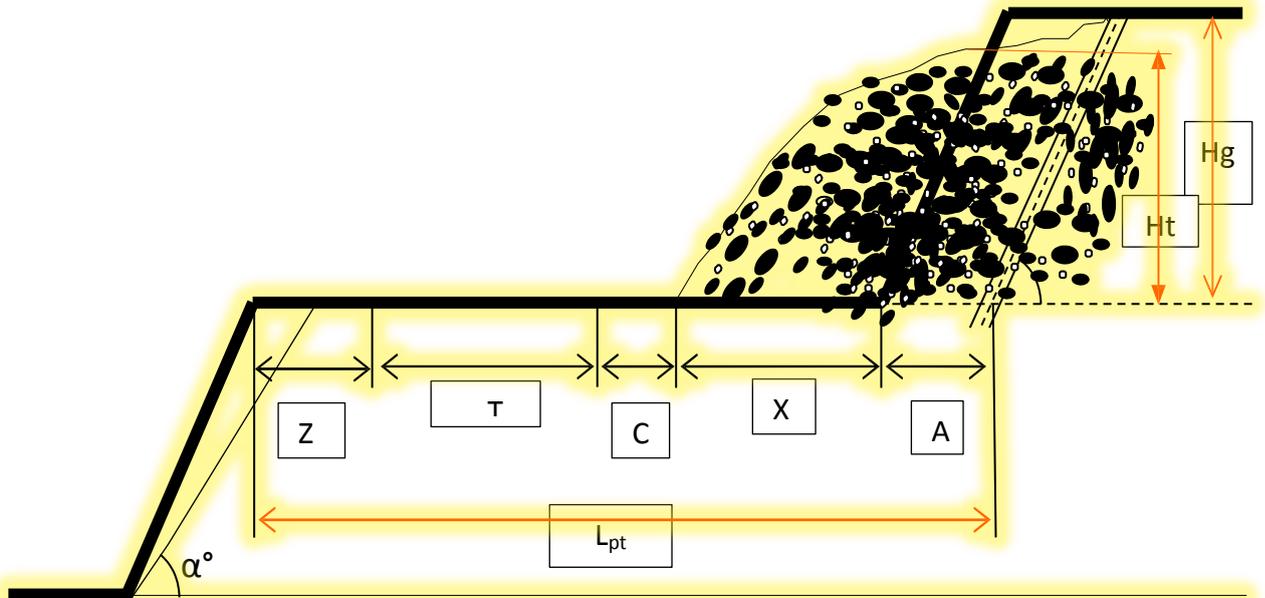
$$Z = H_g (ctg\beta - ctg\alpha);$$

Où :  $\beta$  : Angle de stabilité naturelle,  $\beta = 60^\circ$

$\alpha$  : Angle du talus du gradin,  $\alpha = 75^\circ$

$H_g$  : Hauteur du gradin, m,  $H_g = 15$  m  $Z = 15 (ctg60 - ctg75)$

$$Z = 4,6 ; m$$



**Figure III.3** : Schéma représentant la plate-forme de travail [26]

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 4,5 + 20 + 2,5 + 14,5 + 4,6 \approx 46 \text{ m}$$

**f) Longueur du bloc et le nombre de blocs :**

Pour le transport par camion la longueur du bloc varie de 100 à 300m. Dans les conditions de Djebel Onk la longueur du bloc est égale à 200 et 150 m respectivement pour le stérile et le phosphate.

Le nombre de blocs dans un gradin se détermine par la formule : [26]

$$Nb = \frac{L_f}{L_b}, \text{ blocs}$$

Où :  $L_b$ : La longueur du bloc ( $L_b = 200$  m pour le stérile ;  $L_b = 150$  m pour le minerai)

$L_f$ : longueur du front des travaux, m

La longueur du premier front  $L_f = 800$ , Donc  $Nb = 4$  blocs.

La longueur du deuxième front du stérile  $L_f = 700$  m donc  $Nb = 3$  à 5 blocs.

La longueur du front de minerais  $L_f = 780$  m

Donc  $N_b = 5$  blocs.

**g) Temps d'extraction d'un bloc**

Il se détermine par la formule : [26]

$$T_b = \frac{L_b}{V_{chmoy}} ; h$$

Où :  $V_{chmoy}$  : Vitesse de déplacement, m/p ;  $V_{chmoy} = 45$  m/p

- Pour le Phosphate :  $T_b = 3.33$  postes = 27 h
- Pour le stérile :  $T_b = 4.44$  postes = 36 h

**h) Avancement annuel du front de travail**

$$V = \frac{P_{an}}{L_f \times H_g \times N_g} ; m/an$$

- Pour le minerai :
  - $P_{an}$  : Production annuelle de la mine ;  $m^3/an$
  - $L_f$  : longueur du front de travail ; m  $L_f = 780$  m
  - $N_g$  : nombre du gradin en activité ; m  $N_g = 2$

$$V = \frac{1304348}{780 \times 15 \times 2} \approx 56 \text{ m/an}$$

- Pour le stérile :
  - $P_{an}$  : Production annuelle de la mine ;  $m^3/an$
  - $L_f$  : longueur du front de travail ; m  $L_f = 800$  m
  - $N_g$  : nombre du gradin en activité ; m  $N_g = 4$

$$V = \frac{5000000}{800 \times 15 \times 4} \approx 104 \text{ m/an}$$

Paramètre	Désignation	Valeur	Unité
Hauteur du gradin <ul style="list-style-type: none"> <li>• Pour le phosphate :</li> <li>• Pour le calcaire :</li> </ul>	$H_g$	7 15	m
Largeur d'enlevure	A	4.5	m
Largeur de plate-forme de travail	$L_{pt}$	46	m
Largeur de prisme d'éboulement	Z	4,6	m
Largeur de la bande de transport	T	14,5	m
Vitesse de déplacement	$V_{chmoy}$	45	m/p
Distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport	C	1,7	m
L'angle de stabilité naturelle	$\gamma$	60	°
Angle du talus du gradin exploitable	$\alpha$	75	°
Longueur du front de travail	$L_f$	700 à 800	m
Longueur du bloc	$L_b$	100 à 300	m
Nombre des blocs	$N_b$	3à5	/
Temps d'extraction d'un bloc <ul style="list-style-type: none"> <li>- phosphate</li> <li>- stérile</li> </ul>	$T_b$	27 36	h
L'avancement annuel du front de travail : <ul style="list-style-type: none"> <li>- Phosphate</li> <li>- Sterile</li> </ul>	V	56 104	m/an

**Tableau III.3 :** Récapitulatif des paramètres de la méthode d'exploitation

### III.3.4. Conclusion

Pour éviter que la même catastrophe ne se reproduise, il sera utile d'utiliser l'exploitation sélective de la zone exploitable actuelle et éviter l'avancement vers le côté Nord-Ouest jusqu'à la réalisation d'une étude de stabilité bien déterminée.

Il faut respecter tous les paramètres de la méthode d'exploitation et suivre les normes internationales sur la stabilité (angle du talus, plate-forme de travail).

Il faut respecter strictement les paramètres des schémas de tir.

Et en plus conformément à l'état du relief il sera mieux de recommencer l'exploitation à partir du sommet vers le bas ; c'est-à-dire à partir de la zone qui peut glisser

(les 3 crêtes) avec un autre mode d'ouverture pour avancer vers l'ouest et diminuer la charge susceptible de provoquer le glissement et en même temps l'extraction d'une grande quantité et qualité de phosphate avec un taux de découverte moindre. [24]

### III.4. Processus technologiques de l'exploitation du phosphate

#### III.4.1. Introduction

L'exploitation minière, la troisième étape du cycle minière après l'exploration, l'aménagement et construction, consiste à extraire le minerai d'un gisement en passant par un ensemble de processus dit « opérations minières » pour atteindre les objectifs souhaités

Dans la mine de Kef Essenoun, les processus technologiques des travaux d'exploitations sont représentés dans le schéma suivant : [25]

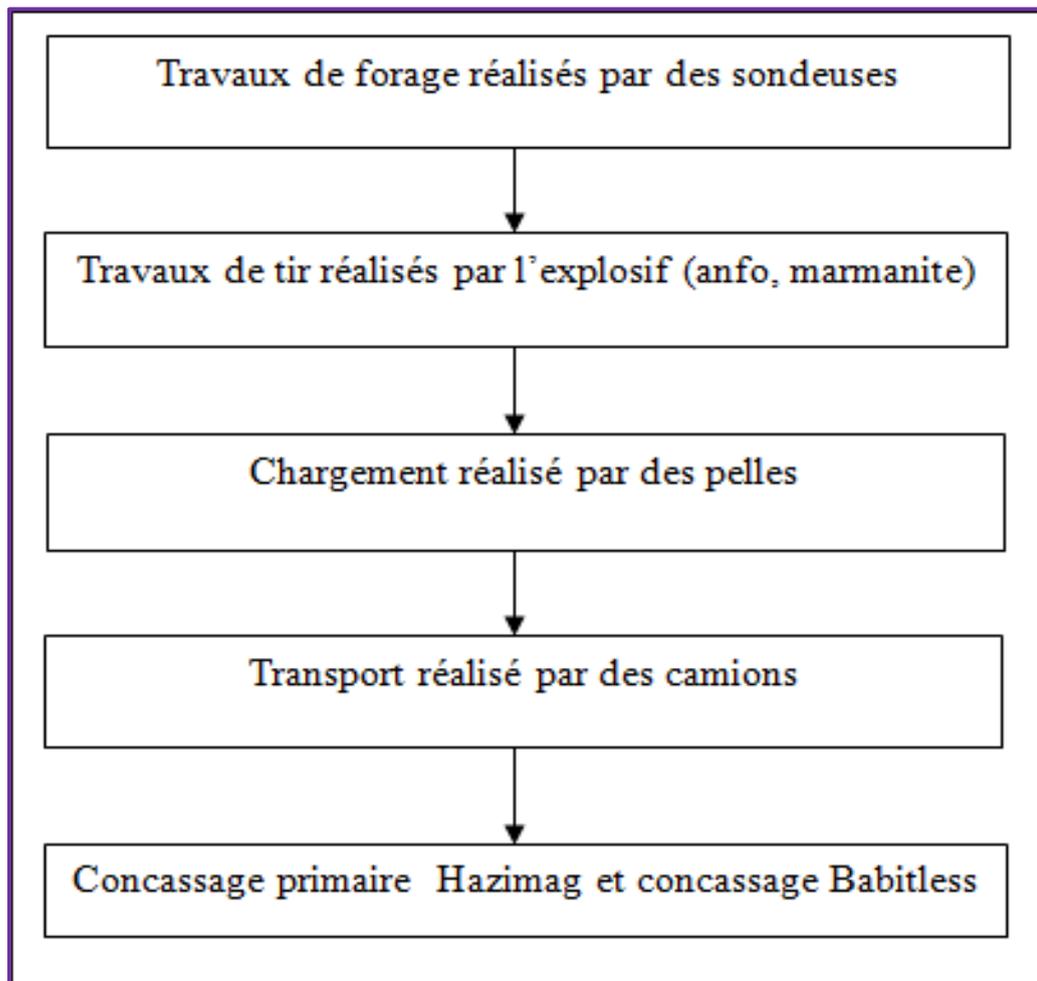


Figure III.4 : schéma technologique des travaux miniers

### **III.4.2. Travaux de forage et de tir**

#### **III.4.2.1. Généralité**

Dans le processus d'exploitation d'une carrière, les travaux de forage et de tir sont un ensemble de prestations visant à forer des trous dans la roche suivant un « plan de tir » afin de fractionner une roche en blocs de matériaux à l'aide d'explosifs, concrètement, les trous forés dans la roche sont remplis avec une quantité précise d'explosifs, cette quantité varie selon les propriétés physico-mécaniques des roches. Les successions d'explosions dans la roche entraînent une fragmentation de celle-ci en des blocs ayant des dimensions divers. L'organisation des travaux de forage et de tir exercent une influence considérable sur le rendement des moyens de chargement et de transport, et des autres engins auxiliaires. [25]

#### **III.4.2.2. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir**

Il est établi que la qualité de la préparation des roches a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques postérieurs, et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

Les travaux de forage et de tir en carrières doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour les installations au jour et l'environnement ;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail. [25]

##### **III.4.2.2.1. Forme et dimensions des blocs admissibles après les tirs**

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

Les principales exigences au tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Suivant la sécurité, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur et près du talus elle doit être minimale. [24]

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir [25] :

- **D'après la capacité du godet de la chargeuse**

$$D \leq 0,8 * \sqrt[3]{E_g} \quad ; (m)$$

$E_g$  : La capacité du godet de la chargeuse ( $m^3$ ) ;  $E_g = 6 m^3$  ;

$$D \leq 0,8 * \sqrt[3]{6} = 1,45 ; m$$

$$D \leq \mathbf{1,45} ; m$$

- **D'après la capacité de la benne de camion**

$$D \leq 0,5 * \sqrt[3]{V_c} \quad ; (m)$$

$V_c$ : Le volume de la benne de camion ( $m^3$ ) ;  $V_c = 35 m^3$  ;

$$D \leq 0,8 * \sqrt[3]{64} = 1,64 \quad ; m$$

$$D \leq \mathbf{1,64} ; m$$

- **D'après l'ouverture de la trémie du concasseur**

$$D \leq 0,8 * B_{ou} \quad ; (m)$$

$B_{ou}$  : La trémie d'ouverture du concasseur (m) ;  $B_{ou} = 1,2 m$  ;

$$D \leq 0,8 * 1,2 = 0,96 \quad ; m$$

$$D \leq \mathbf{0,96} \quad ; m$$

Les morceaux des roches qu'ayant  $D \leq 1$  m (substances utiles) peuvent être chargées, transportées et concassées, mais les roches abattus qu'ayant  $D \geq 1$  (m) ne satisfont pas aux dépendances citées ci-dessus, alors, se considèrent comme des blocs hors gabarits et on les soumet au débitage secondaire.

### III.4.2.3. Processus de forage

Le procédé de forage représente le premier maillon de la chaîne et qui demande un bon choix, calcul et connaissances, afin de satisfaire les besoins exprimés par les autres procédés.

Obtenir des cavités profondes, lisses et circulaires, le plus rectilignes possible en vue d'y placer les explosifs nécessaires à l'obtention d'un abattage et d'une fragmentation de la

roche conformes aux objectifs techniques fixés.

Ces cavités dénommées autrefois "fourneaux de mines" sont maintenant communément appelées "forages" ou "mines" cette dernière appellation étant généralement réservée au forage après mise en place des explosifs. [27]

#### III.4.2.3.1. Le forage

Est une opération en vue d'obtenir des cavités profondes, lisses et circulaires, la plus rectilignes possible en vue de placer les explosifs nécessaires à l'obtention d'un abattage et d'une fragmentation de la roche conformes aux objectifs techniques fixés. [28]

C'est pour avoir cet objectif que Djebel Onk a opté pour des sondeuses hydrauliques de marque (ATLAS COPCO) pour forer les trous de mine. Cette machine utilise la méthode de forage par roto-percutant, marteau perforateur en fond de trou.

##### III.4.2.3.1.1. La sondeuse hydraulique

Est un engin hydraulique qui fonctionne en diesel conçus pour le forage en surface, telles que carrières et sites d'installation, la machine est composée d'un bâti, d'une tête de rotation hydraulique, d'une unité hydraulique, et d'une unité de pompage. A cela, s'ajoute un compresseur d'air pour travailler en marteau fond de trou. [28]

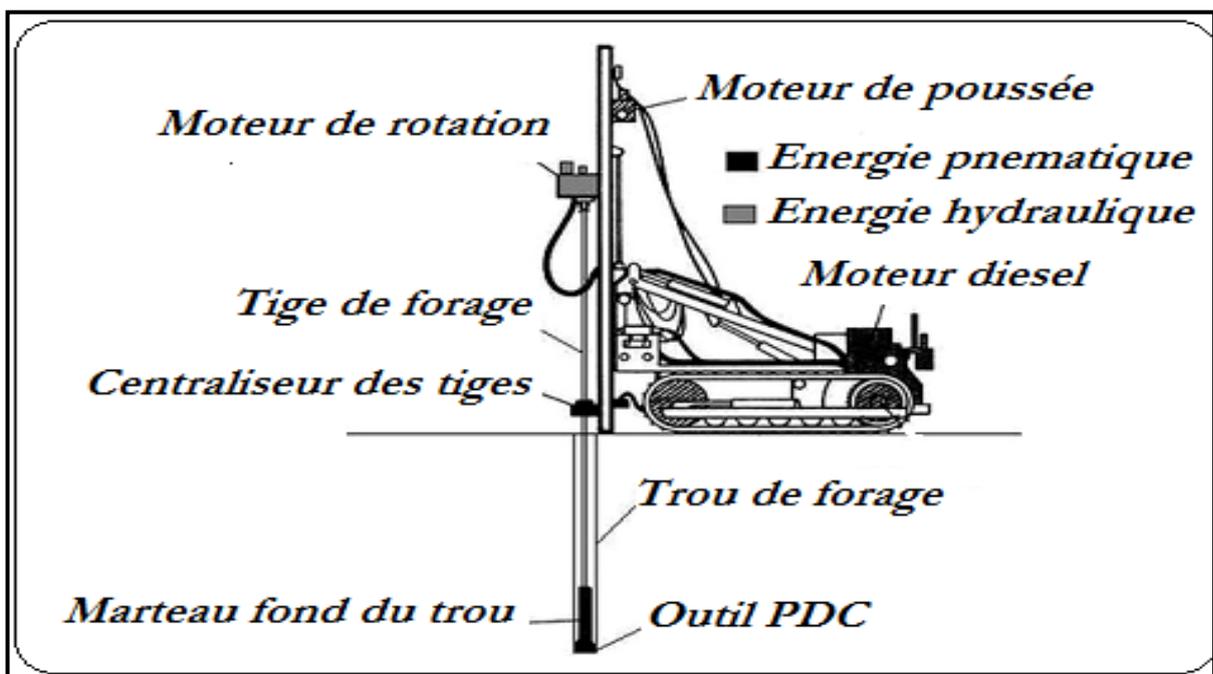


Figure III.5 : Description de la sondeuse

### III.4.2.3.2. Mode de forage et type de sondeuse

On distingue les modes de forage suivants :

- Forage rotatif
- Forage percutant
- Forage roto-percutant

Le mode de forage dépend de plusieurs facteurs tels que des propriétés physico-mécaniques des roches, de la longueur et du diamètre du trou à forer, de la production annuelle de la mine.

Le choix du type de la sondeuse est basé principalement sur les facteurs suivants [25] :

- L'indice de forabilité (Df) ;
- Le diamètre du trou ;

### III.4.2.3.3. Propriétés physico-mécaniques du phosphate et du calcaire

Les données des propriétés physico-mécaniques du phosphate et du calcaire ont été relevées dans le rapport de l'EREM (1985-1987).

Paramètres	Unité	Valeurs des paramètres	
		Phosphate	Calcaire
Masse volumique	t/m <sup>3</sup>	2,3	2,4
Résistance à la compression	Kgf/cm <sup>2</sup>	500-600	600-700
Résistance à la traction	Kgf/cm <sup>2</sup>	40-72	72-84
Coefficient de dureté	/	5-6	6-7

**Tableau III.4 :** Propriétés physico-mécanique du phosphate et du calcaire [20]

### III.4.2.3.4. Etude des processus de forage au niveau de la carrière K.E.S

Dans les conditions de la mine de Kef Essenoun, le mode de forage utilisé est roto-percutant. Il est assuré par des sondeuses de modèle et de type :

- ✚ ATLAS COPCO FEXIROC D60.
- ✚ ATLAS COPCO ROC F6. [20]

Dont les caractéristiques techniques montrées dans les tableaux (Tableau III.5 et Tableau III.6).

## III.4.2.3.4.1. Calcul des rendements des sondeuses et nombres nécessaires en service

## ❖ La sondeuse ATLAS COPCO FEXIROC D60

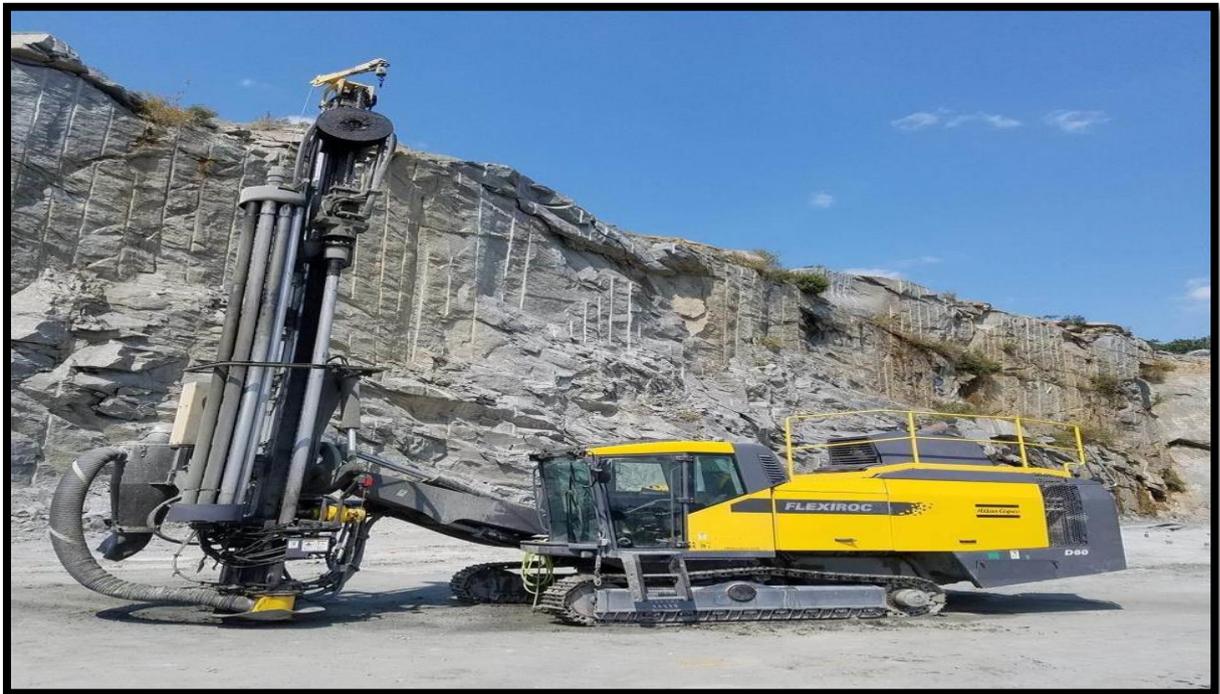


Figure III.6 : Photo représente une sondeuse de type ATLAS COPCO FEXIROC D60

Paramètres	Unité	Valeur
Domaine d'application principal	/	mines et carrières
Méthode de forage	/	fond de trou
Diamètre du trou	mm	110-178
Gamme de produits	/	FLEXIROC
Profondeur de trou maximum	m	55,5
Moteur	kw	354
Air capacité	l/s	405
Hauteur	mm	3500
Longueur	mm	11600
Largeur	mm	2500
Poids	kg	22600

Tableau III.5 : Les caractéristiques techniques de la sondeuse FLEXIROC D60

✓ **Rendement d'exploitation postier :**

Le rendement d'exploitation par poste de la sondeuse permet de déterminer la probabilité technique de la machine pendant un poste de travail ; il se détermine comme suit :

$$R_{s(p)} = V_f * T_p * K_u ; (m/p)$$

Où :

$T_p$  : Durée d'un poste de travail ;  $T_p = 8h$  ;

$K_u$  : Coefficient d'utilisation de la sondeuse ;  $K_u = 65.22 \%$

$V_f$  : La vitesse de foration de la sondeuse ;  $(m/h)$  ;

Elle est calculée par la formule suivante :

$$V_f = \frac{35,6 * p_{ax} * n}{D_f^2 D_t^2} ; (m/h)$$

Où :

$D_f$  : Indice de forabilité.  $D_f = 6.65$  (Nous l'avons calculé dans ce qui viendra)

$n$  : Nombre de tours du trépan par minute choisis d'après les caractéristiques de la sondeuse ; pour votre cas :  $n = 200$  trous .

$P_{ax}$  : La pression axiale sur l'outil de forage ;  $KN$

Elle est calculée par la formule empirique suivante :

$$P_{ax} = (6 - 7) f * D_t$$

$f$  : Coefficient de dureté de la roche, pour notre cas  $f = 6$

$D_t$  : Diamètre du trou ;  $mm, D_t = 165$  mm

$$P_{ax} = 6 * 6 * 165 = 5940 \text{ KN}$$

Alors :

$$V_f = \frac{35,6 * 5940 * 200}{6,65^2 * 165^2} = 35,12 ; m/h$$

Donc :

$$R_{s(p)} = 35.12 \times 8 \times 0,65 ; (m/p)$$

$$R_{s(p)} = 182.62 \text{ m/p}$$

✓ **Rendement d'exploitation annuel :**

Le rendement annuel de la sondeuse dans le phosphate est donné par la formule :

$$R_{s(an)} = R_{s(p)} \times n_{p/j} \times n_{j/an} ; m/an$$

**Remarques :**

- Le nombre de poste de la sondeuse ( $N_p = 2\text{poste}$ )
- Le nombre de jours ouvrables pour la foration par an , ( $n_j = 261\text{ jrs}$ )

$$R_{s(an)} = 182.62 * 2 * 261 ; m/an$$

$$R_{s(an)} = 95\ 327,64\ m/an$$

✓ **Nombre de sondeuses nécessaires**

Pour déterminer le nombre nécessaire de sondeuses, on utilise la formule suivante :

$$N_s = \frac{P_a}{R_s * N_j * N_p * V_m * \gamma} * K_{res}$$

Où :

$P_a$  : La production annuelle, ( $P_a = 2\ 800\ 000\ T/an$ ) ;

$R_s$  : Le rendement postier de la sondeuse ( $m/poste$ )

$N_p$  : Le nombre de poste ( $N_p = 2\text{poste}$ )

$N_j$  : Le nombre de jours ouvrables pour la foration par an ; ( $N_j = 261\text{ jrs}$ )

$K_{res}$  : Le coefficient de réserve, ( $K_{res} = 1.1 - 1.2$ ) on prend  $K_{res} = 1.1$

$\gamma$  : La masse volumique du minerai,  $t/m^3$  ( $\gamma = 2.3\ t/m^3$ )

$V_m$  : Volume de la roche abattue par un mètre de trou ( $m^3/m$ )

$$V_m = \frac{V_{ab}}{L_{tr}} ; m^3/m$$

$V_{ab}$  : Volume à abattue par un trou,  $m^3$  ( $V_{ab} = 402.57\ m^3$ ) .... (Paramètre donné) [20]

$L_{tr}$  : Longueur du trou,  $m$  ; ( $L_{tr} = 8.9\ m$ )..... (Nous l'avons calculé précédemment)

Alors :

$$V_m = \frac{402,57}{8,9} = 45,23\ m^3/m$$

Donc :

$$N_s = \frac{2800000}{182,62 * 261 * 2 * 45,23 * 2,3} * 1,1 = 0,31$$

$$N_s \approx 1\ \text{sondeuse}$$

## ❖ La sondeuse ATLAS COPCO ROC F6 :



**Figure III.7 :** Photo représente une sondeuse de type ATLAS COPCO ROC F6

Paramètres	Unité	Valeur
Poids	kg	19900
Largeur	mm	2490
Longueur	mm	11250
Hauteur de transport	mm	3995
Vitesse de rotation	tours/min	30-80
Nombre de barres	/	9 tubes de 6m de 89/102/114 mm
Profondeur foré maxi	m	54
Vitesse de déplacement	km/h	3,4
Garde au sol	mm	405
Maxi force de traction	KN	110

**Tableau III.6 :** Les caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO ROC F6

## ✓ Rendement d'exploitation postier :

$$R_{s(p)} = V_f * T_p * K_u ; (m/p)$$

Alors :

$$P_{ax} = (6 - 7) f * D_t$$

Ou : pour le stérile ( $f = 7$  ;  $D_t = 114 \text{ mm}$  ;  $n = 80 \text{ trous/min}$ )

$$P_{ax} = 6 * 7 * 114 = 4788 \text{ KN}$$

$$V_f = \frac{35,6 * 4788 * 80}{7,56^2 * 114^2} = 18,36 \text{ m/h}$$

Donc :

$$R_p = 18,36 * 8 * 0,58$$

$$R_p = 85,19 \text{ (m/p)}$$

## ✓ Rendement d'exploitation annuel :

$$R_{s(an)} = R_{s(p)} * n_{p/j} * n_{j/an} ; m/an$$

$$R_{s(an)} = 85,19 * 2 * 261 ; m/an$$

$$R_{s(an)} = 44\,469,18 \text{ m/an}$$

## ✓ Nombre des sondeuses nécessaires

$$N_s = \frac{P_a}{R_s * N_j * N_p * V_m * \gamma} * K_{res}$$

Alors :

$$V_m = \frac{953,9}{17,17} = 55,55 \text{ m}^3/m$$

Donc :

$$N_s = \frac{10000000}{85,19 * 261 * 2 * 55,55 * 2,4} * 1,1 = 1,85$$

$$N_s \approx 2 \text{ sondeuse}$$

Paramètres	Unités	Minerai	Stérile
Diamètre de foration	mm	165	114
Rendement d'exploitation par poste	m/p	182.62	85.19
Rendement d'exploitation annuel	m/an	95327,64	44469,18
Nombre d'engins de foration nécessaire avec réserve	sondeuse	1	2

**Tableau III.7** : Récapitulatifs des paramètres de forage

#### III.4.2.4. Méthode de calcul des principaux paramètres des travaux de forage et de tir

##### a) Choix de l'explosif plan

Un explosif est un corps simple ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température.

Les caractéristiques des explosifs sont [25] :

- La masse spécifique
- La vitesse de détonation
- La pression de détonation
- La brisance

Dans la mine de Kef Essenoun les explosifs utilisés sont :

- ✚ Explosifs déflagrants (ANFOMIL) ; utilisé comme explosif principal est en vrac dans des sacs de 25 Kg. (voir Figure III.8)
- ✚ Explosifs brisants (MARMANITE) ; La marmanite est un explosif pulvérulent de couleur grise, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT, et elle est une explosif d'amorçage en cartouche de diamètre 50, 60, 65, 80 mm. (voir Figure III.9)



**Figure III.8** : Ammonium Nitrate feule ANFOMIL [25]



Figure III.9 : Marmanite [25]

Paramètres	Marmanite			Anfomil	Unités
	1	2	3		
Densité d'encartouché	0,95	0,98	1,33	0,95	g/cm <sup>3</sup>
Résistance à l'eau	Moye	/	/	/	/
Vitesse de détonation	4000	4100	6500	3000	m/s
Coefficient d'utilisation pratique	1,28	1,27	1,18	1,15	%
Diamètre de la cartouche	50	65	80	Vrac	Mm
Longueur de la cartouche	610	750	500	/	Mm
Poids de la cartouche	1250	2500	2500	/	G
Puissance sur mortier balistique	83	82	80	78	%
Ecrasement selon méthode KAST	3,25	2,90	2,30	/	Mm
Sensibilité au choc	1,50	1,50	2	2	Kg/m

Tableau III.8 : Caractéristiques des explosifs utilisés [30]

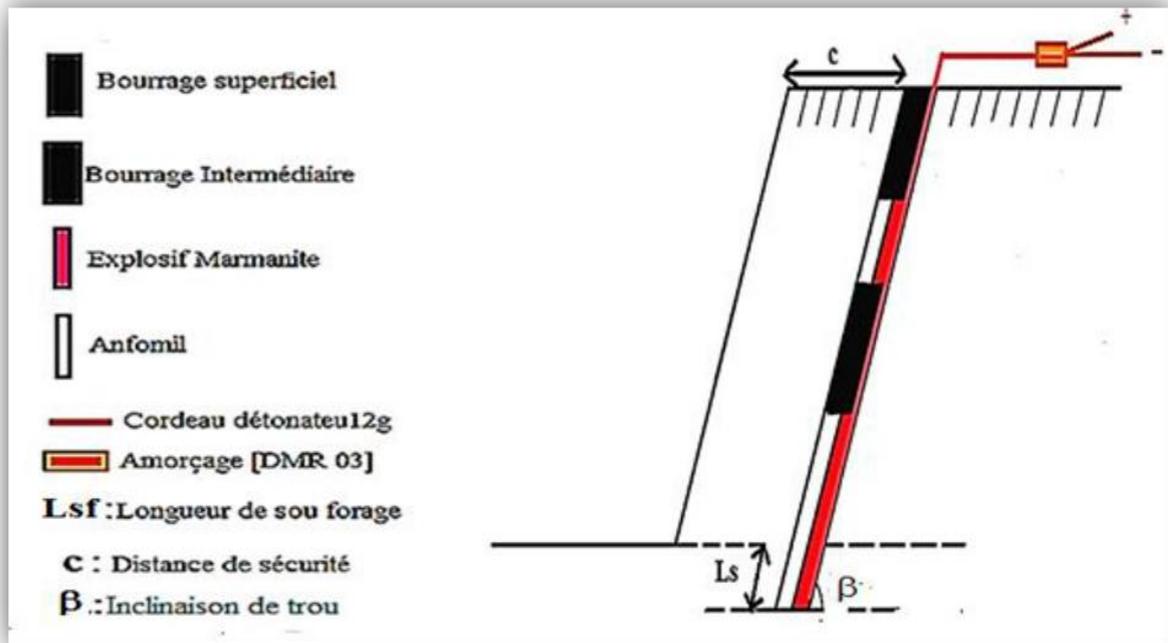


Figure III.10 : Représente la charge discontinue d'un trou de mine

### b) Indice de forabilité

Le choix de la méthode de forage dépend de l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJEVSKY.V.V qui se base sur les efforts de compression, de déplacement et de la masse volumique.

Donc, l'indice de forabilité peut être déterminé d'après l'expression suivante :

$$D_f = 0,007 (\delta_{comp} + \delta_{dep}) + 0,7 \gamma$$

Où :

$\delta_{comp}$  : Résistance des roches à la compression ;  $Kgf/cm^2$

$\gamma$  : La masse volumique,

$\delta_{dep}$  : Résistance des roches au cisaillement ;  $kgf/cm^2$  [25]

### 1) Pour le minerai

✓ Calcul de résistance à la compression simple :

$$\delta_{comp} = 100 * f = 100 * 6 = 600 ; kgf/cm^2$$

$$\delta_{comp} = 600 ; kgf/cm^2$$

$f$  : Coefficient de dureté de la roche, pour notre cas  $f = 6$

✓ Calcul de résistance au cisaillement :

$$\delta_{dep} = (0,13 : 0,33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0,2 * 600 = 120 ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\delta_{dep} = \mathbf{120 ; \text{kgf/cm}^2}$$

Alors :

$$DD_f = 0,007 * (600 + 120) + 0,7 * 2.3$$

$$\mathbf{Df = 6,65}$$

2) Pour le stérile :✓ Calcul de résistance à la compression simple :

$$\delta_{comp} = 100 * f = 100 * 7 = 700 ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\delta_{comp} = \mathbf{600 ; \text{kgf/cm}^2}$$

✓ Calcul de résistance au cisaillement :

$$\delta_{dep} = (0,13 : 0,33) \delta_{comp}$$

$$\delta_{dep} = 0,2 * 700 = 140 ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\delta_{dep} = \mathbf{140 ; \text{kgf/cm}^2}$$

Alors :

$$Df = 0,007 * (700 + 140) + 0,7 * 2.4$$

$$\mathbf{Df = 7,56}$$

La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par RJEVSKY.

V. V est montrée dans le tableau III.9 :

Type de forabilité	D <sub>f</sub>	Classe	Catégorie
Forabilité très facile	1-5	I	1, 2, 3, 4,5
Forabilité facile	5,1-10	II	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1-15	III	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1-20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1-25	V	21, 22, 23, 24, 25

**Tableau III.9 :** Classification des roches selon leurs indices de forabilité [25]

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de forabilité calculé, notre roche (phosphate et calcaire) est de forabilité facile.

### c) Indice de tirabilité

L'indice de tirabilité ou la consommation spécifique étalon se calcul par la formule : [29]

$$q_{et} = 0,02(\sigma_{comp} + \sigma_{depl} + \sigma_{tr}) + 2\gamma ; g/m^3$$

$\sigma_{comp}$  : La résistance à la compression unie axiale du minerai ;  $kgf/cm^2$

$\sigma_{depl}$  : Résistance au cisaillement du minerai ;  $kgf/cm^2$

$\sigma_{tr}$  : Résistance à la traction du minerai ;  $kgf/cm^2$

$\gamma$  : La masse volumique du minerai,  $t/m^3$

#### 1) Pour le minerai :

$$\sigma_{comp} = 600 \text{ } kgf/cm^2 \text{ (voire l'indice de forabilité)}$$

$$\sigma_{depl} = 120 \text{ } kgf/cm^2 \text{ (voire l'indice de forabilité)}$$

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \sigma_{comp} ; kgf/cm^2$$

$$\sigma_{tr} = 0,1 * 600 = 60 ; kgf/cm^2$$

$$\sigma_{tr} = 60 ; kgf/cm^2$$

$$q_{et} = 0,02(600 + 120 + 60) + 2 * 2,3 = 20,02 ; g/m^3$$

$$q_{et} = 20,02 ; g/m^3$$

#### 2) Pour le stérile :

$$\sigma_{comp} = 700 \text{ } kgf/cm^2 \text{ (voire l'indice de forabilité)}$$

$$\sigma_{depl} = 140 \text{ } kgf/cm^2 \text{ (voire l'indice de forabilité)}$$

$$\sigma_{tr} = (0,08 \div 0,12) \sigma_{comp} ; kgf/cm^2$$

$$\sigma_{tr} = 0,1 * 700 = 70 ; kgf/cm^2$$

$$\sigma_{tr} = 70 ; kgf/cm^2$$

$$q_{et} = 0,02(700 + 140 + 70) + 2 * 2,4 = 23 ; g/m^3$$

$$q_{et} = 23 ; g/m^3$$

La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par RJEVSKY. V. V est montrée dans le tableau III.10 :

Tirabilité	qet, g/cm <sup>3</sup>	classe	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Moyenne	10,1 – 20	II	6, 7, 8, 9,10
Difficile	20,1 – 30	III	11, 12, 13, 14,15
Très difficile	30,1 – 40	IV	16, 17, 18, 19,20
Exclusivement difficile	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24,25

**Tableau III.10 :** Classification de la tirabilité de roches suivant leur consommation spécifique étalon [25]

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de tirabilité calculé, notre roche (phosphate et calcaire) est de tirabilité de difficile.

#### d) Diamètre du trou

Le diamètre du trou détermine les principaux paramètres des travaux de forage et de tir et du type de la sondeuse, et la quantité d'explosif par unité de longueur

Le choix du diamètre du trou dépend de la dureté des roches et leurs résistances au tir. [29]

Au niveau de la mine de Djebel Onk, carrière Kef Essenoun, la sondeuse utilisé dotée d'un taillant de diamètre de foration 165 mm.

$$Dt = 165 \text{ mm}$$

#### e) Longueur du trou

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

$$L_{tr} = \frac{H_g}{\sin\beta} + L_s ; m$$

Où :

H : Hauteur du gradin, m

L<sub>s</sub> : Longueur du sous-forage, m

β : Angle d'inclinaison du trou, degré.

La longueur du sous-forage est déterminée par la formule suivante [25] :

$$L_s = Ks \times D_t ; m$$

Ks : Coefficient qui tient compte des propriétés des roches et de l'inclinaison du trou

Ks (10-15)

$D_t$  : Diamètre du trou, m

$$L_s = 10 \times 0.165 ; m$$

$$L_s = 1.65 ; m$$

- Pour le minerai

$H_g=7m$  ;  $\beta=75^\circ$

$$L_{tr} = \frac{7}{\sin 75} + 1,65$$

$$L_{tr} = 8,9 m$$

- Pour le stérile

$H_g=15m$  ;  $\beta=75^\circ$

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin 75} + 1,65$$

$$L_{tr} = 17,17 m$$

### III.4.2.5. Construction des charges et calcul de leurs paramètres

#### a) Consommation spécifique du projet

$$q_p = q_{et} * k_{exp} * k_f * k_d * k_c * k_v * k_{sd} ; g/m^3$$

$q_{et}$  : Consommation spécifique étalon de l'explosif,  $g/m^3$

$K_{exp}$  : Coefficient tenant compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la mine.

$$k_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}}$$

$A_{ét}$  : Aptitude de travail de l'explosif étalon,  $cm^3$

$A_{ut}$  : Aptitude de travail de l'explosif utilisé,  $cm^3$

$$k_{exp} = \frac{1,28}{1,15}$$

$$k_{exp} = 1,1$$

$K_f$  : Coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif.

$$k_f = 1,2 * l_m + 0,2$$

$l_m$  : Distance moyenne entre deux fissures.  $l_m = 0,85$

$$k_f = 1,2 * 0,85 + 0,2$$

$$k_f = 1,2$$

$K_d$  : Coefficient tenant compte du degré de la fragmentation des roches.

$$k_d = \frac{0,5}{D}$$

D : Diamètre maximum admissible du bloc (morceau) abattu, D = 1 m

$$k_d = \frac{0,5}{1}$$

$$k_d = 0.5$$

$K_c$  : Coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge.  $K_c = 1$

$K_v$  : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume.

$$k_v = 3 \sqrt{\frac{15}{H_g}}$$

- Pour le minerai :

$H_g$  : Hauteur du gradin,  $H_g = 7$  m.

$$k_v = 3 \sqrt{\frac{15}{7}}$$

$$k_v = 1,28$$

- Pour le stérile :

$H_g$  : Hauteur du gradin,  $H_g = 15$  m.

$$k_v = 3 \sqrt{\frac{15}{15}}$$

$$k_v = 1$$

$k_{sd}$  : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces libre.  $k_{sd} = 8$

- Pour le minerai de Phosphate

$$q_p = 20,02 * 1,11 * 1,22 * 0,5 * 1 * 1,28 * 8$$

$$q_p = 138,8 \text{ g/m}^3$$

- Pour le stérile (calcaire)

$$q_p = 23 * 1,11 * 1,22 * 0,5 * 1 * 1,28 * 8$$

$$q_p = 124,5 \text{ g/m}^3$$

**Remarque :** La consommation spécifique réelle de l'explosif utilisée dans le cas de la mine de Kef Essenoun est égal à 0,421 kg/ m<sup>3</sup> pour le phosphate, et 0,417 kg/ m<sup>3</sup> pour le calcaire. (Voir le plan de tir dans l'Annexe 2)

**b) Le bourrage**

L'utilisation de bourrage est effectuée pour utiliser complètement l'énergie du tir à fragmentation des roches ou pour contrôler le travail de l'explosif dans le massif rocheux.

Un faible bourrage permettra aux gaz de l'explosion de se décharger, ce qui créera des problèmes de projection dans l'air, tout en réduisant l'efficacité du tir. Tandis qu'un fort bourrage, produira une faible fragmentation de la roche au sommet de la charge.

La longueur optimum de bourrage dépend des propriétés de la roche, et peut varier entre 0,67 et 2 fois la largeur de la ligne de moindre résistance, la longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes des produits du tir la projection dangereuse des pierres et de la formation d'onde de choc fortes. [25]

**La longueur de bourrage**

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} ; (m)$$

- Pour le phosphate

$$L_b = 8,9 - 4,61 = 4,29 ; (m)$$

- Pour le stérile

$$L_b = 17,17 - 12,42 = 4,75 ; (m)$$

**c) Ligne de moindre résistance**

Lors de la disposition verticale des charges est déterminée d'après la consommation spécifique d'explosif et la capacité d'un mètre de trou de diamètre déterminé. On la détermine à l'aide de la formule suivante : [24]

$$w = \frac{\sqrt{0,5p^2 + 4m * q * p * Hg * L_{tr}} - 0,75p}{2 * m * q * Hg} ; (m)$$

m : Coefficient de rapprochement des trous (0.8-1.2)

q: Consommation spécifique de l'explosif

P : Charge métrique du trou  $\Delta = 920 \text{ kg/m}^3$

$$p = \frac{\pi D_t^2}{4} * \Delta ; \text{ kg/m}$$

$\Delta$  : Densité d'explosif ( $\text{kg/m}^3$ )

$$\Delta = \frac{85\% * \Delta_{anf0} + 15\% * \Delta_{mar}}{100\%} = 0,85 * 0,9 + 0,15 * 1,05 = 0,92 \text{ g/cm}^3$$

$\Delta_{\text{anfo}}$  : Densité de l'Anfomil (0,90 g/cm<sup>3</sup>)

$\Delta_{\text{mar}}$  : Densité de Marmanite (1,05 g/cm<sup>3</sup>)

$$p = \frac{\pi * (0,165)^2}{4} * 920 = 19,66 \text{ kg/m}$$

- La ligne de moindre résistance pour le minerai

$$w = \frac{\sqrt{0,5 * 19,66^2 + 4 * 1 * 0,421 * 19,66 * 7 * 8,9} - 0,75 * 19,66}{2 * 1 * 0,421 * 7} = 5,55 \text{ m}$$

- Pour le stérile

$$w = \frac{\sqrt{0,5 * 19,66^2 + 4 * 1 * 0,417 * 19,66 * 15 * 17,17} - 0,75 * 19,66}{2 * 1 * 0,417 * 15} = 6,25 \text{ m}$$

#### d) Vérification de la résistance au pied du gradin

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

$\alpha$  : Angle du talus de gradin,  $\alpha = 75^\circ$

$c$  : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arrête supérieur du gradin,  $c = 3 \text{ m}$

- Pour le minerai

$$H \text{ ctg } \alpha + c = 7 * \text{ctg}75 + 3 = 5 ; m$$

Donc,  $W$  est accepté

$$W > 5 ; m$$

#### e) Distance entre deux trous dans une même rangée

$$a = m * w ; m$$

- Pour le minerai

$$a = 1 * 5,55 ; m$$

$$a = 5,55 ; m$$

- Pour le stérile

$$a = 1 * 6,25 ; m$$

$$a = 6,25 ; m$$

## f) Quantité d'explosif dans un trou

$$Q_{tr} = q_{ex} * h_g * W * a ; (\text{kg} / \text{trou})$$

- Pour le minerai

$$Q_{tr} = 0,421 * 7 * 5,55 * 5,55$$

$$Q_{tr} = 90,77 \text{ kg/ trou}$$

- Pour le stérile

$$Q_{tr} = 0,417 * 15 * 6.25 * 6.25$$

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

## g) Longueur de la charge

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr}}{P}; (\text{m})$$

- Pour le minerai

$$L_{ch} = \frac{90,77}{19,66} = 4,61 (\text{m})$$

- Pour le stérile

$$L_{ch} = \frac{244,33}{19,66} = 12,42 (\text{m})$$

## h) Volume du bloc à tirer

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_s * N_{int} * \gamma}; \text{m}^3/\text{bloc}$$

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

$N_s$  : Nombre de semaines ouvrables par an, semaines / an

$N_{int}$  : Intervalle entre deux tirs successifs

$\gamma$  : Masse volumique des roches à abattre, t/m<sup>3</sup> [24]

- Pour le minerai

$$V_{bl} = \frac{2\,800\,000}{52 * 2 * 2,3} = 11\,705,68 \text{ m}^3/\text{bloc}$$

- Pour le stérile

$$V_{bl} = \frac{10\,000\,000}{52 * 2 * 2,4} = 41\,806,02 \text{ m}^3/\text{bloc}$$

## i) Surface du bloc à abattre

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_g}; m^2/bloc$$

- Pour le minerai

$$S_{bl} = \frac{11\,705,68}{7} = 1\,672,24 \text{ m}^2/bloc$$

- Pour le stérile

$$S_{bl} = \frac{41\,806,02}{15} = 2\,787,068 \text{ m}^2/bloc$$

## j) Nombre de trous dans un bloc à tirer

$$N_{tr} = \frac{S_{bl}}{a * w}; \text{trous}$$

- Pour le minerai

$$N_{tr} = \frac{1\,672,24}{5,55 * 5,55} = 54,29 \approx 54 \text{ trous}$$

- Pour le stérile

$$N_{tr} = \frac{2\,787,068}{6,25 * 6,25} = 71,34 \approx 71 \text{ trous}$$

## k) Quantité d'explosifs par bloc

$$Q_{tot} = Q_{tr} * N_{tr}; \text{kg}$$

- Pour le minerai

$$Q_{tot} = 90,77 * 54 = 4\,901,58 \text{ kg}$$

- Pour le stérile

$$Q_{tot} = 244,33 * 71 = 17\,347,43 \text{ kg}$$

## l) Longueur totale à forer dans un bloc

$$L_{tot} = L_{tr} * N_{tr}; m$$

- Pour le minerai

$$L_{tot} = 8,9 * 54 = 480,6 \text{ m}$$

- Pour le stérile

$$L_{tot} = 17,17 * 71 = 1\,219,07 \text{ m}$$

Paramètres de forage et de tir	Symbole	Phosphate	Calcaire	Unités
Diamètre du forage	Dt	0,165	0,165	m
Hauteur du gradin	Hg	7	15	m
Longueur du sous -forage	Ls	1,65	1,65	m
Inclinaison du forage	$\beta$	75	75	degré
Longueur du trou	Ltr	8,9	17,17	m
Consommation spécifique d'explosif	$q_p$	0,421	0,417	Kg/m <sup>3</sup>
Ligne de moindre résistance	W	5,55	6,25	m
Distance entre deux trous	a	5,55	6,25	m
Quantité de charge par trou	Qtr	90,77	244,33	Kg/trou
Longueur de la charge	Lch	4,61	12,42	m
Longueur totale de bourrage	Lb	4,29	4,75	m
Volume du bloc à abattre	Vbl	11705,68	41806,02	m <sup>3</sup> /bloc
Surface du bloque à abattre	Sbl	1672,24	2787,068	m <sup>2</sup> /bloc
Nombre de trou	Ntr	54	71	trous
Quantité de charge d'explosif par bloc	Qtot	4901,58	17347,43	Kg/bloc
Longueur total a foré dans un bloc	$\sum L$	480,6	1219,07	m
Mise en feu		Electrique	pyrotechnique	

**Tableau III.11** : Récapitulatif des paramètres de forage et de tir

#### III.4.2.6. Chargement et raccordement des mines

Dans la mine de Kef Essenoun, il ya deux types de tir :

- ❖ Les tirs de volée ;
- ❖ Les tirs de banquette ;

La seule différence qui existe entre ces deux types de tir réside dans le sens de projection du tas de roche abattus. Dans les volées le tas des roches se déplace du côté du talus du gradin pour former un tas de roche au pied du gradin. Mais dans les tirs de banquette il n'Ya pas de déplacement du côté du talus de gradin, seulement un soulèvement du massif rocheux avec une très grande fissuration des roches c'est-à-dire une fragmentation sans déplacement majeur; nous pouvons dire que le déplacement des roches s'effectue de bas en haut sans basculement.

- ❖ Effet arrière important ;
- ❖ Mauvaise plate-forme après tir ;

❖ Nécessité de ripage ou de défonçage pour atteindre le niveau souhaité. [24]

### III.4.2.6.1. Disposition des trous et schéma de tir

Selon les propriétés des roches de Kef Essennoun le schéma utilisé est par rangé avec utilisation de microretards dont l'utilisation a une l'influence positive sur les autres processus d'extraction sa valeur est calculée par la formule :

$$\tau = k.w , \text{ milliseconde}$$

W : Ligne de résistance au pied elle est égale à 5 (pour le minerai et le stérile)

D'après les calculs analytiques nous avons trouvé que ( $w = 5,55$  m).

K : Coefficient tenant compte des propriétés des roches ; Moyenne résistance au tir

K= 3 à 5 on prend  $k = 4$

Donc :  $\tau = 20$  millisecondes (phosphate et stérile) ;

D'après les calculs analytiques on a :

$$\tau = 22,2 \text{ millisecondes (phosphate et stérile).}$$

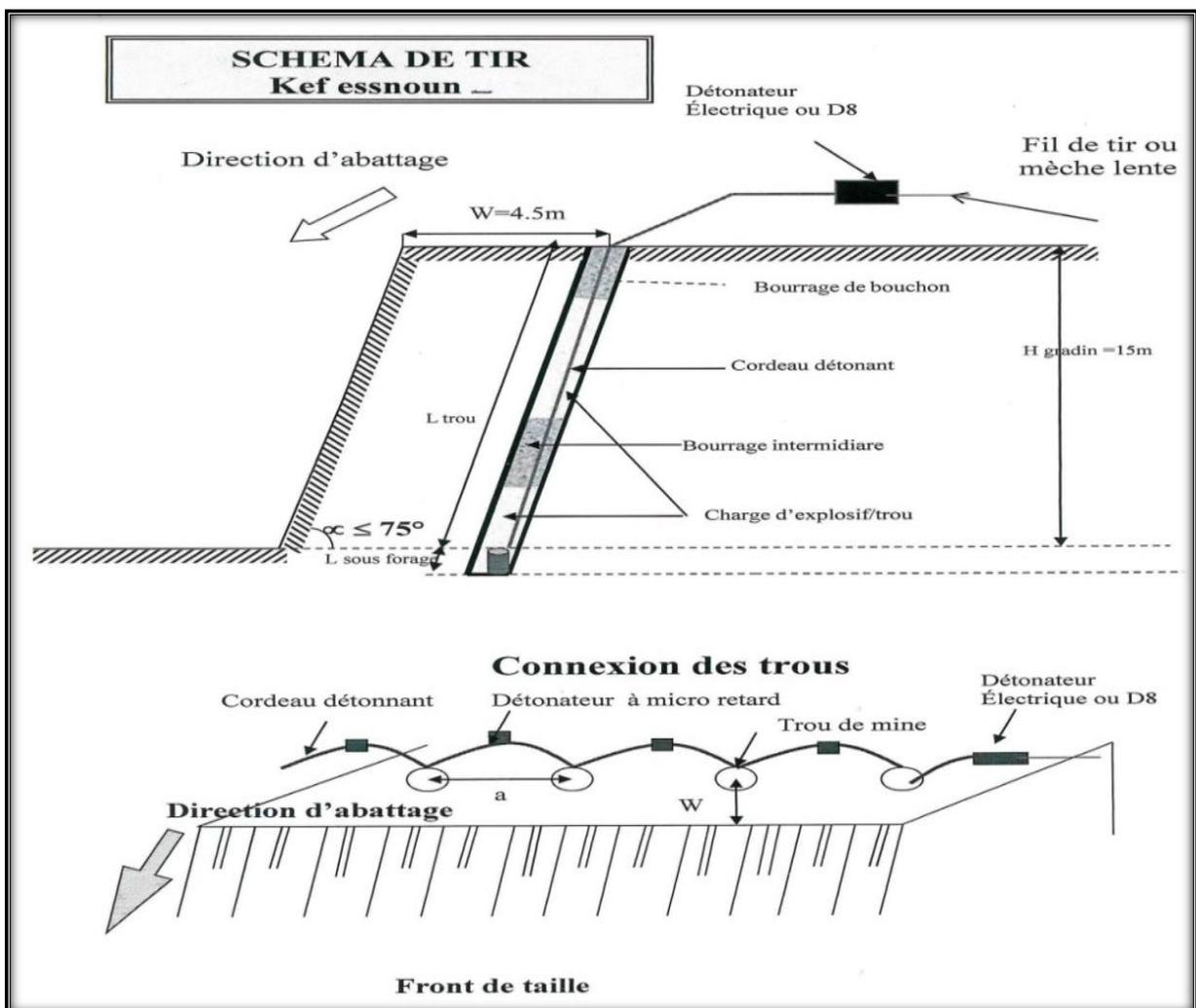


Figure III.11 : Schéma de plan de tir appliqué dans la mine de Kef Essennoun

#### III.4.2.7. Déclenchement du tir

Lorsque le raccordement est terminé, les machines doivent être placées aux abris jugés sécuritaires par les boutefeux.

Le cordeau sera relié au détonateur N°8 qui à son tour sera attaché à la mèche lente avant d'être amorcé par une allumette.

L'inconvénient majeur de détonateur pyrotechnique ce qu'il n'y pas de moyen fiable pour contrôler le raccordement avant le tir contrairement aux détonateurs électriques et électroniques. [24]



**Figure III.12 :** Exemple de déclenchement de Tir d'abattage à l'explosif

#### III.4.2.8. Reconnaissance après le tir

Tout le personnel doit rester à l'abri et la garde du périmètre dangereux toujours Maintenu.

- Pendant un délai de 5 minutes, si le tir s'est déroulé sans incident
- Pendant un délai de 10 minutes dans le cas d'un allumage a mèche lente, et si on n'a pas entendu distinctement le nombre d'explosions prévues.

Après ce temps d'attente, le responsable du tir visite le chantier, si aucune anomalie n'est signalée le personnel à l'abri et les proposes ainsi en leurs informons la possibilité de rejoindre le chantier. [24]

### III.4.2.9. Débitage secondaire

Après avoir effectué le tir, une partie des roches abattue présente des blocs dont les dimensions ne sont pas admissibles dans la trémie du concasseur, ces morceaux sont des hors gabarit.

Afin de réduire les dimensions de ces blocs on a recourt au débitage secondaire qui se fait par usage : d'explosif, du drop-Ball et du marteau brise-bloc.

Le débitage peut se faire à l'aide d'une ou plusieurs cartouches placées sur le bloc (charge superficielle), ou à l'intérieure des trous forés à cet effet.

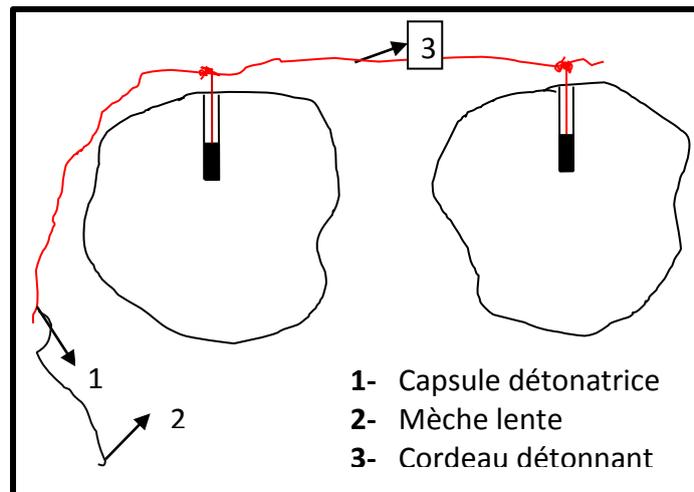


Figure III.13 : Schéma de connexion lors du débitage secondaire [24]

### III.4.2.10. Conclusion

Le tir de production est une opération déterminante dans la mine. Cette opération conditionne le déroulement des autres opérations. Il faut donc veiller à en améliorer.

En me basant sur les observations faite lors de mon séjour à la mine je propose de :

- Contrôler la maille et les profondeurs
- Contrôler les trous avant le déplacement de la machine
- Matérialiser sur le terrain la limite de chargement
- Les longueurs supplémentaires ne doivent pas être standardisées elles doivent varier en fonction du profil topographique de la volée et des caractéristiques de terrain pour ne pas recopier toujours les même bosses du terrain.
- L'opérateur de la sondeuse doit toujours disposer d'un plan qui comprend des séquences de foration appropriées afin d'éviter le passage de la machine sur des trous déjà chargés. [25]

### III.4.3. Chargement des roches abattues

#### III.4.3.1. Introduction

Le fonctionnement d'une mine à ciel ouvert est conçu et organisé au tour des engins choisis pour le chargement des matériaux ; de leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre. On retiendra que les paramètres technologiques des moyens de chargement doivent correspondre à la hauteur des gradins ; pour les pelles mécaniques :

- $H_g \leq H_{cr}$  : pour l'excavation des roches tendres ;
- $H_g \leq 1,5 H_{cr}$  : pour les roches abattus à l'explosif.

Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation minière à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de production d'une mine à ciel ouvert.

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les facteurs suivant :

- La nature des matériaux ;
- La méthode d'exploitation ;
- La production envisagée ;
- Les mesures de sécurité ;

L'adoption des engins de grandes capacités est conditionnée par les dimensions et les réserves importantes du gisement. [25]

#### III.4.3.2. Choix du type d'engin de chargement

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

- Les roues pelles ;
- Les excavateurs à godet unique ;
- Les draglines ;
- Les scrapers ;
- Les chargeuses ;
- Les pelles mécaniques ou hydrauliques ;



**Figure III.14 :** Chargeuse sur pneus en butte en position de chargement

La détermination du type de pelle le plus approprié se fait à partir des éléments suivants :

- La production envisagée
- La nature des matériaux
- La granulométrie
- La hauteur du front de taille

D'autres facteurs entrent également en compte : [31]

- La mobilité nécessaire de l'appareil de chargement
- Sa rapidité (cycle de base)
- Le mode de déchargement (trémie ou camions)

### III.4.3.2.1. Avantages et inconvénients des pelles hydrauliques et des Chargeuses transporteuses

L'ensemble des avantages et des inconvénients entre les 2 types d'engin de chargement sont montrés dans les deux tableaux suivant :

<i>Avantages</i>	<i>Inconvénients</i>
<b>Pelles hydrauliques</b>	
<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Temps de cycle court.</li> <li>✓ Peuvent travailler dans les conditions difficiles.</li> <li>✓ Force de pénétration élevée.</li> <li>✓ Peuvent se passer de l'abattage.</li> <li>✓ Bonne stabilité.</li> <li>✓ Attaque précise du front.</li> <li>✓ Grand sélectivité.</li> <li>✓ Déchargement en douceur.</li> <li>✓ Bonne visibilité (surtout en rétro)</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✘ Peu mobiles.</li> <li>✘ Chère à l'achat.</li> <li>✘ Cout opératoire assez élevée.</li> <li>✘ Durée de vie moyenne.</li> </ul>

**Tableau III.12 :** Les avantages et les inconvénients de la pelle hydraulique [32]

<i>Avantages</i>	<i>Inconvénients</i>
<b>Chargeuse transporteuse</b>	
<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Très mobiles.</li> <li>✓ Peuvent servir à des travaux auxiliaires.</li> <li>✓ Cout d'achat relativement modéré.</li> <li>✓ Peuvent charger des blocs.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✘ Temps de cycle long.</li> <li>✘ Nécessitent un matériau plus au moins meuble.</li> <li>✘ Hauteur de chargement limitée.</li> <li>✘ Très sensible à l'état du sol.</li> <li>✘ Cout opératoire élevé.</li> <li>✘ Faible durée de vie, fiabilité moyenne.</li> </ul>

**Tableau III.13 :** Les avantages et les inconvénients de la Chargeuse transporteuse [32]

### III.4.3.3. Les pelles hydrauliques

Ce type de pelles a connu ces dernières années un développement considérable Initialement conçues pour les chantiers de travaux publics ; ces machines se sont imposées en carrière et découverte grâce à leur souplesse d'emploi due à la transmission hydraulique. Les

possibilités de travailler en butte ou en rétro à diverses hauteurs offre au mineur un choix de solutions techniques qui en font un outil polyvalent. Par ailleurs sa force de pénétration élevée ainsi que le mouvement de cavage du godet conduit assez fréquemment. [27]

#### III.4.3.3.1. Principe de travail

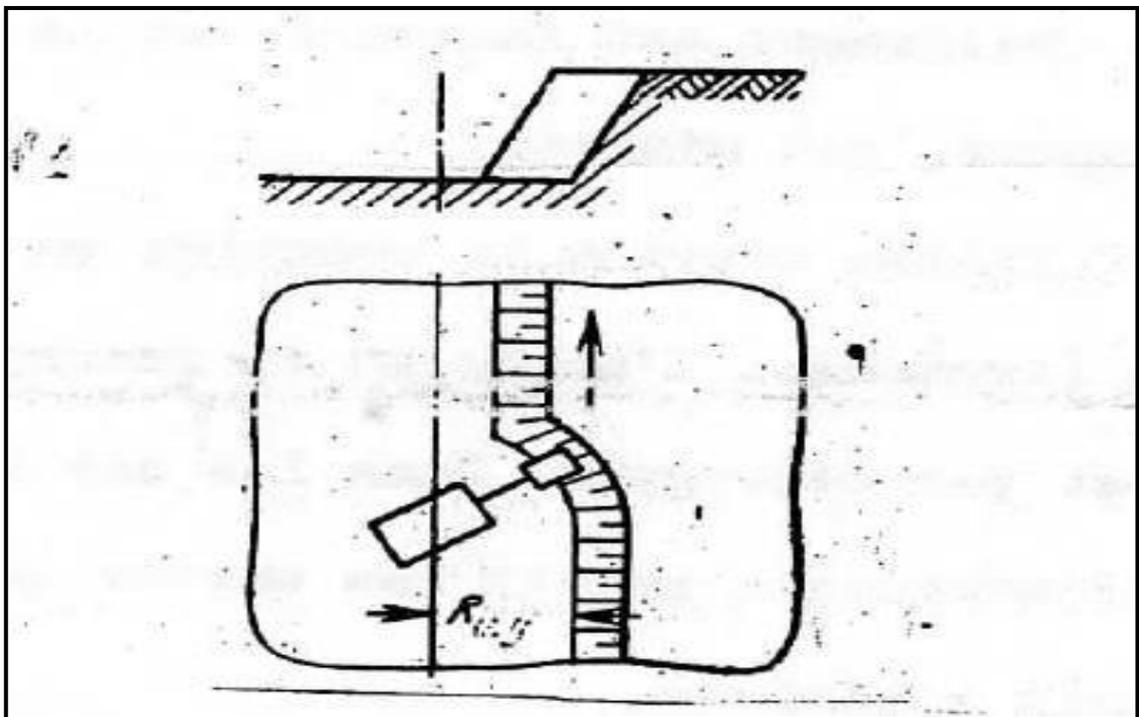
Une pelle hydraulique peut travailler en mode « rétro » et en mode « butte », pour le premier mode, l'extraction se fait alors sous le plan d'appui de la pelle et les matériaux sont cavés en rabattant et relevant simultanément le godet vers la pelle, et pour le deuxième mode l'extraction se fait au-dessus du plan d'appui de la pelle. le cavage des matériaux vers l'avant de la pelle. [27]

#### III.4.3.3.2. Schémas de travail

On distingue trois types de chantier pour les pelles [25] :

- Latéral
- En cul-de-sac
- Frontal

Au niveau de la mine de Kef Essenoun, le schéma de travail qui existe est le schéma latéral (Figure III.15).



**Figure III.15** : Schéma de travail des pelles dans le chantier latéral [25]

### III.4.3.3. Avantages et inconvénients des deux types de pelles en butte et en rétro

L'ensemble des avantages et des inconvénients entre les 2 méthodes sont montrés dans le tableau suivant :

Méthode	Inconvénients	Avantages
<b>En rétro</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✘ Mauvaise visibilité du front de taille et positionnement du tombereau plus difficile</li> <li>✘ Difficulté pour récupérer les matériaux situés dans la zone de roulage notamment les blocs ayant roulés du tas</li> <li>✘ Tri et stockage des blocs difficiles (pas de cassage des blocs par chute)</li> <li>✘ Nécessité d'avoir une bonne tenue des matériaux en place ou après l'abattage</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Temps de cycle très courts</li> <li>✓ Bonne visibilité ce qui permet une bonne répartition des matériaux dans la benne</li> <li>✓ Possibilité de tri des matériaux en fonction de leur qualité</li> <li>✓ Investissement moins élevé si la nature des matériaux ne justifie pas un châssis renforcé</li> <li>✓ Purge du front de taille facile</li> </ul>
<b>En butte</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✘ Temps de cycle plus long</li> <li>✘ Difficultés pour purger le front de taille</li> <li>✘ Chargement dissymétrique du camion</li> <li>✘ Investissement plus élevé</li> <li>✘ Hauteur de vidage limitée</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Bonne visibilité du front de taille</li> <li>✓ Nettoyage facile du pied de gradin</li> <li>✓ Tri des blocs hors norme éventuellement cassage par chute</li> <li>✓ Recule rapide de la machine en cas de danger</li> <li>✓ Nettoyage possible de la</li> <li>✓ piste de roulage</li> </ul>

**Tableau III.14** : Avantages et inconvénients des méthodes en butte et en rétro [27]

### III.4.3.4. Etude de processus de chargement au niveau de la carrière K.E.S

Selon la carrière de Kef Essenoun on distingue que le chargement s'effectue le plus souvent des excavateurs à godet unique de pelles hydrauliques en butte de marque **LIEBHERR 974C**, ou de pelles en rétro de marque **CATERPILLAR 390FL**, avec un godet de 6 m<sup>3</sup> en

6 cycles a été observé. Et les chargeuses sur pneus en butte de marque **CATERPILLAR 986H** à une capacité de godet de 6 m<sup>3</sup>, Les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets. [20]

Dont les caractéristiques techniques montrées dans les tableaux (Tableau III.15, Tableau III.16 et Tableau III.17).

#### III.4.3.4.1. Informations générales sur les engins du chargement utilisé au niveau de K.E.S

##### ❖ La chargeuse sur pneus CATERPILLAR 986 H



**Figure III.16** : Chargeuse sur pneus en butte CAT 986H

Machine type / marque		Poids / dimension	
Marque :	CATERPILLAR	Longueur :	10 340 mm
N° de série :	50W 10598	Largeur :	3 645 mm
TYPE :	986H	Hauteur :	4 126 mm
Puissance :	375 CV	Poids :	43 717 kg
Moteur (marque) :	CATERPILLAR	Capacité :	6 m <sup>3</sup>
N° de série du moteur :	48W31472	Arrangement :	2w988
Transmission : série :	1JE03083	Arrangement :	9w0782
Convertisseur :	6V17203		

**Tableau III.15** : Caractéristiques techniques de la chargeuse CATERPILLAR 986H

## ❖ La pelle hydraulique LIEBHER R974C



Figure III.17 : Pelle hydraulique en butte LIEBHERR R974C

Caractéristique	Valeurs	Unités
<b>Marque : LIEBHERR R974C</b>		
Puissance du moteur	400	Kw
Type de moteur	Moteur D9508 LIEBHERR	
Vitesse de rotation	1800	Tr/min
Vitesse de déplacement arrière	32,7	Km/h
Capacité du godet	6	M3
Poids opérationnel	90390	Kg
Poids du godet	5075	Kg
Hauteur maximal	5165	mm
Longueur	11404	mm
Largeur	3685	mm
Rayon de braquage	8225	mm

Tableau III.16 : Caractéristiques technique de la pelle LIEBHERR R974C

## ❖ La pelle hydraulique CATERPILLAR 390FL



Figure III.18 : Pelle hydraulique rétro CAT390FL

Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
Marque : CAT390FL		
Poids	86840	kg
Vitesse d'orientation	6,2	tr/min
capacités du godet	6	m <sup>3</sup>
Hauteur de chargement maximale	7990	mm
Hauteur de chargement minimale	3680	mm
Hauteur de la cabine	4890	mm
Longueur des chaînes	6358	mm

Tableau III.17 : Caractéristiques techniques de la pelle CAT390FL

## III.4.3.4.2. Temps réelles des cycles des processus de chargement

Le cycle de travail d'une chargeuse correspond aux opérations suivant : [34]

- 1- Chargement du godet ;
- 2- Marche godet chargé ;

- 3- Vidage de godet (déchargement) ;
- 4- Marche vide et positionnement pour charger le godet suivant.

La durée de ce cycle est une donnée constructrice. Son estimation met en jeu un grand nombre de paramètres, dont : [34]

- 1- Facteurs liés à la machine et à son équipement
- 2- Facteurs extérieurs de la machine

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

$$T_{cy} = T_{ch} + T_{marche/ch} + T_{déch} + T_{marche/vi} \quad ; \quad \text{sec}$$

Avec :

- $T_{ch}$  : Durée de chargement du godet sec ;  
 $T_{marche/ch}$  : Durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement ; sec  
 $T_{déch}$  : Durée de déchargement du godet, sec  
 $T_{marche/vi}$  : La durée de parcours à vide le lieu de chargement, sec

(Voir temps de cycle de chargement des pelles LIEBHERR et CATERPILLAR dans l'annexe 03)

### III.4.3.4.3. Rendements et nombre des machines de Chargement

#### A - Rendement d'exploitation par poste

Le rendement postier des engins de chargement est déterminé par la formule suivante :

$$R_{exp}^p = \frac{3600 \times E \times T_p \times K_u \times K_r \times K_{con}}{t_{cy} \times K_f} \quad ; \quad \text{m}^3/\text{poste}$$

Ou :

- $t_{cy}$  : temps de cycle de travail de la pelle: (LIEBHERR R974C) :  $t_{cmoy} = 28,58$  s (Annexe 03)  
 $t_{cy}$  : temps de cycle de travail de la pelle (CATERPILLAR 390FL) :  $t_{cmoy} = 31,69$  s (Annexe 03)  
 $K_u$  : coefficient d'utilisation postier de la chargeuse ; (pour CATERPILLAR :  $K_u = 0,41$  ; pour LIEBHERR  $K_u = 0,35$ )  
 $K_r$  : coefficient de remplissage du godet ;  $K_r = 0,95$ .  
 $K_f$  : coefficient de foisonnement dans le godet ;  $K_f = 1,5$ .  
 $T_p$  : durée d'un poste ;  $T_p = 8$  h.  
 $E$  : capacité du godet de la pelle,  $\text{m}^3$ . ( $E = 6\text{m}^3$ )  
 $K_{con}$  : coefficient de condition . $K_{con} = (0,85- 0,95)$  ;  $K_{con} = 0,9$

- **Pour la (pelle CATERPILLAR)**

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{3600 \times 6 \times 8 \times 0,35 \times 0,95 \times 0,9}{31,69 \times 1,5} = 1087,84 \text{ m}^3/\text{poste}$$

- **Pour la (pelle LIEBHERR)**

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{3600 \times 6 \times 8 \times 0,41 \times 0,95 \times 0,9}{28,58 \times 1,5} = 1413 \text{ m}^3/\text{poste}$$

### B -Rendement d'exploitation annuel en (m<sup>3</sup> / ans)

Il donné par la formule :

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = R_{\text{exp}}^p * N_p/j * N_{j/\text{an}} ; m^3/\text{an}$$

- **Pour le phosphate**

La masse volumique du phosphate est de  $\gamma = 2,3 \text{ t/m}^3$  donc :

- **Pour la (pelle CATERPILLAR)**

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = 1087,84 * 3 * 365 = 1\ 191\ 184,8 \text{ m}^3/\text{an}$$

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = 1\ 191\ 184,8 * 2,3 = 2\ 739\ 725 \text{ t/an}$$

- **Pour la (pelle LIEBHERR)**

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = 1413 * 3 * 365 = 1\ 547\ 235 \text{ m}^3/\text{an}$$

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = 1\ 547\ 235 * 2,3 = 3\ 558\ 640,5 \text{ t/an}$$

- **Pour le stérile**

La masse volumique du calcaire est de  $\gamma = 2,4 \text{ t/m}^3$  donc :

- **Pour la (pelle CATERPILLAR)**

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = 1\ 191\ 184,8 * 2,4 = 2\ 858\ 843,52 \text{ t/an}$$

- **Pour la (pelle LIEBHERR)**

$$R_{\text{exp}}^{\text{an}} = 1\ 547\ 235 * 2,4 = 3\ 713\ 364 \text{ t/an}$$

**D- Rendement d'exploitation annuel moyen (CATERPILLAR et LIEBHER)**

$$R_{exp}^{an} moy = \frac{R_{exp}^{an}(CAT) + R_{exp}^{an}(LIEB)}{2} ; t/an$$

- **Pour le phosphate**

$$R_{exp}^{an} moy = \frac{2\,739\,725 + 3\,558\,640,5}{2} = 3\,149\,182,75 ; t/an$$

- **Pour le stérile**

$$R_{exp}^{an} moy = \frac{2\,858\,843,52 + 3\,713\,364}{2} = 3\,286\,103,76 ; t/an$$

**C - Nombre d'équipements de chargement nécessaire**

Le nombre d'engins de chargement est déterminé à partir de la formule suivante :

$$N_{néc}^{ch} = \frac{P_{an}}{R_{exp}^{an} moy} * K_{res} ; \text{chargeuse}$$

Ou :

$P_{an}$  : Production annuelle de la mine programmé au plan d'exploitation 2020 ;(t/an).

$R_{exp}^{an} moy$  : Rendement moyen des engins de chargement ;(t/an).

$K_{res}$  : Coefficient de réserve 1,1 à 1,3, on prend  $K_{res} = 1,2$

- **Pour le phosphate**

Pour le phosphate :  $P_{an} = 2\,800\,000$  t/an

$$N_{néc}^{ch} = \frac{2\,800\,000}{3\,149\,182,75} * 1,2 = 1,07 \approx \text{Une chargeuse}$$

- **Pour le stérile** \* 1,2 = 3,65

Pour le stérile :  $P_{an} = 10\,000\,000$  t/an

$$N_{néc}^{ch} = \frac{10\,000\,000}{3\,286\,103,76} * 1,2 = 3,65 \approx 4 \text{ chargeuses}$$

Paramètres	Unités	CATERPILLAR		LIEBHER	
		Phosphate	Calcaire	Phosphate	Calcaire
Durée d'un cycle des pelles	(Sec)	31,69		28,58	
Coefficient d'utilisation	%	35		41	
Rendement d'exploitation par poste	m <sup>3</sup> /p	1087,84		1413	
Rendement d'exploitation annuel	t/an	2 739 725	2 858 843,52	3 558 640,5	3 713 364
Paramètres	Unités	Phosphate		Calcaire	
Rendement d'exploitation annuel moyen	t/an	3 149 182,75		3 286 103,76	
Nombre des pelles nécessaire	Pelle	1		3	
Nombre des pelles en réserve	Pelle	0		1	

**Tableau III.18** : Récapitulatifs des paramètres de chargement

#### III.4.3.5. Conclusion

Le nombre des pelles nécessaires calculé pour le chargement de Phosphate est égal à une pelle (01). Et deux (02) pelles sont programmées par l'entreprise, l'une est utilisée pour une activité permanente et l'autre est défini comme réserve, ce qui permettra d'assurer avec sûreté la production planifiée.

Lors du chargement des roches stériles, le nombre de pelle nécessaire total calculé est égal à quatre pelles (04). Et actuellement (4) pelles sont programmées, (3) fixé pour l'activité permanente et une comme réserve, ils peuvent atteindre leurs objectifs facilement.

#### III.4.4. Transport des roches abattues

##### III.4.4.1. Généralités

Le transport des minéraux utiles et des roches stériles est considéré comme l'un des processus principaux dans les mines à ciel ouvert, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30 à 70 %.

Le transport à ciel ouvert prédétermine dans une très large mesure le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril et influe finalement sur le rendement de travail et le prix de revient des produits.

Le but principal du transport de carrières est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception des usines de traitement pour les minéraux utiles.

Les charges sont déplacées par le transport de carrière. Leur volume et la direction sont plus au moins constants. [33]

Suivant la direction des expéditions, on distingue :

Les flux concentrés dispersés et mixtes. Dans le premier cas, toute la masse minière est déplacée par une voie de transport, dans le deuxième cas les charges se transfèrent d'abord par une communication et après, elles sont déplacées par différentes voies.

Dans les mines, les flux dispersés des stériles et des minéraux utiles sont les plus utilisés.

La quantité de charge (en tonnes ou en m<sup>3</sup>) transportée par unité de temps (heures, postes, jour, mois, année) s'appelle trafic.

Dans une carrière ou mine à ciel ouvert, les voies de transport peuvent être stationnaires et provisoires.

Les voies stationnaires sont placées au jour et sur les bords inexploitable de la carrière, les voies provisoires sont placées sur le gradin de la carrière ou sur les terrils, au fur et à mesure de l'avancement des travaux miniers on les déplace dans de nouvelles positions. [25]

Les particularités principales du transport de carrière sont les suivantes :

- Le déplacement des charges dans une seule direction de distance relativement courte.
- Le grand volume des charges transportées, grande intensité de la circulation, pentes importantes de montée et de descente.
- L'augmentation de la distance du transport au fur et à mesure de l'avancement et du fonçage des travaux miniers.
- Ripage périodique des communications de transport.
- Espace réduit pour le transport.
- Charges dynamiques importantes sur les moyens de transport à cause de la chute des grands morceaux de roches lors de chargement et déchargement. [25]

D'après les particularités ci-dessus, on définit les exigences principales aux transports de carrière. Le type de transport choisit doit assurer :

- Les distances minimales du transport des minéraux utiles et des stériles des fronts de taille aux points de déchargement.
- Le temps mort réduits et rendement maximal des engins d'excavation et de chargement.
- Paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins d'excavation et de chargement.
- Sécurité de travail et rendement maximal.
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

Le choix rationnel d'un équipement de transport dépend des facteurs suivants :

- Nature des roches à transporter.
- Topographie du gisement.
- Production annuelle planifiée par la mine.
- Méthode d'ouverture du gisement.
- Méthode d'exploitation du gisement.
- Organisation de travail de la mine.

Les modes de transports utilisés dans les mines à ciel ouvert est :

- Par camion.
- Par voie ferrée.
- Par convoyeur.
- Par skip.
- Par couloir.
- Par téléphérique.
- Par hélicoptère. [25]

#### III.4.4.2. Mode de transport utilisé à Djebel Onk (Kef Essenoun)

Au niveau de la mine de Djebel Onk, le mode de transport adopté est le transport par camion. [20]

#### III.4.4.3. Transport par camion



**Figure III.19 :** Camion en mode transport des roches

Dans les carrières contemporaines du monde entier, on applique largement le transport par camion. Il est répondu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte, la simplicité de construction des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport, elle est caractérisé par :

- Le débit à transporter ;
- La distance comprise entre le front de travail et le point de déchargement ;
- La matière à transporter. [32]

Parmi les inconvénients par rapport au transport par chemin de fer on peut citer les suivants :

- Dépenses très élevées d'entretien et de réparation des camions ;
- Distance de transport économiquement rationnelle est facile et ne dépasse pas 4-6 km. [32]

Les engins de transport les plus couramment utilisés dans les carrières contemporaines sont :

- Tombereaux (ou camion) ;
- Remorques ;
- Semi-remorques ;
- Dumpers ;
- Camion à trolley. [32]

#### **III.4.4.3.1. Choix préalable du type de camion**

Le choix préalable du type de camion dépend de la production de la carrière, des caractéristiques des roches à transporter ; du type du moyen de chargement et de la distance de transport.

Le transport par camion offre les avantages suivants :

- La souplesse d'utilisation permettant de s'adapter à tous les types d'exploitation pour n'importe quelle profondeur et structure du gisement.
- La grande capacité de transport
- L'organisation simple de la circulation des engins de transport. [33]

#### **III.4.4.3.2. Les conditions les plus favorables à l'emploi des camions**

- les gisements de faibles et moyennes dimensions (2 à 5 km) dont la profondeur peut dépasser 200 à 250 m
- la distance de transport ne dépassant pas 5 à 6 km.
- les roches dures et mi-dures ébranlées à l'explosif ou bien des roches meubles et tendres moins humides. [33]

#### **III.4.4.3.3. Les caractéristiques de la méthode de transport par camion**

- La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte
- La simplicité de construction des engins de transport
- La manœuvrabilité.
- La possibilité de surmonter la pente élevée.
- Le présent chapitre est une prestation de la méthode de calcul du transport par camion. [25]

**III.4.4.3.4. Organisation du travail du transport par camion**

L'efficacité de l'utilisation des camions en carrière dépend dans une grande mesure, du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de l'excavateur. Suivant la méthode d'ouverture des gradins, les dimensions des plates-formes de travail et des conditions du travail de l'excavateur, on applique différents types d'accès des camions vers l'excavateur, à savoir :

- Frontal
- En boucle
- En cul de sac

L'accès est frontal lorsque l'ouverture du gradin se fait par tranchées double. Dans ce cas les camions viennent l'un après l'autre en passant par la piste principale sur la piste du chantier.

L'accès est en boucle lorsque la circulation des camions est croisée sur le gradin. Ce dernier n'existe pas de manœuvres compliqués. Habituellement, le temps d'échange des camions ne dépasse pas la durée d'un cycle d'excavateur ce qui augmente le coefficient d'utilisation de l'engin. Il faut disposer les camions de telle façon, qu'on puisse assurer l'angle minimal de la rotation de l'excavateur, ce qui augmente le rendement des excavateurs.

L'accès en cul de sac s'utilise dans des espaces réduits où le braquage en boucle est impossible. D'habitude, ce schéma est appliqué pour le creusement des tranchées. L'accès en cul de sac diminue le rendement des camions de 10 ÷ 15% par rapport aux autres types d'accès. [32]

## III.4.4.4. La distance de transport au niveau de la carrière K.E.S



Figure III.20 : Schéma de la distance de transport au niveau de la mine de Kef Essenoun [33]

La distance du transport entre le front de travail et le concasseur est de l'ordre de :

- 4 km vers le concasseur de Kef Essenoun.
- 5 km vers le concasseur de Djemi Djema

La distance du transport entre le front de travail et le terril (ancienne fosse) est de l'ordre de 1 à 1,2 km. [20]

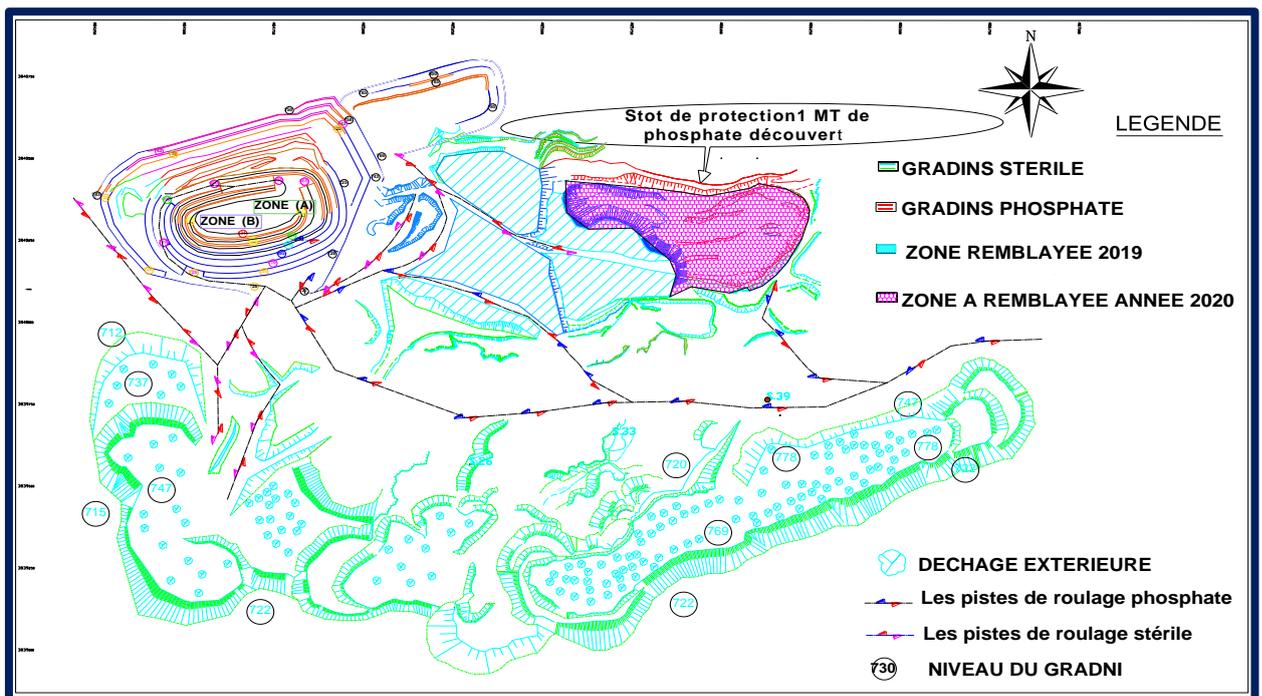


Figure III.21 : Plan de circulation pour l'exercice 2020 carrière Kef Essenoun [20]

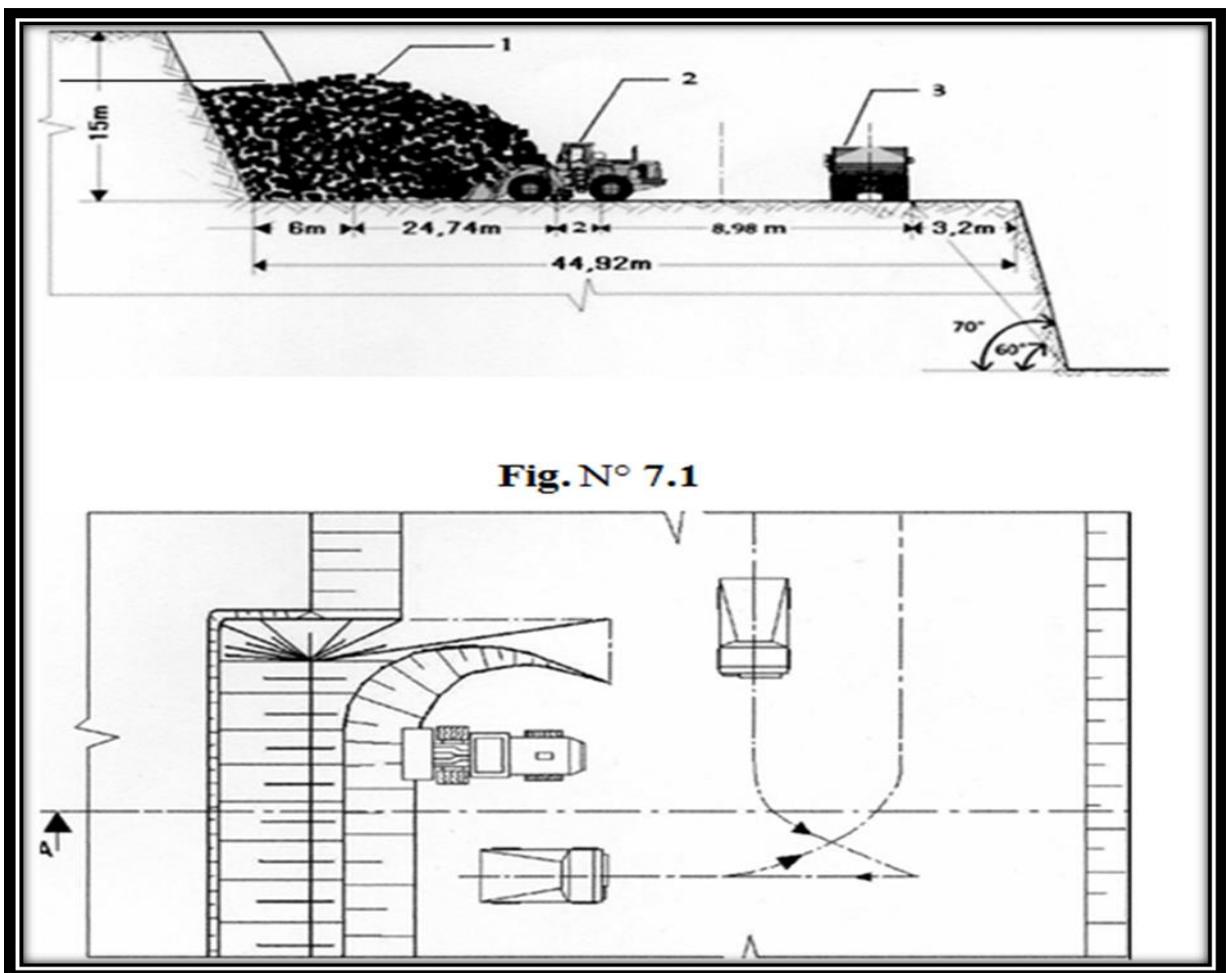
### III.4.4.5. Schéma d'approche des camions

L'efficacité du travail du transport dépend du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de l'excavateur.

Tous les schémas sont classés en trois groupes [25] :

- Approche frontal
- Approche en boucle
- Approche en cul-de-sac.

Pour notre cas les voies sont à double sens et les camions effectuent dans ce cas des manœuvres (Figure III.22).



**Figure III.22 :** Exemple de schéma de chargement et schéma d'accès des camions vers l'excavateur en cul-de-sac [25]

### III.4.4.6. Engins de transport utilisés à Djebel Onk (Kef Essenoun)

Dans la mine de Kef Essenoun, les roches abattues sont transportées par deux types de camion CATERPILLAR 773F et TEREX TR60 vers le concasseur pour le minerai et vers les terrils pour les roches stériles.

Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport. [20]

Dont les caractéristiques techniques montrées dans les tableaux (Tableau III.19 et Tableau III.20).

#### III.4.4.6.1. Informations générales sur les engins de transport utilisé à Kef Essenoun

##### ❖ Le camion CATERPILLAR 773 F :



Figure III.23 : Camion CATERPILLAR 773F

N°	Caractéristique technique	Symbole	Valeur	Unité
1	Marque : CATERPILLAR773F			
2	Puissance de volant moteur : Nette (SAE)	N	552 524	Ch kw
3	Capacité de la benne	$V_b$	35,6	$m^3$
4	Charge utile maximal	$V_{ut}$	54,4	T
5	Vitesse maximal	$V_{tr}$	65	Km/h
6	Rayon de braquage maximal	$R_b$	8,9	m
7	Largeur hors tout	$l_h$	4,73	m
8	Hauteur hors tout	$H_t$	3,93	m
9	Hauteur de chargement	$H_{ch}$	3,77	m
10	Longueur du camion	$L_h$	9,26	m
11	Poids du camion à vide	$P_c$	44,35	T
12	Poids brut autorisé en ordre de marche	$P_{cbm}$	100,7	T

Tableau III.19 : Caractéristiques techniques du camion CATERPILLAR 773F

## ❖ Le camion TEREX TR60 :



Figure III.24 : Camion TEREX TR60

N°	Caractéristique technique	Symbole	Valeur	Unité
1	Marque : <b>TEREX TR60</b>			
2	<b>Puissance de volant moteur : CUMMINS</b>	N	663 462	Ch kw
3	<b>Capacité de la benne</b>	$V_b$	35	$m^3$
4	<b>Charge utile maximal</b>	$V_{ut}$	55	T
5	<b>Vitesse maximal</b>	$V_{tr}$	65	Km/h
6	<b>Rayon de braquage maximal</b>	$R_b$	10,5	m
7	<b>Largeur hors tout</b>	$l_h$	4,47	m
8	<b>Hauteur hors tout</b>	$H_t$	4,44	m
9	<b>hauteur de chargement</b>	$H_{ch}$	3,68	m
10	<b>Longueur du camion</b>	$L_h$	9,13	m
11	<b>Poids du camion à vide</b>	$P_c$	41,3	T
12	<b>Poids brut autorisé en ordre de marche</b>	$P_{cbm}$	100,7	T

Tableau III.20 : Caractéristiques techniques du camion TEREX TR60

### III.4.4.6.2. Temps réelles des cycles de processus de transport

Le cycle de travail d'un camion comprend les temps suivants : [34]

- 1-Un temps de positionnement sous la pelle ;
- 2-Un temps de chargement ;
- 3-Un temps de transport en charge ;
- 4-Un temps de manœuvre au déchargement ;
- 5-Un temps de déchargement ;
- 6-Un temps de transport retour à vide ;
- 7-Un temps d'attente éventuel.

La détermination du temps de cycle d'un camion conditionne le nombre de camions requis pour permettre la réalisation du transport et organiser la gestion des camions.

Le temps de cycle de camion est déterminé de la façon suivante :

$$T_{cy} = T_{man/ch} + T_{ch} + T_{tr/ch} + T_{man/déch} + T_{déch} + T_{tr/vi} + T_{att} \quad ; \quad \mathbf{min}$$

Avec :

- $T_{man/ch}$  : La durée de manœuvre de camion pour le chargement ; min  
 $T_{ch}$  : Durée de chargement du camion ; min  
 $T_{tr/ch}$  : Durée de transport de camion chargé vers le lieu de déchargement ; min  
 $T_{man/déch}$  : La durée de manœuvre de camion pour le déchargement ; min  
 $T_{déch}$  : Durée de déchargement du camion ; min  
 $T_{tr/vi}$  : Durée de transport de camion vide vers le lieu de chargement ; min  
 $T_{att}$  : Temps d'attente éventuel ; min

**Remarque :** Voir temps de cycle de transport des camions CATERPILLAR et TEREX dans l'annexe 04.

### III.4.4.6.3. Rendements et nombre de camion et nombre de cycles pour un camion

#### A. Nombre de cycles effectués par le camion dans un poste

Il donné par la formule suivante :

$$N_{cy} = \frac{T_p}{T_{cmoy}} ; \mathbf{cycle/ poste}$$

Ou :

- $T_p$  : Durée d'un poste de travail, min  
 $T_{cmoy}$  : Durée d'un cycle du camion, min

- Pour le Phosphate

- Pour le camion (CATERPILLAR)

$$T_p = 8 \text{ h} = \mathbf{480 \text{ min}}; \quad T_{\text{cmoy}} = \mathbf{24,98 \text{ min.}}$$

$$N_{\text{cy}} = \frac{480}{24,98} = \mathbf{19 \text{ cycle/ poste}}$$

- Pour le camion (TEREX)

$$T_p = 8 \text{ h} = \mathbf{480 \text{ min}}; \quad T_{\text{cmoy}} = \mathbf{28,59 \text{ min.}}$$

$$N_{\text{cy}} = \frac{480}{28,59} = \mathbf{17 \text{ cycle/ poste}}$$

- Pour le stérile

- Pour le camion (CATERPILLAR)

$$T_p = 8 \text{ h} = \mathbf{480 \text{ min}}; \quad T_{\text{cmoy}} = \mathbf{20,9 \text{ min.}}$$

$$N_{\text{cy}} = \frac{480}{20,9} = \mathbf{23 \text{ cycle/ poste}}$$

- Pour le camion (TEREX)

$$T_p = 8 \text{ h} = \mathbf{480 \text{ min}}; \quad T_{\text{cmoy}} = \mathbf{22,96 \text{ min.}}$$

$$N_{\text{cy}} = \frac{480}{22,96} = \mathbf{21 \text{ cycle/ poste}}$$

## B. Rendements d'exploitation du camion

### ✓ Rendement postier :

Le rendement postier des camions se détermine par la formule :

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{60 \times V_b \times K_u \times T_p \times K_r}{t_{\text{cmoy}} \times K_f} ; m^3/\text{poste}$$

Où :

$t_{\text{cmoy}}$  : Temps de cycle du camion ; min

$V_b$  : Capacité de la benne ;  $m^3$

$K_r$  : Coefficient de remplissage de la benne du camion. ( $K_r = 1$ )

$T_p$  : Durée d'un poste ( $T_p = 8 \text{ h}$ )

$K_u$  : Coefficient d'utilisation d'un poste de travail du camion ( $K_u = 0,4$  : pour le phosphate, et  $K_u = 0,5$  : pour le stérile)

$K_f$  : Coefficient de foisonnement ;  $K_f = 1,5$

- Pour le phosphate

La masse volumique du phosphate est de  $\gamma = 2,3 \text{ t/m}^3$  donc :

- Pour le camion (CATERPILLAR)

$$t_{\text{cmoy}} = 24,98 \text{ min}$$

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{60 \times 35,6 \times 0,4 \times 8 \times 1}{24,98 \times 1,5} = 182,41 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$R_{\text{exp}}^p = 182,41 \times 2,3 = 419,54 \text{ t/p}$$

- Pour le camion (TEREX)

$$t_{\text{cmoy}} = 28,59 \text{ min}$$

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{60 \times 35 \times 0,4 \times 8 \times 1}{28,59 \times 1,5} = 156,7 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$R_{\text{exp}}^p = 156,7 \times 2,3 = 360,41 \text{ t/p}$$

- Pour le stérile

La masse volumique du calcaire est de  $\gamma = 2,4 \text{ t/m}^3$  donc :

- Pour le camion (CATERPILLAR)

$$t_{\text{cmoy}} = 20,9 \text{ min}$$

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{60 \times 35,6 \times 0,5 \times 8 \times 1}{20,9 \times 1,5} = 272,53 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$R_{\text{exp}}^p = 272,53 \times 2,4 = 654,07 \text{ t/p}$$

- Pour le camion (TEREX)

$$t_{\text{cmoy}} = 22,96 \text{ min}$$

$$R_{\text{exp}}^p = \frac{60 \times 35 \times 0,5 \times 8 \times 1}{22,96 \times 1,5} = 243,9 \text{ m}^3/\text{poste}$$

$$R_{\text{exp}}^p = 243,9 \times 2,4 = 585,36 \text{ t/p}$$

✓ **Rendement annuel**

Le rendement annuel des camions dans le phosphate est donné par la formule :

$$R_{exp}^{an} = R_{exp}^p \times n_{p/j} \times n_{j/an} ; t/an$$

• **Pour le phosphate**

- **Pour le camion (CATERPILLAR)**

$$R_{exp}^{an} = 419,54 \times 3 \times 365 = 459\,396,3 \text{ t/an}$$

- **Pour le camion (TEREX)**

$$R_{exp}^{an} = 360,41 \times 3 \times 365 = 394\,648,95 \text{ t/an}$$

• **Pour le stérile**

- **Pour le camion (CATERPILLAR)**

$$R_{exp}^{an} = 654,07 \times 3 \times 365 = 716\,206,65 \text{ t/an}$$

- **Pour le camion (TEREX)**

$$R_{exp}^{an} = 585,36 \times 3 \times 365 = 640\,969,2 \text{ t/an} .$$

✓ **Rendement d'exploitation annuel moyen (Caterpillar et Terex)**

Le rendement annuel moyen est calculé comme suite :

$$R_{exp}^{an} moy = \frac{R_{exp}^{an}(cat) + R_{exp}^{an}(terex)}{2} ; t/an$$

• **Pour le phosphate**

$$R_{exp}^{an} moy = \frac{459\,396,3 + 394\,648,95}{2} = 427\,022,62 ; t/an$$

• **Pour le stérile**

$$R_{exp}^{an} moy = \frac{716\,206,65 + 640\,969,2}{2} = 678\,587,92 ; t/an$$

### C. Nombre des camions nécessaires en service

D'après la production demandée par l'entreprise, le nombre de camions nécessaire est calculé par la formule suivante :

$$N_C^{SERVIC} = \frac{P_{an}}{R_{exp}^{an} moy} ; \text{Camion}$$

Où :

$P_{an}$  : La production demandée par l'entreprise ;

$R_{exp}^{an} moy$  : Le rendement annuel moyen ; t/an

- Pour le phosphate

$$P_{an} = 2\,800\,000 \text{ t/an}$$

$$N_C^{SERVIC} = \frac{2\,800\,000}{427\,022,62} = 6,56 \approx 7 \text{ camions}$$

- Pour le stérile

$$N_C^{SERVIC} = \frac{10\,000\,000}{678\,587,92} = 14,74 \approx 15 \text{ camions}$$

### D. Nombre des camions total

Il donné par la formule suivante :

$$N_C^{tot} = N_C^{SERVIC} \times K_{Réserve}$$

D'où  $K_{rés}$  : coefficient de réserve : 1,3

- Pour le phosphate

$$N_C^{tot} = 7 \times 1,3 = 9,1 \approx 9 \text{ camions}$$

- Pour le stérile

$$N_C^{tot} = 15 \times 1,3 = 19,5 \approx 20 \text{ camions}$$

✓ Alors : le nombre des camions total est égal à **29 camions**.

✓ Donc le nombre des camions en réserve est égal à **7 camions**.

Paramètres	Unités	Minerai		Stérile	
		Caterpillar	Terex	Caterpillar	Terex
Durée de cycle moyen du camion	min	24,98	28,59	20,9	22,96
Coefficient d'utilisation	%	40	40	50	50
Nombre de cycles effectués par le camion dans un poste	Cycle/p	19	17	23	21
Rendement d'exploitation postier	t/p	419,54	360,41	654,07	585,36
Rendement d'exploitation annuel	t/an	459 396,3	394 648,95	716 206,65	640 969,2
Rendement d'exploitation annuel moyen	t/an	427 022,62		678 587,92	
nombre de camions nécessaire	Camion	7		15	
Nombre de camions en réserve	Camion	2		5	

Tableau III.21 : Récapitulatif des paramètres de transport

#### III.4.4.7. Conclusion

D'après notre calcul, le nombre des camions nécessaire pour le déplacement des roches stériles est égal à 15 camions en activité et 5 en réserve (pour un coefficient d'utilisation  $K_u = 0,5$ ). Et on trouve 12 camions sont programmés par l'entreprise pour l'activité permanent et 3 en réserve.

Quant au déplacement du phosphate, le nombre nécessaire calculé est égal à 7 camions en activité et 2 en réserve (pour un coefficient d'utilisation  $K_u = 0,4$ ). Et actuellement 7 camions sont programmés en activité et aucun camion en réserve, L'excès de nombre qui apparait ici provienne par l'abaissement du rendement des camions, l'abaissement de ce dernier à cause d'un faible coefficient d'utilisation, ce qui ne permettra pas d'assurer la production planifiée.

### III.4.5. Mise à terril

La mise à terril est l'un des processus technologiques d'exploitation à ciel ouvert qui consiste à déplacer les matériaux stériles provenant des chantiers et de les déposer dans des endroits réservés à cet effet. Les dépenses pour les travaux de mise à terril occupent 10-20% du volume de tous les travaux de découverte.

Les terrils peuvent être :

- Terrils Intérieur,
- Terrils Extérieur,
- Terrils Combiné. [25]

#### III.4.5.1. Choix du type de mise à terrils

Le choix de type de mise à terrils dépend de :

- pendage du gisement
- puissance du minerai
- Profondeur du gisement [25]

#### III.4.5.2. Les exigences fondamentales pour L'aménagement des terrils

L'aménagement des terrils doit répondre aux exigences suivantes :

- Capacité suffisante
- Emplacement commode, situé en dehors des terrains productifs et proche du champ de la carrière.
- Rendement élevé des engins travaillant au terril
- Sécurité de travail. [25]

#### III.4.5.3. Mise à terril au niveau de Kef Essenoun

Dans la mine Kef Essenoun nous avons actuellement quatre dépôts de terrils :

- 1) Les stériles provenant de bloc NORD-OUEST (Le cycle bleu, voir Figure III.25) sont destinées au remblayage de l'ancienne fosse.
- 2) Les trois décharges existantes à Kef Essenoun (Les trois cycles rouges, voir Figure III.25) sont temporairement abandonnées. [20]

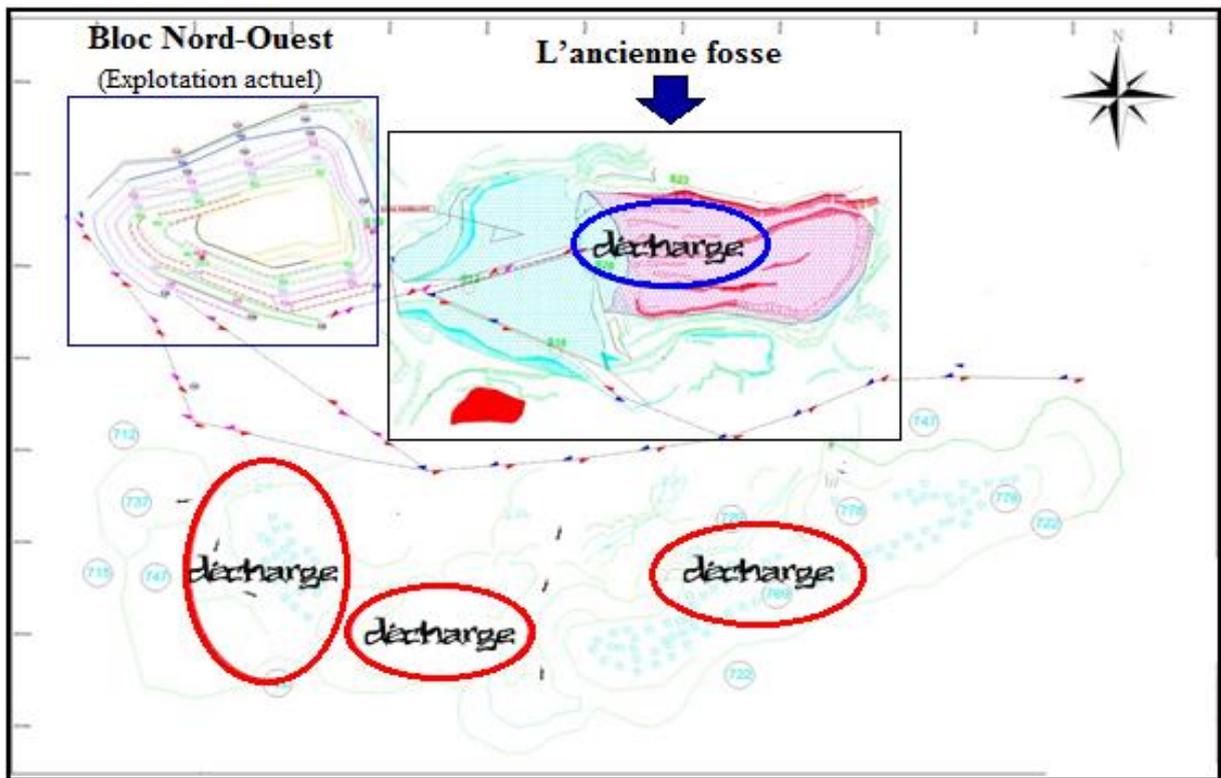


Figure III.25 : Disposition des décharges [20]

## III.5. Méthode de traitement

### III.5.1. Introduction

Le phosphate marchand exige un traitement adéquat pour répondre aux besoins du marché mondial en terme de qualité et de quantité, à cet effet une industrie minière doit être équipée, d'une usine de traitement de la haute efficacité et très grande capacité productrice; le complexe minier de Djebel Onk fait partie de l'un des plus grands producteurs de phosphate qui est le seul en Algérie après l'épuisement du gisement d'El-Kouif. Ce dernier est doté d'une usine de traitement subdivisée en plusieurs secteurs et chaque un d'eux en compartiments. [35]

### III.5.2. Compositions minéralogiques de minerai phosphaté de Djebel Onk

Le minerai de phosphate dans la région de Djebel Onk se caractérise par ces deux qualités noir et beige qui diffèrent en pourcentage de la matière organique et MgO qui sont très grandes dans le phosphate noir et par un dégagement d'une mauvaise odeur pour le noir. Sa composition minéralogique est décrite dans le tableau suivant : [37]

Eléments composants	Symboles
Phosphate tricalcique	$\text{Ca}(\text{PO}_4)^2$
Carbonate de calcium	$\text{CaCO}_3$
Carbonate de magnésium	$\text{MgCO}_3$
Dolomite	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$
Alumine	$\text{Al}_2\text{O}_3$
Hématite (oxyde de fer)	$\text{Fe}_2\text{O}_3$
Gypse	$\text{CaSO}_4$
Sulfate de soude	$\text{Na}^2\text{Ca}(\text{SO}_4)_2$
Chlorure de calcium	$\text{CaCl}_2$
Quartz	$\text{SiO}_2$
Sulfate, Fluor et matières organiques	S, F, C
Autres éléments en traces (Cadmium, Uranium, Titane...)	Cd, U, Ti

**Tableau III.22** : Composition minéralogiques du minerai de phosphate de Djebel Onk

### III.5.3. Préparation mécanique

Cette étape est très importante, dans le but est de fragmenter le minerai jusqu'à une grosseur nécessaire pour alimenter l'étape suivante (traitement physico-chimique) et en même temps elle assure la libération des composants utiles de leurs gangues. Plusieurs opérations contribuant dans cette étape à savoir : concassage, broyage et criblage. [35,36]

#### III.5.3.1. Concassage

Le procédé de concassage est utilisé à l'obtention d'une composition granulométrique nécessaire des roches (fragmentation) ou à la libération des grains de minéraux utiles et stériles composaient le minerai. [36]

Au niveau de la mine de Djebel Onk, cette opération se fait au moyen d'un concasseur à cône giratoire « BABITLESS » et un concasseur à percussion « HAZEMAG » menu d'un système de scalpage. Les deux concasseurs sont répartis en deux endroits différents.

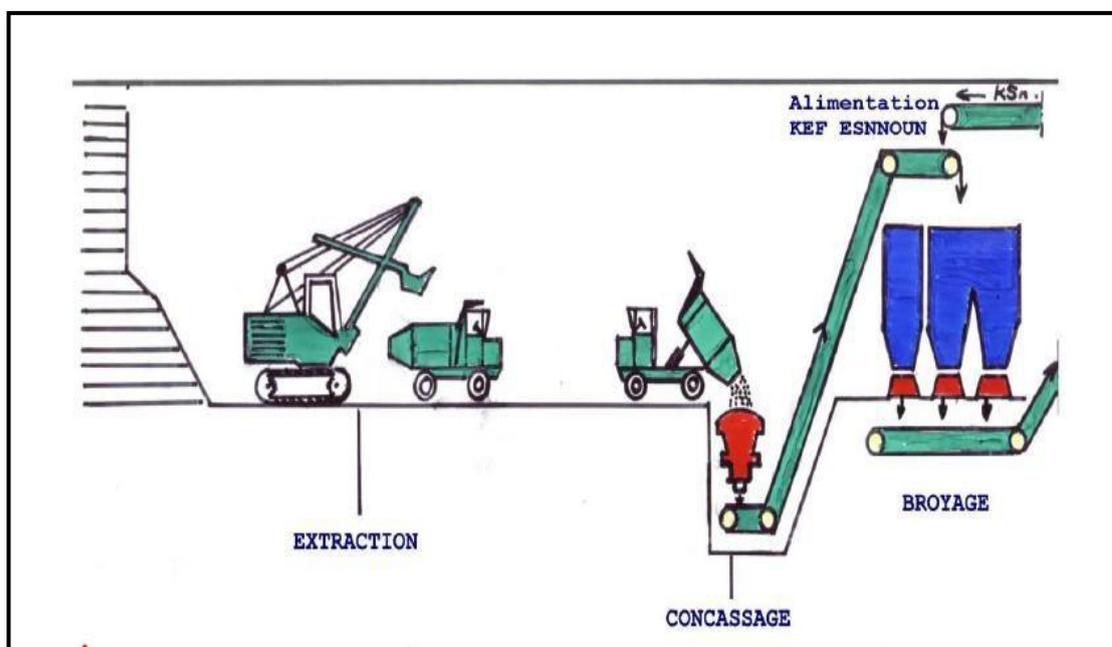
##### III.5.3.1.1. Concasseurs giratoires (à cône)

Les concasseurs giratoires sont utilisés pour les roches dures et très dures et d'après leur destination sont divisés en concasseurs grossiers, intermédiaires et fins. Dans tous les types de ces concasseurs le minerai est écrasé entre une couronne à axe vertical (stator ou

cône fixe) et un noyau conique (rotor ou cône mobile) dont l'axe est animé d'un mouvement spécial: point supérieur fixe, point inférieur tournant dans un plan horizontal. La superficie du cône mobile en rapprochant de celle du cône fixe écrase le minerai se trouvant entre elles. Lors du recul de la superficie du cône mobile de celle du cône fixe s'effectue le déchargement du produit concassé sous l'action de la pesanteur. [36]

Paramètre	Valeur	Unité
Type : BP 38DD	-	-
Granulométrie à l'entrée	0 - 1000	mm
Granulométrie à la sortie	0 - 200	mm
Débit moyen	900	t/h
Taux de réduction	5	-
Vitesse de rotation d'excentrique	150	Tr/min
Poids	125000	kg
Date mise en service	1965	année

**Tableau III.23 :** Caractéristiques du concasseur giratoire (à cône) « BABITLESS » [37]



**Figure III.26 :** Schéma de l'appareillage concasseur (BABITLESS)

### III.5.3.1.2. Conasseur à percussion

Le mode d'action principale est la percussion, celle-ci peut être soit direct sous l'action d'outil métallique tournant à grande vitesse, soit indirect par projection des blocs



Au niveau de la chaîne de traitement de la mine Djebel Onk, Cette opération consiste à réduire les dimensions du produit concassé jusqu'à une dimension de 20 mm. Cette procédure comprend deux broyeurs à marteaux (Wedag) d'une capacité de production de 300 t/h pour chaque un et un broyeur à percussions (Triman) d'une capacité de production de 500 t/h. le produit broyé sera ensuite acheminer vers l'atelier de criblage. [37]

Paramètres	Valeur	Unité
Type : réversible EF	-	-
Granulométrie à l'entre	0 - 200	mm
Granulométrie à la sortie	0 - 20	mm
Taux de réduction	10	-
Vitesse de rotation du rotor	495	tr/min
Nombre de marteaux	54	-
Date mise en service	1965	Année

**Tableau III.25 :** Caractéristiques du broyeur à marteau « WEDAG » [37]

Paramètres	Valeur	Unité
Granulométrie à l'entre	0 – 200	mm
Granulométrie à la sortie	0 – 20	mm
Débit moyen	500	t/h
Taux de réduction	10	-

**Tableau III.26 :** Caractéristiques du broyeur à percussion « TRIMAN » [37]

Un stock intermédiaire pour le produit broyé qui assure la marche des ateliers en cas d'arrêts des concasseurs ou manque de produit de la carrière. Le produit broyé alimente des cribles de 15mm.

### III.5.3.3. Criblage

Le criblage est une opération de classement dimensionnel de grains de matières, de formes et dimensions variées, par présentation de ces grains sur des surfaces perforées qui laissent passer les grains de dimensions inférieures aux dimension de la perforation, tandis que les grains de dimensions supérieures sont retenus et évacués séparément.[36]

Au niveau de la chaîne de traitement de la mine de Djebel Onk, Cette dernière opération de la préparation mécanique Consiste à éliminer le produit dont la dimension est supérieur à 15mm au moyen d'un (01) cribles vibrants (WEDAG) d'une capacité de 250 t/h et deux (02) cribles inclinés (TRIMAN) d'une capacité de 500 t/h.

Le rendement en poids de cette opération atteint les 95%.par contre le produit concassé de Kef Essenoun alimente deux cribles vibrants inclinés (HAZEMAG) d'une capacité de 600 t/h, et une ouverture de 15 m. les refus de ces cribles évacués vers les broyeurs a marteaux (WEDAG)

Les refus des cribles sont acheminés vers une trémie de déchargement pour ensuite les transportés a des terrils.

Le but essentiel de la préparation mécanique est d'avoir un produit de taille inférieur à 15mm pour servir les deux chaînes de traitements. [37]

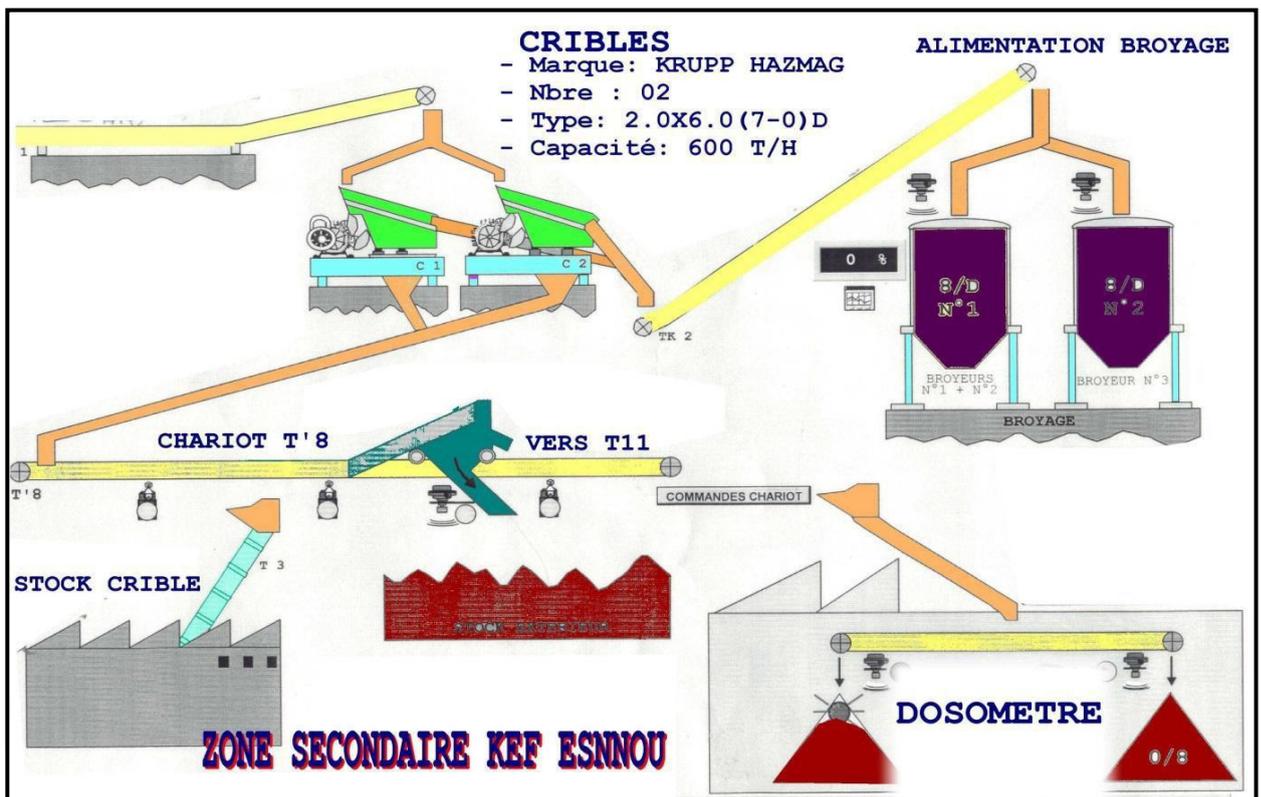
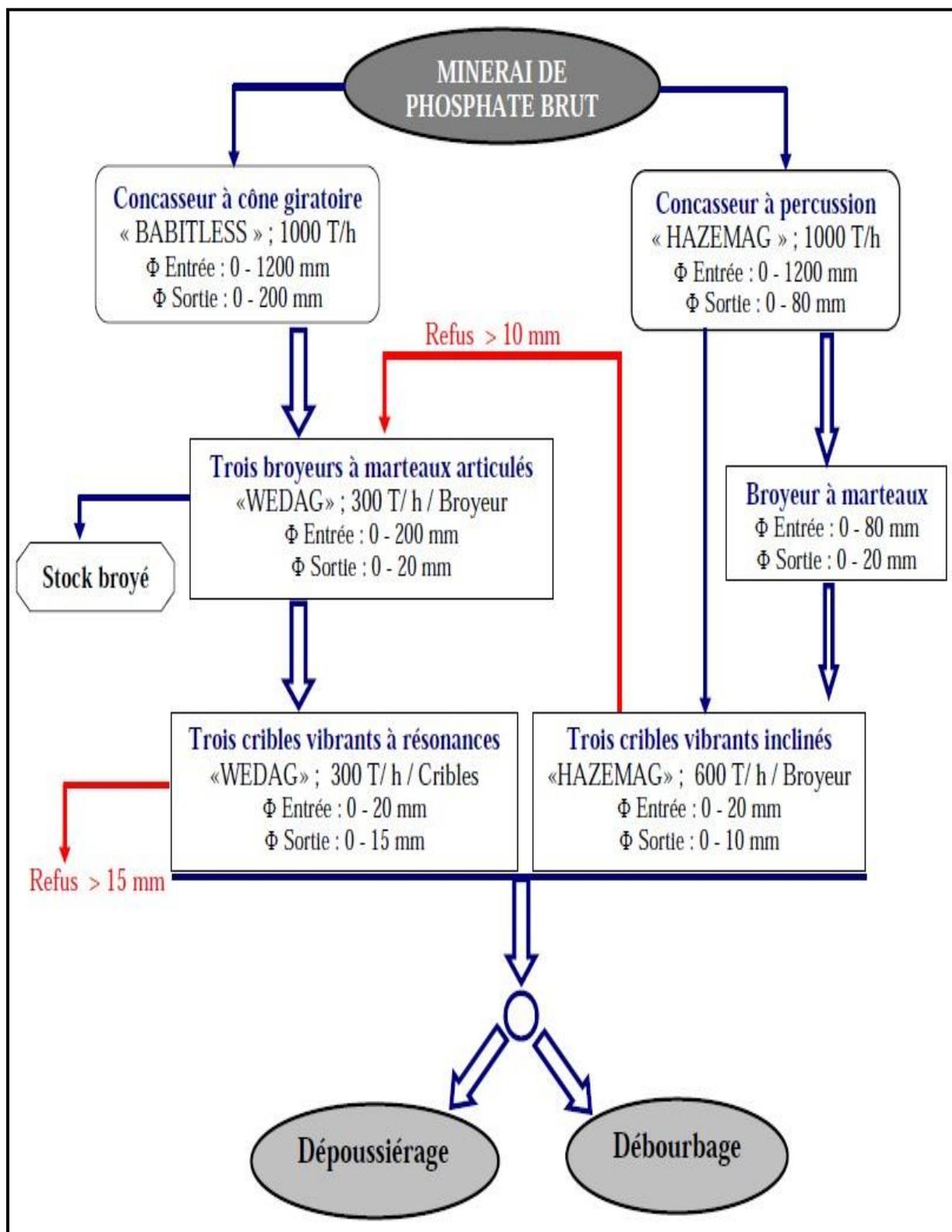


Figure III.28 : Schéma de l'appareillage Cribles (HAZEMAG)



**Figure III.29** : Schéma technologique de la préparation mécanique [37]

### III.5.4. Traitement Par Voie Humide (Débourbage)

Cette opération s'effectue dans les ateliers de débouillage (DK1), elle permet d'enrichir le minerai à une teneur de 63/65% en TPL. [37]

Ce type de traitement comporte les opérations suivantes :

#### III.5.4.1. Débourbage

Le but de cette opération est pour éliminer les argiles, les silicates, et les matières organiques ainsi que les sels..... Il est constitué des opérations suivantes : une mise en pulpe, criblage humide (grilles courbes), classification, hydro cyclonage et une filtration.[37]

##### ✓ Principe

Le passant criblé de dimensions inférieure à 15 mm est mis en pulpe avec de l'eau dans un rapport solide/liquide égale à 2/3 (T/m<sup>2</sup>), alimente les grilles courbes qui opèrent à une coupure de 1,25mm. Les hydro cyclones à mouvement hélicoïdal récupèrent le passant grilles courbes dont le but est d'éliminer la tranche inférieure à 0.8mm. Les fines particules très pauvre en phosphate seront acheminées vers l'épaississeur et la qualité noble est essore aux moyennes essoreuses le produit débouillage essore titrant de 63 à 64.5 % en TPL. Il expédié vers la deuxième opération. [37]

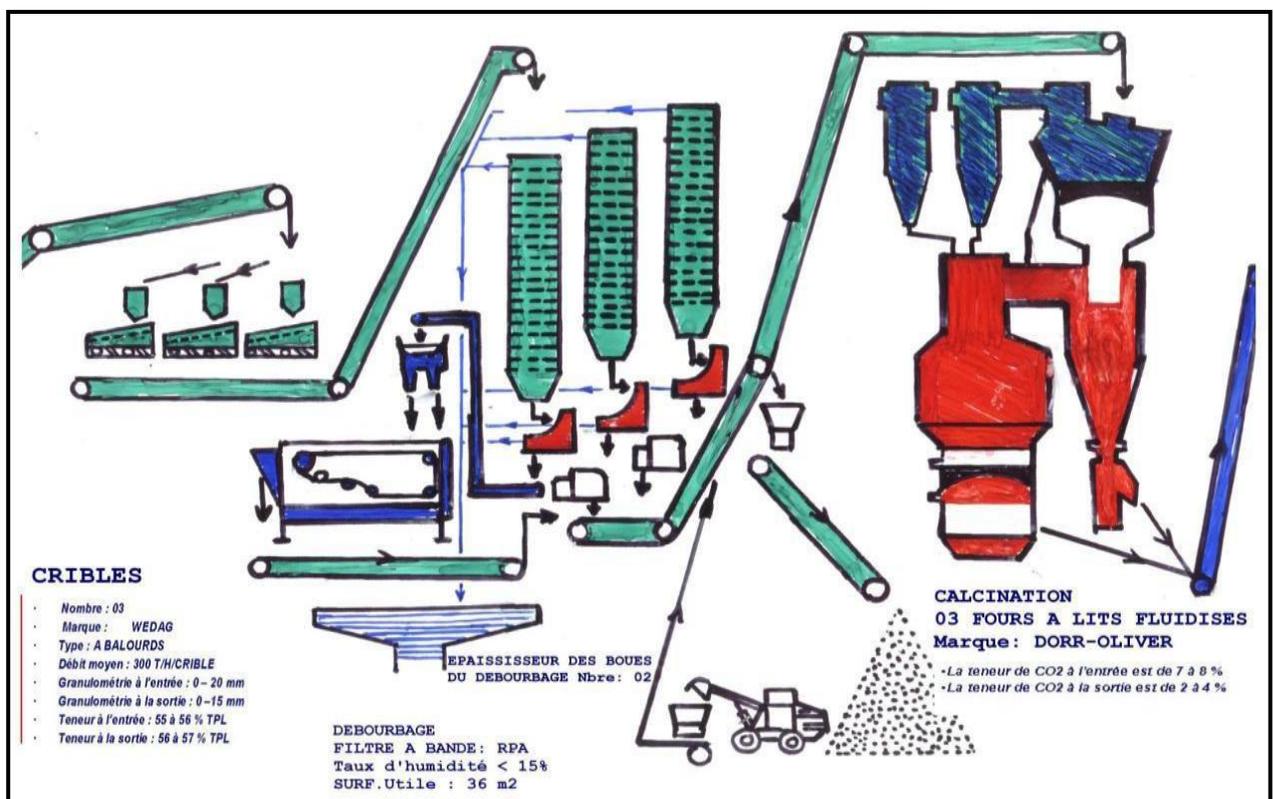


Figure III.30 : Schéma de l'appareillage Débourbage

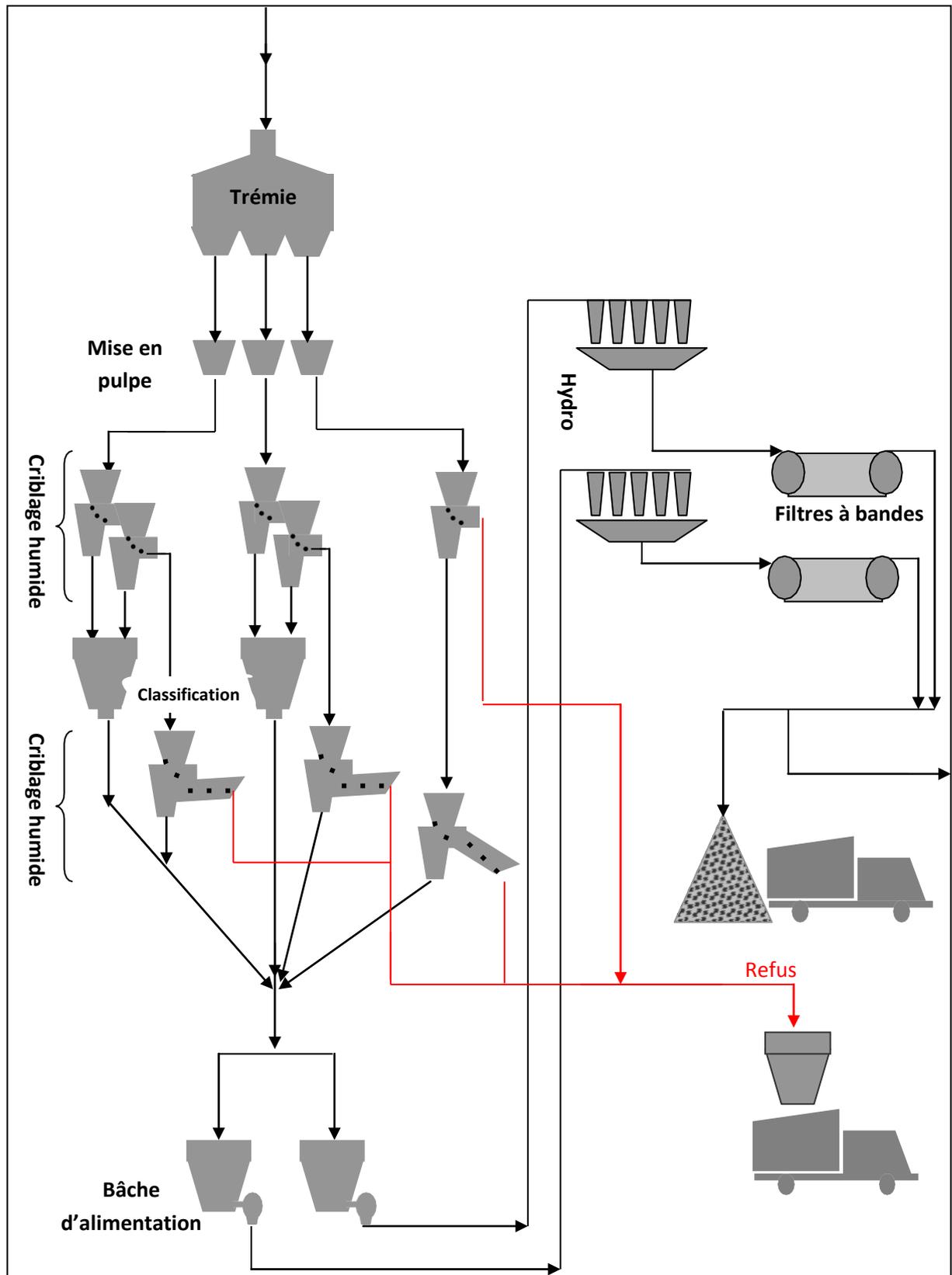


Figure III.31 : Schéma technologique de débouage (voie humide) [37]

### III.5.4.2. Séchage

Le produit débourbé étant un produit semi fini humide et qui nécessite une déshydratation jusqu'à l'obtention d'un produit marchand d'une humidité de 1%. Le séchage se fait au moyen deux méthodes à savoir [37] :

- Séchage par four de calcination
- Séchage par four horizontal

#### ✓ Séchage par four de calcination (B1)

À cet effet, on a modifié le processus de calcination au four de séchage vertical avec un débit horaire de 70 T/h/ligne (compartiment de préchauffage) à une température atteignant les 100°C. [37]

#### ✓ Séchage par four horizontal

Cet atelier comporte deux fours horizontaux rotatifs dont la température ajustée est à 105 °C ± 5 °C.

Ces fours sont à mouvement rotatif dans lequel le produit débourbé est séché dans une chambre de fluidisation et ce en formant un lit fluidisé en suspension qui a travers la longueur du four le produit subisse une évaporation de l'eau imbibée dans le produit. [37]

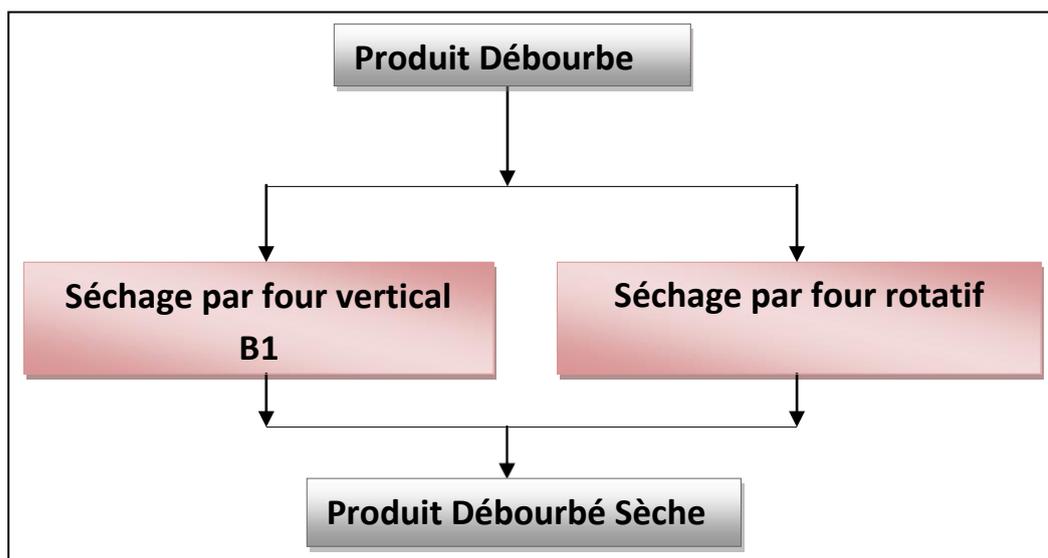


Figure III.32 : Schéma du procédé du Séchage [37]

### **III.5.5. Traitement Par Voie Sèche (Dépoussiérage)**

Cette opération s'effectue dans les ateliers de dépoussiérage (DK2 et DK3), est un procédé physico-mécanique d'enrichissement du minerai phosphate pour l'obtention d'un concentré moyen de 29 à 30 %  $P_2O_5$  c'est un procédé issu d'une technologie de traitement à sec, basé essentiellement sur la décarbonation par impacte et aménagement granulométrique.

Le but principal de ce type de traitement est d'enrichir à sec un produit provenant de la carrière ayant 54 à 56 % de TPL, broyé et criblé à 15 mm contenant 5 à 7 % d'humidité pour le ramener à la qualité commerciale titrant 65 à 68 % en TPL et des granulométries comprise entre 0.8mm et 0.08mm. Chaque ligne est d'une capacité de 230 T/h à l'alimentation et 137,5 T/h à la sortie d'un rendement poids de 60 à 62 % pour pouvoir traiter et enrichir à sec le produit il doit subir cinq (5) opérations de préparation et d'enrichissement. [37]

#### **III.5.5.1. Séchage à lit fluidisé**

Le but de Cette opération est diminué le taux de humidité de produit jusqu'à 1% et élimine aussi une partie des solides les plus fines en les entraînant avec les gaz de fluidisation. Il comporte deux fours sécheurs, ils sont devisés en deux comportements [37]:

- Combustion et dilution.
- Séchage par fluidisation.

#### **III.5.5.2. Criblage à 2 mm**

Cette opération consiste à éliminer le produit dont la dimension est supérieur à 2mm au moyen des cribles équipés d'un tamis de 2mm, permet le rejet les gros supérieur à 2mm qui sont du calcaire, les moins de 2 mm sont admis et acheminés vers les broyeurs (rendement poids 88%). [37]

#### **III.5.5.3. Broyage à attrition**

Pour libérer une partie de l'exogangue aux grains de phosphate, et permettre un meilleur enrichissement finale par séparation granulométrique par des broyeurs à attrition, équipés d'un rotor sur lequel portés des marteaux et chambre de broyeur. [37]

#### III.5.5.4. Sélection par une turbo sélection ventilée (TSV)

Cette opération a pour but enrichissement du produit en éliminant les fines particules de moins de 0.08mm à l'aide des ventilateurs. [37]

#### III.5.5.5. Criblage à 0,8 mm

Le même principe que les cribles de 2 mm d'où ils sont rejetés les grains de phosphate supérieur à 0.8mm.

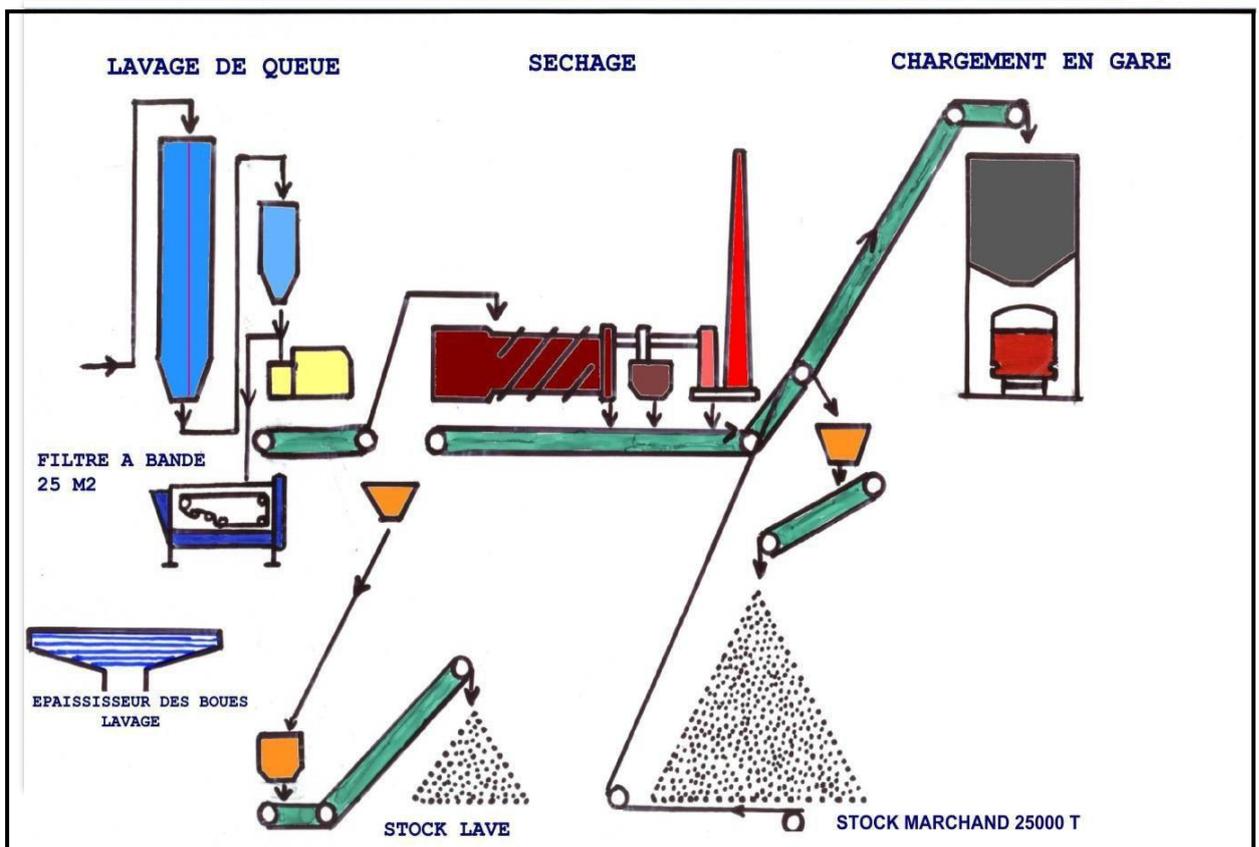


Figure III.33 : Schéma de l'appareillage Lavage séchage et mise en stock

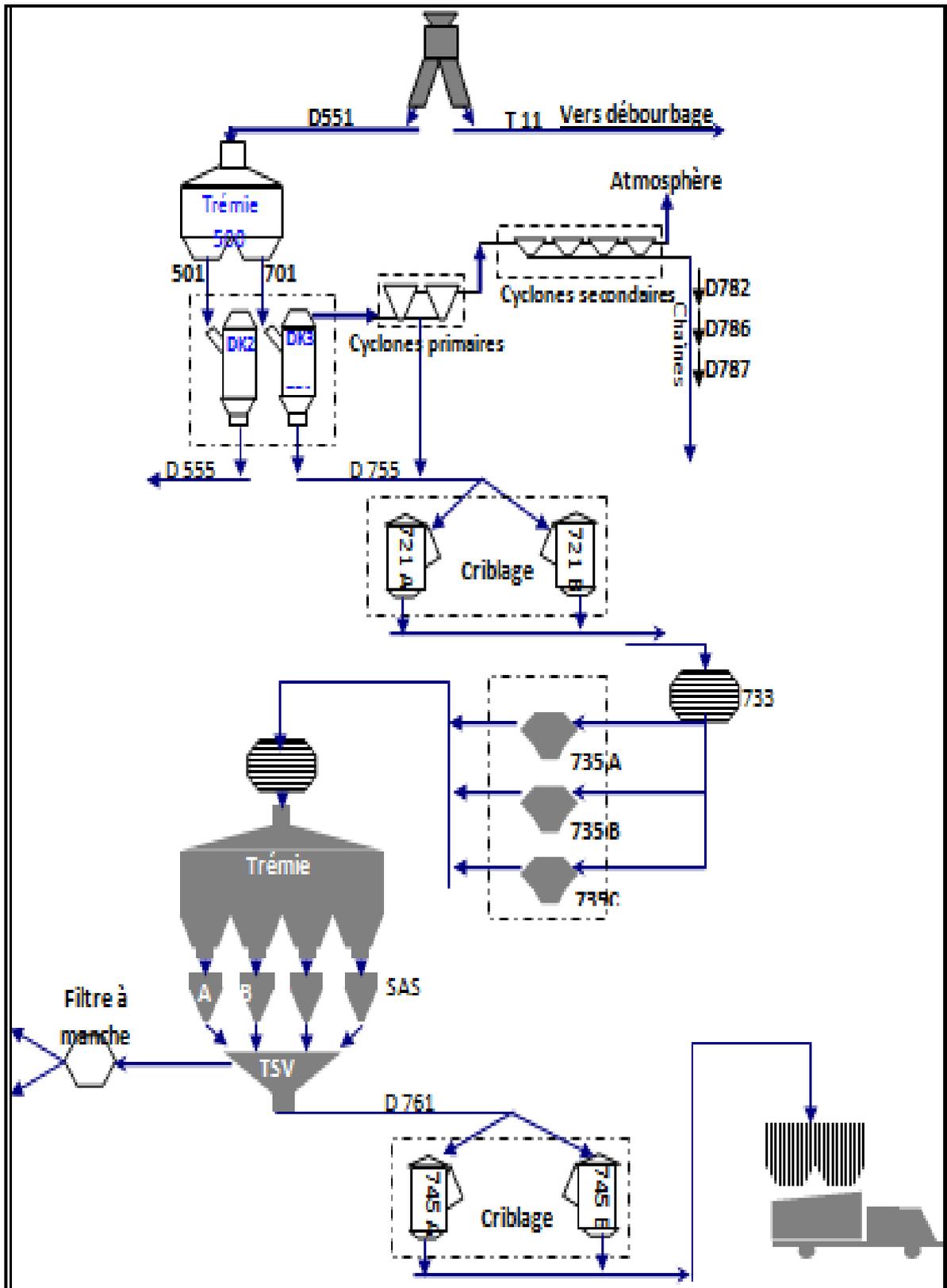


Figure III.34 : Schéma technologique de dépoussiérage [37]

### III.5.6. Conclusion

L'installation industrielle de valorisation de phosphate de la mine de Djebel Onk (Algérie), traite environ 10000 t/j de minerai brut venu de la carrière Kef Essenoun avec une teneur moyenne de 28,23 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, c'est-à-dire l'équivalent de 61,68 % en TPL. Le traitement dans cette usine se fait soit par voie humide soit par voie sèche, ce qui permet d'avoir deux variétés de produits des teneurs respectivement de 63% à 65% TPL et de 66% à 68% TPL. [36]

Avec ces réserves énormes de phosphate estimées plus de 2,2 milliards de tonnes l'Algérie occupe la quinzième place dans le classement mondiale, avec une capacité annuelle de production de 1,6 millions de tonnes. [36]

### Conclusion du chapitre

Dans ce chapitre on a effectué une description générale sur les différents processus technologiques d'exploitation de la zone d'étude au niveau du de gisement de phosphates Kef Essenoun.

L'extraction et la purification du phosphate nécessitent plusieurs processus ou étapes interdépendants, dont nous avons discuté dans ce chapitre comme suit, initialement de mode d'ouverture du gisement à la méthode d'exploitation, puis les travaux de forage et de tir après le chargement et le transport des roches abattus, puis finalement la méthode de traitement.

Dans ces étapes, nous avons traité de la présentation des moyens et des engins utilisés dans les travaux par l'entreprise et des calculs des nombres nécessaires de ces engins pour atteindre ce qu'il veut à avec sûreté la production planifiée.

# Chapitre 04

**Généralités  
bibliographiques  
et méthodes  
d'évaluation des  
réserves**

## Chapitre IV : Généralités bibliographiques et méthodes d'évaluation des réserves

### IV.1. Introduction

La détermination de la quantité de minerai dans le gisement suivant la qualité et le type à partir des données des travaux de prospection s'appelle l'évaluation des réserves, l'évaluation de ces réserves peut être faite à l'aide de plusieurs méthodes différentes suivant la précision du calcul demandée, la quantité et l'exactitude des données de prospection, la forme du gîte, etc.

### IV.2. Généralités sur les ressources et les réserves minières

#### IV.2.1. Historique

- **Avant les années 80** : Terminologie utilisée :

- 1- Réserves certaines ou prouvées
- 2- Réserves Probables
- 3- Réserves possibles

Manque ou absence de contrôle de la qualité, audits, vérifications de données.

- **Pendant les années 80** : plusieurs affaires liées aux estimations ont affecté de manière négative l'industrie minière.
- **En 1980** : The US Bureau of Mines et The US Geological Survey introduit pour la première fois un système de classification qui distingue les ressources des réserves.
- **En 1989** : L'institut Australien des mines et de la métallurgie édite le code Australien (Jorc : Joint Ore reserves committee) Similaire au Code US avec d'importantes modifications.
- **En 1996** : Le Canadian Institute of Mining and Metallurgy publie son rapport (code) sur la classification des réserves et des ressources, les catégories, les définitions et les lignes directrices d'estimation.
- **En 1997** : Au congrès de l'industrie minière à Denver ; adoption des principales définitions des ressources et réserves (USA, Canada, Afrique du Sud, Australie, Grande Bretagne).

- **En 1999** : Prise d'effet du JORC tenant compte des modifications apportées au congrès de Denver.
- **En 2000** : Application au Canada des Standards CMMI et de la NI 43-101. (CMMI : sigle de capability maturity model integration, un ensemble structuré de bonnes pratiques, destiné à appréhender, évaluer et améliorer les activités des entreprises d'ingénierie.) , (NI 43-101 : Normes de divulgation pour les projets miniers). [10]

#### IV.2.2. Définitions

- ✓ **Ressource** : Les ressources minérales sont des concentrations ou des indices minéralisés, dont la forme, le tonnage, et les teneurs en métaux, sont telles qu'elles présentent des perspectives raisonnables d'exploitation rentable. Les ressources sont subdivisées en 3 catégories : les ressources mesurées, les ressources indiquées et les ressources inférées. [10]
- ✓ **Réserve** : Les réserves minérales sont des concentrations de minerai reconnues de manière suffisante, et dont la forme, le tonnage, et les teneurs en métaux, sont telles que leur exploitation présente un intérêt économique. Les réserves minérales sont subdivisées en 2 catégories : les réserves prouvées, et les réserves probables. [10]
- ✓ **Les ressources minérales** : Sont des concentrations ou indices minéralisés d'une substance naturelle solide organique ou inorganique présente au sein ou sur de la croûte terrestre, dont la forme, la quantité et la teneur ou qualité sont telles qu'elles présentent des perspectives raisonnables d'extraction rentable.[10]
- ✓ **Les réserves minières** : Sont une portion des ressources minières qui peuvent être exploitées légalement et à profit. Les recettes dégagées doivent couvrir la totalité des coûts opératoires y compris les amortissements des investissements à venir en équipements et en infrastructures liés à leur exploitation. [10]
- ✓ **Ressources délimitées** : Les gisements délimités sont connus de façon quantitative principalement dans l'axe géologique. Les ressources délimitées sont subdivisées en deux catégories : les ressources indiquées et les ressources mesurées. [10]
- ✓ **Ressource mesurée** : Une ressource mesurée est la portion d'un gisement dont la masse (tonnage), la forme, les limites et les teneurs sont connues se basant sur les données géologiques, et les données analytiques des échantillonnages et des sondages à maille régulière et serrée suffisante pour vérifier et mesurer la continuité

en 3D. L'estimation globale est à marge d'erreur faible. La marge d'erreur est également faible quant à l'estimation des teneurs des blocs de petite taille. [10]

- ✓ **Ressource indiquée** : Une réserve indiquée est la portion d'un gisement dont la masse (tonnage), la forme, les limites et les teneurs sont connues par des échantillonnages et des sondages à maille large plus ou moins régulière. En pratique, la continuité n'est mesurée que le long de l'axe des sondages. L'estimation globale est affectée par une marge d'erreur relativement importante. L'estimation de petits blocs est généralement affectée d'une marge d'erreur excessive qui la rend inutilisable à toute fin pratique. [10]
- ✓ **Ressource inférée** : Une ressource inférée s'appuie sur la continuité géologique apparente en trois dimensions de concentrations minérales d'intérêt, les échantillons étant trop peu nombreux et trop espacés pour pouvoir délimiter une zone minéralisée, dont la continuité en trois dimensions n'est alors qu'assumée. Dans ces circonstances, l'estimation doit être faite à partir de projections raisonnables, à partir du peu d'information disponible. [10]
- ✓ **Réserve prouvée** : Une réserve prouvée est la portion d'une ressource mesurée dont la masse (tonnage), la forme, les limites et les teneurs sont connues et qui peut être extraite légalement et à profit selon une étude complète et exhaustive de la faisabilité d'un nouveau projet. [10]
- ✓ **Réserve probable** : Une réserve probable est la portion d'une ressource indiquée qui pourrait être extraite conformément au plan de production. Du fait que l'estimation globale est affectée par une marge d'erreur importante, cette catégorie peut servir de support pour une étude de « faisabilité » préliminaire et conceptuelle. Dans la plupart des cas, cette catégorie n'est pas incluse dans les études de faisabilité de la production. [10]
- ✓ **Sondage** : Ouvrage fait par une sondeuse en vue de récupérer les roches permettant la reconnaissance d'une minéralisation donnée (cible) afin de l'échantillonner et en évaluer le contenu métal. [10]

### IV.2.3. Phases et étapes du développement minéral

<b>Ressources délimitées</b>	<b>I- Exploration :</b> <ol style="list-style-type: none"> <li>1- Reconnaissance régionale</li> <li>2- Prospection des anomalies</li> <li>3- Vérification des indices de surface et sub-surface</li> <li>4- Découverte et confirmation du gisement</li> </ol>
<b>Réserves minières</b>	<b>II- Développement du gisement :</b> <ol style="list-style-type: none"> <li>1- Définition du gisement</li> <li>2- Ingénierie du projet,</li> <li>3- Études économiques,</li> <li>4- Étude de faisabilité et décision</li> </ol>
<b>Réserves minières</b>	<b>III- Exploitation du gisement :</b> <ol style="list-style-type: none"> <li>1- Développement de la mine (infrastructures + préparation)</li> <li>2- Production</li> </ol>

**Tableau IV.1 :** Représentant la disposition des étapes du développement minéral [10]

### IV.2.4. Exigences des estimations

Pour une plus grande fiabilité des estimations des ressources et des réserves, le processus doit répondre aux exigences suivantes : [10]

#### 1- Respect du niveau d'exactitude des données de base et des estimés par :

- a- Utilisation des données les plus pertinentes (mesures, les observations, chiffres etc...)
- b- Expression claire des niveaux de confiance et des marges d'erreurs des estimations en relation avec les mailles d'échantillonnage

#### 2- Amélioration continue de la fiabilité des données en utilisant :

- a- Des normes et procédures plus rigoureuses lors de l'acquisition, du contrôle et de la vérification des données (échantillonnages, réconciliations).
- b- Des méthodes adéquates pour les interprétations et les modélisations

**3- Estimation plus rigoureuse de la continuité des minéralisations dans les trois dimensions par :**

- a- Échantillonnages mieux adaptés aux paramètres géologiques et minéralogiques du gisement
- b- Études géostatistiques.

**4- Intégration plus poussée lors du transfert vers les réserves, lors de la production ou lors de la planification de :**

- a- Contraintes liées aux méthodes d'exploitations :
  - ❖ Comportement du massif rocheux
  - ❖ Volume des infrastructures,
  - ❖ Flexibilité
  - ❖ Moyens humains et matériels
  - ❖ Sélectivité, dilution additionnelle,
  - ❖ Salissage
  - ❖ Récupération du gisement + pertes lors de l'exploitation
  - ❖ Coûts opératoires (rapportés au minéral ou métal cible)
- b- Contraintes minéralurgiques et métallurgiques :
  - ❖ Processus, les rendements, les coûts opératoires,
- c- Contraintes commerciales.
- d- Les sensibilités de la rentabilité vis à vis de :
  - ❖ Cours, coûts opératoires, la parité, la catégorie des réserves, les frais de traitement etc...

## IV.2.5. Liste de contrôle d'estimation des ressources géologiques

<b>Intégrité de la base de données</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Ensemble des mesures prises pour que les données de bases ne soient pas modifiées entre la phase de la collecte jusqu'à leur utilisation dans l'estimation.</li> <li>• Procédures de contrôle et de validation des données.</li> </ul>
<b>Interprétations géologiques</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Nature des données utilisées ainsi que les hypothèses de travail.</li> <li>• Contexte géologique détaillé.</li> <li>• Effets des hypothèses multiples sur les estimations.</li> <li>• Facteurs pouvant affecter la continuité (quantité et qualité/teneur)</li> </ul>
<b>Techniques d'estimation et de modélisation</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Techniques d'estimation et hypothèses de travail.</li> <li>• Traitement des valeurs extrêmes (teneur et puissance).</li> <li>• Paramètres d'interpolation (conforme au type de gisement).</li> <li>• Blocs Modèles : Taille des blocs et leur relation avec l'espacement moyen des échantillons ainsi que l'ellipsoïde de recherche.</li> <li>• Processus de validation.</li> <li>• Le logiciel utilisé pour les modélisations numériques.</li> </ul>
<b>Coupures : Teneurs, puissances, Ecrêtage</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Les bases et les justifications des coupures utilisées pour les teneurs et les puissances (études statistiques et géostatistiques).</li> <li>• Les teneurs d'écrtage à expliquer et justifier.</li> <li>• Les effets des différentes coupures sur l'estimation.</li> </ul>
<b>Méthodes d'exploitation et Facteurs de mines</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Description des méthodes susceptibles d'être utilisées en comparant les avantages et les inconvénients.</li> <li>• Ouvertures minières minimales tenant compte des caractéristiques géologiques et de la dimension des équipements.</li> <li>• Dilution planifiée et la dilution additionnelle quand si possible</li> <li>• La récupération du gisement</li> </ul>
<b>Procédés de traitement</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Description des procédés de traitement tenant compte des caractéristiques du gisement</li> <li>• Rendements prévisionnels tenant compte des réalisations pour les mines en activité ou des essais de pilotage pour les nouveaux projets.</li> </ul>
<b>Les facteurs de tonnage (les densités in situ)</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Méthodes utilisées dans la détermination des densités des différents types de minerai et du stérile.</li> <li>• Fréquence des mesures.</li> <li>• La nature, la taille et la représentativité des échantillons.</li> </ul>
<b>Classification</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Charte de classification des ressources. Critères bien clairs des différentes catégories de ressources.</li> </ul>

<b>Révisions ou audits</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Les résultats de tout audit ou révision des estimations des ressources.</li> </ul>
<b>Ressources minières à convertir en réserves minières</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Description des ressources minières estimées comme base de la conversion, bien clarifier si les réserves sont incluses dans les ressources minières ou sont à part.</li> </ul>
<b>Facteurs mines et les méthodes d'exploitation</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Les méthodes choisies pour la conversion.</li> <li>• Le choix de la nature et de l'adéquation de la méthode (s).</li> <li>• Le design minier y compris toutes les infrastructures d'accès et les travaux préparatoires.</li> <li>• La préparation géologique pré-abattage.</li> <li>• Les ouvertures minimales utilisées.</li> <li>• Les données relatives au contrôle des terrains (paramètres géotechniques).</li> <li>• Les facteurs de dilution (dilution planifiée, additionnelle, salissage).</li> <li>• Taux de récupération des ressources minières (piliers, stots etc...)</li> <li>• Les taux de perte (récupération après abattage).</li> <li>• Résultats d'échantillonnage en vrac ou de pilotage de méthode.</li> </ul>
<b>Les facteurs Traitement</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Procédés de traitement adopté.</li> <li>• Rendement du traitement en fonction des teneurs et de la minéralogie.</li> <li>• Les éléments pénalisants.</li> </ul>
<b>Coûts et revenus</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Coûts d'exploitations y compris les coûts opératoires et les investissements.</li> <li>• Les frais liés à la commercialisation, au traitement et au transport, les pénalités etc...</li> <li>• Les royalties, les rémunérations de gestion, les taxes.</li> <li>• Les cours, la parité.</li> <li>• Le taux d'actualisation.</li> </ul>
<b>Commercial</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Etude du marché : les tendances des cours, la demande, la concurrence.</li> <li>• Identification des consommateurs.</li> </ul>
<b>Facteurs de risques</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Les risques naturels, infrastructure, légaux, risques liés au marché</li> <li>• Les statuts et titres miniers.</li> </ul>
<b>Classification</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Les bases de classification des réserves minières avec les marges d'erreurs sur les différentes catégories.</li> <li>• Les proportions relatives des réserves prouvées et des réserves probables (en tonnage tout venant et en métal).</li> </ul>
<b>Audits ou révisions</b>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Les résultats des audits.</li> </ul>

**Tableau IV.2** : Liste de contrôle d'estimation des ressources géologiques [10]

## IV.2.6. Méthode de classification des ressources et des réserves

	Ressources géologiques et minières		Reserves minières	Marge d'erreur
<b>Délimitation fine</b>	<b>Mesurées I :</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Délimitation par deux traçages amont et aval et des sondages à maille régulière serrée (+ /- 16 × 16)</li> </ul>	<b>Étude technico – économique</b>  	<b>Prouvées I :</b> Mêmes informations que la ressource Mesurée I. Requisite pour la planification finale de chantiers .	<b>10 %</b>
	<b>Mesurées II :</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Délimitation par deux traçages avec des sondages à maille plus ou moins régulière et large (15 × 25).</li> <li>• Délimitation par un traçage et des sondages à maille régulière et large.</li> </ul>		<b>Prouvées II :</b> Mêmes informations que la ressource Mesurée II. Prouvées I et II sont requises pour le plan d'exploitation d'une zone.	<b>20 %</b>
<b>Délimitation large</b>	<b>Indiquées I :</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Délimitation par deux traçages amont et aval et quelques sondages à maille irrégulière avec une projection de 15 m en extension latérale par rapport au dernier impact</li> <li>• Délimitation par des sondages à maille régulière et large avec une projection de 15 m en extension latérale et 25 m en verticale par rapport au dernier impact.</li> </ul>		<b>Probables I :</b> Mêmes informations que la ressource Indiquée I. Ne permet qu'une étude de pré - faisabilité.	<b>30 %</b>
	<b>Indiquées II :</b> <ul style="list-style-type: none"> <li>• Délimitation par un traçage amont et quelques sondages à maille irrégulière large avec une projection de 15 m en extension latérale et 25 m en verticale par rapport au dernier impact.</li> <li>• Délimitation par des sondages à maille irrégulière et large avec une projection de 15 m en extension latérale et 25 m en verticale par rapport au dernier impact.</li> </ul>		<b>Probables II :</b> Mêmes informations que la ressource Indiquée II. Ne permet qu'une étude prospective.	<b>40 %</b>

Tableau IV.3 : Classification des ressources et des réserves [10]

## IV.2.7. Transfert des ressources en réserves

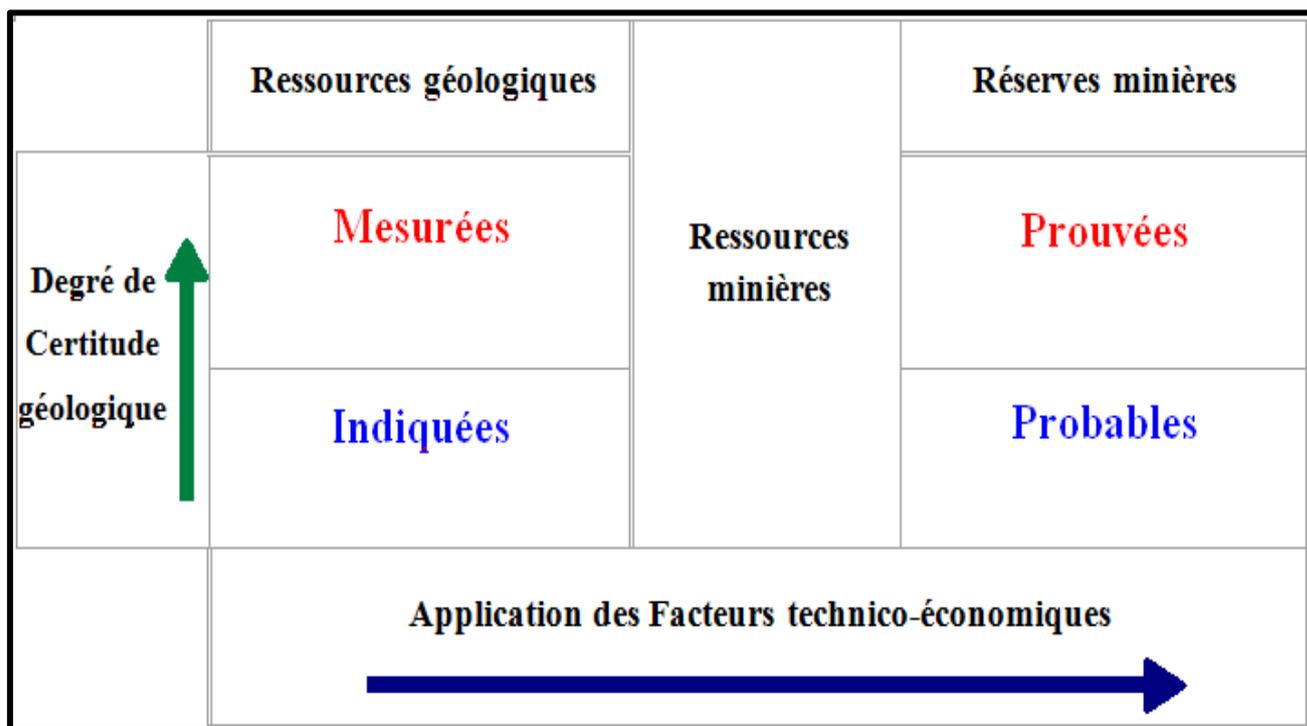


Figure IV.1 : Transfert des ressources en réserve [10]

## IV.3. Les méthodes d'évaluation des réserves

Il existe deux familles principales de méthodes :

## IV.3.1. Méthodes conventionnelles de calcul des ressources

On entend par méthodes conventionnelles, toutes les méthodes autres que la géostatistique. L'objectif est de fournir une estimation de la teneur pour tout élément de volume ou de surface à partir d'un échantillonnage limité. On applique ensuite les teneurs de coupure désirées à ces estimations. Toutes les méthodes conventionnelles (et même les méthodes géostatistiques) sont basées sur un calcul de moyenne pondérée qui attribue des poids aux observations en fonction de la position spatiale des observations par rapport à l'élément de volume ou de surface que l'on veut estimer. Dans les méthodes géostatistiques et pour la méthode d'inverse de la distance, l'élément de volume (ou de surface) est défini a priori et est habituellement relié à la méthode d'exploitation minière. Pour les autres méthodes, l'élément de volume est habituellement défini en fonction de la position spatiale des observations et la taille et la forme de celui-ci peuvent varier d'un endroit à l'autre. Bref, ces méthodes assignent une « zone d'influence » à chaque observation. La façon dont ces zones d'influence sont construites définit le volume (ou la surface) estimée. [1]

### ✓ Préalable

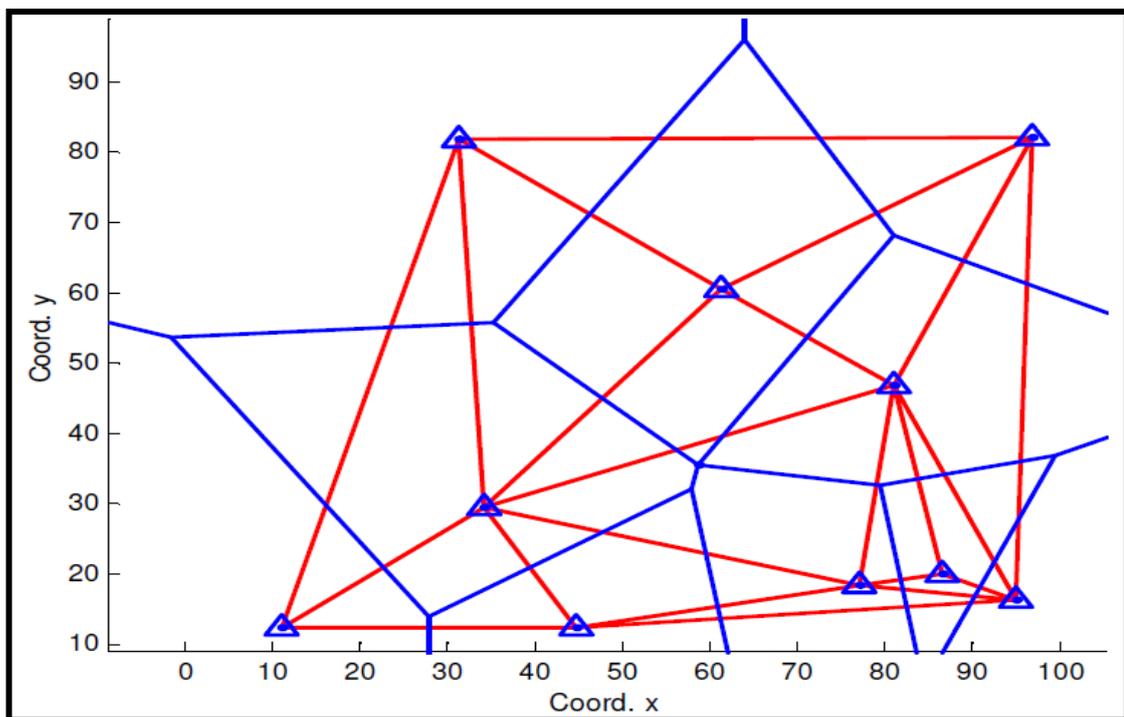
La variable d'intérêt (teneur ou autre) est connue habituellement en des points (ou des petits supports). On dénote ces valeurs connues aux points  $x_i$ ,  $i=1\dots n$ , par  $Z(x_i)$  ou plus succinctement  $Z_i$ ,  $n$  est le nombre total de données. On fait l'estimation en un point donné  $x_0$ . L'estimation est notée  $Z^*(x_0)$  ou  $Z_0^*$ . Toutes les méthodes d'estimation courantes peuvent s'écrire comme une combinaison linéaire des valeurs observées, i.e.

$Z_0^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z_i$  Avec la contrainte :  $\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1$ , cette dernière assurant que l'estimation est sans biais sous hypothèse de stationnarité (ou d'homogénéité statistique). Les poids  $\lambda_i$  sont propres à chaque méthode et reflètent la similitude anticipée de l'observation en  $x_i$  avec la valeur non-observée en  $x_0$ . [1]

#### IV.3.1.1. Méthode des polygones (plus proche voisin)

Dans un plan, on trace autour de chaque point échantillon un polygone renfermant tous les points du plan pour lesquels l'échantillon considéré est l'échantillon le plus près. La méthode la plus utilisée consiste à tracer des triangles les plus équilatéraux possibles (triangulation de Delaunay). Une fois les triangles tracés, on abaisse des perpendiculaires aux points milieux des segments des triangles. Les intersections entre trois perpendiculaires définissent un sommet du polygone. [1]

Exemple de triangulation de Delaunay et polygones de Voronoï :



**Figure IV.2 :** Exemple de polygones d'influence [1]

Volume associé à un polygone : Surface du polygone x épaisseur de la veine mesurée au point échantillon situé dans chaque polygone.

La géostatistique permet de démontrer que cette méthode est inadéquate pour estimer les ressources car elle néglige un facteur extrêmement important: l'effet support. En effet, la distribution des valeurs estimées sera identique à celle des valeurs (ponctuelles) observées. Cette méthode peut donner tout de même de bons résultats pour des patrons d'échantillonnage denses ou la minéralisation est continue et varie graduellement pourvu que l'on tienne compte du support de sélection dans le calcul des ressources. [1]

- ✓ **Remarque :** Dans cette méthode, pour l'estimation d'un point  $x_0$  situé dans un polygone « i », on choisit implicitement les poids  $\lambda_i = 1$  et  $\lambda_j = 0, \forall j \neq i$

#### IV.3.1.2. Méthode des triangles

Méthode usuelle (simple) : Relier les échantillons 3 par 3. La teneur estimée pour le triangle est la teneur moyenne des trois sommets.

- ✓ **Façons de tracer les triangles :**

Il existe plusieurs façons de construire les triangles. En général, il est préférable de tracer des triangles équilatéraux. Dans certains cas, on peut tracer les triangles parallèlement à la continuité de la minéralisation. La triangulation de Delaunay est unique et fournit les triangles les plus équilatéraux possibles. Une triangulation de Delaunay est obtenue lorsque le cercle passant par les sommets d'un triangle n'inclut aucun point échantillon à l'intérieur, et ce, pour chaque triangle. Des algorithmes très efficaces existent pour réaliser cette triangulation. Pour plusieurs milliers de points, cette triangulation s'effectue en quelques secondes à peine sur ordinateur. [1]

- ✓ **Façons de calculer la teneur et le volume des prismes triangulaires :**

Il existe 3 méthodes selon les hypothèses que l'on est prêt à adopter : [1]

##### IV.3.1.2.1. Moyenne pondérée : $\sum t_i w_i / \sum w_i$

Avec :  $t_i$  : Teneur,

$w_i$  : Pondération : épaisseur au sommet du triangle ou produit épaisseur x densités si la densité varie.

Dans cette méthode, on suppose que l'épaisseur (w) et le produit épaisseur x teneur (accumulation  $a = tw$ ) varient tous deux linéairement entre chaque sommet des triangles.

Lorsque l'épaisseur varie linéairement, alors le volume associé au triangle est l'intégrale de l'épaisseur sur le triangle lequel est aussi égal à l'aire du triangle (A) multiplié par l'épaisseur moyenne soit  $w_i/3 * A$ . De même, si (tw) varie linéairement, le total sur le triangle sera  $\sum \frac{t_i w_i}{3} * A$ .

La teneur moyenne est donc bien  $\{\sum t_i w_i / 3 * A\} / \{\sum w_i / 3 * A\} = \sum t_i w_i / \sum w_i$ .

Un raisonnement semblable s'applique lorsque la densité varie et que le facteur de pondération qui varie linéairement est alors le produit épaisseur x densités.

✓ **Remarque :**

- 1- dans cette méthode, on a donc :  $\lambda_i = w_i / \sum_{j=1}^3 w_j = i = 1 \dots 3$ .
- 2- La teneur estimée par cette formule est la teneur moyenne sur tout le triangle et non la teneur moyenne en un point particulier  $x_0$ .

**IV.3.1.2.2. Méthode des % :  $(\sum t_i + \sum t_i w_i / \sum w_i) / 4$**

Dans cette méthode, on suppose que t et w varient tous deux linéairement entre chaque sommet des triangles. Comme précédemment, le volume vaut  $\sum w_i / 3 * A$ .

L'intégrale sur le triangle du produit (tw) (note : ce produit ne varie pas linéairement à l'intérieur du triangle) est :  $[(\sum t_i) * (\sum w_i) + (\sum t_i w_i)] / 12 * A$

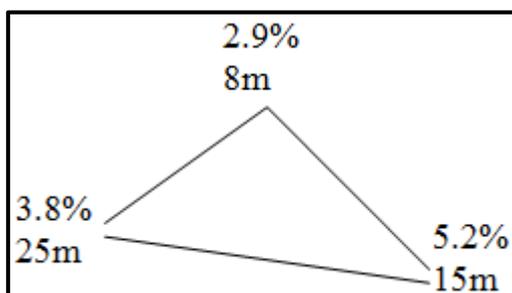
La teneur moyenne est donc :

$$\{[(\sum t_i) * (\sum w_i) + (\sum t_i w_i)] / 12 * A\} / \{\sum w_i / 3 * A\} = (\sum t_i + \sum t_i w_i / \sum w_i) / 4$$

✓ **Remarques :**

- 1- Dans cette méthode, on a donc :  $\lambda_i = 1/4 + w_i / 4 \sum_{j=1}^3 w_j = i = 1 \dots 3$ .
- 2- La teneur estimée par cette formule est la teneur moyenne sur tout le triangle et non la teneur moyenne en un point particulier  $x_0$ .

✓ **Exemple:**



Teneur moyenne :  $(2.9 + 5.2 + 3.8) / 3 = 3.97\%$ .

Epaisseur moyenne :  $(8 + 15 + 25) / 3 = 16\text{ m}$ .

**Figure IV.3 :** Exemple de trois points différents et leurs paramètres [1]

*Moyenne pondérée :*

$$\frac{3.8\% * 25m + 2.9\% * 8m + 5.2\% * 15m}{25m + 8m + 15m} = 4.09\%$$

*Méthode des % :*

$$\frac{3.8\% + 2.9\% + 5.2\% + 4.09\%}{4} = 4.0\%$$

#### IV.3.1.2.3. Pondération selon les angles des triangles

Reedman (1980) incorpore dans le facteur de pondération l'angle associé à chaque sommet. Cette approche semble bien arbitraire.

#### IV.3.1.3. Méthode de l'inverse de la distance

Dans cette méthode l'estimation porte sur un point  $x_0$ . Les poids sont choisis en fonction de  $1/d_i^b$  où  $d_i$  est la distance entre le point  $x_i$  et le point  $x_0$ . [1]

$$t = \frac{\sum_{i=1}^5 \frac{t_i}{d_i^b}}{\sum_{i=1}^5 \frac{1}{d_i^b}}$$

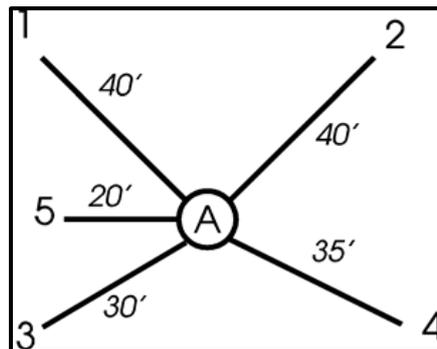


Figure IV.4 : Dispositif d'inverse des distances [1]

Points	Distance	Teneur
1	40	1
2	40	1
3	30	1.5
4	35	1.5
5	20	3

Tableau IV.4 : Données liées à la distance et à sa teneur [1]

Avec  $b = 2$ , on trouve :

$$t = \frac{(1/40^2 + 1/40^2 + 1.5/30^2 + 1.5/35^2 + 3/20^2)}{(1/40^2 + 1/40^2 + 1/30^2 + 1/35^2 + 1/20^2)} = 2.05\%$$

On peut peaufiner l'estimation par : [1]

- 1) Le choix d'une distance maximale : puisque l'influence de certains points est négligeable à une certaine distance, on peut les exclure du calcul, ceci accélère aussi les calculs ;
- 2) L'inclusion d'anisotropie géométrique, i.e. on calcule la distance (en 2D) par la formule anisotrope :

$$d = \sqrt{x^2 + ay^2}$$

Où « a » est un facteur d'anisotropie. Les coordonnées x et y ne sont pas nécessairement les coordonnées originales, on peut, au préalable, effectuer une rotation du système de coordonnées de façon à rendre le nouveau système parallèle à des directions préférentielles de la minéralisation. Le tout se généralise en 3D.

- 3) Adapter le choix de l'exposant.

### IV.3.2. Méthode des sections

#### ✓ Principe

La méthode des sections consiste à tracer une suite de sections (habituellement parallèles) à travers un gisement, à déterminer les zones de minerais dans chaque section et à compiler le volume total en utilisant les distances entre chaque section. Cette méthode est particulièrement indiquée dans le cas de gisements en forme de veines ou de lentilles. Les sections parallèles sont habituellement orthogonales au corps minéralisé. [1]

Pour ce type de gisements, les logiciels modernes de calcul des ressources procèdent habituellement en 3 étapes : [1]

- A- Un **modèle de blocs** du gisement est construit à l'aide d'une méthode d'interpolation de type inverse de la distance ou krigeage (géostatistique).
- B- Un **solide** est construit à partir des teneurs mesurées sur les carottes prélevées, d'une teneur de coupure spécifiée et de l'interprétation géologique.
- C- Le modèle de blocs est **intersecté** avec le solide et la teneur pour l'ensemble du solide est la moyenne des blocs contenu dans l'enveloppe.

#### ✓ Remarque

Anciennement, les teneurs des forages servaient à estimer directement les teneurs des surfaces, lesquelles servaient à estimer directement les teneurs des volumes. Aujourd'hui on

préfère découper le volume en blocs et les estimer par géostatistique ou par inverse de la distance.

La construction des solides s'effectue selon les étapes suivantes [1] :

- a- déterminer les zones minéralisées sur chaque forage pour une teneur de coupure donnée.
- b- à partir des intersections minéralisées des forages définir sur chaque section la surface minéralisée
- c- joindre les surfaces minéralisées entre les sections (par des triangles) pour construire des volumes

#### **a- Zones minéralisées sur chaque forage pour une teneur de coupure donnée**

Pour une section donnée, on représente la trace des forages dans la section. On spécifie habituellement une distance de tolérance, de part et d'autre de la section, pour considérer qu'un forage ou une partie de forage appartient à la section et doit y être représenté. Chaque analyse est représentée le long du forage et on détermine ainsi les portions de forage qui sont au-dessus de la teneur de coupure. [1]

#### **b- Construction des surfaces minéralisées**

- ❖ On superpose la géologie connue (lorsque disponible)
- ❖ Considérant la géologie et l'ensemble des portions de forage au-dessus de la teneur de coupure, on délimite une ou plusieurs surfaces minéralisées sur chaque section. On évite de créer de trop petites surfaces qui ne pourront de toute façon être exploitées.
- ❖ Dans certains cas, on pourra aussi chercher à intégrer des contraintes d'exploitation pour fournir un estimé des ressources récupérables.
- ❖ Dans la construction des surfaces, on évite d'extrapoler à de trop grandes distances par rapport aux forages, surtout lors de la fermeture de la surface là où il n'y a pas de forages stériles pour nous guider. [1]

#### **c- Construction des volumes**

Les logiciels construisent des solides en 3D à partir des polygones fournis sur une série de sections parallèles. Ces polygones sont les limites des surfaces minéralisées obtenues à l'étape précédente. On procède ainsi :

- ❖ Le polygone correspondant à une surface donnée sur une section est discrétisé par une série de points
- ❖ Deux polygones sur des sections voisines sont joints par des triangles de façon à fermer le vide entre les sections. Le solide est donc délimité par un ensemble de facettes triangulaires.
- ❖ Les sections de bout constituent un cas spécial. L'utilisateur doit fournir un point ou une surface de fermeture (ou plusieurs le cas échéant) pour chaque section de bout. [1]

#### d- Intersection avec un modèle de blocs

On détermine si chaque bloc est à l'intérieur ou à l'extérieur du solide formé. On calcule la moyenne des blocs intérieurs au solide. Chaque bloc peut avoir une simple estimation de la teneur si la densité est constante ou, si la densité varie, une estimation de la teneur et de la densité. [1]

#### IV.3.2.1. Méthodes "manuelles"

Lorsque l'on ne dispose pas d'un logiciel permettant d'effectuer la modélisation 3D et l'intersection avec un modèle de blocs tel que décrit précédemment, on peut obtenir des estimés approximatifs de la façon suivante : [1]

- On calcule la teneur moyenne sur chaque section en délimitant la zone minéralisée sur chaque forage puis en joignant les zones minéralisées entre elles.
- On étend la teneur moyenne sur la section au volume entourant la section. Ceci peut être fait de 2 façons différentes, soit :
  - ✓ **Changements brusques** : dans ce cas, le volume est simplement la surface de la section multipliée par la distance (L) entre les sections. Des valeurs différentes peuvent être utilisées pour les sections de bout.
  - ✓ **Changements graduels** : dans ce cas, on utilise deux sections consécutives pour définir le volume et la teneur devant être affectée à ce volume. Un grand nombre de variantes peuvent être utilisées selon la forme décrite sur chaque section et les hypothèses formulées. Ainsi, pour le calcul du volume on peut supposer que :
    - A) La surface varie linéairement d'une section à l'autre.
    - B) La surface sur chaque section est un cercle dont le rayon varie linéairement d'une section à l'autre (méthode du cône tronqué).

C) La surface sur chaque section est un rectangle dont les côtés (a et b) varient linéairement d'une section à l'autre (méthode de l'obélisque).

Pour la teneur, on peut supposer que celle-ci varie linéairement d'une section à l'autre ou qu'elle demeure constante jusqu'à mi-distance entre les sections.

Les hypothèses précédentes fournissent un total de 7 combinaisons possibles. Si la densité varie aussi d'une section à l'autre, il faut aussi décrire comment elle varie, ce qui, théoriquement, augmente encore le nombre de possibilités. En pratique, comme cette méthode d'estimation est assez frustrante, il est inutile d'atteindre ce niveau de finesse et l'on se contentera plutôt d'utiliser une densité moyenne applicable à l'ensemble du volume compris entre les 2 sections (ce qui laisse les formules pour la teneur inchangées). La densité moyenne peut être calculée par les mêmes formules que pour la teneur en remplaçant « t » par « d ». [1]

Les formules pour les 7 cas précédant obtenus en supposant la densité constante sont présentées dans le tableau IV.3 dans la page suivante :

Méthode pour les volumes	Teneur varie	Formule pour le volume	Formules pour teneur moyenne du volume entre deux sections $S_1$ et $S_2$
Surface brusque	B	$V = \frac{(S_1 + S_2)L}{2}$	$\bar{t} = \frac{S_1 t_1 + S_2 t_2}{S_1 + S_2}$
Surface lin.	B	$V = \frac{(S_1 + S_2)L}{2}$	$\bar{t} = \frac{(3S_1 + S_2)t_1 + (3S_2 + S_1)t_2}{4[S_1 + S_2]}$
	L		$\bar{t} = \frac{(2S_1 + S_2)t_1 + (2S_2 + S_1)t_2}{3[S_1 + S_2]}$
Cône tronqué	B	$V = \frac{(S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2})L}{3}$	$\frac{(7S_1 + S_2 + 4(S_1 S_2)^{1/2})t_1 + (7S_2 + S_1 + 4(S_1 S_2)^{1/2})t_2}{8[S_1 + S_2 + (S_1 S_2)^{1/2}]}$
	L		$\frac{(3S_1 + S_2 + 2(S_1 S_2)^{1/2})t_1 + (3S_2 + S_1 + 2(S_1 S_2)^{1/2})t_2}{4[S_1 + S_2 + (S_1 S_2)^{1/2}]}$
Obélisque	B	$V = \frac{(2S_1 + 2S_2 + a_1 b_2 + a_2 b_1)L}{6}$	$\frac{a_1 b_1 (7t_1 + t_2) + (2t_1 + 2t_2)(a_2 b_1 + a_1 b_2) + a_2 b_2 (t_1 + 7t_2)}{8a_1 b_1 + 8a_2 b_2 + 4a_1 b_2 + 4a_2 b_1}$
	L		$\frac{a_1 b_1 (3t_1 + t_2) + (t_1 + t_2)(a_2 b_1 + a_1 b_2) + a_2 b_2 (t_1 + 3t_2)}{4a_1 b_1 + 4a_2 b_2 + 2a_1 b_2 + 2a_2 b_1}$

**Tableau IV.5 :** Les formules pour les 7 cas précédant obtenus en supposant la densité constante [1]

### IV.3.2.2. Méthode géostatistique de krigeage ordinaire

Cette méthode est basée sur la théorie des variables régionalisées et des fonctions aléatoires.

Elle consiste à procéder à l'étude de la variabilité spatiale variographie et l'utilisation des résultats de cette variographie pour minimiser les erreurs d'estimation. [2]

#### IV.3.2.2.1. Variographie

En géostatistique, toute estimation par krigeage passe par la quantification de l'autocorrélation des variables régionalisées c'est -à- dire, par la fonction covariance ou celle du variogramme. L'expression mathématique du variogramme directionnel est : [2]

$$\gamma(\mathbf{x}, \mathbf{h}) = \frac{1}{2} \text{var} [Z(\mathbf{x}) - Z(\mathbf{x} + \mathbf{h})^2]$$

Où :  $Z(\mathbf{x})$  : est la valeur au point  $\mathbf{x}$ .

$Z(\mathbf{x} + \mathbf{h})$  : est la valeur au point  $\mathbf{x} + \mathbf{h}$ .

Considérons que la variable régionalisée est stationnaire, on peut alors admettre que le variogramme  $(\mathbf{x}, \mathbf{h})$  ne dépend que du vecteur  $\mathbf{h}$  (module et direction). Cette hypothèse rejoint en partie l'hypothèse de stationnarité et est appelée Hypothèse intrinsèque.

En pratique, on ne dispose que d'une seule réalisation  $[Z(\mathbf{x} + \mathbf{h}) - Z(\mathbf{x})]$  mais ces hypothèses permettent d'avoir plusieurs couples et l'on peut calculer le variogramme expérimental.

$$\gamma(\mathbf{h}) = \frac{1}{2 N(\mathbf{h})} \sum_{i=1}^{N(\mathbf{h})} [Z(\mathbf{x}_i) - Z(\mathbf{x}_i + \mathbf{h})]^2$$

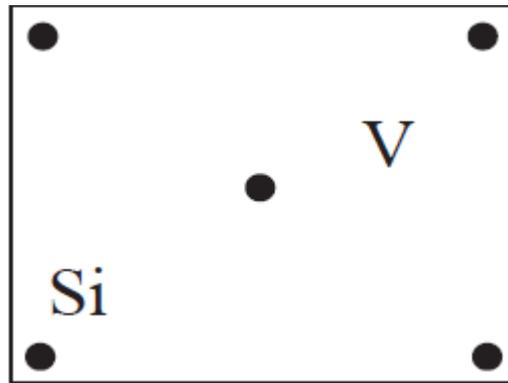
Où :  $N(\mathbf{h})$  : étant le nombre de couples expérimentaux  $[Z(\mathbf{x}) - Z(\mathbf{x} + \mathbf{h})]$ .

Selon l'existence ou non d'un palier et le comportement à l'origine, les variogrammes expérimentaux sont ajustés à l'aide de modèles théoriques (Chauvet, 1999), parmi lesquels les schémas à palier, schémas sans palier et schémas à effet de trou. [2]

#### IV.3.2.2.2. Krigeage ordinaire

Le krigeage consiste à trouver le meilleur estimateur linéaire possible d'une variable régionalisée (V.R) d'un volume  $V$  à partir de l'information expérimentale implantée à

l'intérieur ou à l'extérieur de  $V$  et d'une information structurale représentée par le variogramme [2].



**Figure IV.5** : Dispositif de krigeage [2]

Le système de krigeage est défini comme :

$$\sum_{j=1}^n \lambda_j \bar{\gamma}(v_i v_j) + \mu = \bar{\gamma}(v_i, V) \quad i = 1 \text{ to } n$$

$$\sum_{j=1}^n \lambda_j = 1$$

Où :

$\mu$  : Paramètre de Lagrange, pondérateur de krigeage, la variance de krigeage ordinaire est donnée par :

$$\sigma_k^2 = \sum_{i=1}^n \lambda_i \bar{\gamma}(v_i, V) + \mu - \bar{\gamma}(V, V)$$

### Propriétés et remarques à propos du krigeage

- 1) C'est un système à  $N+1$  équations à  $N+1$  inconnues : Les  $N$  pondérateurs et  $\mu$  paramètre de Lagrange.
- 2) Le krigeage est un estimateur linéaire sans biais, C'est un interpolateur exact.
- 3) Le système et la variance de krigeage rendent compte des 4 faits suivants :
  - a- de la géométrie du domaine à estimer terme de  $\gamma(V, V)$ ;
  - b- de la géométrie entre estimant et estimateur terme de  $\gamma(V, v_i)$ .
  - c- de la géométrie interne de l'information- terme de  $\gamma(v_i, v_i)$
  - d- de la structure sous-jacente - terme de  $\gamma(h)$ . [2]

### IV.3.2.3. Méthode d'évaluation des réserves par l'logiciel "SURPAC"

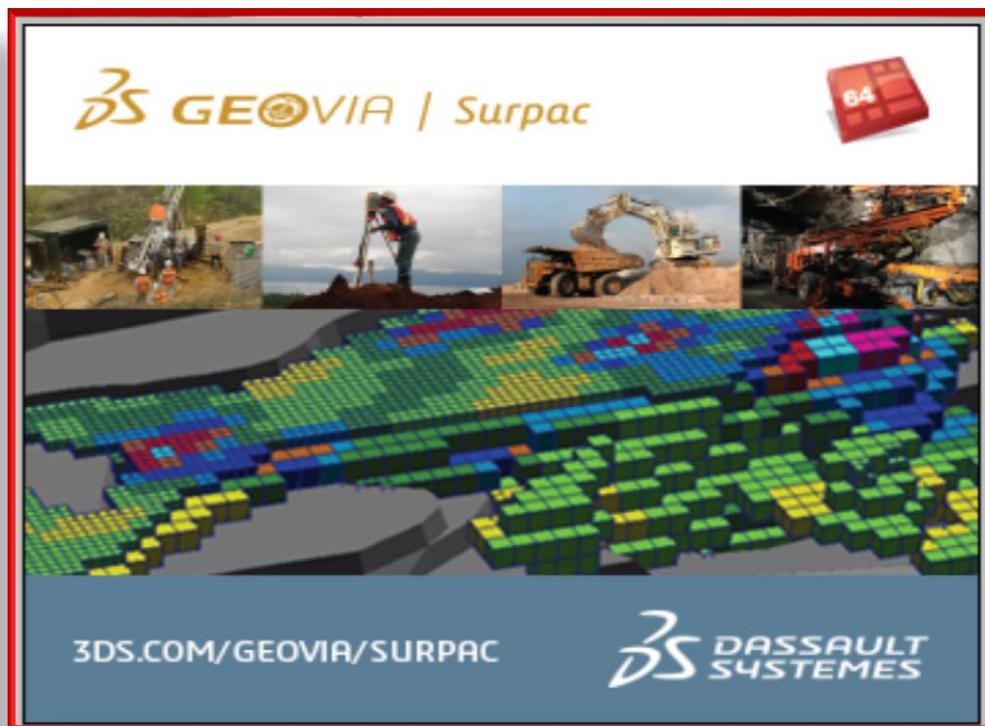


Figure IV.6 : L'interface principale du logiciel surpac

#### IV.3.2.3.1. Historique du logiciel

- 1970 : Minex lancé par ECSI
- 1982 : lancement de Surpac
- 1985 : fondement de l'entreprise Gemcom Software, comme spin-off de SRK Consulting
- 1997 : Gemcom IPO à la bourse de Toronto
- 2002 : Rachat de Whittle Programming par Gemcom
- 2002 : ECSI racheté par Surpac ; création de Surpac Minex Group
- 2006 : Gemcom achète Surpac Minex Group
- 2012 : Dassault Systèmes rachète Gemcom, la marque GEOVIA est créée, avec pour cible la modélisation des ressources naturelles. [38]

La société Surpac a été fondée par "**Geoff Bebb**" en 1982 lorsqu'elle a commencé à développer Surpac. Le produit était axé sur la prospection minière, ce qui a permis de renforcer très tôt l'édition des données et le calcul des volumes. Les géomètres de mines jouent un rôle technique important en Australie et la gamme croissante d'outils techniques, et

les premières macros .cmd ont permis aux utilisateurs d'automatiser les activités de production quotidiennes, y compris la production et le traçage de sections et le contrôle de la teneur. L'édition directe des données à l'écran et la souplesse de manipulation des fichiers ont rendu le système intuitif à utiliser, ce qui l'a aidé à gagner en popularité en tant qu'outil de production. [5]

#### IV.3.2.3.2. Définitions

- ✓ **Dassault Systèmes GEOVIA** : est la marque d'une gamme d'applications logicielles de modélisation géologique et minière développées par la société "**Dassault Systèmes**". Anciennement connu sous le Gemcom, la société a été fondée en 1985 en tant que filiale séparée de l'entreprise SRK Consulting, dont le siège est à Vancouver, en Colombie-Britannique, Canada. [38]
- ✓ **Surpac Minex** : est le produit vedette de Gemcom Software International. [3]
- ✓ **Gemcom-Surpac** : La société "Gemcom-Surpac" est spécialisée dans les logiciels pour l'industrie minière et est basée au Canada. C'est l'une des entreprises les plus innovantes dans ce domaine, comme en témoigne la série de prix qu'elle a reçus par le passé. [4]
- ✓ **Surpac** : C'est un programme en trois dimensions de conception minière et géologique utilisé dans l'industrie minière pour la conception des mines (mines à ciel ouvert et mines souterraines), l'exploration et les simulations d'exploitations. [3]

Surpac offre une vaste gamme de services à l'industrie minière. Détentrice d'une bonne expérience dans le domaine de l'industrie minière assistée de programmes informatisés, la firme Surpac est experte dans l'estimation de ressources de minerai et la modélisation de gisement.

Le logiciel Surpac est consulté par les différentes disciplines de la géologie, de la statistique et du génie minier. Reconnu partout dans le monde, il fournit des informations de qualité lors du développement des ressources et des services de production dans un délai raisonnable. Ses experts combinent leurs vastes expériences pratiques afin de fournir l'assistance nécessaire dans les domaines suivants :

- Modélisation de gisement et estimation de ressources
- Optimisation de mines à ciel ouvert et planification de la production
- Solutions logicielles et consultation

- Rapports techniques
- Vérification diligente et audit des ressources et des réserves.

GEOVIA Surpac™ est un logiciel de planification géologique et minière largement utilisé dans le monde entier. Il prend en charge les opérations à ciel ouvert et souterraines ainsi que les projets d'exploration dans plus de 120 pays. Surpac permet aux praticiens de l'exploitation minière de quantifier et d'évaluer les gisements de minéraux et de planifier l'extraction efficace des réserves

Surpac répond à toutes les exigences des géologues, géomètres et ingénieurs des mines en matière de ressources. Il s'avère suffisamment flexible pour s'adapter à n'importe quel gisement de minerai, matière première ou méthode d'exploitation. Ses fonctionnalités multilingues permettent aux sociétés internationales d'utiliser une solution commune dans toutes leurs opérations. [4]

#### **IV.3.2.3.3. Macros et scripts**

Dès le début, "**Geoff Bebb**" et son équipe ont réalisé les avantages potentiels d'un langage de commande utilisateur capable de piloter chaque fonction du produit, et donc de la mise en œuvre des macros .cmd et des alias de clavier. La possibilité d'enregistrer et de lire des séquences de fonctions était importante. Les macros ont été très appréciées des utilisateurs qui ont constaté qu'elles pouvaient automatiser de nombreuses activités régulières, notamment en rendant les activités de production plus répétables et plus efficaces. La popularité et l'importance des outils de script ont conduit à la mise en œuvre des outils de script .TCL au milieu des années 90, avec des extensions de commandes qui couvraient toutes les fonctions du système. De nouvelles fonctions personnalisées ont permis de créer et de manipuler des données de points et de triangles directement dans le système, ainsi que des fonctions de dessin qui ont permis de présenter et de modifier les données à l'écran.

Le .TCL de Surpac (et les extensions .SCL de Surpac) constituent un langage de script structuré qui permet aux utilisateurs de créer des procédures et des fonctions sophistiquées qui sont plus évolutives et plus faciles à maintenir que les précédentes macros .cmd. La gamme d'applications tierces développées depuis cette époque témoigne de la qualité et de la flexibilité des outils de script et des avantages que le secteur a tirés de ces innovations. [5]

#### IV.3.2.3.4. Marchés commerciales

Surpac a été développée à l'origine à Perth, en Australie occidentale, par le fondateur Geoff Bebb à partir de 1978. Au début des années 1990, elle avait des activités de vente et d'assistance en Afrique du Sud, aux États-Unis et au Canada, avec des partenaires en Amérique du Sud et en Inde. À la fin des années 90, des traductions en chinois et en russe ont été publiées et des opérations de vente et d'assistance ont été mises en place.

Le lancement des configurations de produits pour l'exploration (Xplorpac) et l'exploitation des carrières (Quarry) a permis d'étendre le produit aux industries connexes à la fin des années 1990, ce qui a permis d'élargir encore le nombre d'utilisateurs et la base d'installation.

Surpac a toujours eu une part de marché importante ou forte dans la plupart des régions du monde pour les projets d'exploitation minière sans filières ou en couches (essentiellement des métaux), à l'exception de l'Amérique du Nord et du Sud où Gemcom (maintenant Gems) et MineSight ont établi un leadership précoce en tant que fournisseurs locaux (Gems - Canada, MineSight - États-Unis). Plus récemment, Surpac a gagné des parts de marché sur le continent américain grâce aux avantages de ses outils de script, de ses traductions espagnol/français et de sa capacité à lire et écrire les formats de fichiers natifs des systèmes complémentaires de CAO et de SIG. [5]

#### IV.3.2.3.5. Avantages de l'logiciel

- ✓ Convivial et facile à apprendre.
- ✓ Des installations de programmation pour automatiser les processus.
- ✓ "Version allégée" disponible pour les petites entreprises : "Carrière.
- ✓ Outils complets : gestion des données de forage, modélisation géologique, modélisation des blocs, statistiques géologiques, conception de mines, planification de mines, estimation des ressources, etc.
- ✓ Modulaire et facilement personnalisable pour s'adapter à l'évolution des besoins.
- ✓ Optimisation du partage des données, des compétences et des documents de projet entre les équipes et les services.
- ✓ Gains de temps dans le respect des processus de l'entreprise.
- ✓ Cohérence d'exécution grâce à l'automatisation des tâches.
- ✓ Duplication réduite des données avec la prise en charge de formats de fichiers issus de systèmes courants de GIS et de CAO.

- ✓ Ordonnancement intégré de la production avec GEOVIA MineSched™.
- ✓ Prise en charge multilingue : anglais, chinois, russe, espagnol et français.
- ✓ Une caractéristique clé de Surpac est la disponibilité de la gamme de produits complémentaires, également de Dassault/Geovia, y compris Whittle Pit Optimisation, MineSched Scheduler, Minex Coal et la modélisation de stratifiés/vapeur et Gems. [4]

#### **IV.3.2.3.6. Modélisation du gisement et estimation des ressources**

La modélisation et l'estimation des réserves à l'aide de Surpac passent par la construction d'un modèle géologique et de ressources à partir de données de diverses provenances. Selon la nature des informations papier ou informatiques, les principales étapes d'une modélisation assistée par ordinateur sont :

- ✓ Création, standardisation et validation de la base de données
- ✓ Modélisation d'un modèle géologique par sections
- ✓ Analyse géostatistique
- ✓ Estimation d'un modèle de blocs [3]

##### **IV.3.2.3.6.1. Modélisation par blocs**

L'introduction d'un nouveau module de modélisation par blocs au milieu des années 90, et la première mise sur le marché de Windows 95, ont positionné Surpac comme un système de géologie, d'estimation des ressources, de planification et de production minière, s'appuyant sur sa réputation de facilité d'utilisation et de flexibilité. Le modèle de blocs a utilisé une nouvelle approche, où le modèle de blocs complets a été chargé en mémoire, permettant l'introduction d'un algorithme de décision "Octree" pour le sous-blocage. Les contraintes telles que les fichiers solides, dtms et strings sont restées séparées du fichier de données du modèle de bloc, offrant aux utilisateurs une plus grande flexibilité dans l'estimation du modèle et la présentation des rapports. Cependant, l'augmentation des besoins en mémoire a initialement contraint Surpac à traiter des modèles très grands ou très détaillés, tels que les systèmes de veines étroites, qui ont augmenté les besoins en mémoire. La sortie éventuelle d'une version 64 bits de Surpac ainsi que l'augmentation rapide des vitesses de traitement et de la mémoire embarquée ont fait que la puissance du système de modélisation par blocs Surpac a continué à se renforcer et que les limitations de mémoire entravant le traitement des grands modèles ont diminué. [5]

Un projet de modélisation de gisement commence par un examen critique des données de sondage, d'échantillons de surface et /ou souterraine, ainsi que des cartes et des plans géologiques. Les sondages et / ou échantillons fournissent toutes les informations quantitatives et qualitatives nécessaires à la construction d'un modèle de ressources et une base de données. A partir de là on peut passer aux étapes suivantes :

- ✓ Modélisation 3D de gisements assistée par ordinateurs
- ✓ Modélisation 3D en sections et en coupes longitudinales de gisements multicouches
- ✓ Analyse géostatistique et estimation de ressources par des méthodes telles que l'inverse des distances, le krigeage et la simulation conditionnelle. [3]

#### **IV.3.2.3.6.2. Estimation géostatistique des ressources**

Surpac propose des services de géostatistique afin d'aider à l'estimation des ressources et le contrôle de la qualité. Cela passe par une analyse géostatistique des données d'analyses informatisées existantes. Des problèmes spécifiques qui pouvant être résolus par ce type d'analyse sont la détermination de teneur de coupure, la précision des estimations de ressources, le partage des différentes données dans l'interpolation des blocs. [3]

### **Conclusion**

Surpac offre efficacité et précision grâce à sa facilité d'utilisation, ses solides graphiques 3D et son automatisation des flux de travail qui peuvent être en ligne avec les opérations et le flux de données de l'entreprise.

C'est pourquoi surpac est parmi les meilleurs outils utilisés à l'époque moderne pour calculer les estimations des réserves avec précision et avec moins d'erreurs et cela est dû à la simplicité de son utilisation, et suivre le rythme des évolutions de l'époque, notamment côté logiciel.

# Chapitre 05

**Étude de la méthode  
d'évaluation des  
réserves à l'aide du  
logiciel SURPAC**

# Chapitre V : Étude de la méthode d'évaluation des réserves à l'aide du logiciel SURPAC

## V.1. Introduction

Surpac est un logiciel complet des activités minières qui comprend divers modules allant du forage, de l'arpentage, de la conception des puits, des géostatistiques et du contrôle de qualité, la modélisation des blocs, la modélisation solide, la conception à ciel ouvert, le design souterrain, etc. [4]

Le logiciel permet une personnalisation entière se profile en fonction des besoins des clients. En outre, il est très flexible car les valeurs générées dans Surpac peuvent être utilisées dans une variété d'autres logiciels (Autocad, MineSight, Data Mines, Whitle, MineSched...etc). Certains de ces modules ont été utilisés pour la détermination de la réserve et la modélisation du dépôt. [4]

## V.2. Base des données

### ✓ Concepte de base des données géologiques

On utilise le module de base de données géologiques de Surpac lorsqu'on à réalisez des études de faisabilité, où veulent effectuer des estimations à partir de données de forage.

La base de données géologiques se compose d'un certain nombre de tables, chacune contenant différents types de données.

Chaque table contient un certain nombre de champs. Chaque table contient également de nombreux enregistrements, chaque enregistrement contenant les champs de données .

### V.2.1. Inserion de base des données

Nous créons quatre tableaux excel "Collar" ; "Survey" ; "Géologie" ;" Analyse" , puis nous saisissons les donnés de 32 sondages dans quatre tableaux , comme suivant :

❖ Tableau de " Collar"

Les informations stockées dans le tableau de collar décrivent l'emplacement du collar de forage .

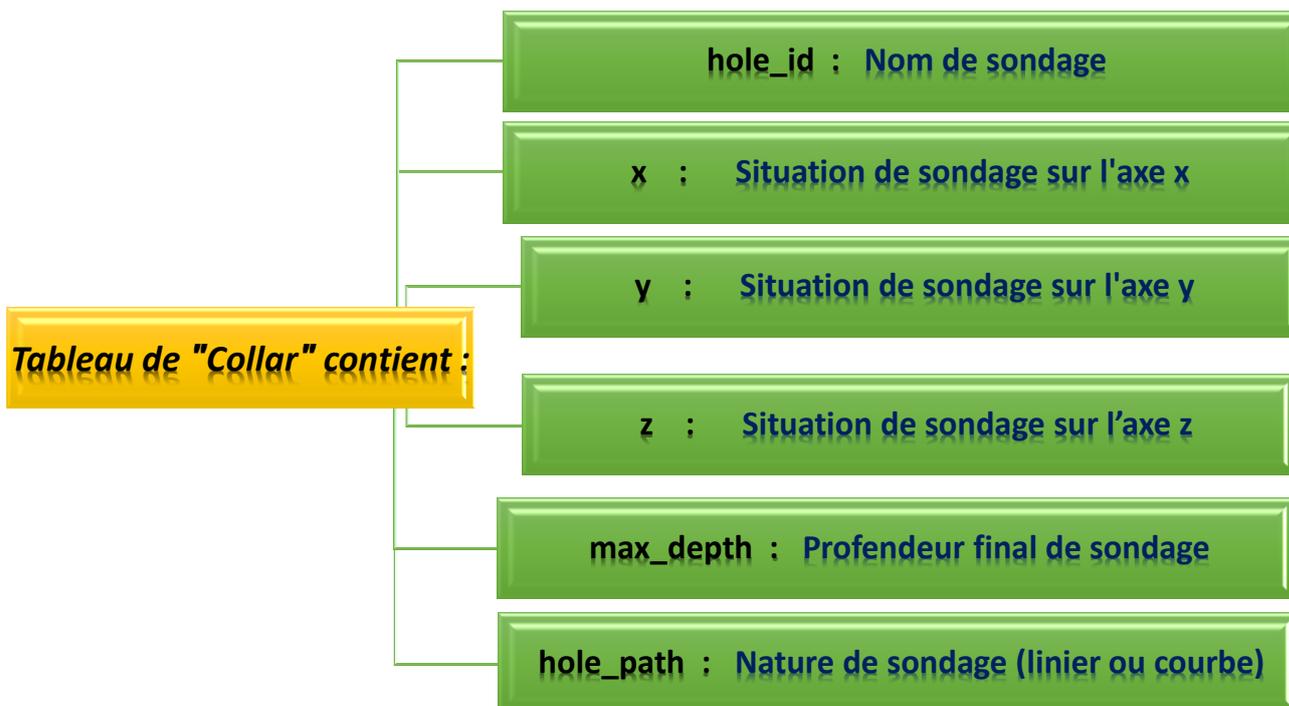


Figure V.1 : Les composants du tableau "collar"

✚ Exemple

hole_id	y	x	z	max_depth	hole_path
s2	3840303,497	404474,2684	740,8	115,4	linear
s4	3839918,497	404535,2684	724	209	linear

Tableau V.1 : Exemple des coordonnées de sondage 02 dans le tableau de collar sur excel

### ❖ Tableau de "Survey"

Le tableau de survey stocke les informations relatives à le survey pour le trou de sondage, utilisées pour calculer la trace du trou de forages coordonnés.

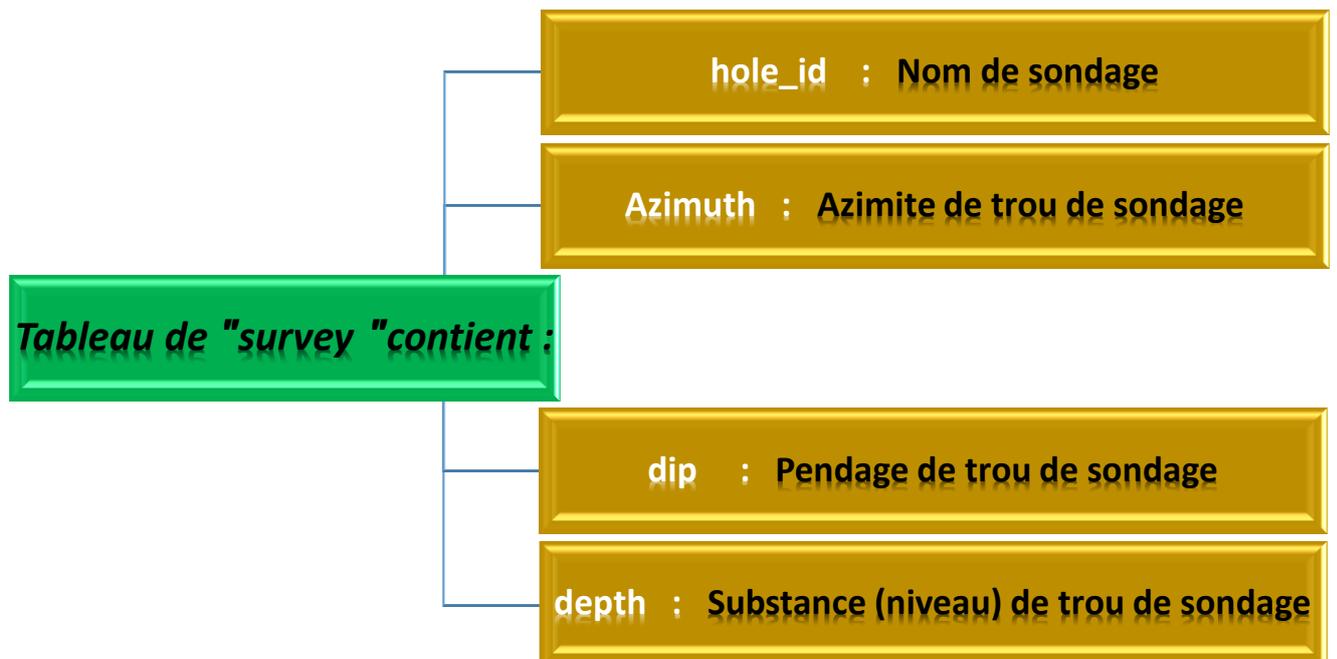


Figure V.2 : Les composants du tableau "survey"

### ✚ Exemple

hole_id	azimuth	dip	depth
s2	0	-90	0
s4	0	-90	0

Tableau V.2 : Exemple des informations de sondage 02 dans le tableau de survey sur excel

❖ Tableau de "Géologie"

Les informations qui ont été présentées dans le tableau de géologie sont les différents types des couches et leurs descriptions, dans la carotte de trou de forage .

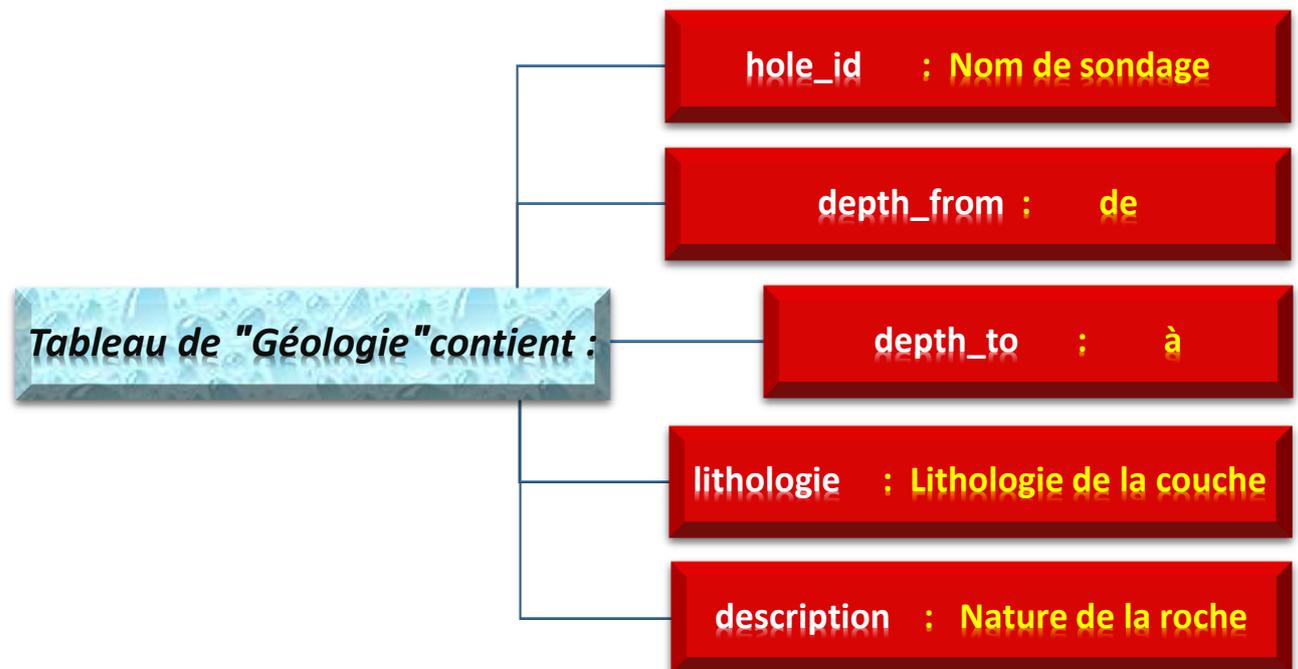


Figure V.3 : Les composants du tableau de "géologie"

✚ Exemple

hole_id	depth_from	depth_to	litho	descreption
s2	0	68,5	YP	CALCAIRE
s2	68,5	100	THA SUP	PHOSPHATE
s2	100	115,4	THA INF	MARNE
s4	0	35	MIO	SABLE

Tableau V.3 : Exemple des informations de sondage 02 dans le tableau de géologie sur Excel

❖ Tableau d' "Analyse"

Le tableau de l'analyse décrit les différents teneurs des produits :  $P_2O_5$ , MgO et CaO dans chaque échantillon d'un mètre dans la couche de phosphate .

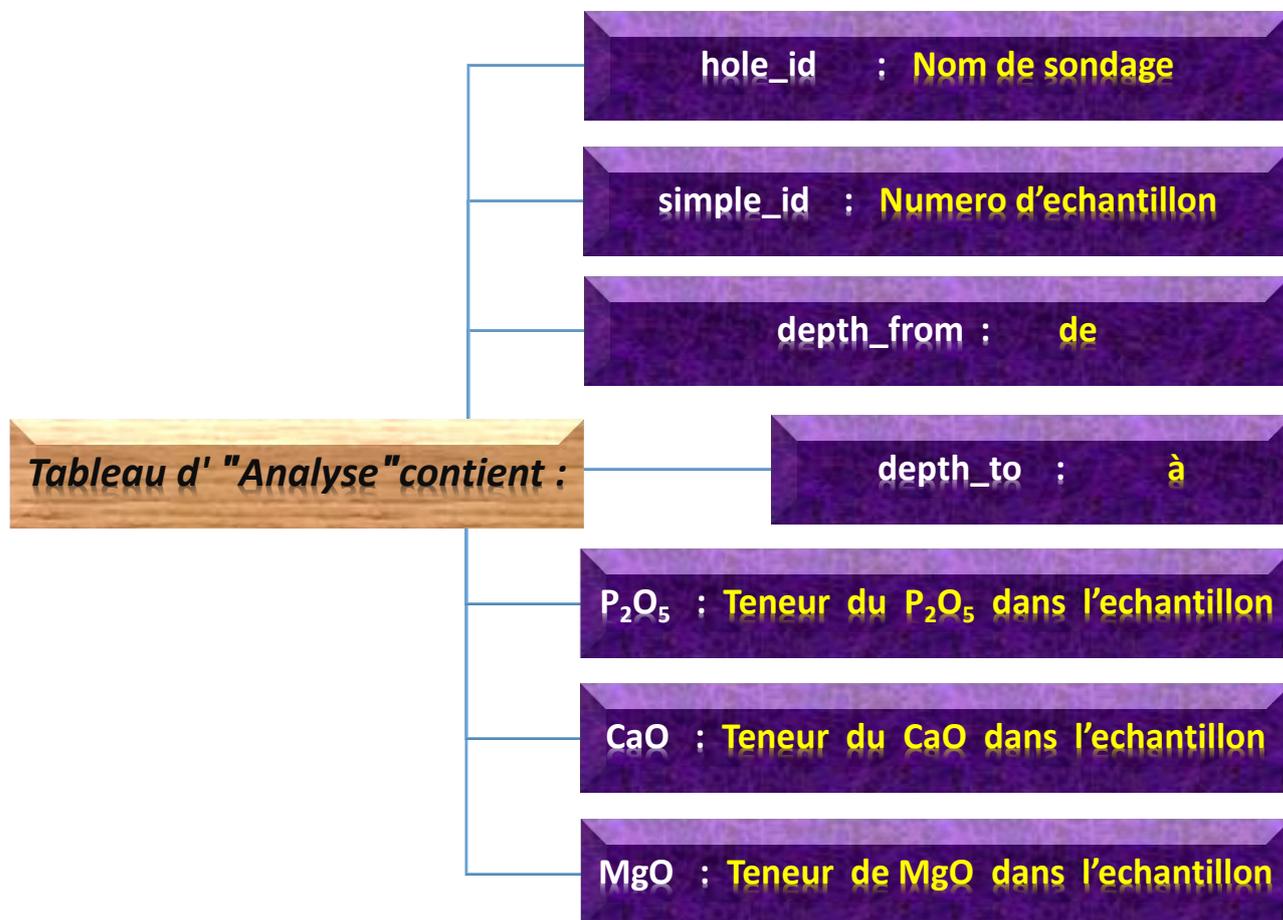


Figure V.4 : Les composants du tableau d' "analyse"

✚ Exemple

hole_id	simplel_id	depth_from	depth_to	P2O5	CaO	MgO
s2	s2_1	0	68,5			
s2	s2_2	68,5	69,5	18,33	41,56	6,94
s2	s2_3	69,5	70,5	17,81	42,2	7,83
s2	s2_4	70,5	71,5	22,19	45,04	2,94
s2	s2_5	71,5	72,5	27,12	46,02	1,64

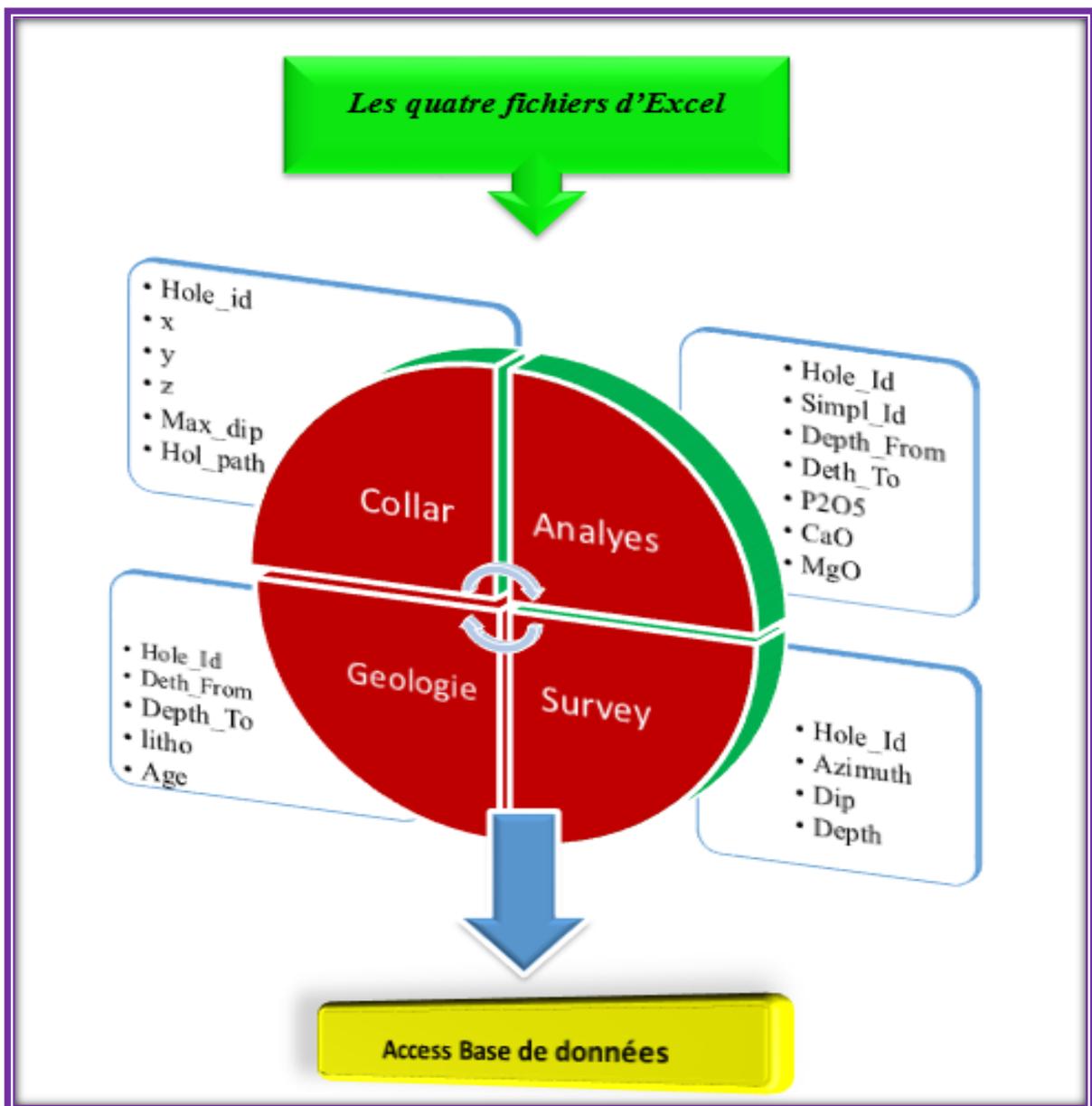
Tableau V.4 : Exemple des informations des échantillons de sondage 02 dans le tableau d'analyse sur Excel

► Remarque : Les sondages de Kef Essenoun sont affichés dans l'Annexe 05.

### V.3. Trasfère des données vers l'access

Surpac utilise un modèle de base de données relationnelle et prend en charge plusieurs types de bases de données, dont Oracle, Paradox, et Microsoft Access , surpac prend aussi en charge l'Open Database Connectivity (ODBC) et peut se connecter à des bases de données sur des réseaux.

- **N.B** : Pour lire les informations des sondages dans logicielle surpac on utilise le logiciel "Microsoft access base des données" . pour transférer les quatre tableaux excel vers le.

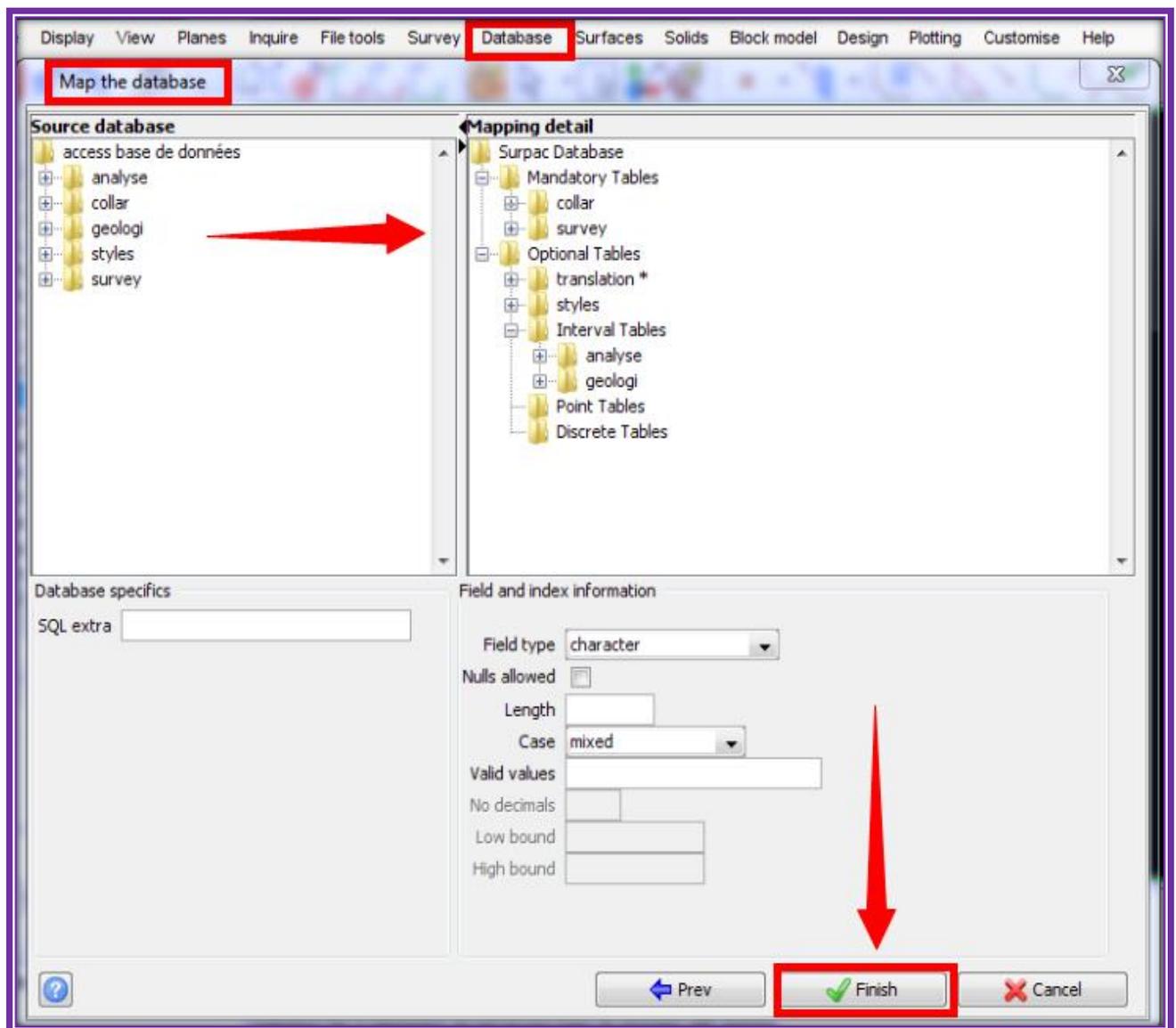


**Figure V.5** : L'insertion de la base des données sur Excel, puis les transférer en logiciel "Access base des données"

## V.4. Cartographie de la base des données sur le Surpac

Nous ouvrons le logiciel surpac et rappeler la base des données de l'Access vers le "Surpac".

On a connecté à la base de données existantes qui n'a pas été créée dans le Surpac. Ce processus est appelé la cartographie de base des données, comme le montre la figure V.6 .

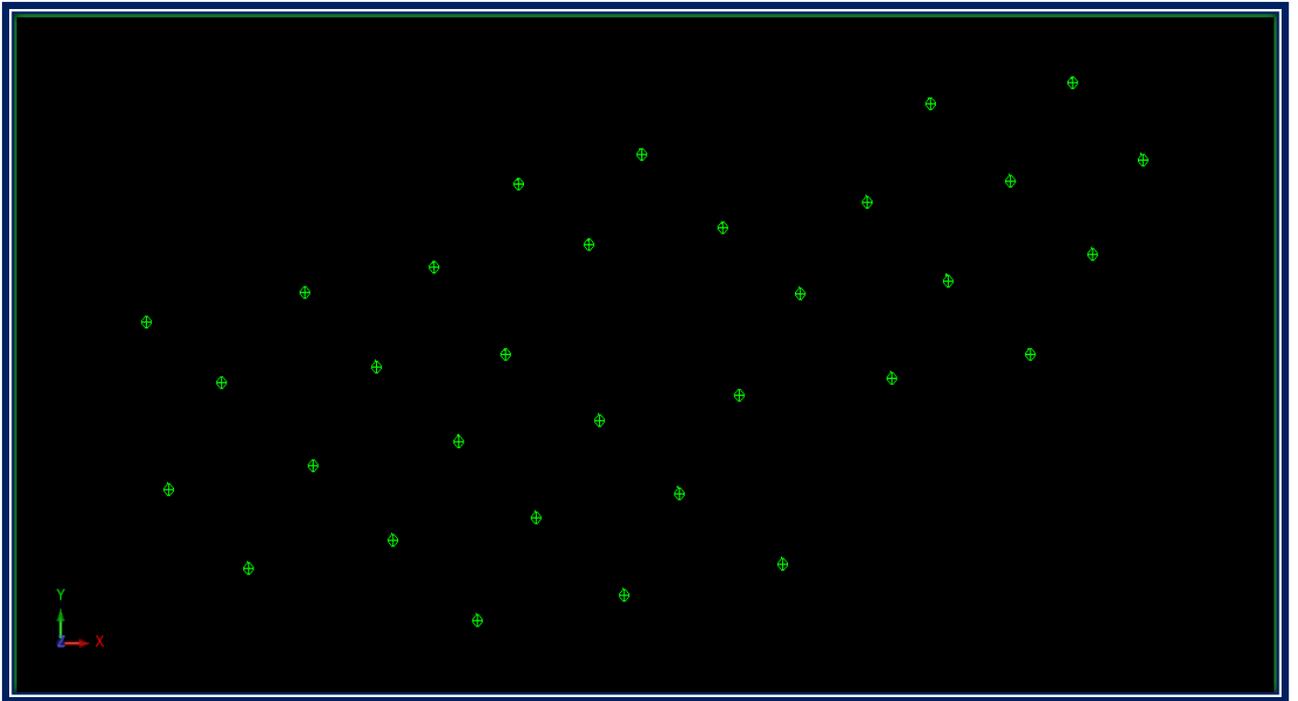


**Figure V.6 :** Le rappelé des données de l'access vers le logiciel "SURPAC"

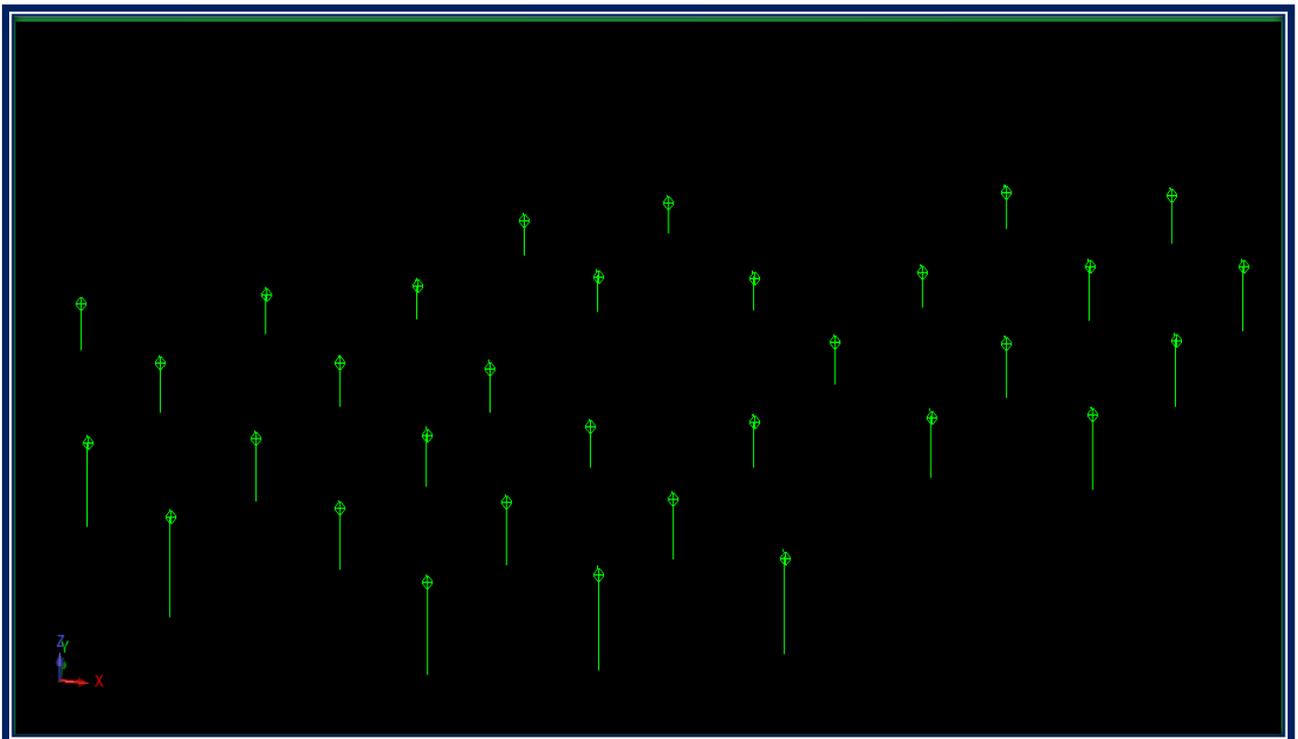
- **N.B :** Avant d'appuyer sur le bouton "finish", il faut vérifier toutes les informations et les coordonnées des sondages inclus dans le logiciel afin de réduire les risques d'erreur.

## V.5. Affichage des sondages sur le surpac

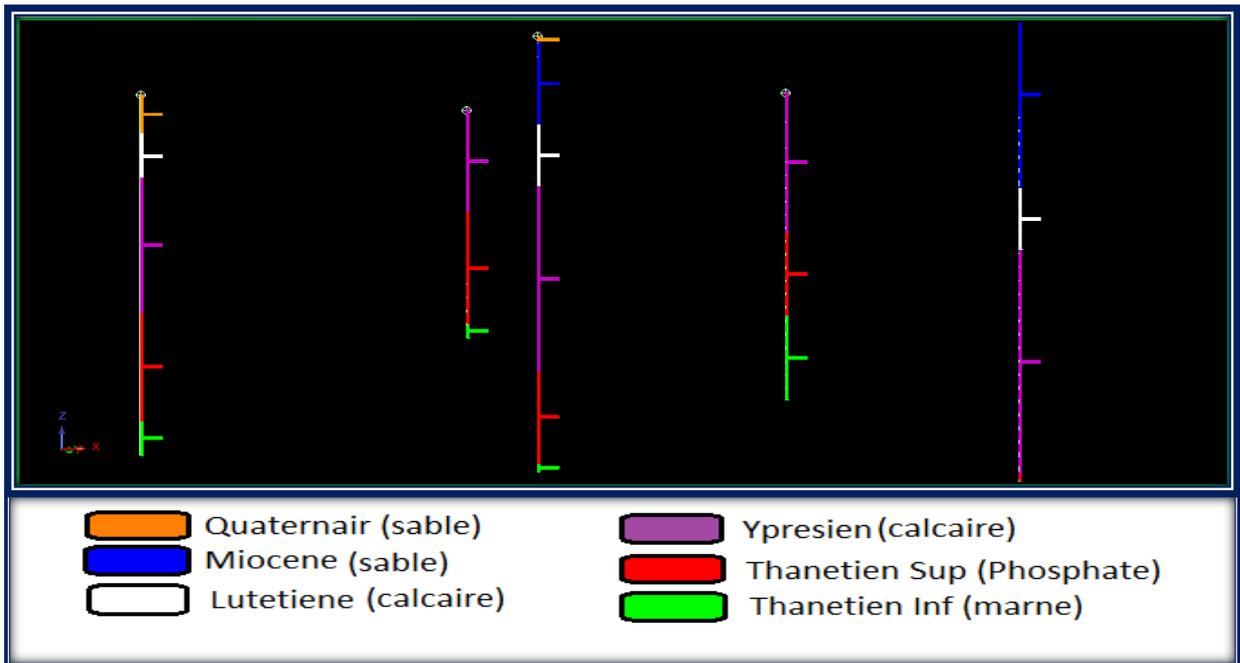
Les sondages apparaîtront comme le montrent les trois figures suivantes :



**Figure V.7 :** Les trous de sondage sont affichés en vue des axes "X" et "Y"



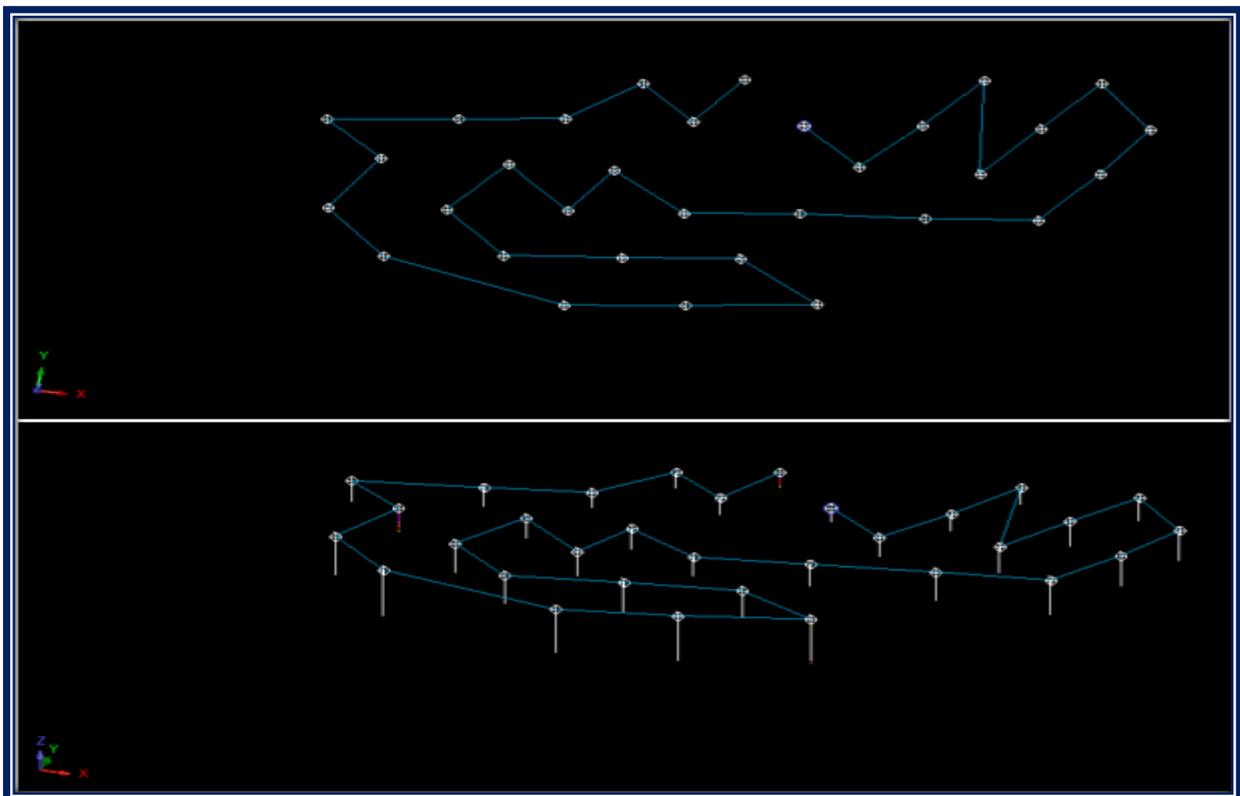
**Figure V.8 :** Les trous de sondage sont affichés en vue 3D sur les axes : "X" , "Y" et "Z"



**Figure V.9 :** Les différentes couches de terre selon l'affichage des trous de sondages en vue des axes "X" et "Z"

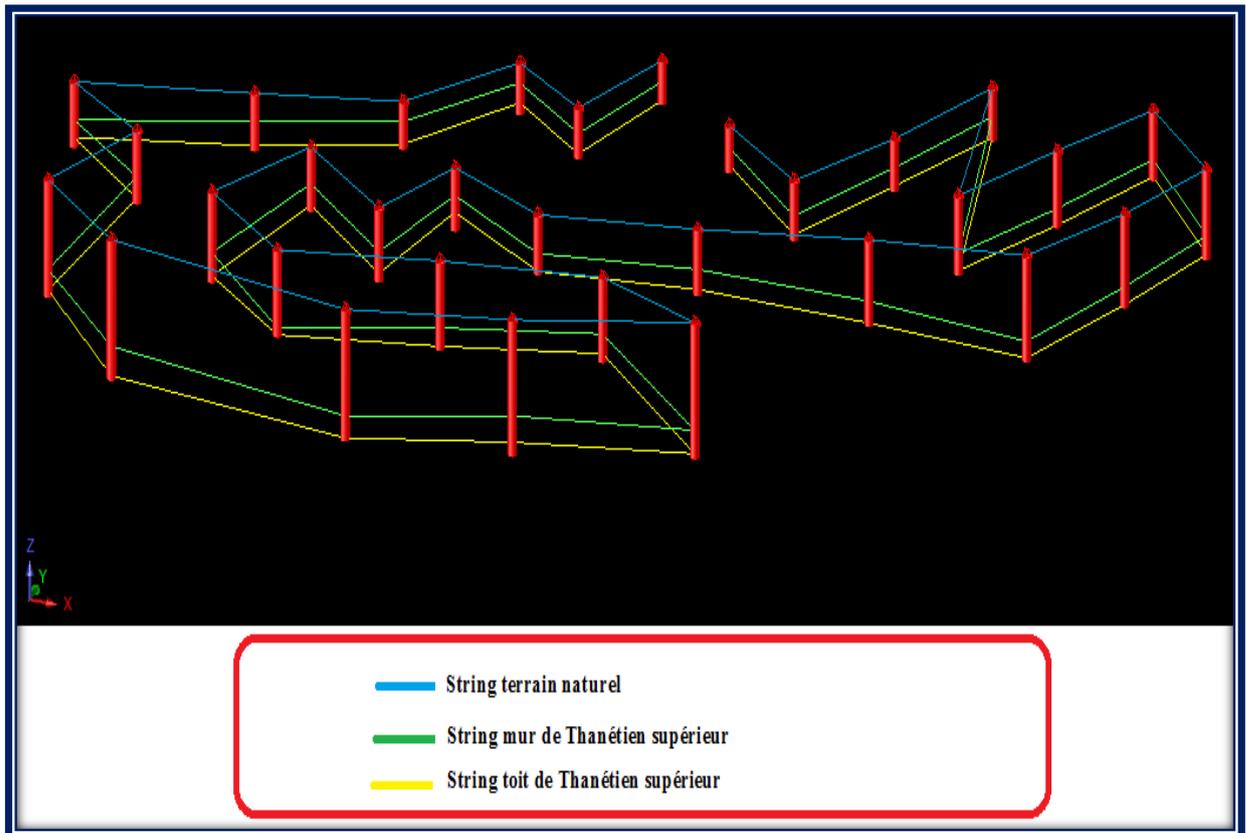
## V.6. Création du string

Nous dessinons une ligne corrélée entre tous les points de plan des sondages (voir la figure V.10)



**Figure V.10 :** L'affichage de la forme de dessin de string avec les sondages, en deux vues en 2D et en 3D

Selon la même méthode et le même dessin de string on va encore créer le string qui corrélait entre tout le toit et toute la mur de chaque couche géologique de haut vers le bas.

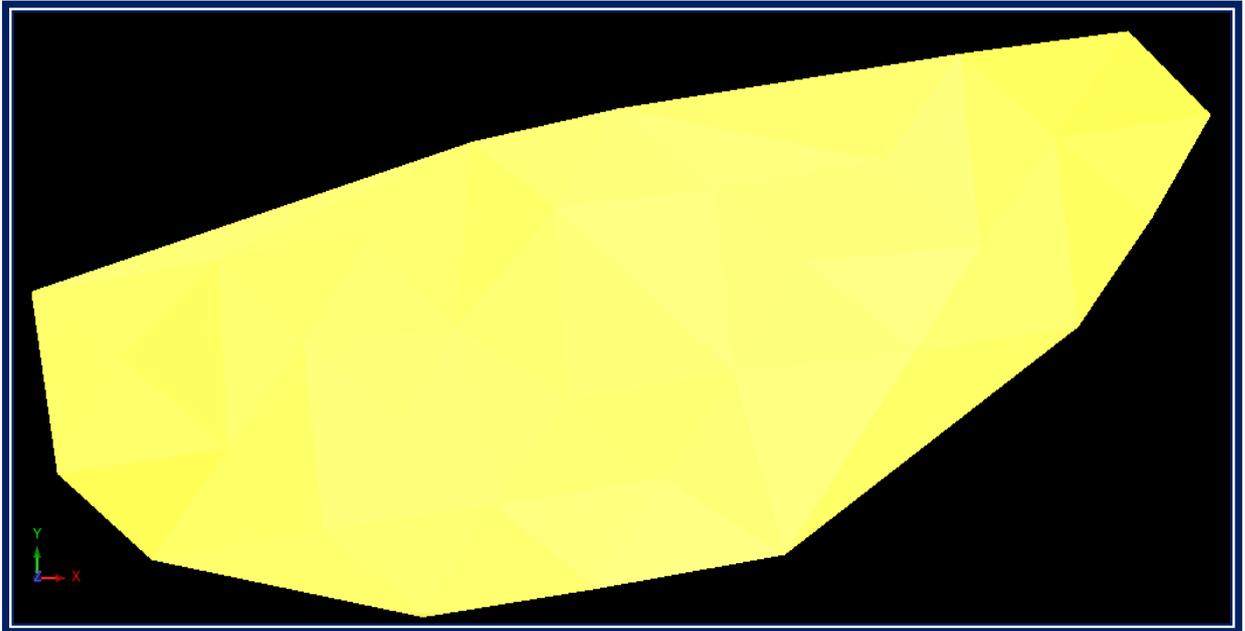


**Figure V.11 :** Affichage des strings de mur et toit de la couche phosphatée et sa position par rapport le premier string, plus les sondages se forme cylindrique

- ✓ **String :** C'est une ligne qui relie tous les sondages et aussi les toits et les murs des couches avec une forme spécifique, comme indiqué dans les figures V.10 et V.11 .
- **N.B :** Plus nous changeons la forme du string, plus le taux des réserves estimées sera changé dans une quantité négligeable presque négligée.

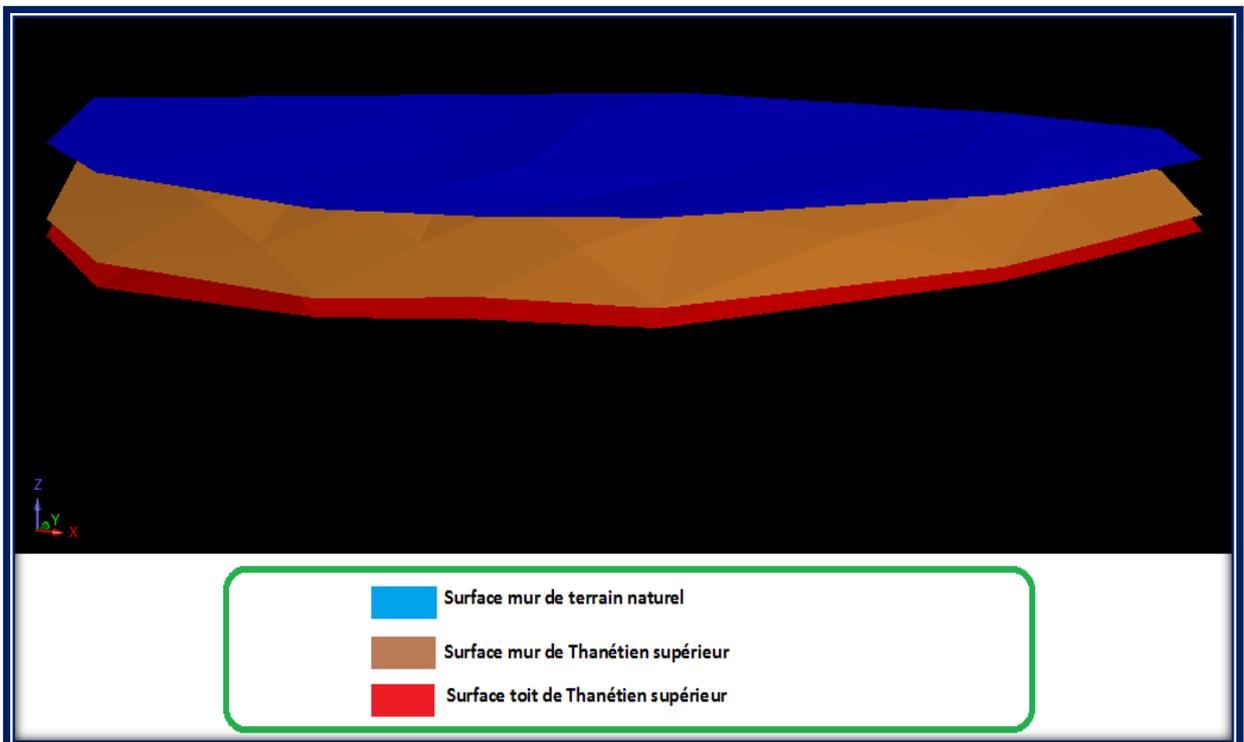
## V.7. Création du surface

Nous créons une surface sur le haut string et on a appelé "mure terrain naturel" et au même temps c'est le toit de la première couche géologique qui est la couche de quaternaire .



**Figure V.12 :** Surface de terrain naturel

Selon la même méthode on a créé des surfaces corrélées entre tout le toit et toute la mure de chaque couche de haut vers le bas (par des couleurs différentes).



**Figure V.13 :** Les surfaces de mure et de toit de la couche phosphatées par rapport la surface de terrain naturel

- ✓ **Surface :** C'est une forme qui remplit la zone marquée par le string on forme 2D, et spécifie le toit ou la mure de la couche géologique.

## V.8. Création de solide

Après création des surfaces nous créons un solide entre la surface de toit et la surface de mure de du premier couche , et au ce cas c'est la couche de quaternaire.

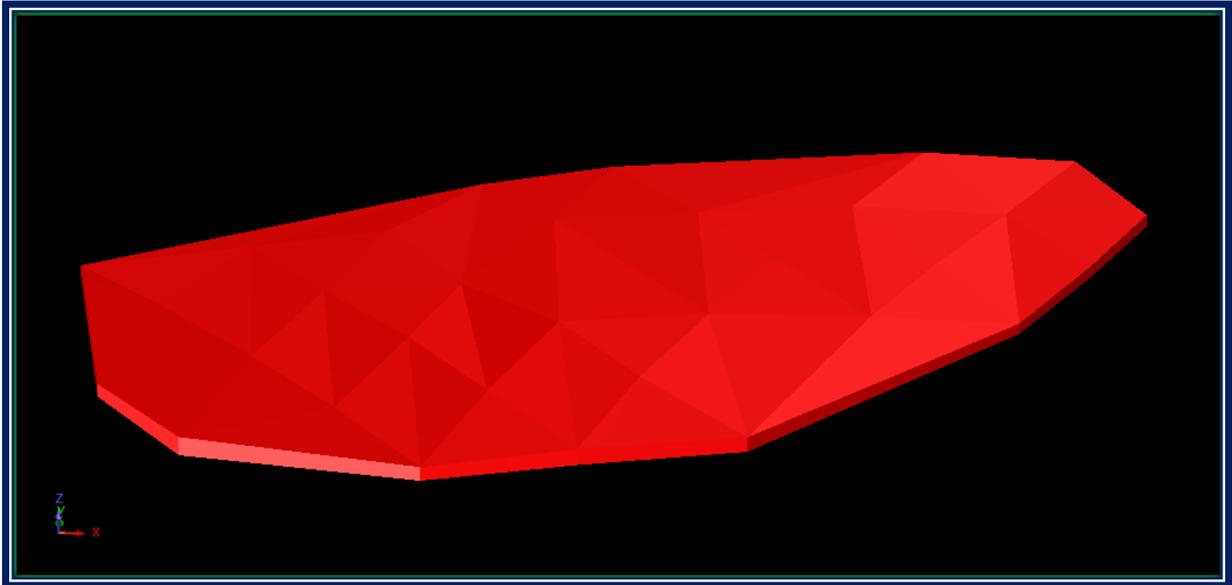


Figure V.14 : Solide de la couche de phosphate

Selon la même méthode on a encore crié des solides entre la surface de toit et la surface de mure de chaque couche de haut vers le bas .

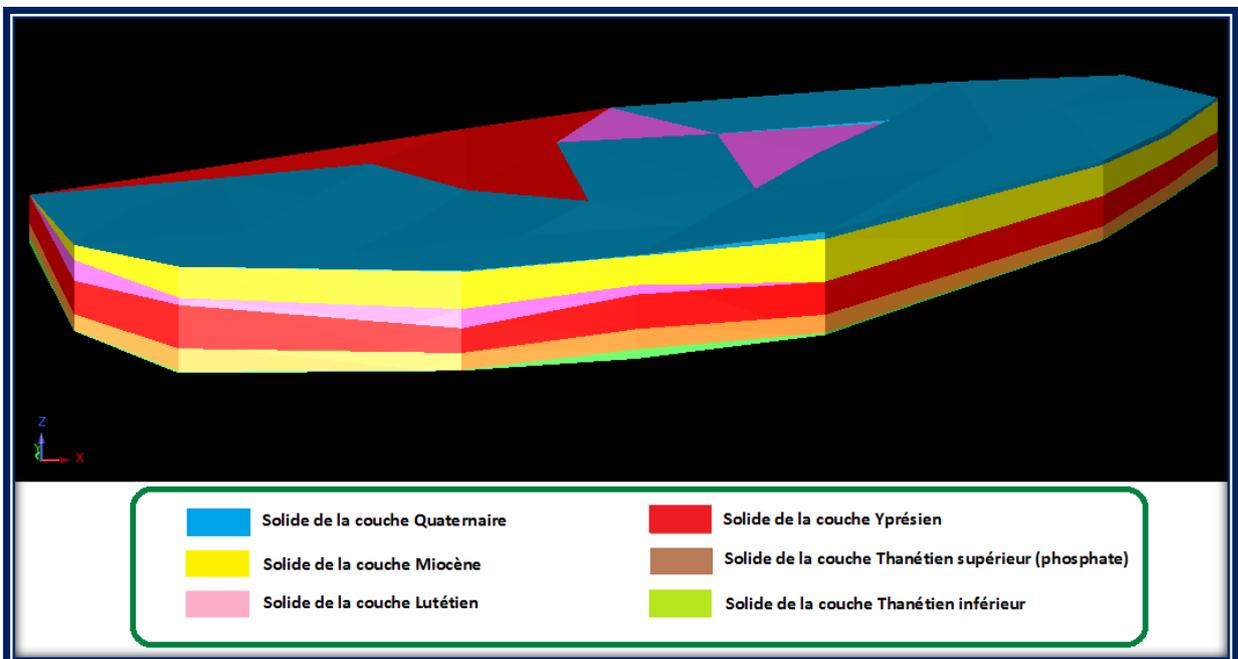


Figure V.15 : Les solides de toutes les couches géologiques

- ✓ **Solide** : Est une forme qui remplit en 3D la zone sélectionnée par les deux surfaces qui présenté le toi est la mure de la couche. Bref, le solide représente la couche géologique.

- ▶ **N.B** : Dans la construction, il faut respecter les phases : String => Surface => Solide, et le contraire ne fonctionne pas.

## V.9. Création de Block modèle

### ✓ Consept de block model

Le block model est une forme de base de données à référence spatiale qui permet de modéliser un objet en 3D à partir de données de points et d'intervalles, telles que des données d'échantillons de forage. Le block modèle comprend des valeurs interpolées au lieu de vraies mesures. Il fournit une méthode d'estimation du volume, le tonnage et la qualité moyenne d'un corps 3D à partir de données de forage peu nombreuses. [39]

### V.9.1. Création de composite

- ✓ **Composite** : Il s'agit d'une forme formée par le string faite automatiquement par le logiciel surpac en utilisant la couche de phosphate .

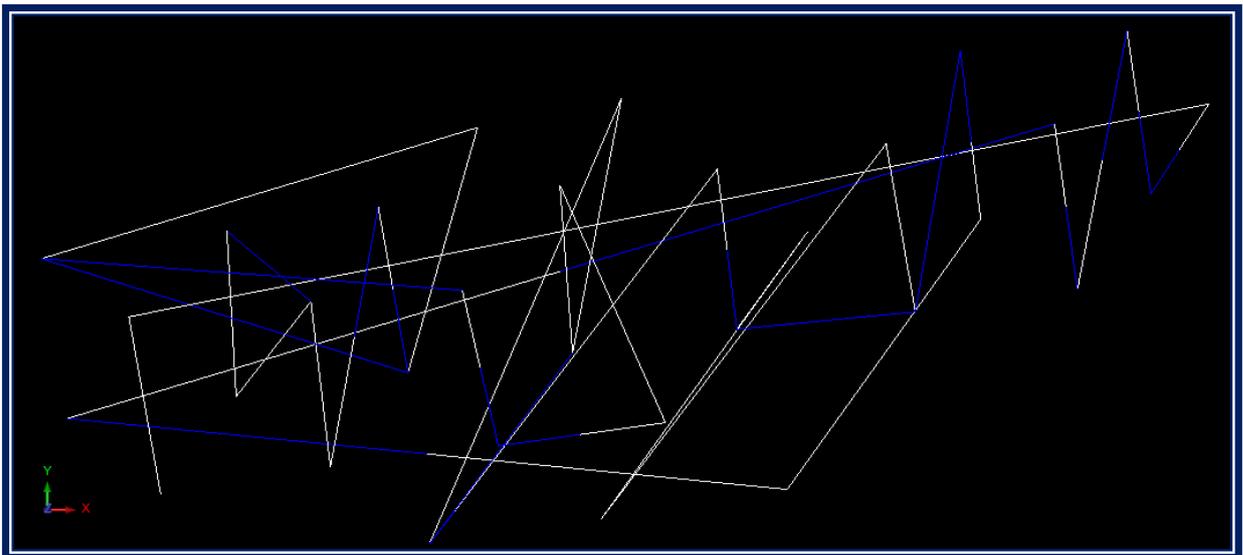


Figure V.16 : Composite de  $P_2O_5$  pour la couche phosphatée

- ▶ **N.B** : Il faut créer un composite pour chaque élément chimique à l'intérieur dans la formation d'un composant phosphate ( $P_2O_5, MgO, CaO, \dots$ etc), ça v dire on a trois composites créés .
- ✓ **Bute de création du composite**
  - Aider au processus de calcul des teneurs moyennes des composants chimiques d'élément de phosphate ( $P_2O_5, MgO, CaO, \dots$ etc).
  - Prandre les coordonnées minimal et maximal de block model "Xmin , Xmax" ; "Ymin , Ymax" ; "Zmin , Zmax" (Figure V.17) :

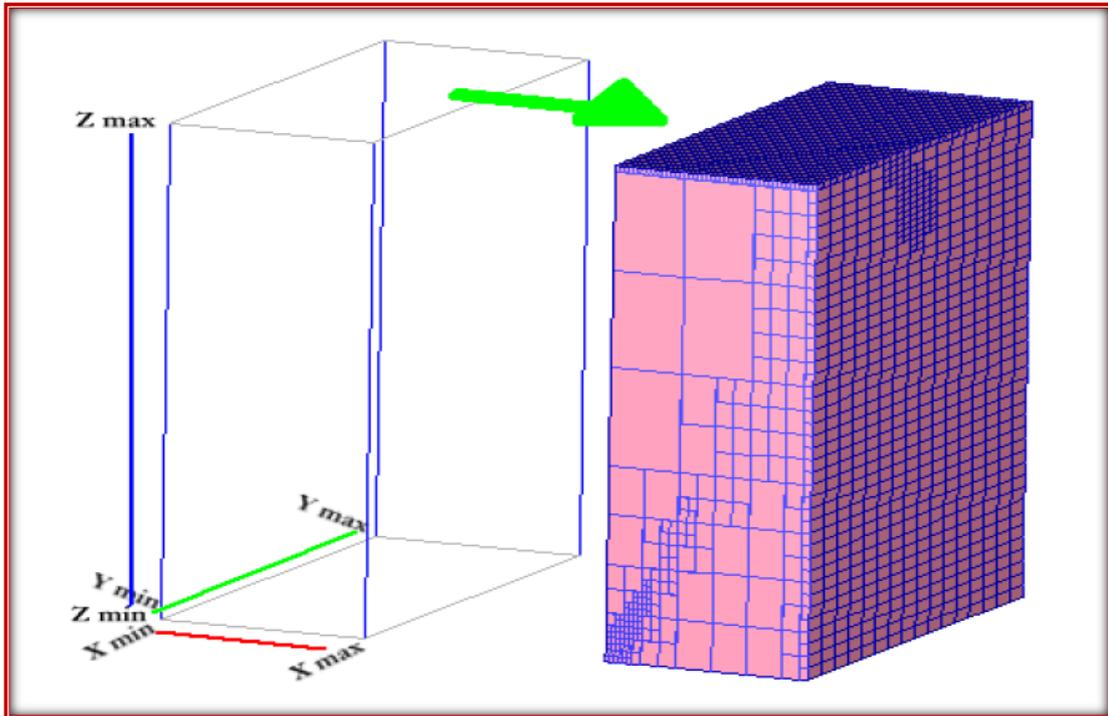


Figure V.17 : Exemple illustre les coordonnées min et max d'un block model

- **N.B :** Nous pouvons changer un peu les coordonnées de composite (au moins pour les coordonnées minimums , pour les coordonnées maximales) pour être sûr que toutes les couches à l'intérieur du bloc model sont contenues .

### V.9.2. Création de Block modèle

Nous créons un nouveau bloc modèle en utilisant les coordonnées et les dimensions extraites des composites précédents.

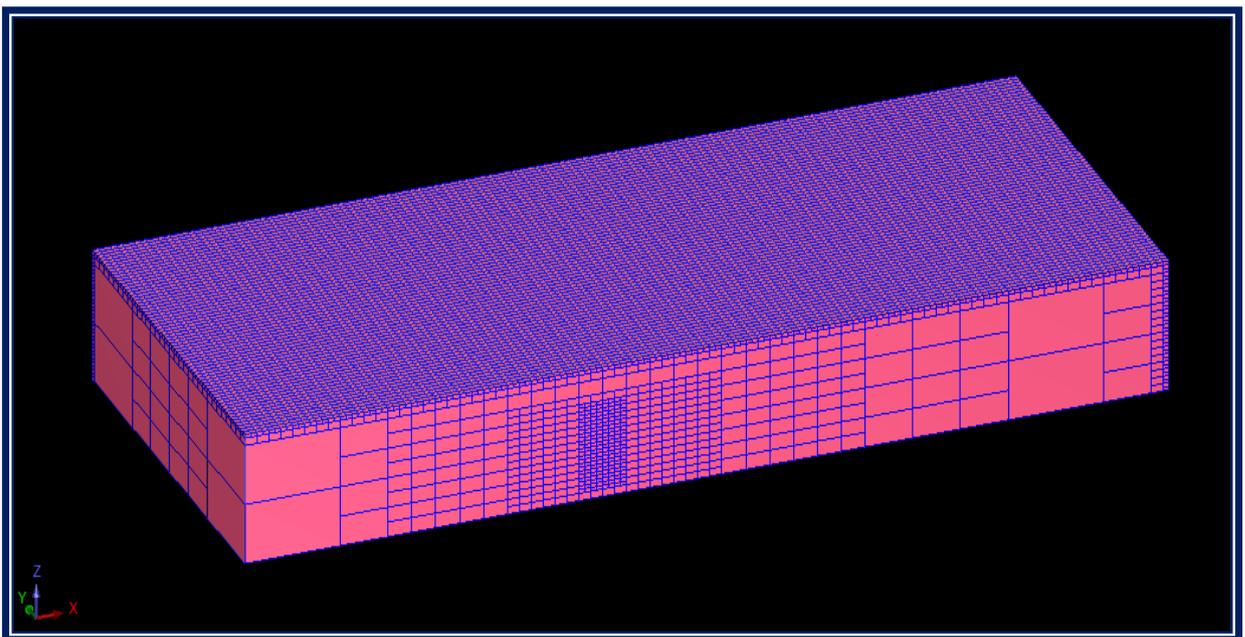


Figure V.18 : Block model prototype (vierge) en vue 3D

### V.9.3. Insertion d'attribut

Nous lançons un nouvel attribut pour but de définir notre paramètres physiques ou chimiques qui on a besoins dans le block modèle , par exemple (Roche ; densité ;  $P_2O_5$  ; CaO ; MgO ; ...etc). L'illustration est montrée dans la Figure V.19

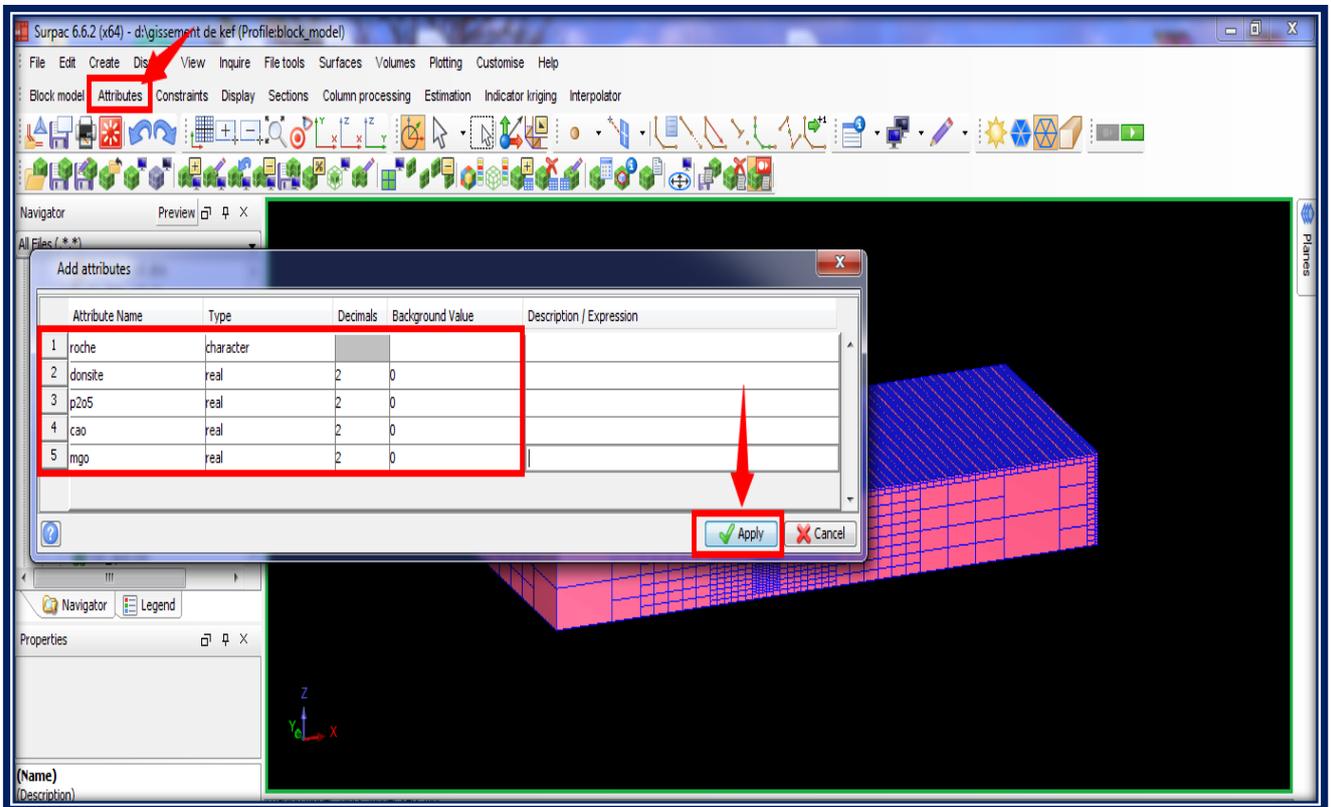


Figure V.19 : Le nouvel attribut inclut les paramètres dont nous avons besoin

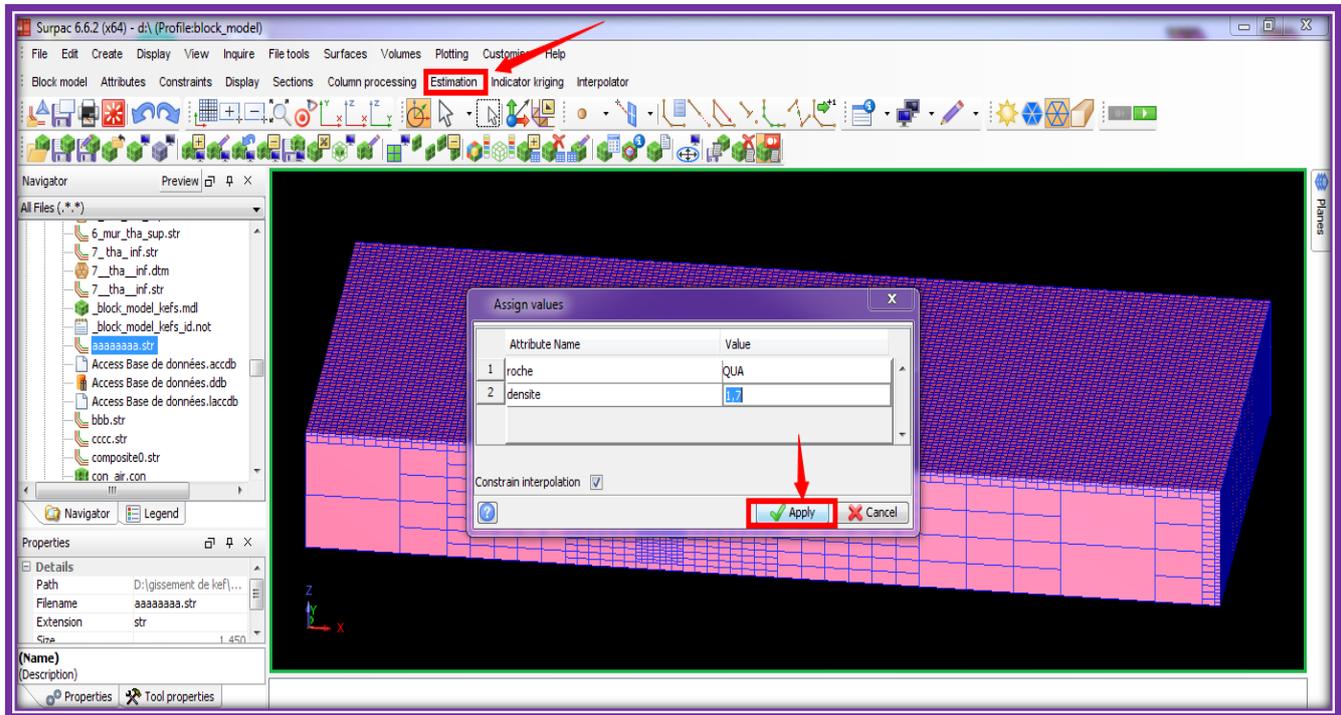
- ✓ **Attribut** : Un attribut contient les informations ou les propriétés du block modèle. Il peut s'agir soit d'un nombre avec des décimales, soit d'un nombre entier, soit d'un code de caractères.

Le centroïde de chaque bloc définit ses dimensions géométriques dans chaque axe, c'est-à-dire ses coordonnées X ,Y et Z. Chaque bloc contient des attributs pour chacune des propriétés à modéliser. Les propriétés ou les attributs peuvent contenir des valeurs numériques ou des strings de caractères. Les blocs peuvent être de tailles variables, et vous pouvez définir la taille après la création du block modèle.

### V.9.4. Insertion des contraintes

- ✓ **Contraintes** : Sont des combinaisons logiques d'opérateurs et d'objets spatiaux. Vous pouvez utiliser les contraintes pour contrôler la sélection des blocs à partir desquels vous allez récupérer des informations et faire des interpolations.

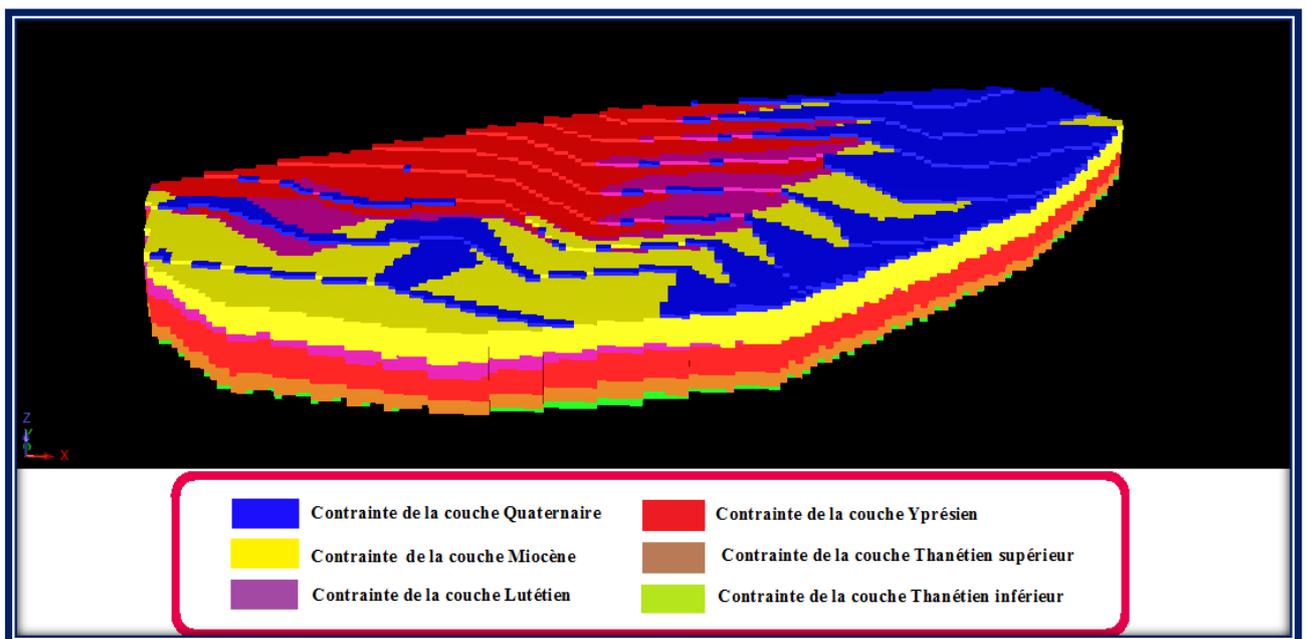
Nous insère dans le block modèle la contrainte de la première couche de quaternaire et on a les données la lithologie ou le type de roche et la densité de cette couche (voir figure V.20)



**Figure V.20 :** Représentant la création de la première contrainte, qui est le quaternaire (sable), puis en insérant sa véritable valeur de densité

Selon la même méthode on a insert les contraintes des autres couches de haut vers le bas.

Après avoir créé toutes les contraintes, le block modèle affiche un identifiant composé de toutes les couches géologiques comme suit :



**Figure V.21 :** Block modèle apparaît composé de toutes les couches géologiques

- ▶ **N.B** : Le block modèle représenté par chaque couche prend sa forme à partir du solide de chaque couche que nous avons créée précédemment.

Toutes les fonctions du block modèle peuvent être exécutées avec des contraintes. Une contrainte est une combinaison logique d'un ou plusieurs objets spatiaux sur des blocs sélectionnés. Les objets qui peuvent être utilisés dans les contraintes sont les surfaces planes, les DTM , les solides, les strings fermées et les valeurs d'attributs de blocs. Les contraintes peuvent être enregistrées dans un fichier pour une réutilisation rapide. Vous pouvez utiliser une contrainte comme composant d'une autre contrainte. [39]

Les types de contraintes pris en charge sont les suivants :

- Intérieur/extérieur d'un solide
- Au-dessus/en dessous d'une surface
- Remplir les conditions d'un attribut de bloc
- À l'intérieur/à l'extérieur d'un string
- Au-dessus/en dessous d'un plan défini. [39]

## **V.10. Estimation des teneurs moyennes des éléments $P_2O_5$ , MgO et CaO**

### **V.10.1. Définition**

- ✓ **La teneur moyenne (en une substance donnée)**

Rapport pondéral de la quantité de substance utile considéré au poids sec du volume de minerai, contenant cette même quantité de substance. [40]

- ✓ **Teneur de coupure optimale**

Teneur de coupure qui par son choix permet de maximiser le bénéfice. Ce maximum peut être évalué par des critères d'évaluation économique par exemple les coûts d'extraction, prix du marché...etc. [40]

Après de créer le block model et que tous ses attributs sont définis, le modèle doit être rempli par une méthode d'estimation quelconque. Vous pouvez le faire en estimant et en attribuant des valeurs d'attributs à partir de données d'échantillon qui ont des coordonnées X, Y et Z, et les valeurs d'attributs qui vous intéressent. [39]

### V.10.2. Classification des méthodes d'estimation de la teneur moyenne

Les méthodes d'estimation que vous pouvez utiliser sont les suivantes :

Méthode	Description
<b>Voisin le plus proche</b>	Attribue la valeur du point d'échantillonnage le plus proche d'un bloc
<b>Inverse de distance</b>	Assigne des valeurs de bloc en utilisant un estimateur de distance inverse
<b>Attribution de valeur</b>	Attribue une valeur explicite aux blocs dans le modèle
<b>Krigeage ordinaire</b>	Attribue des valeurs de bloc en utilisant le krigeage avec des paramètres de variogramme développés à partir d'une étude géostatistique
<b>Indicateur de Krigeage</b>	Fonctions relatives à une distribution probabiliste des degrés de bloc dérivée du krigeage des indicateurs
<b>Affectation à partir de string</b>	Affecte les données des champs de description des segments fermés pour attribuer les valeurs des blocs qui sont contenus dans ces segments étendus dans la direction d'un des axes principaux (X, Y, ou Z)
<b>Import centroïde</b>	Attribue des valeurs de bloc à partir de données dans un fichier texte de format délimité ou fixe

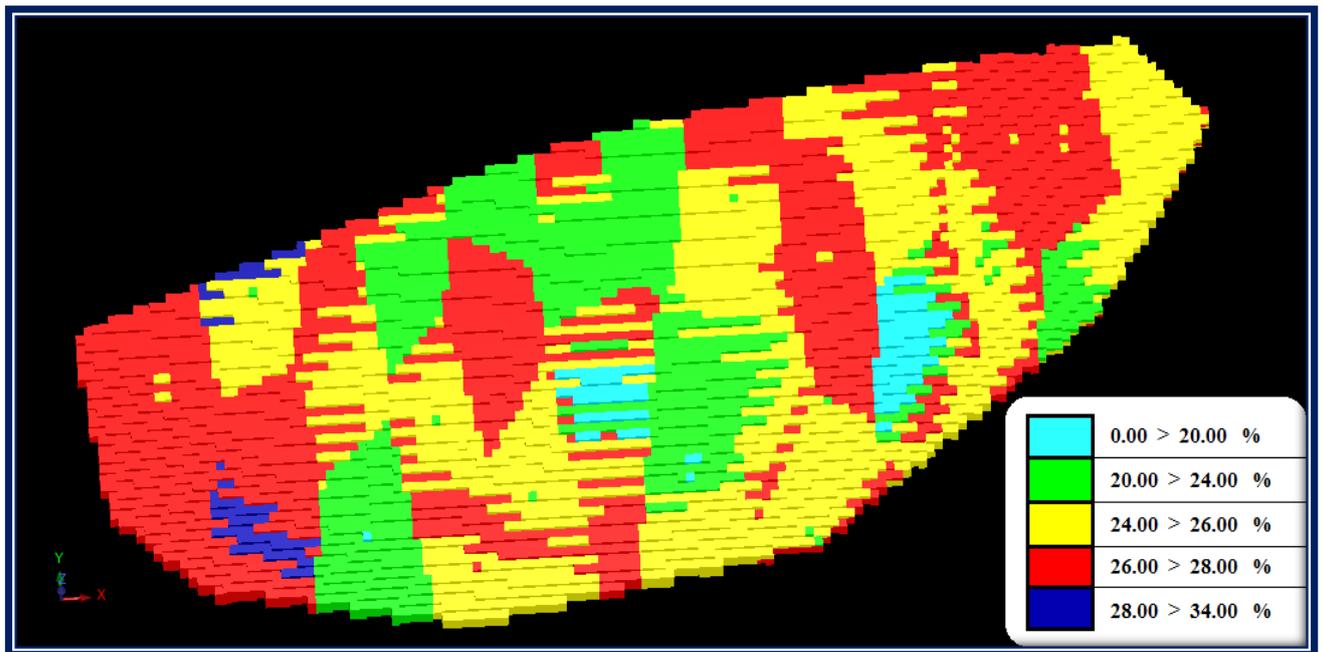
**Tableau V.5** : Les méthodes d'estimation de la teneur moyenne [39]

Selon les méthodes d'estimation mentionnées précédemment on a choisi pour notre cas la méthode la plus simple et plus efficace pour estimer les teneurs moyennes ( $P_2O_5$ , MgO, et CaO) dans la couche de phosphate, qui est la méthode "*d'inverse de distance*".

### V.10.3. Carte de répartition des teneurs en $P_2O_5$

La figure V.22 représente la répartition spatiale des teneurs de  $P_2O_5$  obtenus par la méthode de l'inverse de distance au carré. Les résultats ci-dessous nous ont permis de distinguer les zones minéralisées en fonction des teneurs.

En ce qui concerne les teneurs de  $P_2O_5$ , leurs variations sont de 24 à 26 % (les taches jaunes) et de 26 à 28 % (les taches rouges) et un peu moins, entre 20 et 24% (les taches vertes), dans toutes les directions, avec des petites zones dont les teneurs sont élevés qui varient de 28 à 34 % (les taches bleu foncé), les tâches bleu clair correspondent à des zones à faibles teneurs qui se justifient par un faible taux d'échantillonnage.



**Figure V.22 :** Carte d'interpolation finale des teneurs moyennes en  $P_2O_5$

- **N.B :** Voir dans l'Annexe 07 : Les cartes d'interpolation finale des teneurs moyennes des certains autres éléments composant la molécule de phosphate ; (CaO , MgO).

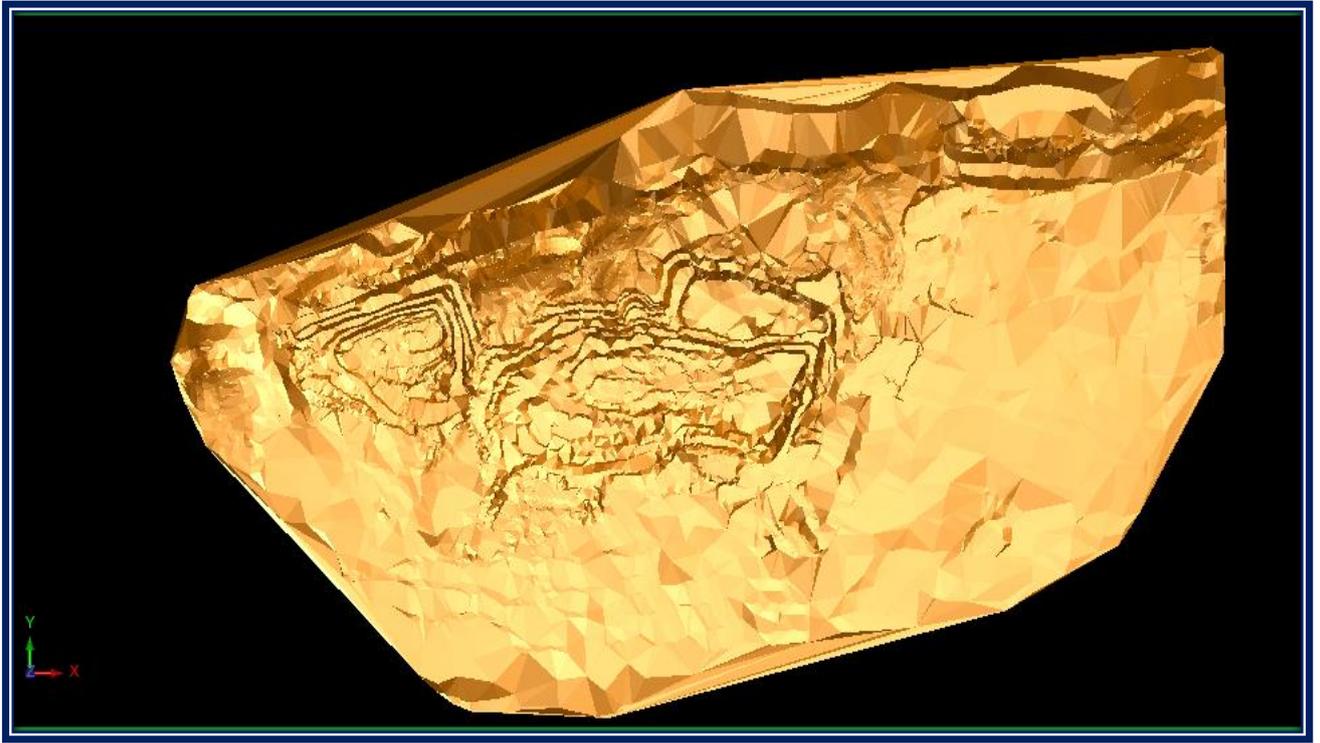
## V.11. Inersion du plan topographique actuel de la carrière K.E.S "Janvier 2020"

### V.11.1. Définition

- ✓ **Topographie :** Dans son acception générale la topographie est la science qui étudie l'ensemble des méthodes, des procédés et des instrumentations techniques qui permettent de produire une représentation graphique du territoire dit « levés topographiques ».
- ✓ **Plan et carte topographique :** Généralement un plan topographique permettent de représenter graphiquement les principaux objets du terrain, tels que bâtiments, clôtures, routes, cours d'eau, lacs et forêts, ainsi que les variations de niveau présentées par les reliefs, tels que les vallées et les collines (c'est-à-dire le relief vertical). L'établissement de ces plans ou de ses cartes repose sur les données recueillies lors des levés topographiques.  
[23]

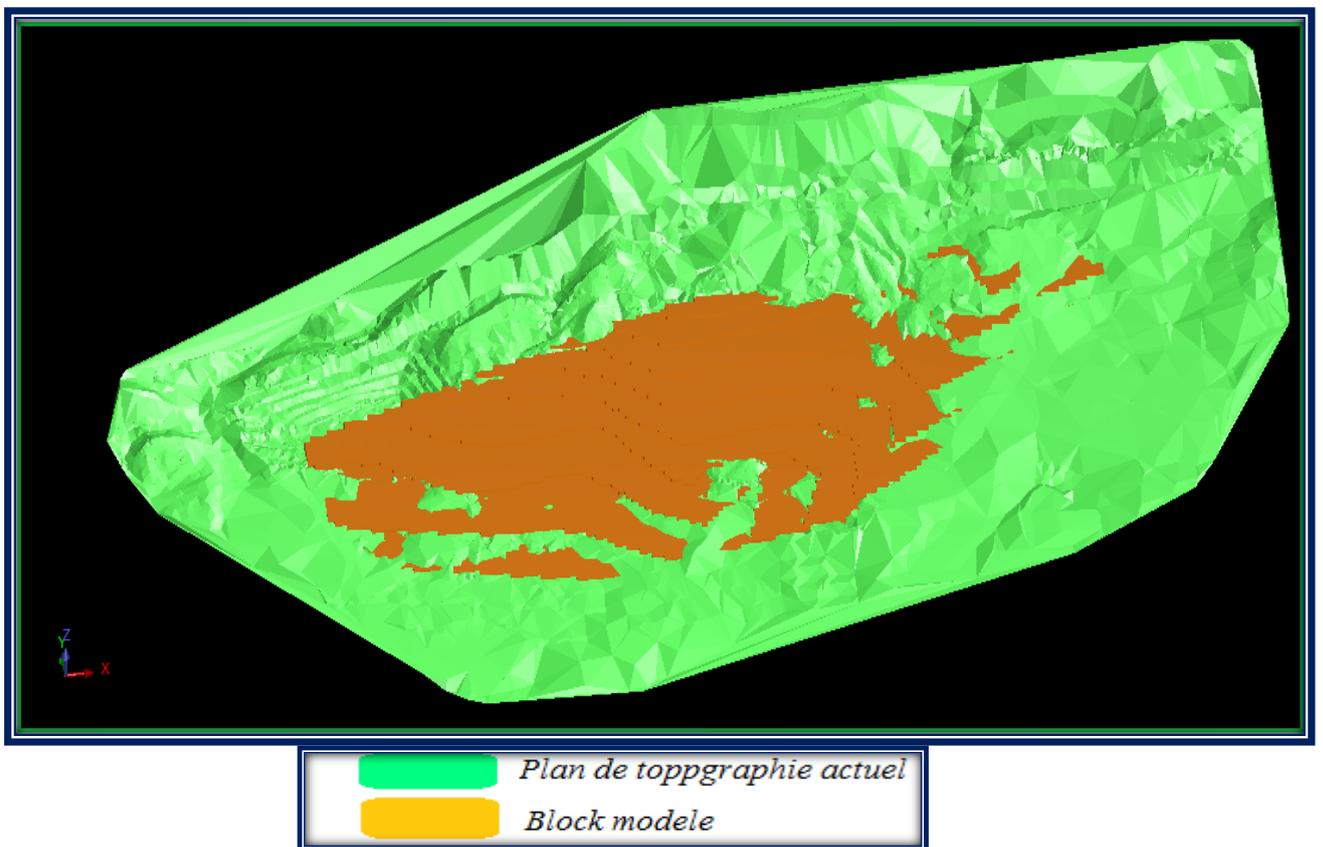
### V.11.2. Inersion du plan topographique

Le plan topographique de notre projet nous fournit une mise à jour du champ et nous donne les nouveaux paramètres du champ et aussi les changements qui ont lieu sur le terrain, et nous pouvons extraire la quantité du stock de réserve enlevé et restant dans le terrain.



**Figure V.23 :** Plan topographique actuel (janvier 2020) pour la mine de " kef-essnoun"

Nous insère le plan topographique actuel sur le block modèle comme suivant :



**Figure V.24 :** Contrainte de block model par rapport le plan topographique (Angle de vue 01)

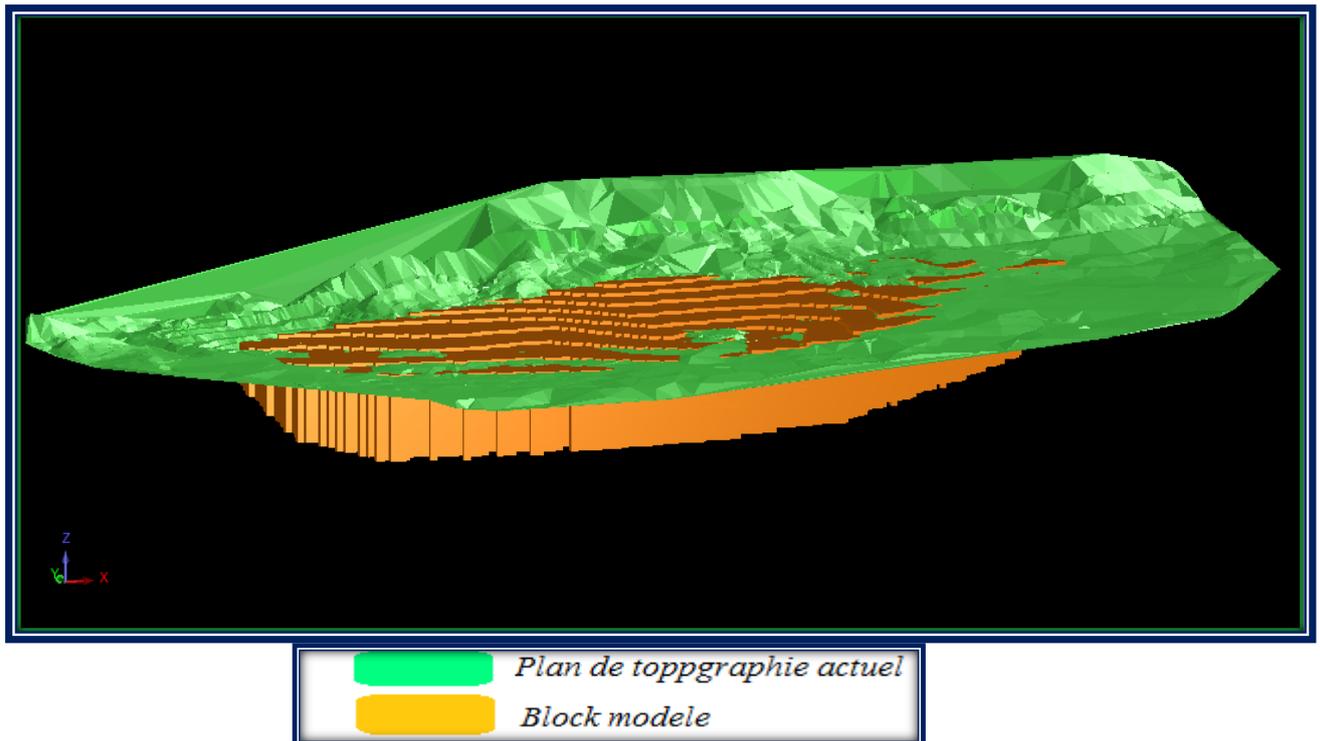


Figure V.25 : Contrainte de block model par rapport le plan topographique (Angle de vue 02)

- ▶ Remarque / 01 : Nous appelons le block au-dessus du plan topographique : " Extrait " (enlevé).
- ▶ N.B / 01 : Au première fois en montrant le block model avec le plan topographique, on précise "au-dessus" de la surface DTM (plan topographique) afin de nous montrer le bloc extrait (Voir les figures V.26 et V27).

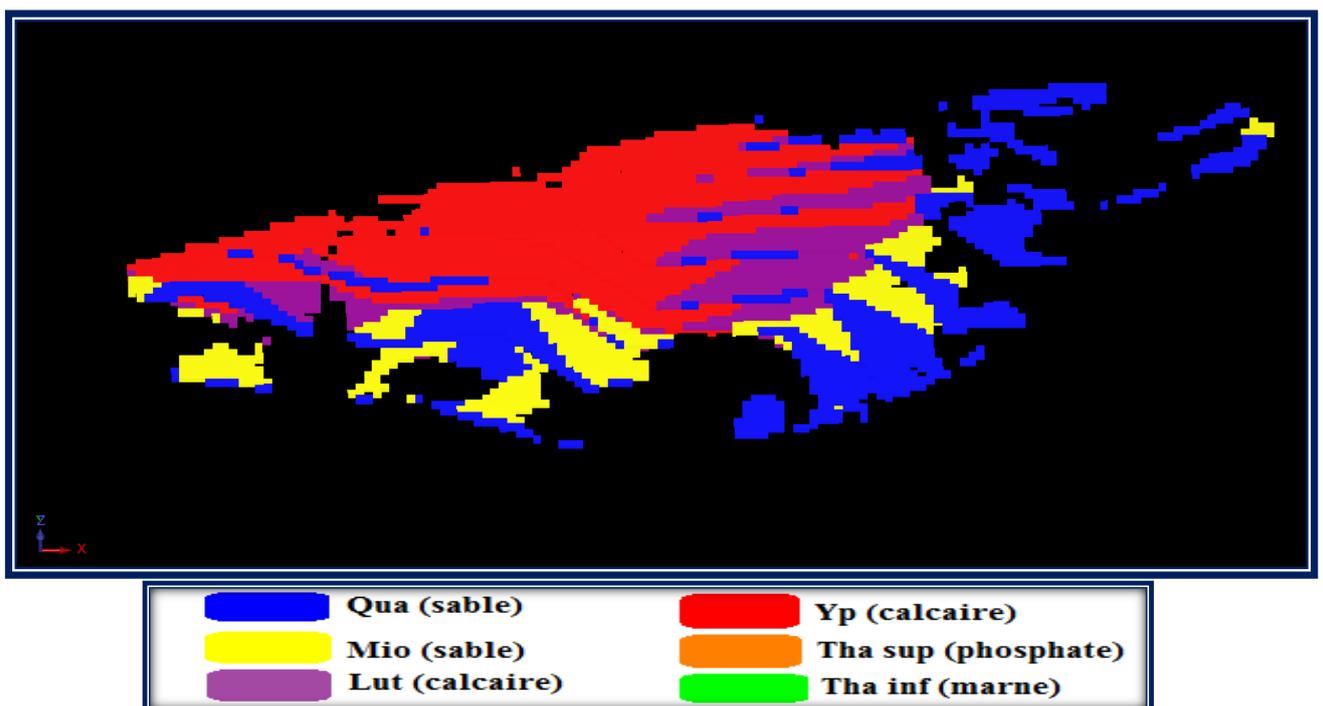


Figure V.26 : Bloc d'extrait de tous les couches



Figure V.27 : Bloc d'extrait de la couche de phosphate

- ▶ Remarque / 02 : Et nous l'appelons le block sous le plan topographique : " Reste " .
- ▶ N.B / 02 : Et à la deuxième fois en montrant le block model avec le plan topographique, on précise "sous" la surface DTM (plan topographique) afin de nous montrer le bloc reste (Voir les figures V.28 et V29).

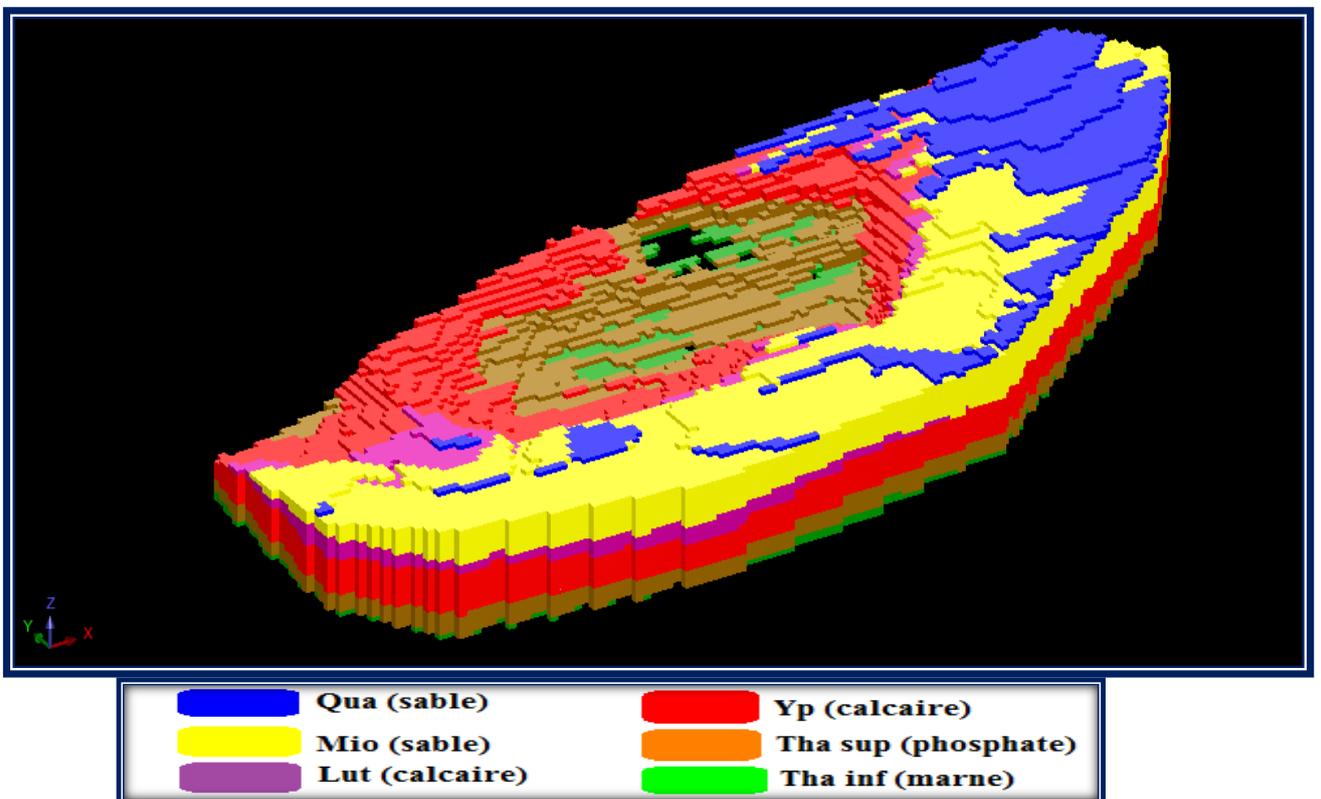


Figure V.28 : Bloc de reste de toutes les couches

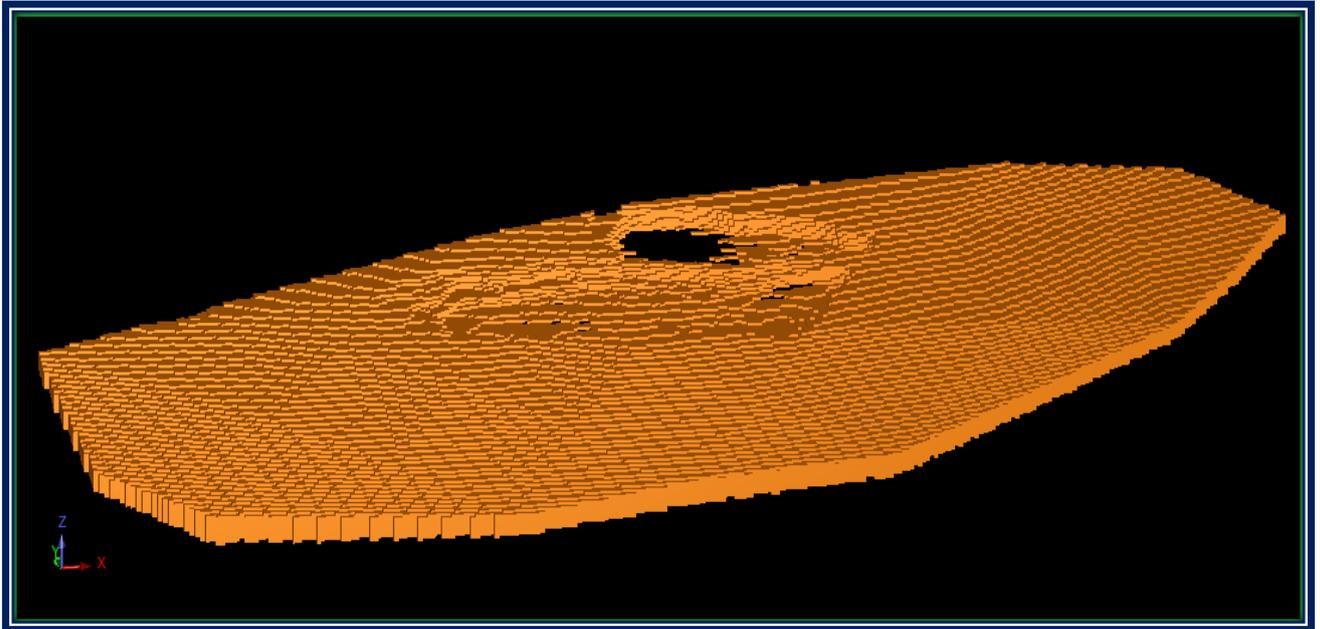


Figure V.29 : Bloc de reste de la couche de phosphate

- **N.B :** Nous pouvons connaître les informations et les propriétés de tout point que nous choisissons à l'intérieur du bloc model en le sélectionnant par la souris et en cliquant sur : "view attributes for one block" , puis nous observons ce qui suit (Figure V.30) :

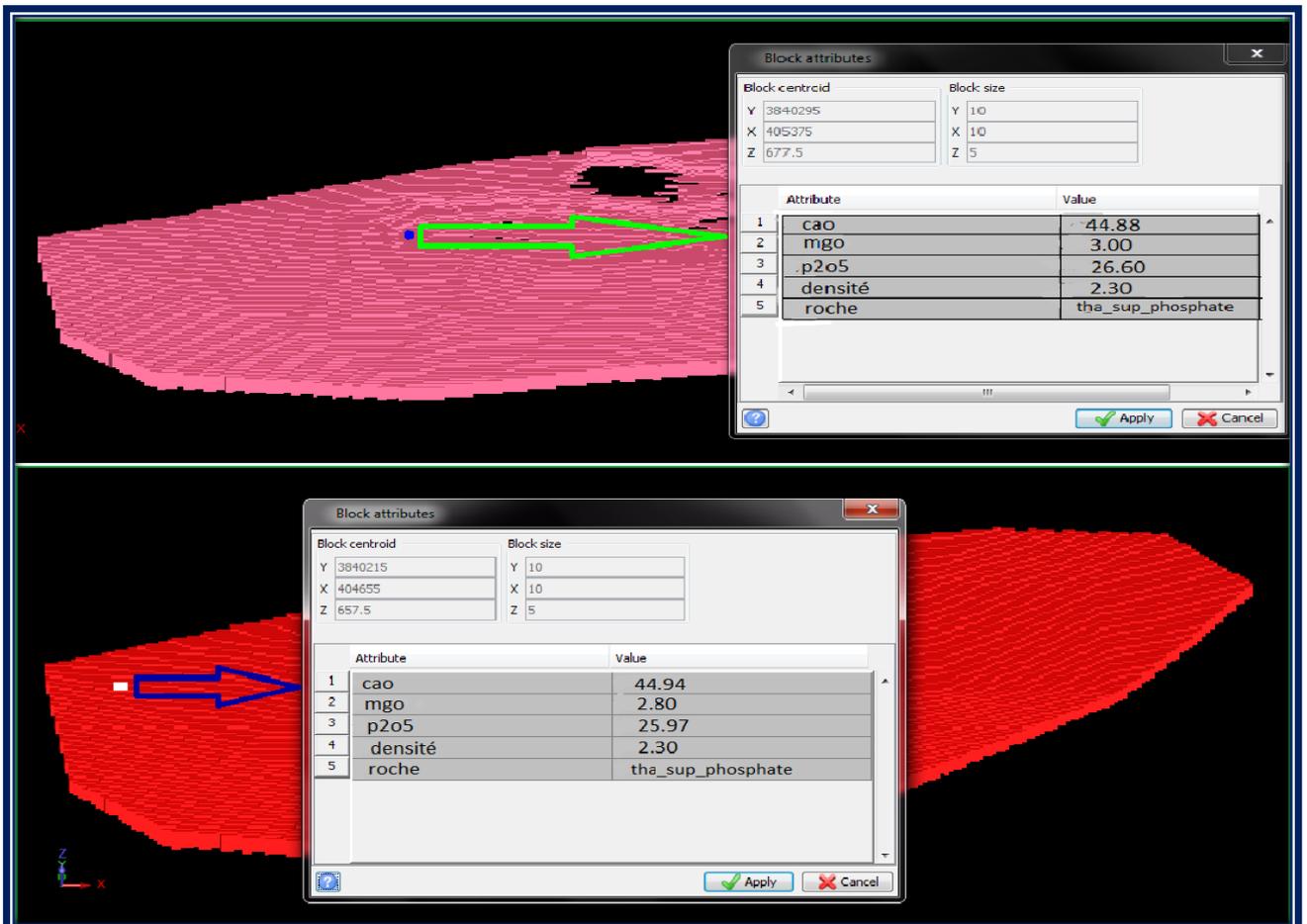
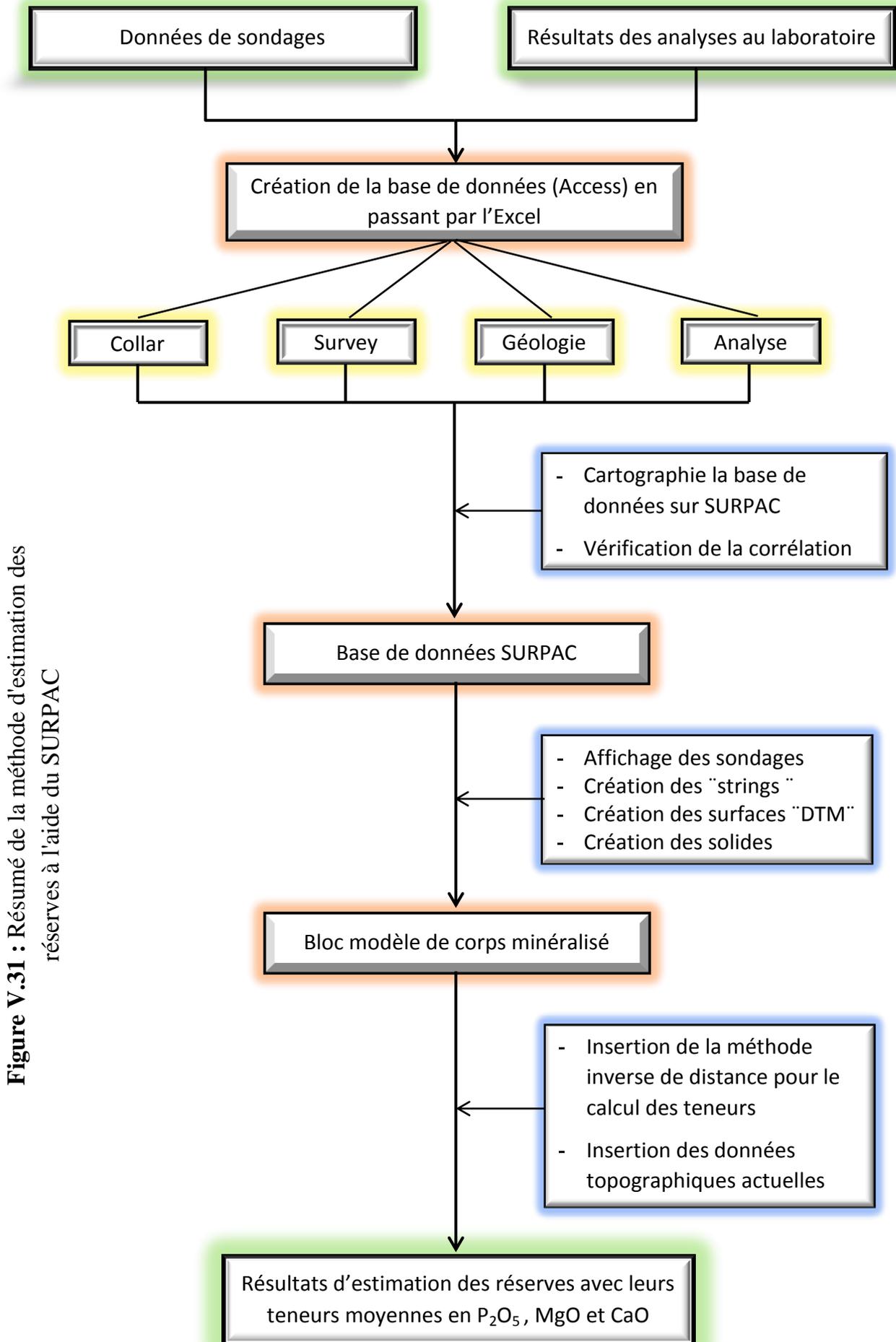


Figure V.30 : Informations sur certains points choisis par hasard dans le bloc modèle



## V.12. Résultats des estimations des réserves par logiciel "SURPAC"

- ▶ **N.B :** Les résultats obtenus sont limités à 32 sondages uniquement, car il y a des réserves de phosphate supplémentaires en dehors des 32 sondages que nous n'avons pas calculés en raison du manque de sondages car le Surpac a besoin dans les informations de compte des sondages.
- ▶ **Remarque :** voir dans l'annexe 06 une explication de la dernière étape d'évaluation des réserves, qui est l'étape de présentation des résultats.

### V.12.1. Réserves de phosphate avant le début d'exploitation [1986 à 2001] (terraine vierge)

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes	(%) P2o5	(%) Mgo	(%) Cao
tha_inf_marne	15604000	31208000	0.00	0.00	0.00
THA_SUP_PHOSPHATE	76316000	175526800	25.82	3.04	45.67
yp_calcaire	121896000	292550400	0.00	0.00	0.00
lut_calcaire	18756000	45014400	0.00	0.00	0.00
mio_sable	45376000	86214400	0.00	0.00	0.00
qua_sable	3968000	6745600	0.00	0.00	0.00
<b>Grand Total</b>	<b>281916000</b>	<b>637259600</b>			

Tableau V.6 : Les réserves géologiques globales d'avant l'exploitation

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes	(%) P2o5	(%) Mgo	(%) Cao
THA_SUP_PHOSPHATE	76316000	175526800	25.82	3.04	45.67

Tableau V.7 : Réserves géologiques de la couche de phosphate avant l'exploitation

## V.12.2. Réserves de phosphate sous forme de quantités extraites [2001 à 2020]

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes	(%) P2o5	(%) Mgo	(%) Cao
qua_sable	2088000	3549600	0.00	0.00	0.00
mio_sable	2380000	4522000	0.00	0.00	0.00
lut_calcaire	2984000	7161600	0.00	0.00	0.00
yp_calcaire	30176000	72422400	0.00	0.00	0.00
<b>THA_SUP_PHOSPHATE</b>	<b>7836000</b>	<b>18022800</b>	<b>25.30</b>	<b>3.19</b>	<b>45.51</b>
tha_inf_marne	48000	96000	0.00	0.00	0.00
<b>Grand Total</b>	<b>45512000</b>	<b>105774400</b>			

Tableau V.8 : Réserves de produit extrait de toutes les couches

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes	(%) P2o5	(%) Mgo	(%) Cao
<b>THA_SUP_PHOSPHATE</b>	<b>7836000</b>	<b>18022800</b>	<b>25.30</b>	<b>3.19</b>	<b>45.51</b>

Tableau V.9 : Réserves de produit extrait de la couche de phosphate

**V.12.3. Réserves de phosphate actuellement restantes après exploitation « Janvier 2020 »**

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes	(%) P2o5	(%) Mgo	(%) Cao
tha_inf_marne	15556000	31112000	0.00	0.00	0.00
<b>THA_SUP_PHOSPHATE</b>	<b>68480000</b>	<b>157504000</b>	<b>25.88</b>	<b>3.03</b>	<b>45.69</b>
yp_calcaire	91720000	220128000	0.00	0.00	0.00
lut_calcaire	15772000	37852800	0.00	0.00	0.00
mio_sable	42996000	81692400	0.00	0.00	0.00
qua_sable	1880000	3196000	0.00	0.00	0.00
<b>Grand Total</b>	<b>236404000</b>	<b>531485200</b>			

**Tableau V.10 :** Reste des réserves de toutes les couches d'après l'exploitation " réserves actuelles "

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes	(%) P2o5	(%) Mgo	(%) Cao
<b>THA_SUP_PHOSPHATE</b>	<b>68480000</b>	<b>157504000</b>	<b>25.88</b>	<b>3.03</b>	<b>45.69</b>

**Tableau V.11 :** Reste des réserves de la couche phosphatent d'après l'exploitation " réserves actuelles "

#### V.12.4. Estimation des réserves de phosphate perdue dans la fosse de glissement de 2007 au niveau du bord Nord - Est (à l'intérieur des limites de 32 sondages)

##### V.12.4.1. Historique (description) du glissement

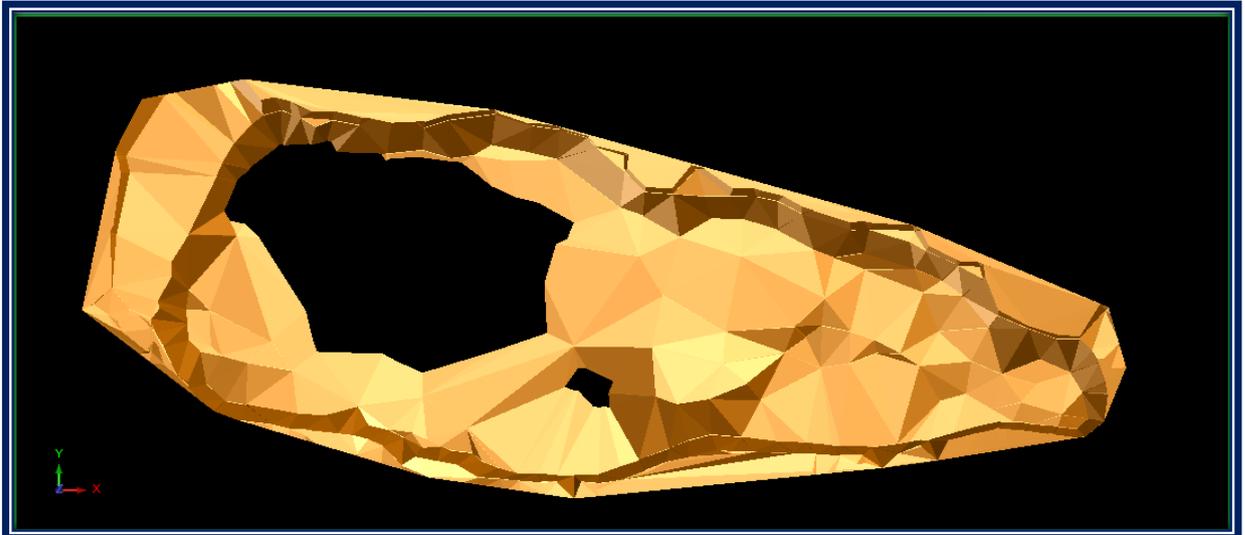
Le 08 septembre 2007, quelques minutes avant le lever de soleil, un événement spectaculaire s'est produit dans la mine à ciel ouvert de phosphate de Kef Essenoun (Djebel Onk). Il s'agit d'un glissement de terrain de très grandes ampleurs par son volume  $7 \text{ mm}^3$  observable à distance. Ce glissement brusque et inattendu a comblé entièrement la fosse en exploitation au niveau de la carrière et entraîné l'arrêt temporaire des travaux d'extraction sur une période prolongée. Les six figures suivantes définissent la situation de glissement sur terrain et avec clarification sur logiciel. [20]



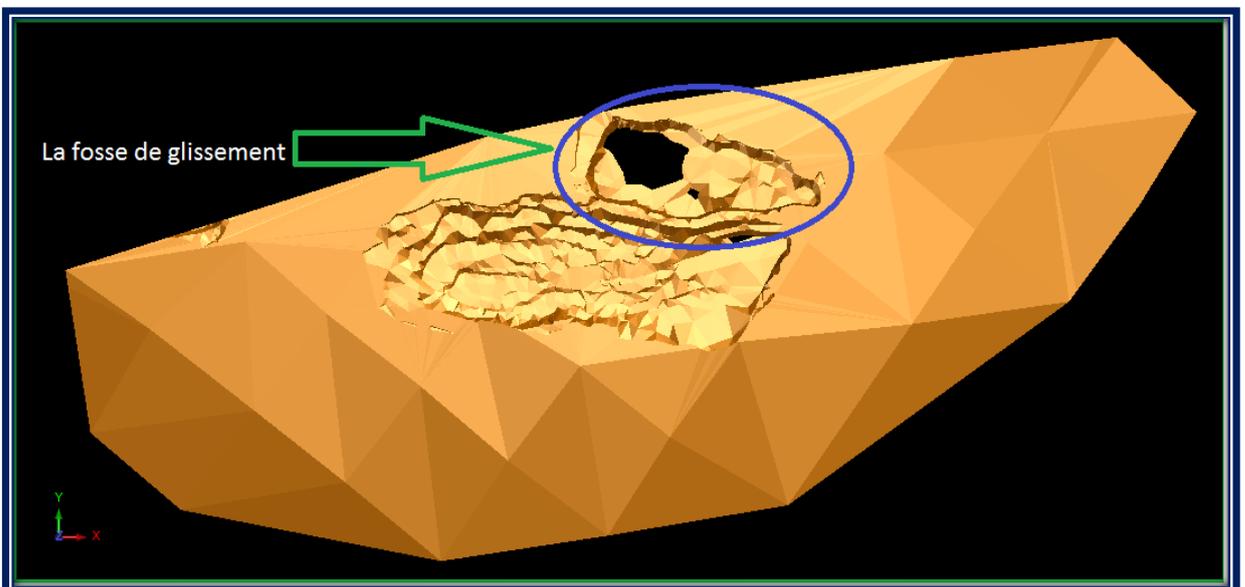
**Figure V.32 :** Photo montrant le glissement de 2007 dans la carrière de phosphate de K.E.S



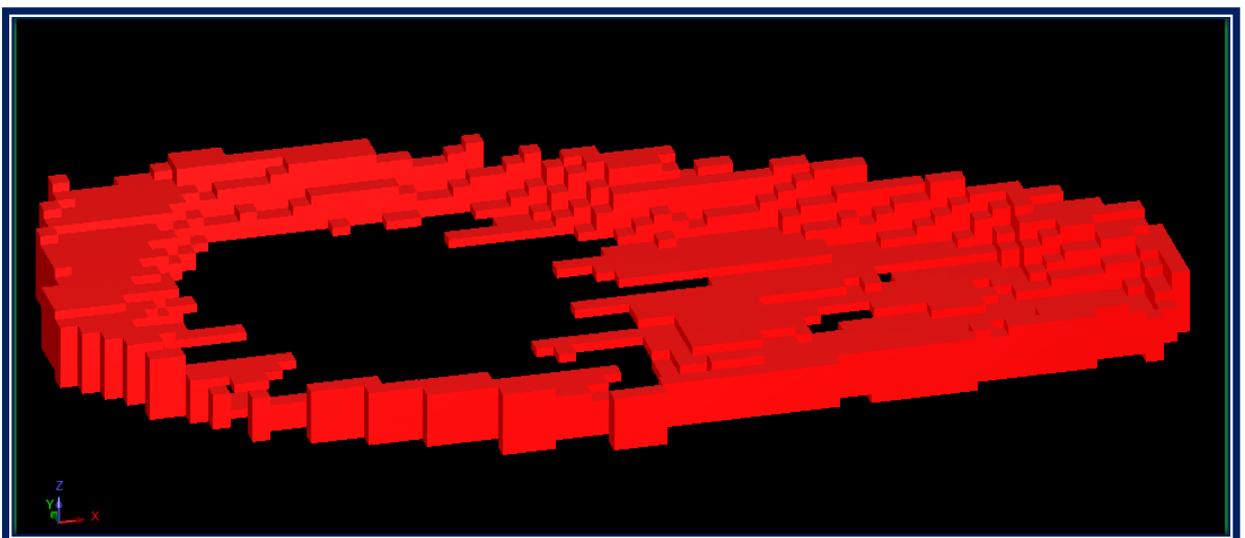
**Figure V.33 :** Photo montrant la fosse de la carrière de K.E.S avant le glissement de 2007



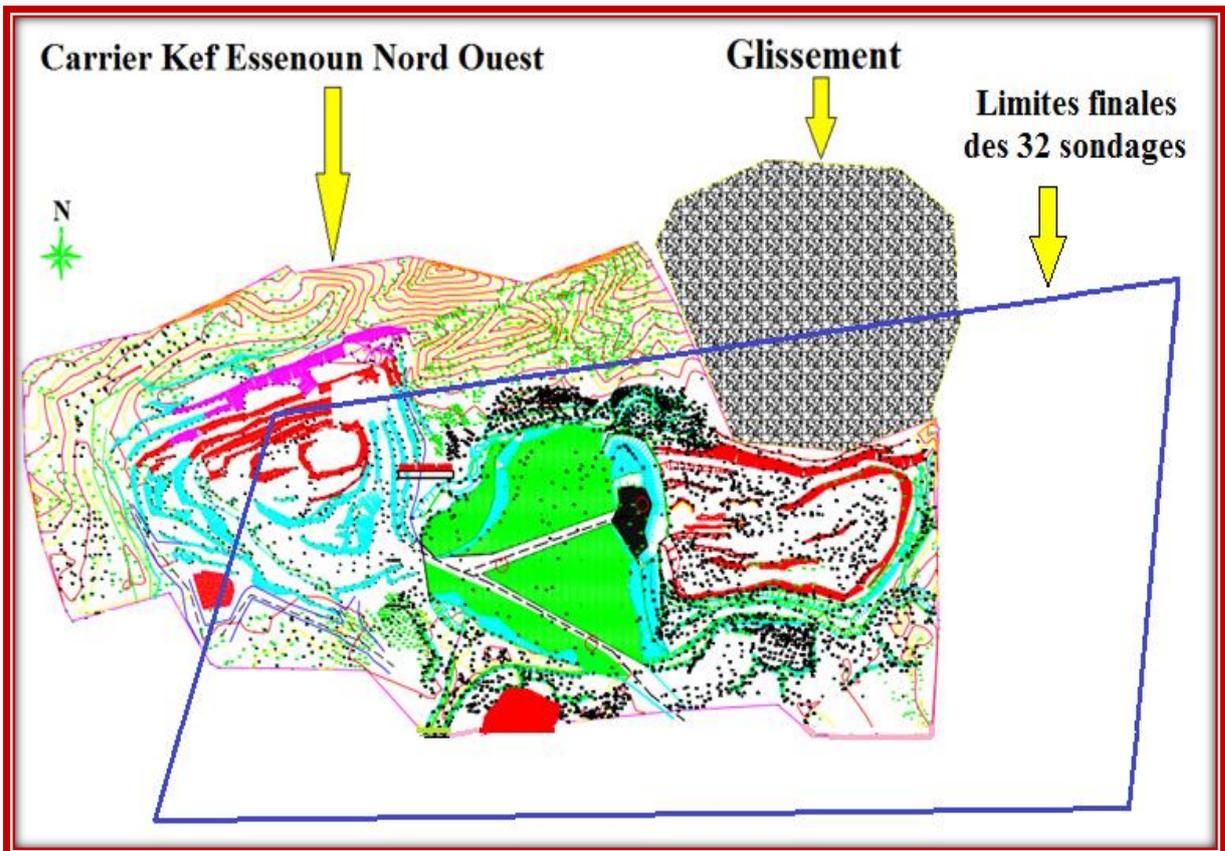
**Figure V.34** : Les pertes de phosphate dans la fosse de glissement de 2007 en block model



**Figure V.35** : Solide de la fosse de glissement par rapport la couche de phosphate



**Figure V.36** : Les pertes des phosphates dans la fosse sont représentés dans le block model



**Figure V.37 :** Carte topographique montrant la situation de glissement par rapport la carrière de Kef Essenoun [20]

#### V.12.4.2. Les résultats des pertes dans la fosse de glissement

(Lithologie) Roche	(M <sup>3</sup> ) Volume	(T) Tonnes
perles phosphaté	1273000	2927900

**Tableau V.12 :** Les résultats des pertes dans la fosse de glissement de 2007

### V.13. Classifications des types des réserves de la carrière Kef Essenoun

La méthode utilisée pour mesurer les réserves était basée sur deux systèmes de classification croisée :

#### V.13.1. Première classification

Le premier système de classification des réserves relatives à l'exploitabilité du minéral en question et l'autre à la fiabilité des informations sur sa quantité et sa teneur. Le premier système permettait de déterminer si le gisement était exploitable, compte tenu de la capacité technologique et des besoins industriels actuels. [11]

Selon cette classification il y'a trois types des réserves :

- ✓ **Réserves récupérables** : Réserves de stock minier que nous avons exploitées.
- ✓ **Réserves exploitables** : Les réserves minières restant sur le terrain et nous pouvons les exploiter.
- ✓ **Réserves inexploitable** : Les réserves minières restantes sont sur le terrain et nous ne pouvons pas les exploiter comme des pertes.

#### V.13.1.1. Sections des réserves de phosphate de "Kef Essenoun" selon la première classification

Réserves récupérables (Tonne)	Réserves exploitables (Tonne)	Réserves inexploitable (Tonne)
18 022 800	154 582 600	2 927 900

**Tableau V.13** : Classification des réserves de phosphate estimées selon la première méthode de classification

### V.13.2. Deuxième classification

La deuxième classification portait sur la fiabilité des données recueillies sur la quantité de minerai in situ. La deuxième classification désignait les gisements info réserves de catégories A, B, C<sub>1</sub> et C<sub>2</sub>, sur la base du système de classification soviétique, où suffisamment de données géologiques avaient été recueillies par rapport à la taille du gisement et à sa teneur en minéraux. [11]

- ✓ **Dans la catégorie A** : Les réserves sont connues en détail. Les limites du minerai sont délimitées par des tranchées, des travaux d'exploration ou des forages d'exploration. L'environnement du dépôt, la proportion des différentes teneurs commerciales du minerai et les conditions hydrogéologiques des exploitations ont été vérifiés et la qualité et les propriétés technologiques du minerai ont été déterminées en détail, ce qui garantit la fiabilité des opérations d'enrichissement et de production prévues.
- ✓ **Dans la catégorie B** : Les réserves en place sont explorées. Les corps minéralisés sont délimités par des travaux d'exploration ou des forages. L'environnement de dépôt est connu, et les types et les teneurs industrielles du minerai sont déterminés, mais sans détails sur leur distribution, la qualité et les propriétés technologiques du minerai sont suffisamment connues pour garantir le choix correct du système d'enrichissement. Les conditions générales d'exploitation et l'environnement hydrogéologique sont bien connus.
- ✓ **Dans la catégorie C<sub>1</sub>** : Les réserves en place sont estimées par une grille clairsemée de forages ou d'exploitations exploratoires. Cette catégorie comprend également les réserves adjacentes aux limites des catégories de minerai A et B ainsi que les réserves de gisements très difficiles dans lesquels la répartition des valeurs des minéraux ne peut être déterminée même par une grille d'exploration dense. Les types de qualité et les qualités industrielles, ainsi que la technologie d'enrichissement sont déterminés provisoirement au moyen d'essais et d'analyses en laboratoire et par analogie avec des gisements connus du même type. Les conditions générales d'exploitation et l'environnement hydrogéologique sont connus provisoirement.
- ✓ **La catégorie C<sub>2</sub>** : Comprend les réserves en place qui jouxtent les réserves explorées des catégories A+B+C<sub>1</sub> ainsi que les réserves indiquées par des preuves géologiques et géophysiques et confirmées par des forages. [11]

### V.13.2.1. Sections des réserves de phosphate de "Kef Essenoun" selon la deuxième classification

Catégorie "A" (Tonne)	Catégorie "B" (Tonne)	Catégorie "C <sub>1</sub> " (Tonne)	Catégorie "C <sub>2</sub> " (Tonne)
18 022 800	157 504 000	175 526 800	Les réserves estimées en de hors de 32 sondages que nous n'avons pas calculés en raison d'informations insuffisantes pour faire cette opération

**Tableau V.14 :** Classification des réserves de phosphate estimées selon la deuxième méthode de classification

## V.14. Analyse et interprétation des résultats

Par extrapolation aux tableaux précédents, ce qui suit devient clair :

- ✓ Les réserves de phosphate estimées à la carrière Kef Essenoun avant le début de l'exploitation sont 175 526 800 tonnes, avec une teneur moyenne égale à 25,82 % .
- ✓ Les réserves de phosphate extraites jusqu'à maintenant sont de 18 022 800 tonnes, avec une teneur moyenne de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> égale à 25,3 % .
- ✓ Les réserves de phosphate restants sans réserve inexploitable sont de 154 576 100 tonnes, avec une teneur moyenne de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> égale à 25,88 % .

Cela, explique que seulement environ 10,3 % des réserves de phosphate estimées de la carrière de Kef Essenoun ont été exploitées depuis le début de l'exploitation minière et l'accès au phosphate en 2001, et il est à noter que ce pourcentage est relativement faible, donc somipohos devra peut-être relever ses objectifs et s'intensifier ses efforts, pour assurer une production plus élevée et répondre aux exigences de l'État dans le secteur minier.

## Conclusion

Dans ce chapitre, qui est au cœur de notre sujet, nous avons expliqué en détail la méthode de calcul de l'estimation des réserves de phosphate présents dans la mine de Kef Essenoun par phases successives.

En commençant par l'insertion des données des sondages dans le programme excel, en passant par la création d'un modèle de bloc qui contient un certain nombre de couches de la terre, jusqu'aux résultats d'estimation des réserves, que ce soit des réserves primaires de la mine ou des réserves extraites depuis le début de l'exploitation jusqu'à maintenant, jusqu'aux réserves restant actuellement dans la mine.

Et cela s'ajoute à l'estimation des teneurs moyennes liées à ces réserves pour chacun des  $P_2O_5$ , MgO et CaO. Et tout cela grâce à l'utilisation du programme Surpac.

### Recommandations

Il est à noter que si la marge d'erreur augmente, le risque d'investissement augmente aussi.

L'estimation de réserve détermine donc la rentabilité et l'exploitabilité d'un gisement qui affecte le volume d'investissement nécessaire.

Ainsi, la valeur de l'estimation de réserve est très importante car elle nous aide à connaître la valeur de la rentabilité et aussi à prendre les décisions nécessaires dans un projet d'exploitation donné.

Par conséquent, comme dans notre cas, il est recommandé d'utiliser des logiciels de traitement de données tel que le Surpac afin d'obtenir des résultats fiables et pour en déduire les risques à courir avant d'engager dans un investissement que ce soit à long terme ou à court terme.

Notre étude s'est focalisée seulement sur l'estimation et l'actualisation des réserves de Phosphate dont on a eu des résultats satisfaisants mais d'autres études exploratoires devraient être envisagées avant d'entamer à l'exploitation proprement dite et en essayant de le développer et de le mettre à jour en fonction de la progression temporelle lors de l'exploitation :

- L'étude sur la faisabilité technique : le choix de la méthode d'extraction appropriée et l'installation de l'usine de séparation.
- L'étude impact environnemental.
- L'étude financière pour le coût d'investissement et le rendement.

Il est également proposé dans la carrière du Kef Essenoun d'ajouter un nombre considérable de sondages en dehors du voisinage des 32 sondages précédemment étudiés, avec notre connaissance du coût exorbitant de cette étape, mais pour assurer la collecte de la plus grande quantité possible d'informations qui définit géographiquement et quantitativement les limites des corps minéralisés et de la couche de phosphate, et cela accélère considérablement le processus de prise de décision et de choix de la meilleure méthode possible qui nous garantit beaucoup de profit pour beaucoup de temps et beaucoup moins de dépenses.

A green sticky note graphic with rounded corners and a tab at the top right. The text is centered on the note.

**Conclusion**  
**générale**

### Conclusion générale

En guise de conclusion, il est évident de dire qu'un projet d'exploitation minière nécessite d'abord une étude de prospection du gisement surtout l'estimation des réserves avant d'être lancé. Cela nous permet d'établir les paramètres reliant aux contraintes du volume d'investissement.

Les études sur terrains mous ont permis de connaître l'état de la zone d'étude afin d'adopter la méthode de prospection appropriée au gisement de phosphates de la carrière de Kef Essenoun.

Tandis que les analyses au laboratoire nous ont contribué à mettre en évidence la reconnaissance de l'emprise du projet plus précisément sa teneur. Puis, une partie d'étude topographique pour compléter les informations nécessaires à la création d'une base de données afin de pouvoir la traiter dans un logiciel de modélisation comme le Surpac. [44]

L'utilisation du logiciel Surpac nous a permis de faire les modélisations en 2D et en 3D du site et aussi d'avoir les résultats de la prospection pour en déduire l'estimation de réserve actuelle de 154 582 600 tonnes de phosphate exploitable.

Ainsi, le contenu de ce projet nous a permis de mettre en place les démarches à suivre pour réaliser une étude de prospection de gisements de phosphates dans la carrière de Kef-Essenoun. Les données obtenues enrichissent les données existantes concernant le site. Ces données seront très importantes pour réaliser les étapes qui suivront l'étape d'estimation des réserves comme la détermination du mode d'extraction, l'étude du coût d'investissement, l'installation et la situation générale de l'usine et ses accessoires. Et cela avant d'entamer à l'exploitation proprement dite et en essayant de le développer et de le mettre à jour en fonction de la progression temporelle lors de l'exploitation.

L'objectif général de notre travail est l'étude de l'estimation et actualisation des réserves géologiques de gisement de phosphates carrière de Kef Essenoun au sud-est de Tébessa. Celle-ci a été effectuée, en utilisation du logiciel Surpac. Et dans notre projet en réalisant différentes étapes :

- Une présentation générale du gisement et les processus liés à son extraction et l'état actuel de la carrière.

## Conclusion générale

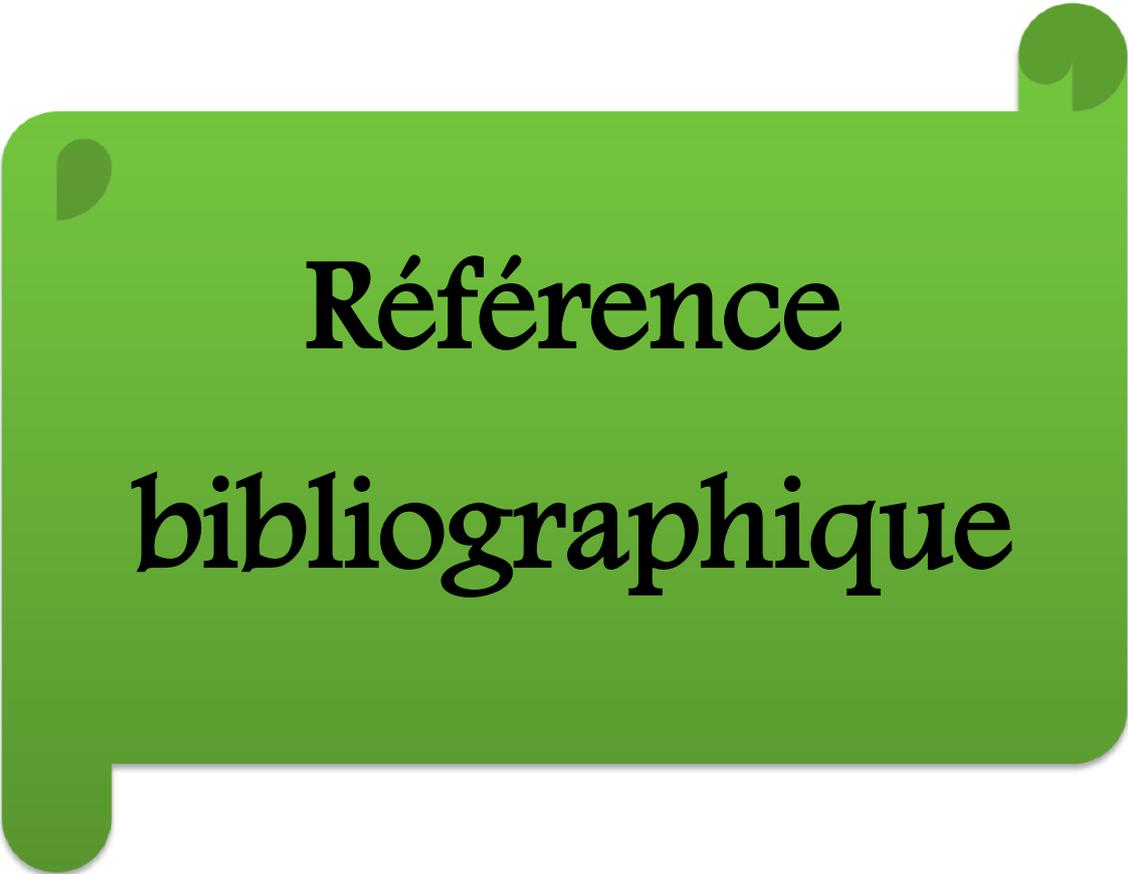
---

- Généralités bibliographiques sur les réserves géologiques et les différentes méthodes de leur évaluation.
- Une étude détaillée sur l'estimation des réserves de phosphate de Kef Essenoun à l'aide du logiciel Surpac.

En guise de conclusion finale de nos travaux sur ce projet, on peut dire que le gisement d'objet d'étude représenté par une couche principalement phosphatée correspond au thanétien supérieur avec une épaisseur d'environ 35 m, et un faible pendage de (08%).

Dans le cas initial du gisement Kef Essenoun, les réserves exploitables étaient estimées à 175 526 800 tonnes, avec une teneur moyenne de  $P_2O_5$  approchant 25,82%.

Quant à l'heure actuelle, selon notre étude, les réserves de phosphate exploitables du Kef Essenoun sont estimées à environ de 154 582 600 tonnes, avec une teneur moyenne de  $P_2O_5$  équivalente de 25,88 %. Quant aux réserves inexploitable, nous les avons estimées à environ de 2 927 900 tonnes de phosphate dans la fosse au-dessus duquel le glissement s'est produit en 2007. Mais dans le cas des réserves récupérables, nous avons atteint à son estimation d'environ 18 022 800 tonnes, avec une teneur moyenne de  $P_2O_5$  estimée à environ de 25,30 %.



**Référence  
bibliographique**

## Référence bibliographique

---

### Référence bibliographique

- [1] : Chapitre 07 Ressources et réserves, méthodes conventionnelles d'estimation, lien : "<http://cours.polymtl.ca/geo/marcotte/g1q3401min/chapitre7.pdf>"
- [2] : Simulation géostatistique Réalisé par : Fahima HALIMI et Hamid MEZGHACHE. Thème : Estimation des ressources d'un gisement karstique par méthodes géostatistiques : cas du gisement de fer d'anini (nord-est algérien). Laboratoire de Recherche de Géologie, Université de Badji Mokhtar Annaba janvier 2018.
- [3] : Marc KALALA KATAMBAYI .Etude comparative de l'exploitation de la zone 1 dans les niveaux supérieur à 475 par cut and fill et par sublevelcaving. Mine souterraine de Kamoto. Université de MBUJIMAYI- Ingénieur civil des Mines 2011.
- [4] : DASSAULT SYSTÈMES, "the 3dexperience company", propose aux entreprises et aux particuliers des univers virtuels pour imaginer des innovations durables, lien : <http://www.3ds.com/GEOVIA> .
- [5] : MINING SOFTWARE, lien : <http://www.miningsoftware.org/portfolio-posts/surpac/>
- [6] : [www.lasim.org](http://www.lasim.org) les phosphates 2020.
- [7] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de magister en chimie. Thème : Étude comparative des minerais de phosphate naturels noir et beige de la région de Djebel Onk (Tébessa). Réalisé par : NASRI MOUSSAOUI Fadila. Encadré par : Mr. NACER BEZZI. Université de Béjaia. Promotion 2011.
- [8] : Mémoire en vue de l'obtention du diplôme de magister. Thème : Typologie géochimique et géostatistique des minerais de phosphates du gisement de Bled El Hadba – Djebel Onk Algérie Orientale. Réalisé par Mr KHECHICHED RABAH. Encadré par : Mr MEZGHACHE Hamid. Université Badji mokhtar-Annaba. Promotion 2011.
- [9] : M.SLANSKY, [1975] - disponibilité et besoins futurs en minerais phosphatés compte tenu de la lutte anti-pollution et de nouvelles applications possibles, B.R.G.M.
- [10] : MANAGEM, Casablanca, Maroc, (Processus d'estimation des ressources et des réserves a MANAGEM). Groupe intégré sur l'ensemble de la chaîne de valeur de

## Référence bibliographique

---

l'activité minière, il opère sur un portefeuille de ressources minérales diversifié ; liens :

- Site 01 : <https://docplayer.fr/71028961-Processus-d-estimation-des-ressources-et-des-reserves-a-managem.html>
- Site 02 : [http://www.ammc.ma/sites/default/files/DI\\_Managem\\_BT\\_037\\_2017.pdf](http://www.ammc.ma/sites/default/files/DI_Managem_BT_037_2017.pdf)
- [11] : Livre de "Minerals Yearbook" 1974 Volume III , AREA REPORTS INTERNATIONAL, Prepared by staff of the BUREAU OF MINES.
- [12] : Cieslinski S. et al. [1985,1987], "Travaux de prospection et d'évaluation des phosphates de la région de Bir El Ater", EREM
- [13] : CERAD (centre de recherche et de développement Service hydrogéologique), [2008], "Travaux hydrique de la région de Djebel el Onk", Ferphos Tébessa.
- [14] : Prian, G. P. et Cortiel Ph., [1993] - Etude de développement du gisement de phosphate de Djebel Onk (Algérie). Rapport d'expertise géologique, B.R.G.M. France.
- [15] : EREM (1985-1987) - Travaux de prospection et d'évaluation des phosphates dans de Bir El Ater. Rapport EREM, 2 tomes : géologie, 50p. , prospection d'évaluation, Biblio, 53p.
- [16] : FERPHOS ,2009.Synthèses géologiques du gisement de Djebel Onk Nord.
- [17] : MAGASSOUBA Moussa Balla et ABAKAR MAHAMAT ALI ; 2009. Rapport de stage de fin d'étude.
- [18] : Brgm (1993) - Rapport de l'expertise sur les travaux de prospection et d'évaluation des réserves du district minier de Djebel Onk.
- [19] : BOUDRIES AMEL (2008) - Étude géologique et géostatistique de l'Uranium (U) dans le gisement de phosphate de Kef Essenoun, Mémoire Magister, Université Badji Mokhtar- Annaba, p 16-40.
- [20] : PLAN\_D'EXPLOITATION\_FINAL\_2020\_bureau\_d'etude\_somiphos.
- [21] : Phosphate - Wikipedia <https://fr.m.wikipedia.org> 2020.
- [22] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : Étude multicritères des paramètres d'abattage de la mine de phosphate

## Référence bibliographique

---

de djebel Onk –Tébessa. Réalisé par : Mr Mohammed DOUMIR et Mr Saïd TEFTAF.  
Encadré par : Mr. NOUIOUA.S. Université de Tébessa. Promotion 2017.

- [23] : Utilisation des phosphates naturels pour une agriculture durable ; Division de la mise en valeur des terres et des eaux de la FAO ; Agence internationale de l'énergie atomique, Food and Agriculture Organization (FAO), 2004.
- [24] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : Etude de conception des plans de tirs par La méthode de LANGFORS et à la quantification de la granulométrie des roches fragmentées par le modèle de KUZ- RAM, cas de gisement de phosphate de Kef Essenoun - Djebel Onk(Tébessa). Réalisé par : AZZOUZ RACHED .Hamza. Encadré par : Mr. HANNACHIAL BAHY. Université Badji Mokhtar-Annaba. Promotion 2014.
- [25] : KOVALENKO.V. AMBARTSOUMIAN.N. Et LAHMER. K.M. Exploitation des carrières. Université d'Annaba. Edition OPU, 1986.
- [26] : CHIBKA.N « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, 1980.
- [27] : Centre National des Etudes et de Formation de l'Industries des Carrières et des Matériaux de construction (CEFICEM), « Le forage des roches ».
- [28] : Mémoire en vue de l'obtention du diplôme de magister. Thème : Typologie géochimique et géostatistique des minerais de phosphates du gisement de Bled El Hadba – Djebel Onk Algérie Orientale. Réalisé par Mr KHECHICHED RABAH). Encadré par : MEZGHACHE Hamid. Université Badji mokhtar-Annaba. Promotion 2011.
- [29] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : optimisation des paramètres de chargement et transport cas de Djebel Onk. Réalisé par : Mr Hecham BELMAHDI et Mr Naim ABOUDA. Encadré par : Mr.SAADAOUI.Salah. Université de Tébessa. Promotion 2017.
- [30] : Guide de l'Office National des Explosifs « ONEX ».
- [31] : MUDIANGA Kamulete Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert, Université de Lubumbashi.

## Référence bibliographique

---

- [32] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : Utilisation rationnelle des moyens de chargement et de transport cas de la mine de Kef Essenoun. Réalisé par : Mr. ADDAOUD Soufiane et Mr. YAHY Rabah. Encadré par : Mme BOUTERFIF Leila. Université de Tébessa. Promotion 2018.
- [33] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : Structure de la mécanisation complexe gisement du phosphate de Djebel Onk Tébessa (Cas de Kef Essenoun). Réalisé par : Mr. BOUKHELOUF. Idriss et Mme. ABDELLAOUI Moulet Imane. Encadré par : Mr. DEBBOUZ Mokhtar. Université de Tébessa. Promotion 2019.
- [34] : RJEFSKY V.V Les processus des travaux miniers à ciel ouvert, NEDRA 1978 Moscou.
- [35] : Poulard F., Daupley X., Didier C., Pokryska Z., D'Hugues P., Charles N., Dupuy J.-J., Save M. (2017) – Exploitation minière et traitement des minerais. Collection « La mine en France ». Tome 6.
- [36] : Procédés et machines de traitement des minéraux utiles: le manuel/ P.I. Pilov, O.V. Petrova. – D.: Université Nationale des Mines, 2013.
- [37] : Rapport de traitement de l'usine de Kef Essenoun.
- [38] : GEOVIA -Wikipédia <https://fr.wikipedia.org/>. 2020.
- [39] : Tutorial du logiciel surpac de source : Copyright 2012 Gemcom Software International Inc, 1066 West Hastings Street, Suite 1100 Vancouver, BC Canada V6E 3X1. Site officiel : Geology Modeling and simulation GEOVIA – Dassault Systèmes 3ds.com, Lien du site : [www.gemcomsupport.com](http://www.gemcomsupport.com).
- [40] : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : " Définition et calcul de la teneur de coupure de la mine d'or d'Amesmess, Tamanrasset ". Réalisé par : Mr. BAALOUL Bedjad Mr. BENCHERIF Sadek. Encadré par : Mr MAZA Mustapha Université de Bejaia. Promotion 2015.
- [41] : Ministère de l'énergie et des mines. Lien : <https://www.energy.gov.dz/>

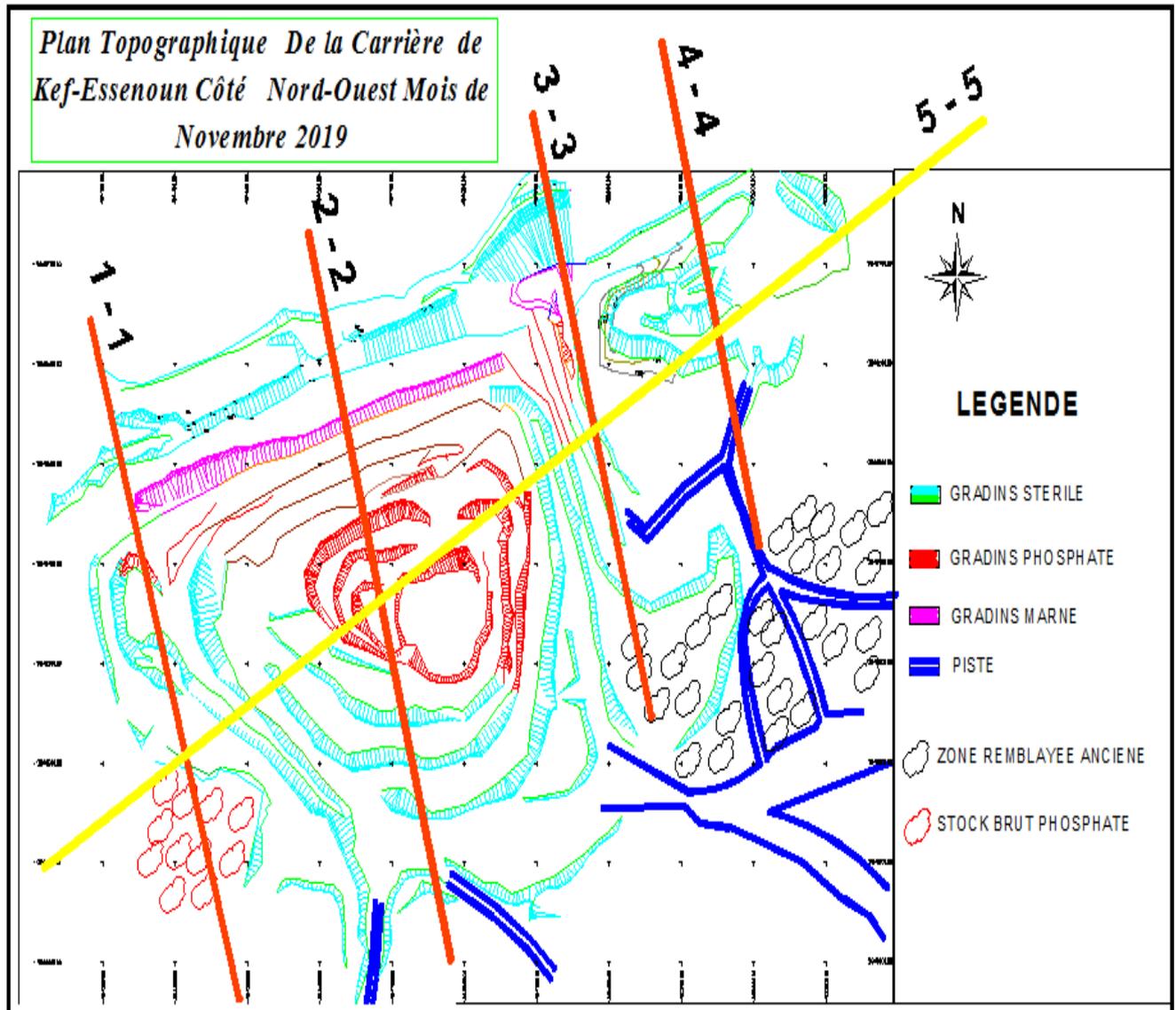
## Référence bibliographique

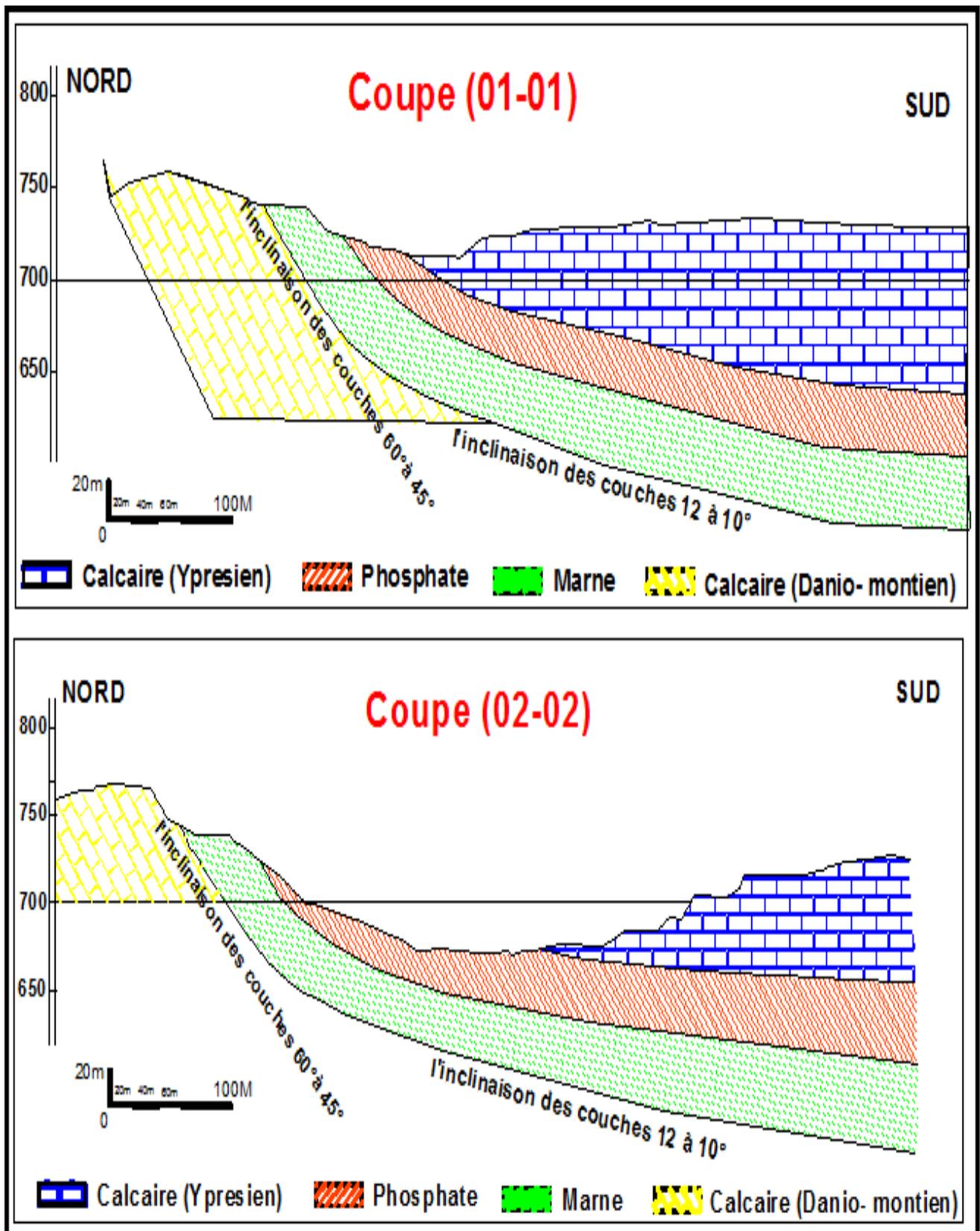
---

- **[42]** : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : Evaluation géostatistique des ressources minières cas de gisement de Kef Es Sennoun. Réalisé par : Mme. BELKAI Hadjila et Mme. BEN HAMICHE Assia. Encadré par : Mr. BOUKARM Riadh. Université Abderrahmane Mira de Bejaia. Promotion 2015.
- **[43]** : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de master en exploitation des mines. Thème : Modélisation des réserves du gisement de Bled El Hadba par chaque niveau d'exploitation à l'aide du logiciel Surpac. Réalisé par : Mr. Zouaghi Djamel. Encadré par : Mr. CHENITI Hamza. Université Badji mokhtar-Annaba. Promotion 2017.
- **[44]** : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de Maitrise des Sciences et Techniques en Géophysique Appliquée. Thème : Prospection et évaluation de réserve de graphite par utilisation du logiciel Surpac dans la carrière d'Analatsara, District de Vatomandry. Réalisé par : Mr. RANDRIANASOLO Sandamahenina Charles. Encadré par : Mr. RAZAFINDRAKOTO Boni Gauthier. Université D'Antananarivo. Promotion 2014.
- **[45]** : Mémoire de fin d'étude en vue de l'obtention du diplôme de d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier. Thème : Estimation des ressources en phosphates du gisement de Bled El Hadba par les méthodes classique et géostatistiques. Réalisé par : Mr. Ramdani Fathi et Mr. Zouaghi Djamel. Encadré par : Mr. CHENITI Hamza. Université Badji mokhtar-Annaba. Promotion 2017.

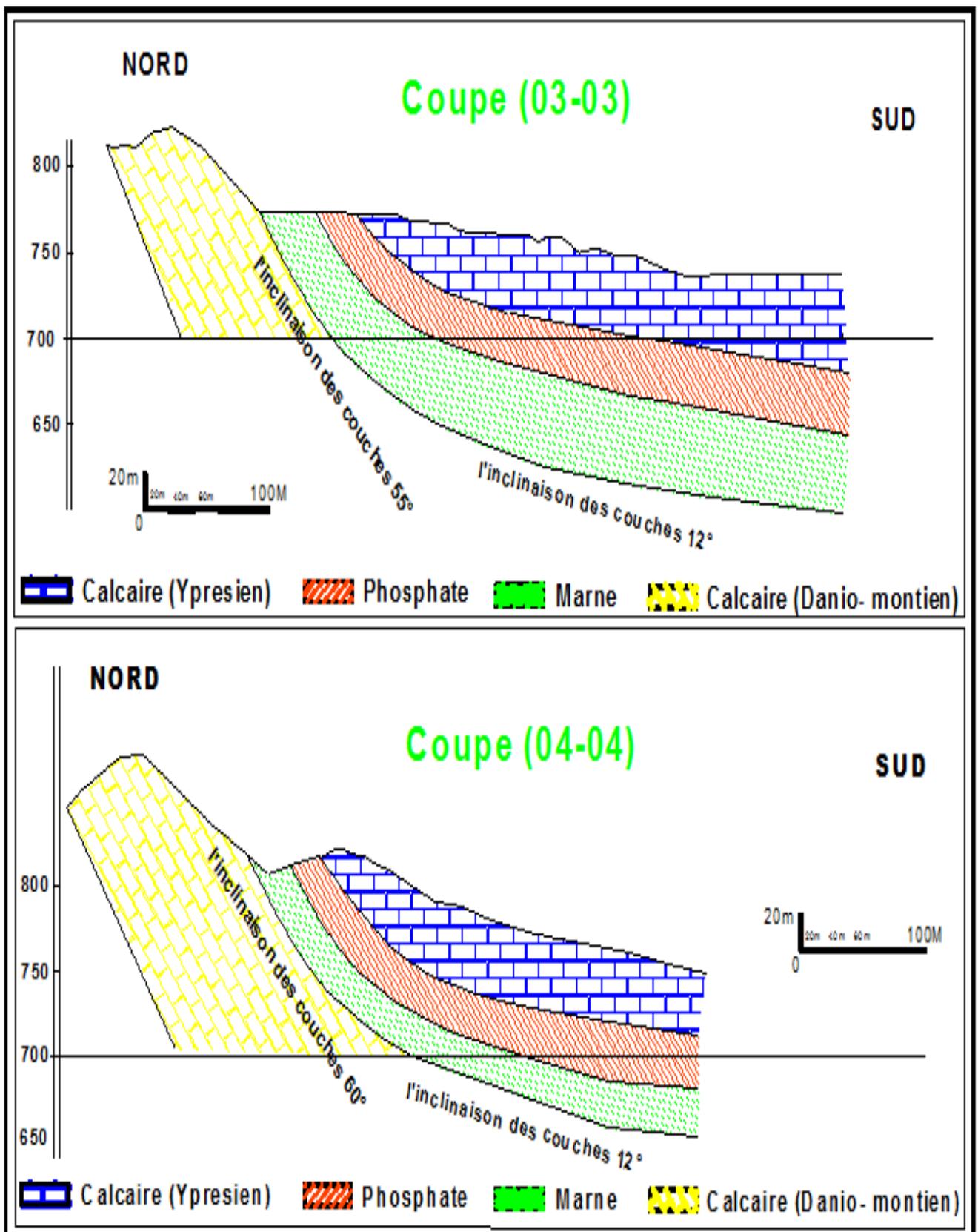


# **ANNEXES**

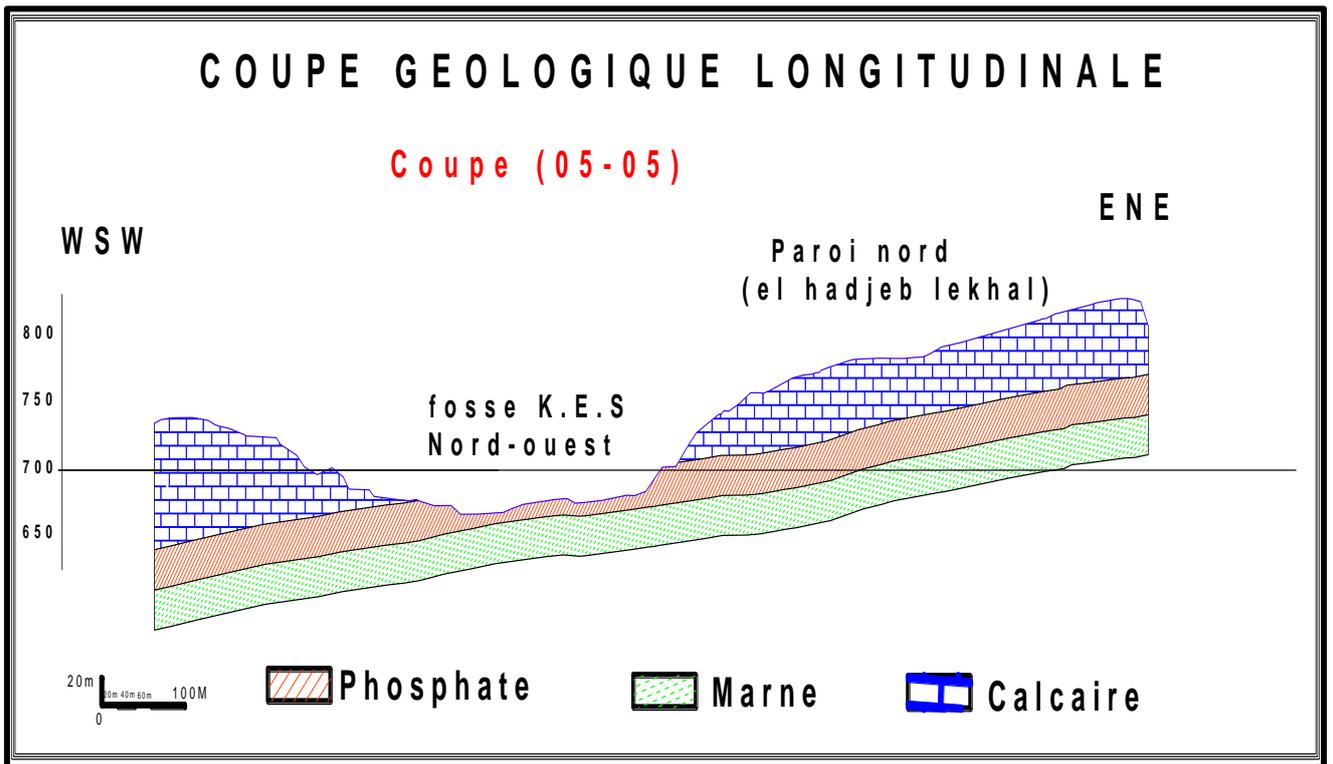
**Annexe 01** : Infos sur l'état actuel et situation de la carrière K.E.S**Annexe 1.1** : Localisation des coupes géologiques pour l'exercice 2020**Figure 1.1.1** : Localisation des coupes géologiques pour l'exercice 2020



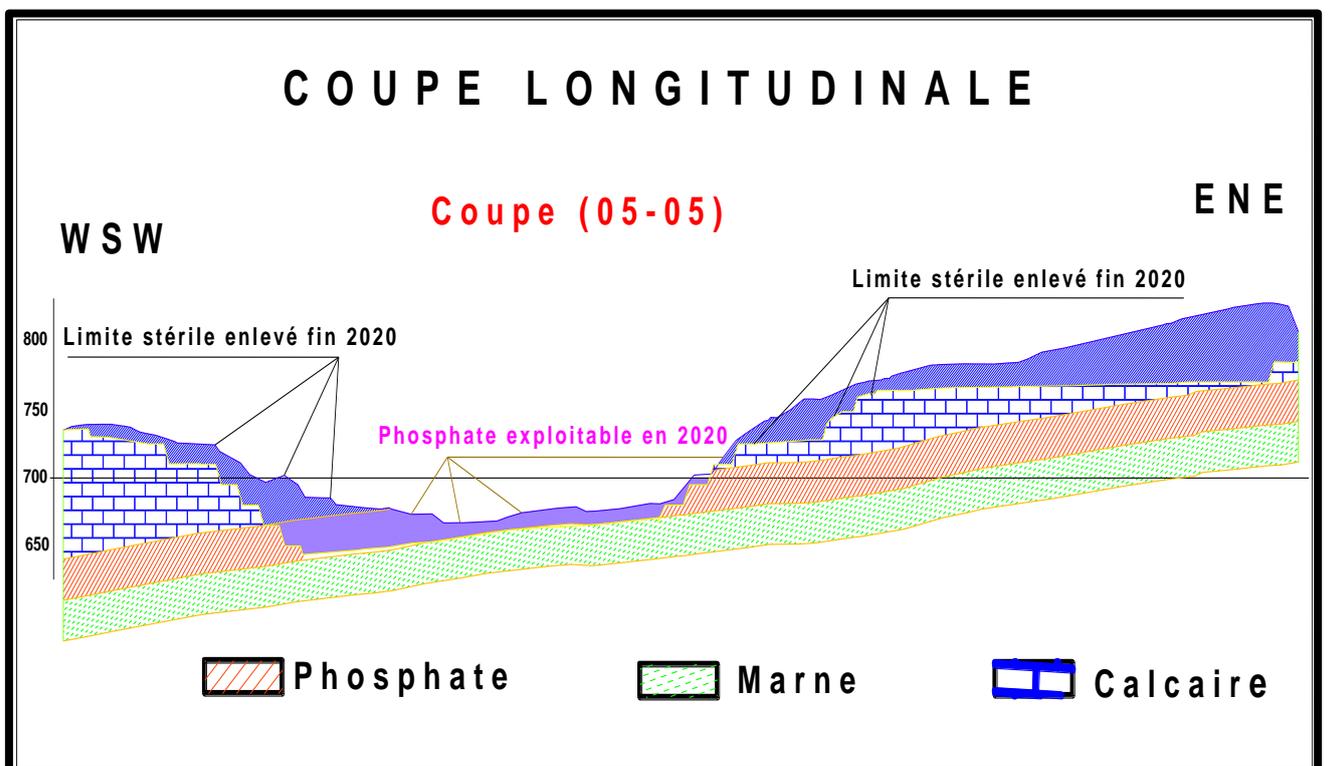
**Figure 1.1.2 :** Coupes géologiques (1-1) et (2-2) : K.E.S Côté NORD-OUEST sa position est indiquée sur la figure précédente (figure 1.1.1)



**Figure 1.1.3 :** Coupes géologiques (3-3) et (4-4) : K.E.S Côté entre NORD-OUEST et l'ancienne fosse (PAROI NORD) sa position est indiquée sur la (figure 1.1.1)



**Figure 1.1.4 :** Coupe géologique (5-5) : moi novembre 2019 sa position est indiquée sur la (figure 1.1.1)



**Figure 1.1.5 :** Coupe géologique (5-5) : masse rocheuse enlevé exercice 2020 sa position est indiquée sur la (figure 1.1.1)

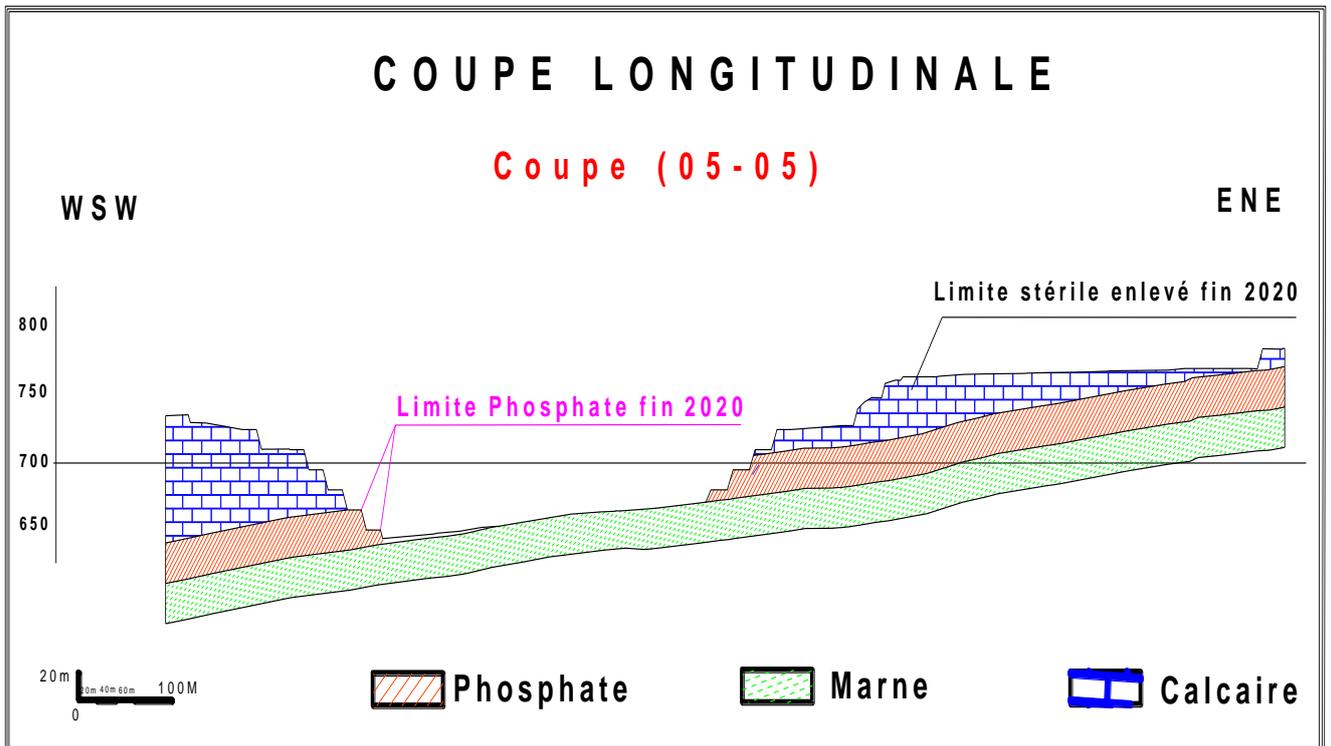


Figure 1.1.6 : Coupe géologique (5-5) : situation final fin 2020 sa position est indiquée sur la (figure 1.1.1)

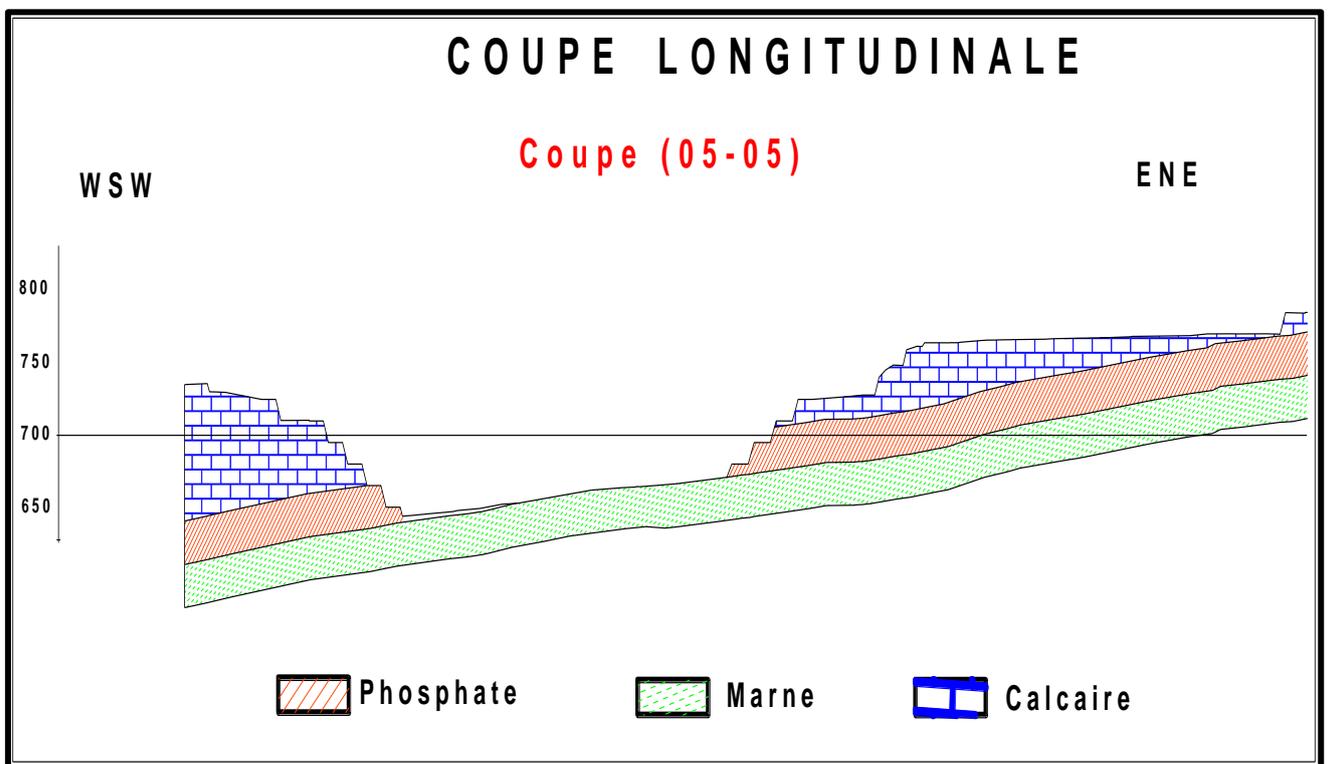


Figure 1.1.7 : Coupes géologiques (5-5) : coté ENE-WSW de K.E.S fin 2020 sa position est indiquée sur la (figure 1.1.1)

Annexe 1.2. Carte et coupes géologiques représentent la situation de la carrière K.E.S côté N-O au 31-12-2019 :

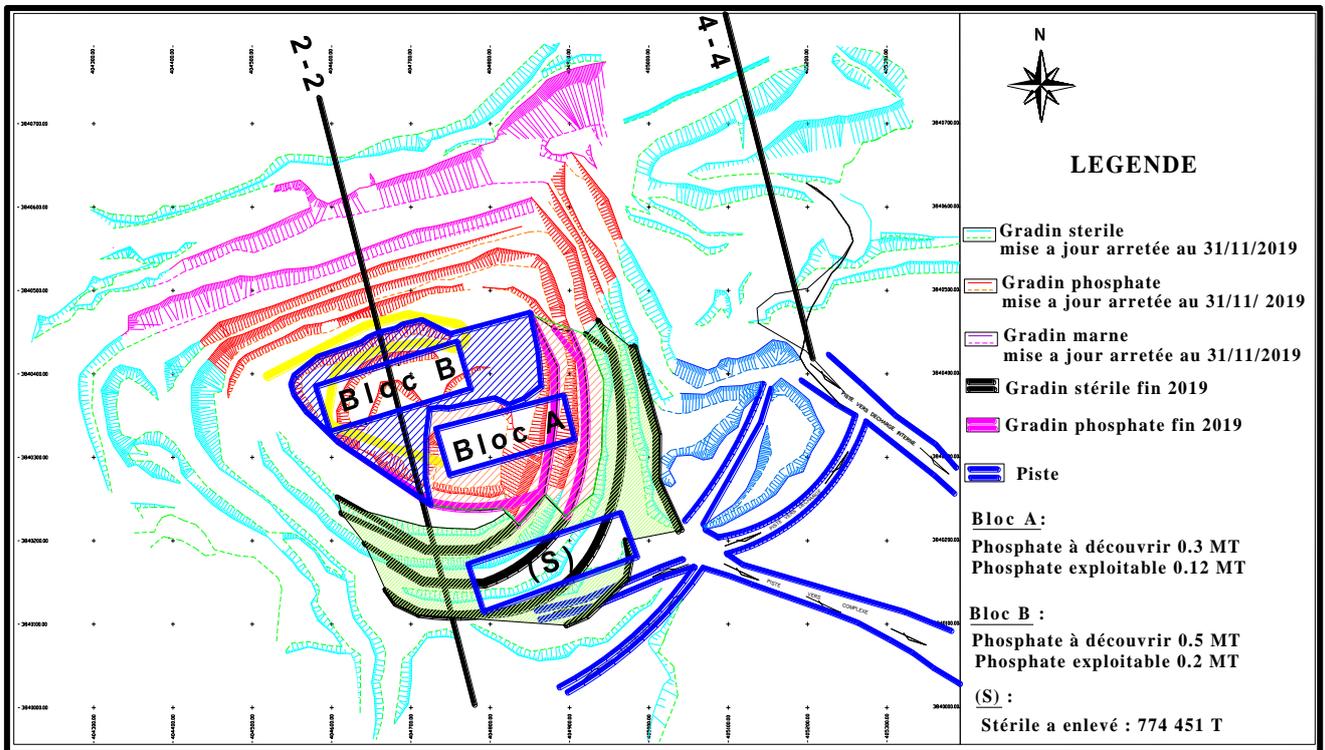


Figure 1.2.1 : Situation de la carrière K.E.S côté N-O au 31-12-2019

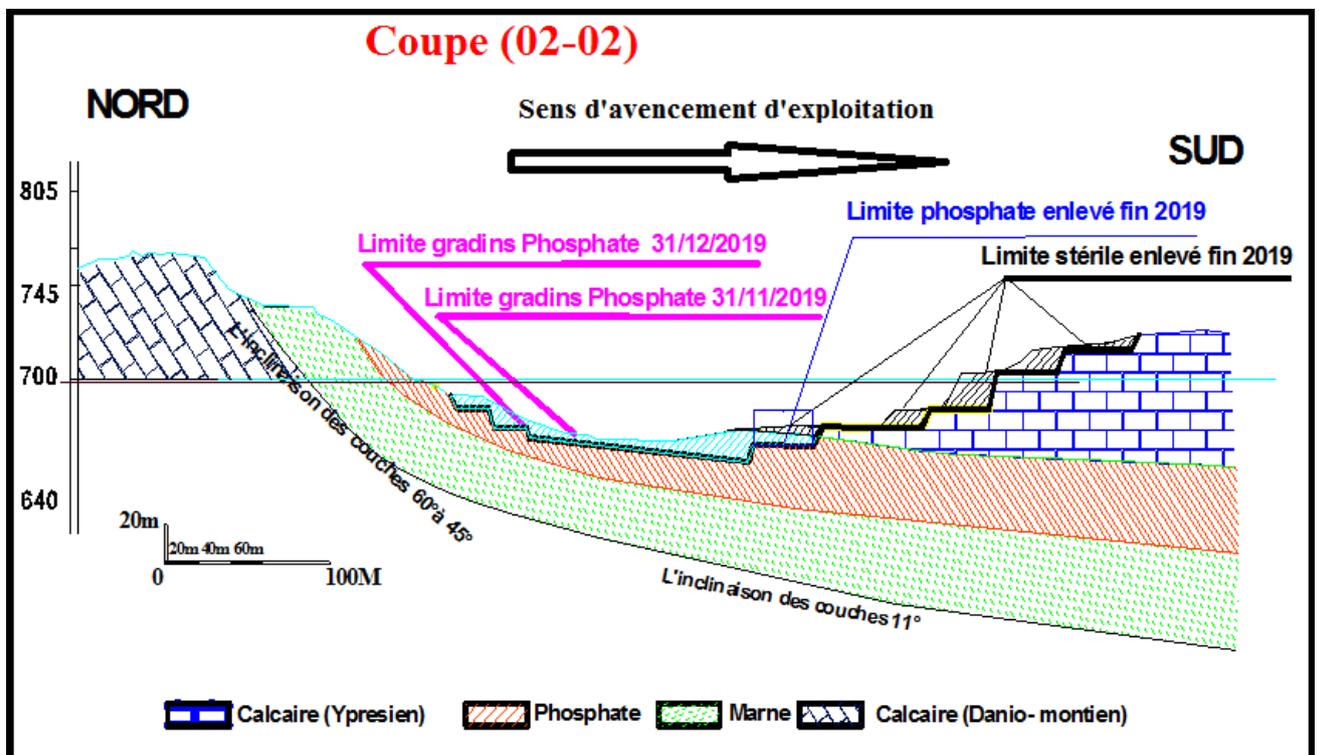


Figure 1.2.2 : Coupe géologique (2-2) : K.E.S côté N-O au 31-12-2019 sa position est indiquée sur la figure précédente (figure 1.2.1)

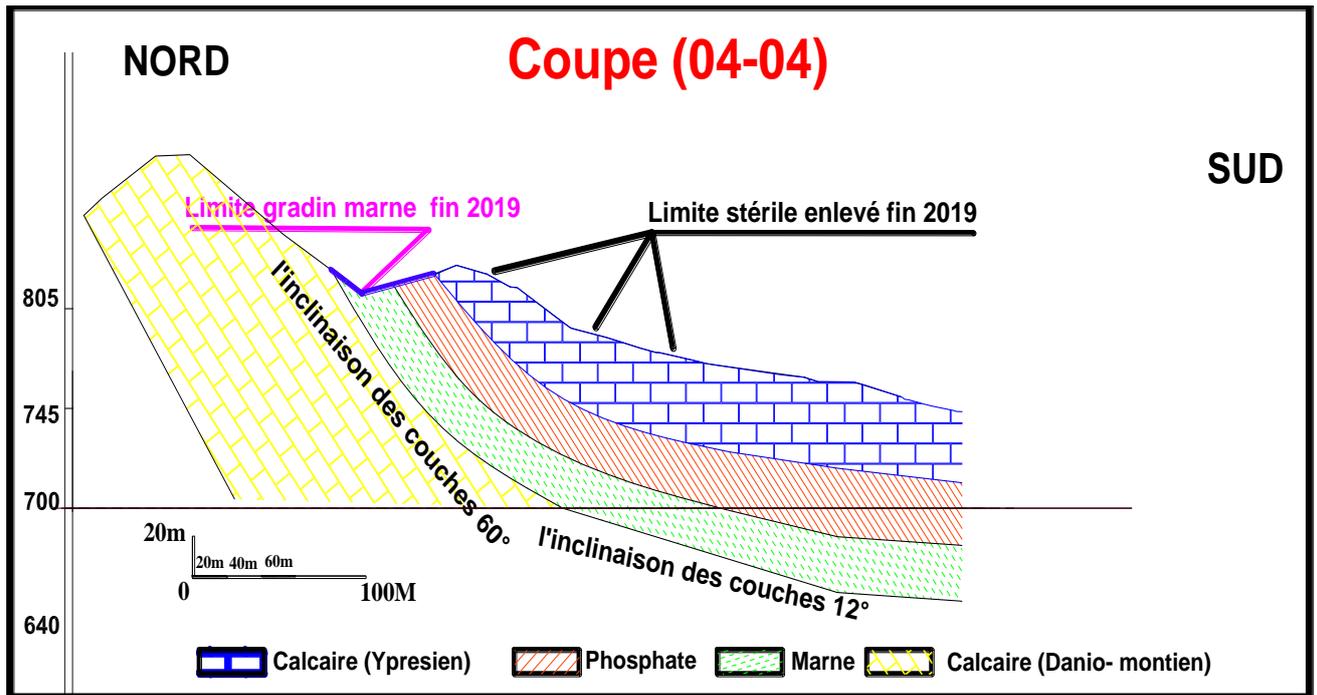


Figure 1.2.3 : Coupe géologique (4-4) : K.E.S coté crête au 31-12-2019 sa position est indiquée sur la (figure 1.2.1)

Annexe 1.3 : Carte et coupes géologiques représentent le stérile à extraire et phosphate découvert de la carrière K.E.S Côté Nord-Ouest exercice 2020 :

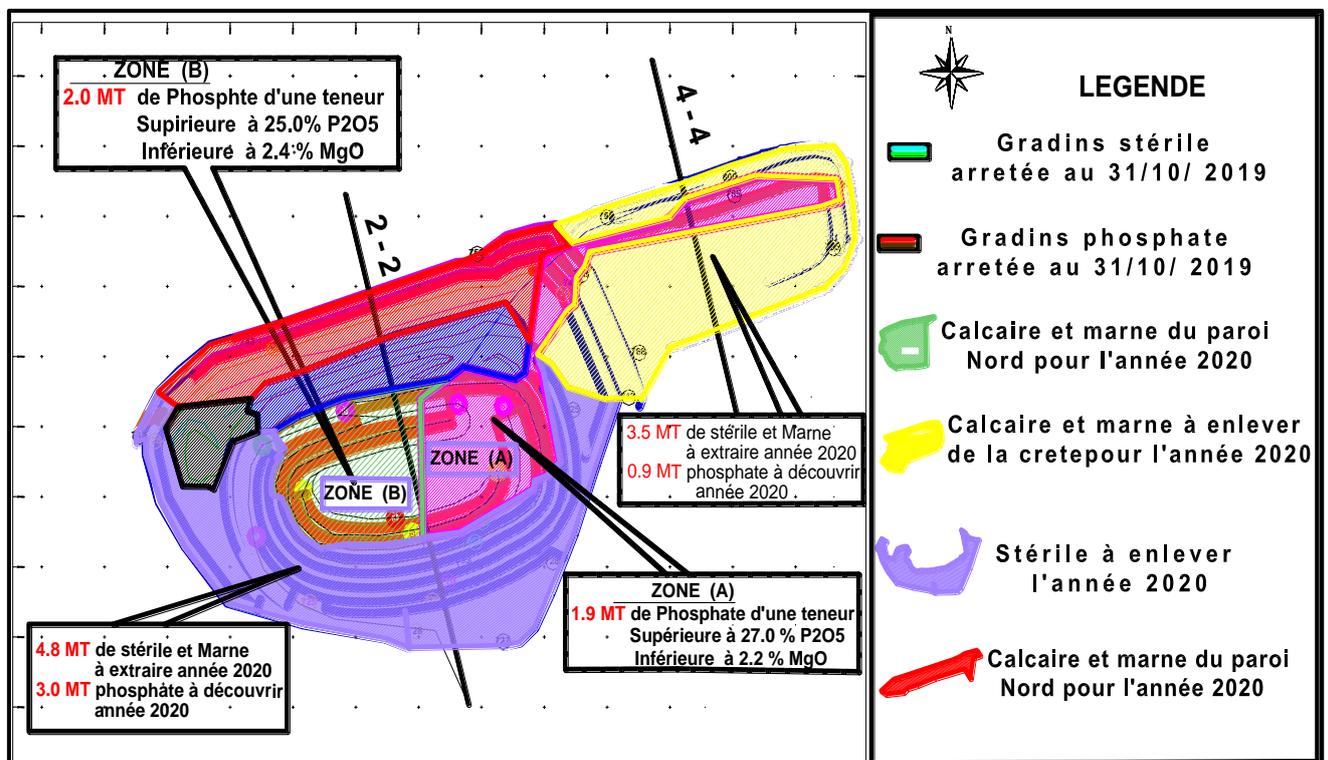


Figure 1.3.1 : Stérile à extraire et phosphate découvert de la carrière K.E.S Côté Nord-Ouest exercice 2020

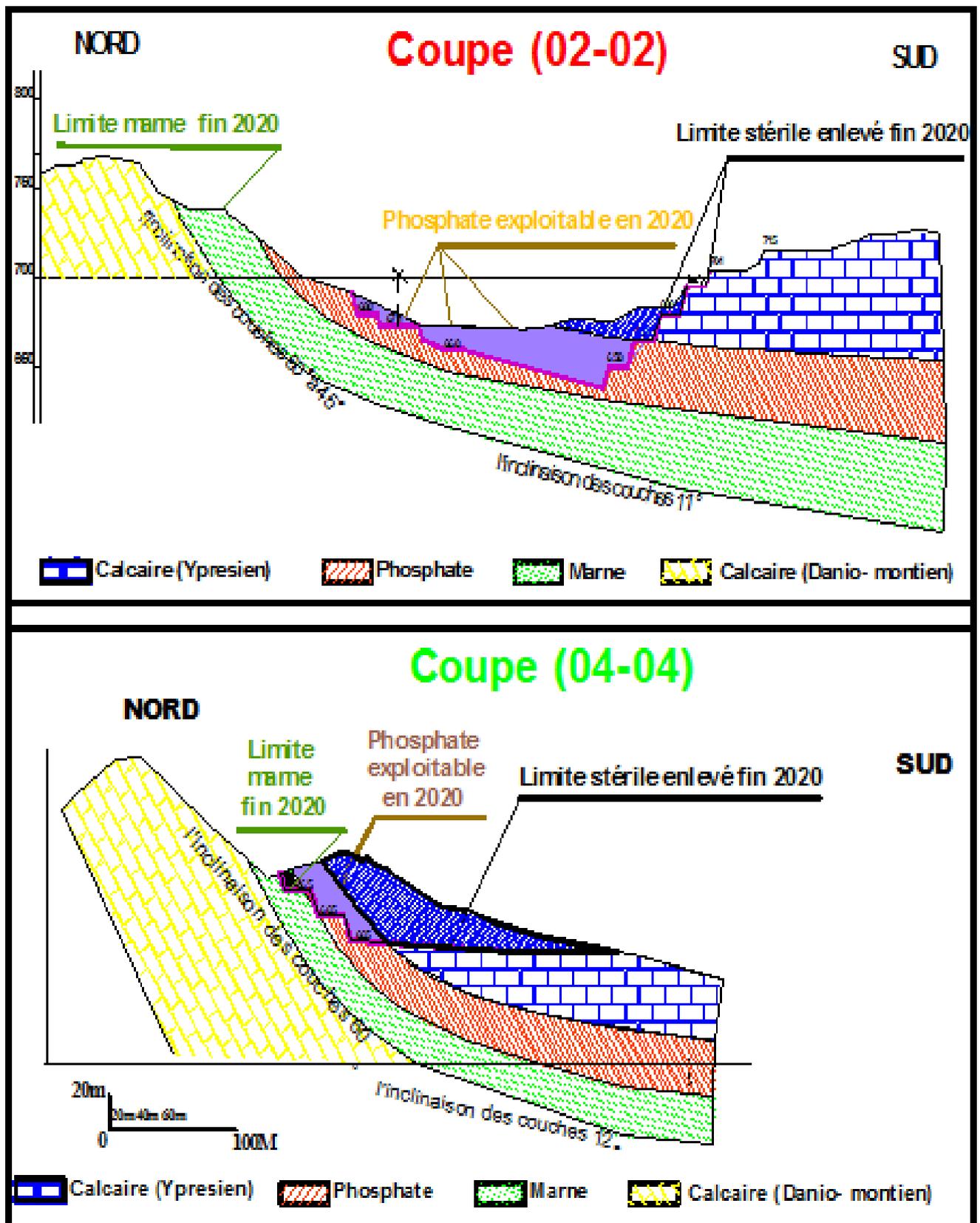
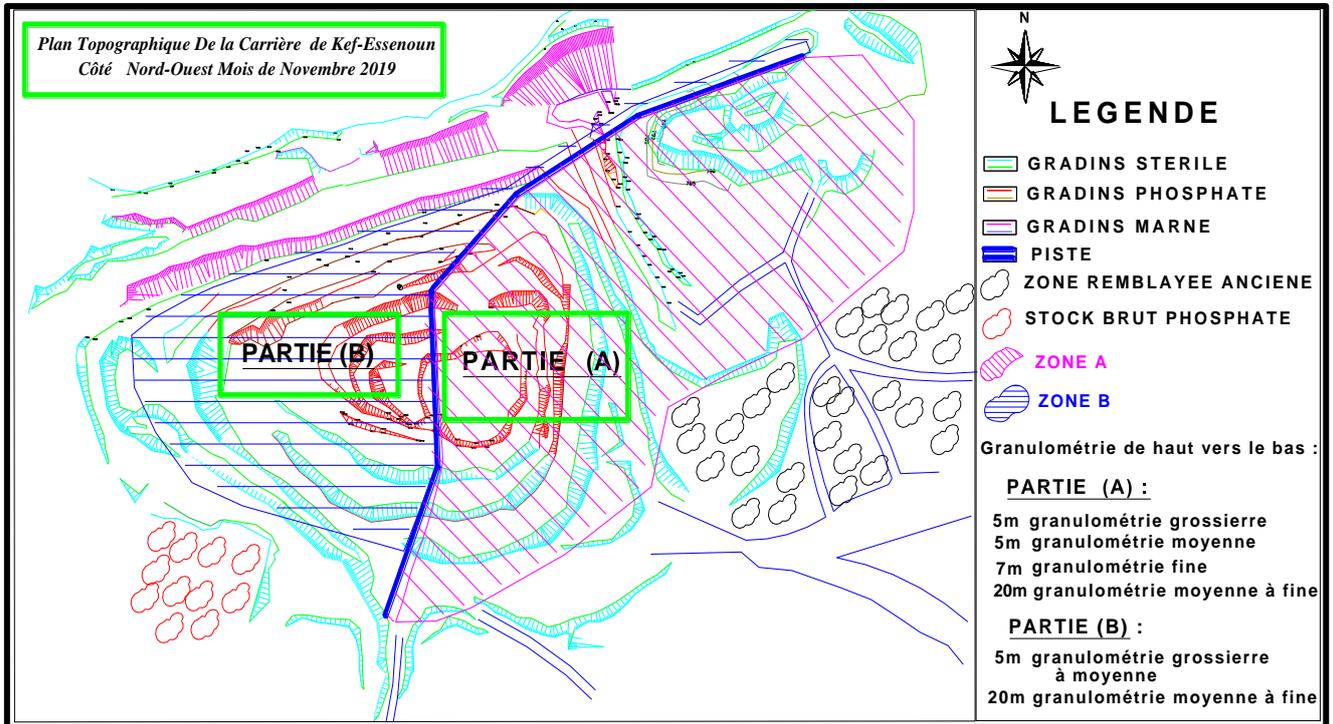


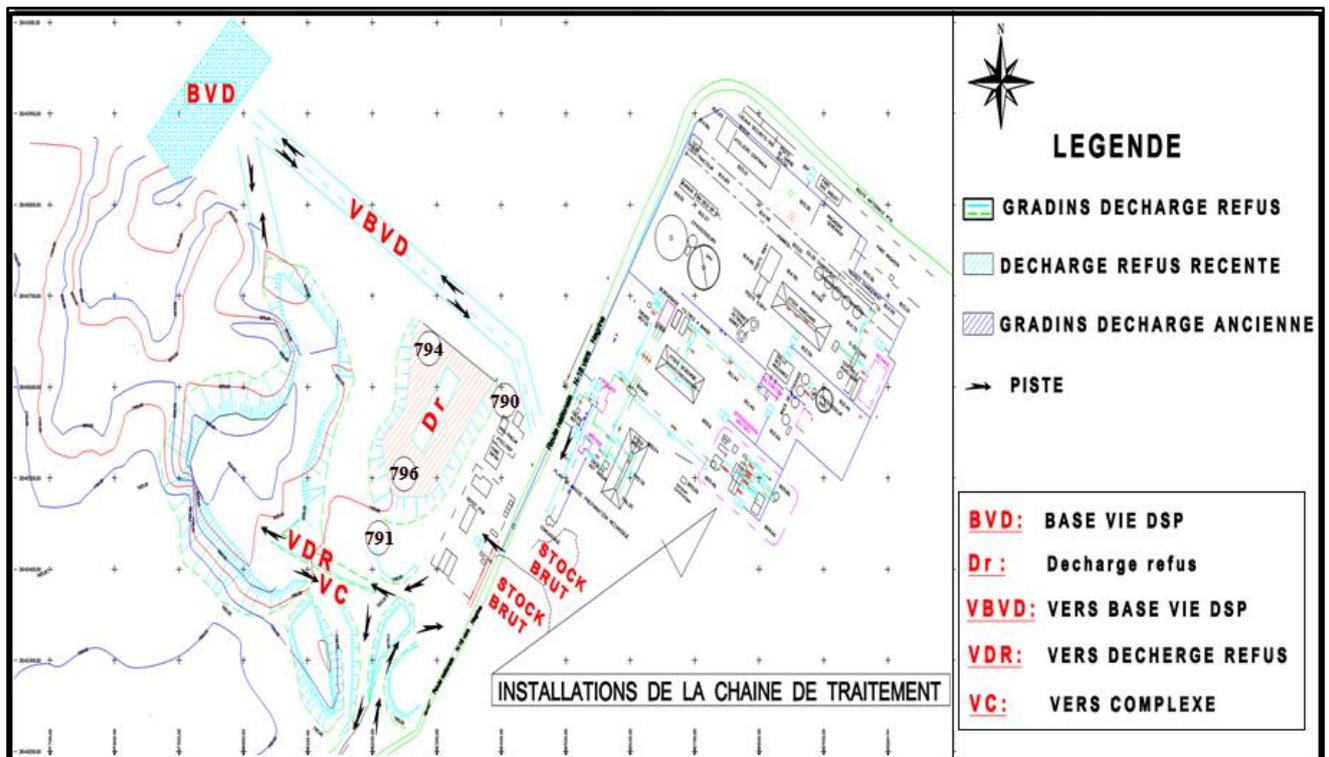
Figure 1.3.2 : Coupes géologiques (2-2) et (4-4) : K.E.S coté NORD-OUEST sa position est indiquée sur la figure précédente (figure.1.3.1)

**Annexe 1.4 :** Limite de séparation entre les deux parties de carrière de K.E.S selon la granulométrie actuelle 2020.



**Figure 1.4.1 :** Limite de séparation entre les deux parties de carrière de K.E.S selon la granulométrie actuelle 2020.

**Annexe 1.5 :** Carte de localisation des décharges refus usine de carrière K.E.S 2020



**Figure 1.5.1 :** Carte de localisation des décharges refus usine de carrière K.E.S 2020

Annexe 1.6 : Carte et coupes géologiques représentent la configuration de la carrière de Kef-Essenoun cote N-O pour l'exercice 2020

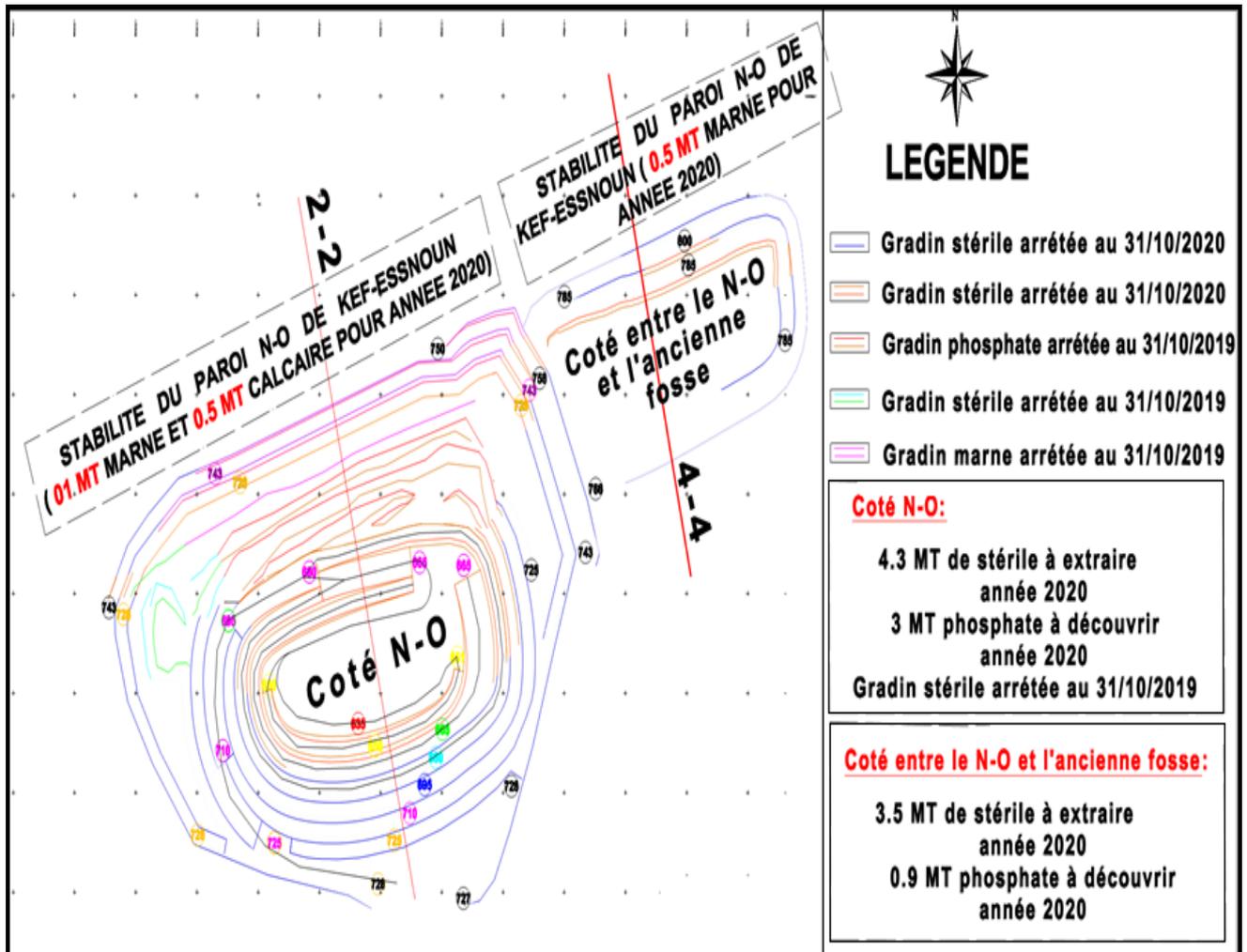


Figure 1.6.1 : Configuration de la carrière de Kef-Essenoun cote N-O pour l'exercice 2020.

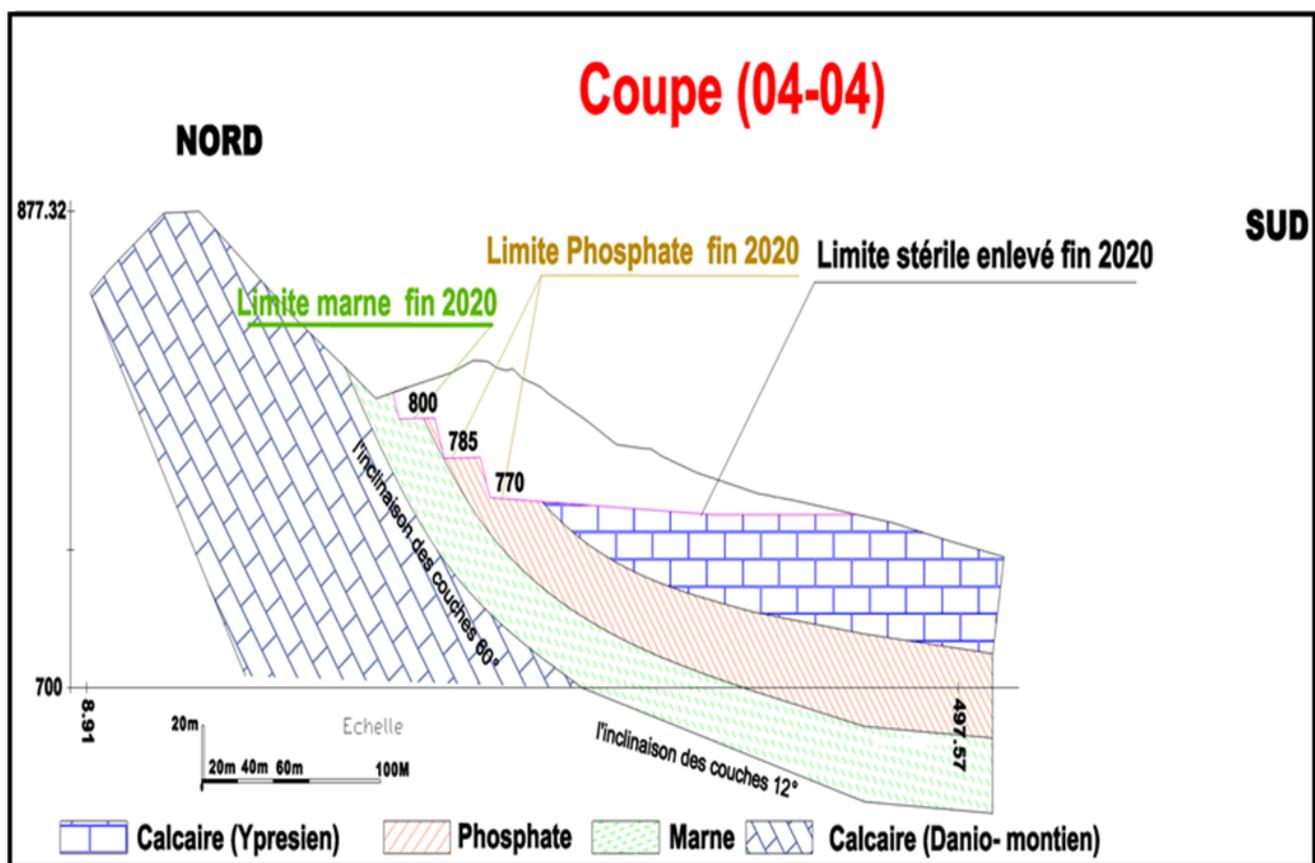
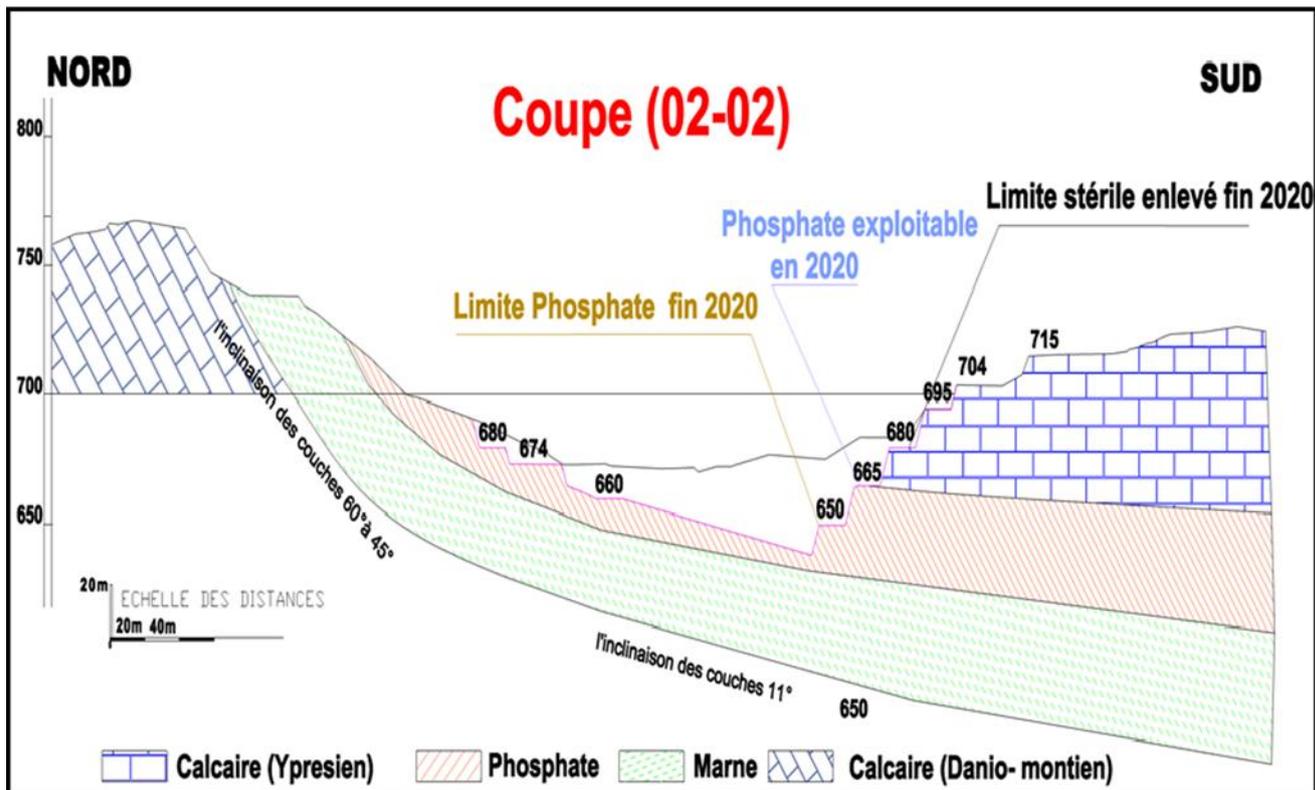


Figure 1.6.2 : Coupes géologiques (2-2) et (4-4) sa position est indiquée sur la (figure.1.6.1)



**Annexe 03 :** Temps de cycle de travail des chargeuses CATERPILLAR 390FL et LIEBHERR 974

**Annexe 3.A :** Chronométrages du cycle du moyen de chargement de type CATERPILLAR390FL

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle
<b>1/ CAT591</b>	1	00:00:05	00:00:10	00:00:06	00:00:12	33	00:02:45	Absence du camion	5
		00:00:05	00:00:05	00:00:06	00:00:04	20	00:00:00		
		00:00:07	00:00:04	00:00:09	00:00:07	27	00:00:00		
		00:00:05	00:00:05	00:00:11	00:00:05	26	00:00:00		
		00:00:07	00:00:06	00:00:10	00:00:09	32	00:00:00		
	Total	29	30	42	37	138	165		
	Moyenne	6	6	8	7	27	/		
	2	00:00:08	00:00:24	00:00:06	00:00:06	44	00:22:43	Absence du camion	5
		00:00:07	00:00:05	00:00:05	00:00:04	21	00:00:00		
		00:00:10	00:00:04	00:00:07	00:00:05	26	00:00:00		
		00:00:09	00:00:03	00:00:05	00:00:05	22	00:00:00		
		00:00:19	00:00:04	00:00:15	00:00:05	43	00:00:00		
	Total	53	40	38	25	164	1363		
	Moyenne	11	8	8	5	32	/		
	3	00:00:06	00:00:06	00:00:04	00:00:06	22	00:05:10	Absence du camion	6
		00:00:05	00:00:05	00:00:05	00:00:07	22	00:00:10		
		00:00:07	00:00:04	00:00:07	00:00:06	24	00:15:13	Nettoyage de la plateforme	
		00:00:07	00:00:05	00:00:07	00:00:06	27	00:00:00		
		00:00:06	00:00:04	00:00:13	00:00:07	30	00:00:00		
		00:00:08	00:00:08	00:00:17	00:00:12	45	00:00:00		
Total	39	32	53	44	168	1233			
Moyenne	7	5	9	7	28	/			
4	00:00:08	00:00:08	00:00:11	00:00:07	34	00:03:03	Contact entre les conducteurs pendant l'opération	5	
	00:00:11	00:00:05	00:00:06	00:00:08	30	00:00:13			
	00:00:11	00:00:04	00:00:08	00:00:09	32	00:00:00			
	00:00:09	00:00:06	00:00:09	00:00:09	33	00:00:00			
	00:00:10	00:00:06	00:00:14	00:00:08	38	00:00:00			
Total	49	29	48	41	167	134			
Moyenne	10	6	10	8	34	/			
Temps de cycle totale = 138+164+168+167 = 637 S									
Temps de cycle moyen = (27+32+28+34)/4 = <b>30,25 S</b>									

## Annexe 3

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle		
<b>2/ TEREX 598</b>	1	00:00:06	00:00:10	00:00:07	00:00:05	28	00:00:07		5		
		00:00:09	00:00:07	00:00:05	00:00:06	27	00:00:00				
		00:00:06	00:00:06	00:00:08	00:00:06	26	00:00:00				
		00:00:09	00:00:05	00:00:09	00:00:05	28	00:00:00				
		00:00:08	00:00:05	00:00:11	00:00:06	30	00:00:00				
	Total	38	33	40	28	139	7				
	Moyenne	8	7	8	5	28	/				
	2	00:00:10	00:00:07	00:00:15	00:00:07	39	00:01:56			Absence du camion	6
		00:00:11	00:00:09	00:00:12	00:00:10	42	00:00:00				
		00:00:10	00:00:09	00:00:12	00:00:08	39	00:00:00				
		00:00:12	00:00:07	00:00:16	00:00:12	47	00:00:00				
		00:00:09	00:00:07	00:00:15	00:00:11	42	00:00:00				
		00:00:16	00:00:03	00:00:07	00:00:08	34	00:00:00				
	Total	68	42	77	56	243	116				
Moyenne	11	7	13	9	40	/					
Temps de cycle total = 139+243 = 382 S											
Temps de cycle moyen = (28+40)/2 = <b>34 S</b>											

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle				
<b>3/ CAT 590</b>	1	00:00:05	00:00:06	00:00:05	00:00:05	21	00:00:11		5				
		00:00:05	00:00:05	00:00:06	00:00:06	22	00:00:00						
		00:00:08	00:00:05	00:00:07	00:00:07	27	00:00:00						
		00:00:05	00:00:05	00:00:10	00:00:08	28	00:00:00						
		00:00:06	00:00:05	00:00:07	00:00:13	31	00:00:00						
	Total	29	26	35	39	129	11						
	Moyenne	6	5	7	8	26	/						
	2	00:00:08	00:00:09	00:00:08	00:00:07	32	00:06:30			Absence du camion	4		
		00:00:07	00:00:05	00:00:05	00:00:06	23	00:00:00						
		00:00:06	00:00:05	00:00:07	00:00:07	25	00:00:00						
		00:00:10	00:00:07	00:00:10	00:00:05	32	00:00:00						
	Total	31	26	30	25	112	390						
	Moyenne	8	7	7	6	28	/						
	3	00:00:10	00:00:08	00:00:06	00:00:09	33	00:01:44					Absence du camion	6
		00:00:11	00:00:05	00:00:07	00:00:06	29	00:00:00						
		00:00:09	00:00:08	00:00:08	00:00:07	32	00:00:00						
		00:00:11	00:00:06	00:00:09	00:00:09	35	00:00:00						
		00:00:08	00:00:06	00:00:09	00:00:06	29	00:00:00						
00:00:09		00:00:04	00:00:10	00:00:08	31	00:00:00							
Total	58	37	49	45	189	104							
Moyenne	10	6	8	8	32	/							
Temps de cycle total = 129+112+189 = 430 S													
Temps de cycle moyen = (26+28+32)/3 = <b>28,6 S</b>													

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle
<b>4/ CAT 587</b>	1	00:00:08	00:00:08	00:00:05	00:00:06	27	00:03:50	Absence du camion	6
		00:00:08	00:00:05	00:00:05	00:00:04	24	00:00:00		
		00:00:07	00:00:03	00:00:09	00:00:06	25	00:00:00		
		00:00:06	00:00:05	00:00:07	00:00:06	26	00:00:00		
		00:00:05	00:00:05	00:00:11	00:00:05	28	00:00:00		
		00:00:10	00:00:04	00:00:11	00:00:08	35	00:00:00		
	Total	44	30	48	35	157	230		
	Moyenne	7	5	8	6	26	/		
	2	00:00:10	00:00:06	00:00:09	00:00:07	32	00:01:02	Absence du camion	5
		00:00:09	00:00:08	00:00:05	00:00:07	31	00:00:00		
		00:00:10	00:00:07	00:00:06	00:00:07	30	00:00:00		
		00:00:08	00:00:07	00:00:10	00:00:08	35	00:00:00		
		00:00:10	00:00:07	00:00:10	00:00:15	42	00:00:00		
	Total	47	35	40	44	166	62		
	Moyenne	9	7	8	9	33	/		
	3	00:00:11	00:00:10	00:00:08	00:00:07	36	00:00:18		6
		00:00:12	00:00:08	00:00:08	00:00:09	37	00:00:00		
		00:00:10	00:00:06	00:00:08	00:00:11	35	00:00:00		
00:00:10		00:00:08	00:00:12	00:00:06	36	00:00:00			
00:00:12		00:00:06	00:00:10	00:00:08	36	00:00:00			
00:00:10		00:00:09	00:00:13	00:00:10	43	00:00:00			
Total	65	47	59	51	222	18			
Moyenne	10	8	10	9	37	/			
Temps de cycle total = 157+166+222 = 545 S									
Temps de cycle moyen = (26+33+37)/3 = <b>32 S</b>									

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle
<b>5/ TEREX 594</b>	1	00:00:05	00:00:08	00:00:06	00:00:05	24	00:00:26	Absence du camion	5
		00:00:05	00:00:07	00:00:06	00:00:06	24	00:02:45		
		00:00:07	00:00:05	00:00:07	00:00:05	24	00:00:00		
		00:00:06	00:00:06	00:00:08	00:00:12	32	00:00:00		
		00:00:09	00:00:07	00:00:10	00:00:12	38	00:00:00		
	Total	32	33	37	40	142	191		
	Moyenne	6	7	7	8	28	/		
	2	00:00:10	00:00:08	00:00:08	00:00:06	32	00:00:00		5
		00:00:09	00:00:07	00:00:07	00:00:08	31	00:00:00		
		00:00:10	00:00:07	00:00:09	00:00:15	41	00:00:00		
		00:00:09	00:00:15	00:00:08	00:00:13	45	00:00:00		
		00:00:08	00:00:18	00:00:08	00:00:11	45	00:00:00		
	Total	46	55	40	53	194	00		
	Moyenne	9	11	8	11	39	/		
	3	00:00:09	00:00:05	00:00:08	00:00:06	28	00:07:36	Nettoyage de la plateforme	5
		00:00:09	00:00:07	00:00:09	00:00:09	34	00:00:00		
		00:00:08	00:00:08	00:00:11	00:00:09	36	00:00:00		
		00:00:09	00:00:06	00:00:07	00:00:11	33	00:00:00		
00:00:08		00:00:08	00:00:11	00:00:10	37	00:00:00			
Total	43	34	46	45	168	456			
Moyenne	9	7	9	9	34	/			
Temps de cycle total = 142+194+168 = 504 S									
Temps de cycle moyen = (28+39+34)/3 = <b>33,6 S</b>									

Alors le temps de cycle moyen de la pelle **CATERPILLAR 390FL** :

$$(30,25+34+28,6+32+33,6)/5 = \mathbf{31,69 \text{ (sec)}}$$

## Annexe 3.B : Chronométrages du cycle du moyen de chargement de type LIEBHERR974

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle
<b>1/ TEREX 597</b>	1	00:00:10	00:00:09	00:00:03	00:00:07	29	00:03:39	Absence du camion	6
		00:00:08	00:00:08	00:00:04	00:00:12	32	00:00:15		
		00:00:05	00:00:06	00:00:03	00:00:07	21	00:00:00		
		00:00:11	00:00:05	00:00:04	00:00:05	25	00:00:00		
		00:00:06	00:00:07	00:00:04	00:00:07	24	00:00:00		
		00:00:08	00:00:07	00:00:03	00:00:07	25	00:00:00		
	Total (S)	48	42	21	45	156	234		
	Moyenne	8	7	6	8	29	/		
	2	00:00:07	00:00:07	00:00:03	00:00:06	23	00:02:47	Absence du camion	5
		00:00:09	00:00:05	00:00:03	00:00:08	25	00:00:00		
		00:00:07	00:00:06	00:00:02	00:00:07	22	00:00:28		
		00:00:09	00:00:09	00:00:04	00:00:04	26	00:00:00		
		00:00:10	00:00:06	00:00:03	00:00:06	25	00:00:00		
		Total(s)	42	33	15	32	122		
	Moyenne	8	7	3	6	24	/		
	3	00:00:08	00:00:09	00:00:04	00:00:08	29	00:1:33	Absence du camion	7
		00:00:11	00:00:07	00:00:03	00:00:06	27	00:00:00		
		00:00:08	00:00:05	00:00:03	00:00:06	22	00:00:00		
		00:00:11	00:00:05	00:00:03	00:00:05	24	00:00:00		
		00:00:07	00:00:06	00:00:03	00:00:06	22	00:00:35		
		00:00:11	00:00:07	00:00:03	00:00:09	30	00:00:00		
		00:00:06	00:00:06	00:00:02	00:00:06	20	00:00:00		
	Total	62	45	21	46	174	128		
	Moyenne	9	6	3	7	25	/		
4	00:00:10	00:00:10	00:00:02	00:00:09	31	00:00:00		7	
	00:00:11	00:00:06	00:00:03	00:00:06	26	00:00:00			
	00:00:08	00:00:05	00:00:05	00:00:06	24	00:00:00			
	00:00:07	00:00:08	00:00:04	00:00:06	25	00:00:00			
	00:00:15	00:00:09	00:00:06	00:00:05	35	00:00:00			
	00:00:06	00:00:09	00:00:03	00:00:08	26	00:00:00			
	00:00:11	00:00:08	00:00:03	00:00:06	28	00:00:00			
	Total	68	55	26	46	195			
Moyenne	10	8	4	7	29	/			
Temps de cycle total = 156+122+174+195 = 647 S									
Temps de cycle moye = (29+24+25+29)/4 = <b>26,75 S</b>									

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle
<b>2/ CAT 576</b>	1	00:00:14	00:00:10	00:00:03	00:00:09	36	00:06:53	Absence du camion	7
		00:00:08	00:00:06	00:00:02	00:00:07	23	00:00:22		
		00:00:10	00:00:08	00:00:02	00:00:08	28	00:00:00		
		00:00:09	00:00:06	00:00:03	00:00:06	24	00:00:00		
		00:00:08	00:00:11	00:00:06	00:00:06	31	00:00:38		
		00:00:12	00:00:06	00:00:03	00:00:05	26	00:00:00		
		00:00:11	00:00:07	00:00:05	00:00:11	34	00:00:00		
	Total (s)	72	54	24	52	202	473		
	Moyenne (s)	10	8	3	7	28	/		
	2	00:00:08	00:00:08	00:00:03	00:00:12	31	00:00:13		9
		00:00:11	00:00:09	00:00:03	00:00:07	30	00:00:36		
		00:00:11	00:00:10	00:00:02	00:00:11	34	00:00:00		
		00:00:16	00:00:16	00:00:02	00:00:06	40	00:00:00		
		00:00:17	00:00:19	00:00:03	00:00:08	47	00:00:00		
		00:00:09	00:00:08	00:00:05	00:00:09	31	00:00:00		
		00:00:10	00:00:10	00:00:05	00:00:05	30	00:00:00		
		00:00:10	00:00:09	00:00:03	00:00:07	29	00:00:00		
		00:00:09	00:00:10	00:00:03	00:00:10	32	00:00:00		
	Total (s)	101	99	29	75	304	49		
	Moyenne (s)	11	11	3	8	33	/		
	3	00:00:13	00:00:08	00:00:08	00:00:08	37	00:09:15	Absence du camion	6
		00:00:12	00:00:12	00:00:05	00:00:07	36	00:00:00		
		00:00:10	00:00:08	00:00:03	00:00:07	28	00:00:00		
		00:00:08	00:00:10	00:00:06	00:00:11	35	00:00:00		
		00:00:12	00:00:07	00:00:03	00:00:10	32	00:00:00		
		00:00:07	00:00:06	00:00:03	00:00:09	25	00:00:00		
	Total (s)	62	51	28	52	193	555		
	Moyenne (s)	10	9	5	9	33	/		
4	00:00:09	00:00:07	00:00:05	00:00:10	31	00:00:38		6	
	00:00:13	00:00:07	00:00:03	00:00:08	31	00:00:19			
	00:00:09	00:00:06	00:00:03	00:00:12	30	00:00:06			
	00:00:11	00:00:07	00:00:03	00:00:07	28	00:00:00			
	00:00:12	00:00:06	00:00:04	00:00:09	31	00:00:00			
	00:00:14	00:00:07	00:00:04	00:00:06	31	00:00:00			
Total (s)	68	40	22	52	182	63			
Moyenne (s)	11	7	4	9	31	/			
Temps de cycle total = 202+304+193+182 = 881 S									
Temps de cycle moyen = (28+33+33+31)/4 = <b>31,25 S</b>									

Type de camion	Essai	T <sub>ch</sub> (s)	T <sub>marche/ch</sub> (s)	T <sub>déch</sub> (s)	T <sub>marche/vi</sub> (s)	T <sub>cycle</sub> (s)	T <sub>att</sub> (s)	La cause	Nombre de cycle
<b>3/ TEREX 598</b>	1	00:00:04	00:00:06	00:00:04	00:00:11	25	00:13:46	nettoyage de la plateforme	7
		00:00:08	00:00:07	00:00:03	00:00:04	22	00:00:00		
		00:00:07	00:00:09	00:00:03	00:00:06	25	00:00:00		
		00:00:10	00:00:06	00:00:03	00:00:07	26	00:00:00		
		00:00:07	00:00:08	00:00:03	00:00:06	24	00:00:00		
		00:00:12	00:00:08	00:00:05	00:00:05	29	00:00:00		
		00:00:05	00:00:06	00:00:08	00:00:08	27	00:00:00		
	Total (S)	53	50	29	47	179	826		
	Moyenne(s)	8	7	4	7	26	/		
	2	00:00:10	00:00:06	00:00:04	00:00:06	26	00:02:11	Absence du camion	6
		00:00:10	00:00:04	00:00:18	00:00:07	39	00:00:53		
		00:00:10	00:00:06	00:00:03	00:00:08	27	00:00:00		
		00:00:17	00:00:07	00:00:04	00:00:07	35	00:00:00		
		00:00:09	00:00:08	00:00:03	00:00:08	28	00:00:00		
		00:00:08	00:00:06	00:00:03	00:00:07	24	00:00:00		
		Total(s)	64	37	35	43	179		
	Moyenne(s)	11	6	6	7	30	/		
	3	00:00:07	00:00:12	00:00:02	00:00:09	30	00:00:00		6
		00:00:09	00:00:07	00:00:02	00:00:05	23	00:00:00		
		00:00:05	00:00:06	00:00:02	00:00:04	17	00:00:00		
		00:00:10	00:00:07	00:00:03	00:00:08	28	00:00:00		
		00:00:07	00:00:07	00:00:03	00:00:05	22	00:00:00		
		00:00:06	00:00:07	00:00:03	00:00:10	26	00:00:00		
		Total (S)	44	46	15	41	146		
	Moyenne(s)	7	8	3	7	25	/		
	4	00:00:06	00:00:15	00:00:08	00:00:07	36	00:05:03	Absence du camion	6
		00:00:08	00:00:08	00:00:05	00:00:07	28	00:00:00		
		00:00:10	00:00:07	00:00:04	00:00:06	27	00:00:00		
00:00:11		00:00:08	00:00:03	00:00:08	30	00:00:34			
00:00:07		00:00:07	00:00:03	00:00:08	25	00:00:00			
00:00:11		00:00:10	00:00:04	00:00:07	32	00:00:00			
Total (S)		53	55	27	43	183	337		
Moyenne(s)	9	9	5	7	30	/			
Temps de cycle total = 179+179+146+183 = 687 S									
Temps de cycle moyen = (26+30+25+30)/4 = <b>27,75 S</b>									

Alors le temps de cycle moyen de la pelle **LIEBHERR 974** :

$$(26,75+31,25+27,75)/3 = \mathbf{28,58 \text{ (sec)}}$$

## Annexe 04 : Temps de cycle de travail des camions CATERPILLAR 773F et TEREX TR60

### Annexe 4.A : Pour le phosphate

1) Chronométrage d'un cycle de travail du camion de modèle de **CATERPILLAR 773F** dans le phosphate

Paramètres		Camions										Moy
		CAT 591	CAT 590	CAT 587	CAT 591	CAT 590	CAT 587	CAT 591	CAT 590	CAT 587	CAT 591	
Manœuvre au chargement	$[T_{\text{man/ch}}]$ ; (min)	0,55	0,57	0,68	0,67	0,69	0,67	0,60	0,64	0,57	0,68	0,63
Durée de chargement	$[T_{\text{ch}}]$ ; (min)	3,12	3,8	2,08	2,09	2,3	2,47	2,37	2,76	2,32	3,47	2,69
Durée de parcours chargé	$[T_{\text{tr/ch}}]$ ; (min)	8,16	8,79	9	8,82	8,81	8,67	8,78	8,33	8,55	8,57	8,65
Manœuvre au déchargement	$[T_{\text{man/déch}}]$ ; (min)	0,52	0,47	0,53	0,52	0,56	0,5	0,5	0,49	0,52	0,53	0,51
Durée de déchargement	$[T_{\text{déch}}]$ ; (min)	0,76	0,72	0,61	0,61	0,73	0,67	0,66	0,68	0,61	0,61	0,67
Durée de parcours à vide	$[T_{\text{tr/vi}}]$ ; (min)	6,77	6,82	7,8	6,93	6,96	6,93	7,17	6,98	7,01	6,87	7,02
Attentes	$[T_{\text{att}}]$ ; (min)	2,15	0,45	4,33	11,33	5,52	8,19	1,13	2,47	7,65	4,88	4,81
Durée du cycle	$[T_{\text{cy}}]$ ; (min)	22,03	21,62	25,03	30,97	25,57	28,1	21,21	22,35	27,23	25,61	24,98
Vitesse à vide (km/h)		15-40										
Vitesse en charge (km/h)		13-30										
Distance de transport (km)		4,1										
Nombre de camion		3										

Alors le temps de cycle de travail des camions **CATERPILLAR** dans le phosphate c'est : **24,98 (min)**

2) Chronométrage d'un cycle de travail du camion de modèle de **TEREX TR60** dans le phosphate

Paramètres	Camions	Camions										Moy
		TR60 594	TR60 598									
Manœuvre au chargement	$[T_{\text{man/ch}}]$ ; (min)	0,62	0,60	0,57	0,62	0,61	0,64	0,63	0,60	0,59	0,58	0,60
Durée de chargement	$[T_{\text{ch}}]$ ; (min)	2,65	2,5	2,12	2,7	2,65	2,62	2,34	2,6	2,55	2,25	2,49
Durée de parcours chargé	$[T_{\text{tr/ch}}]$ ; (min)	9,88	10,11	11,32	11,05	10,45	10,78	10,15	11,86	11,13	10,95	10,77
Manœuvre au déchargement	$[T_{\text{man/déch}}]$ ; (min)	0,55	0,48	0,59	0,51	0,5	0,57	0,47	0,53	0,55	0,56	0,53
Durée de déchargement	$[T_{\text{déch}}]$ ; (min)	0,69	0,73	0,71	0,65	0,62	0,6	0,68	0,72	0,67	0,7	0,67
Durée de parcours à vide	$[T_{\text{tr/vi}}]$ ; (min)	8,15	8,55	8,1	7,98	9,19	9,04	8,47	9,12	8,36	8,27	8,52
Attentes	$[T_{\text{att}}]$ ; (min)	3,89	5,65	7,16	6,52	2,24	5,78	10,42	1,92	0,48	6,08	5,01
Durée du cycle	$[T_{\text{cy}}]$ ; (min)	26,43	28,62	30,57	31,00	30,03	30,03	33,16	27,35	24,33	29,39	28,59
Vitesse à vide (km/h)		15-40										
Vitesse en charge (km/h)		13-30										
Distance de transport (km)		4,1										
Nombre de camion		2										

Alors le temps de cycle de travail des camions **TEREX** dans le phosphate c'est : **28,59 (min)**

## Annexe 4.B : Pour le stérile

1) Chronométrage d'un cycle de travail du camion de modèle de CATERPILLAR 773F dans le calcaire

Paramètres	Camions	Camions										Moy
		CAT 591	CAT 590	CAT 587	CAT 591	CAT 590	CAT 587	CAT 591	CAT 590	CAT 587	CAT 591	
Manœuvre au chargement	$[T_{\text{man/ch}}]$ ; (min)	0,68	0,71	0,6	0,59	0,57	0,6	0,6	0,58	0,55	0,59	0,6
Durée de chargement	$[T_{\text{ch}}]$ ; (min)	3,1	3,85	2,44	2,87	4,03	3,15	3,36	2,39	2,62	2,88	3,06
Durée de parcours chargé	$[T_{\text{tr/ch}}]$ ; (min)	5,89	5,5	5,78	4,94	4,74	5,18	6,1	5,68	5,22	5,09	5,41
Manœuvre au déchargement	$[T_{\text{man/déch}}]$ ; (min)	0,69	0,6	0,55	0,57	0,57	0,55	0,62	0,51	0,47	0,58	0,57
Durée de déchargement	$[T_{\text{déch}}]$ ; (min)	0,6	0,58	0,55	0,7	0,62	0,63	0,67	0,51	0,6	0,64	0,61
Durée de parcours à vide	$[T_{\text{tr/vi}}]$ ; (min)	4,54	4,03	4,15	3,42	3,87	4,56	4,75	3,79	4,25	4,45	4,18
Attentes	$[T_{\text{att}}]$ ; (min)	3,42	7,15	5,8	8,78	10,69	5,28	7,32	3,5	9,95	2,83	6,47
Durée du cycle	$[T_{\text{cy}}]$ ; (min)	18,92	22,42	19,87	21,87	25,09	19,95	23,42	16,96	23,66	17,06	20,9
Vitesse à vide (km/h)		15-40										
Vitesse en charge (km/h)		11-30										
Distance de transport (km)		1,5										
Nombre de camion		3										

Alors le temps de cycle de travail des camions CATERPILLAR dans le calcaire est égal : **20,9 (min)**

2) Chronométrage d'un cycle de travail du camion de modèle de **TEREX TR60** dans le calcaire

Paramètres	Camions	TR60	Moy									
		597	598	594	598	597	598	597	598	597	598	
Manœuvre au chargement	$[T_{\text{man/ch}}]$ ; (min)	0,65	0,58	0,58	0,5	0,51	0,71	0,62	0,57	0,54	0,49	0,57
Durée de chargement	$[T_{\text{ch}}]$ ; (min)	3,87	3,22	2,95	3,35	3,07	2,68	2,87	2,11	2,52	3,34	2,99
Durée de parcours chargé	$[T_{\text{tr/ch}}]$ ; (min)	6,55	6,08	5,77	6,2	5,78	5,92	6,47	5,12	5,69	5,82	5,94
Manœuvre au déchargement	$[T_{\text{man/déch}}]$ ; (min)	0,53	0,47	0,5	0,62	0,59	0,55	0,6	0,71	0,58	0,51	0,56
Durée de déchargement	$[T_{\text{déch}}]$ ; (min)	0,69	0,64	0,65	0,7	0,69	0,57	0,6	0,55	0,58	0,65	0,63
Durée de parcours à vide	$[T_{\text{tr/vi}}]$ ; (min)	5,12	4,47	4,87	4,91	4,35	5,27	4,55	5,05	3,89	4,72	4,72
Attentes	$[T_{\text{att}}]$ ; (min)	1,03	5,45	5,12	10,67	11,41	7,65	10,97	6,04	12,19	4,72	7,52
Durée du cycle	$[T_{\text{cy}}]$ ; (min)	18,44	20,91	20,44	26,95	26,4	23,35	26,68	20,15	25,99	20,25	22,96
Vitesse à vide (km/h)		15-40										
Vitesse en charge (km/h)		12-30										
Distance de transport (km)		1,5										
Nombre de camion		3										

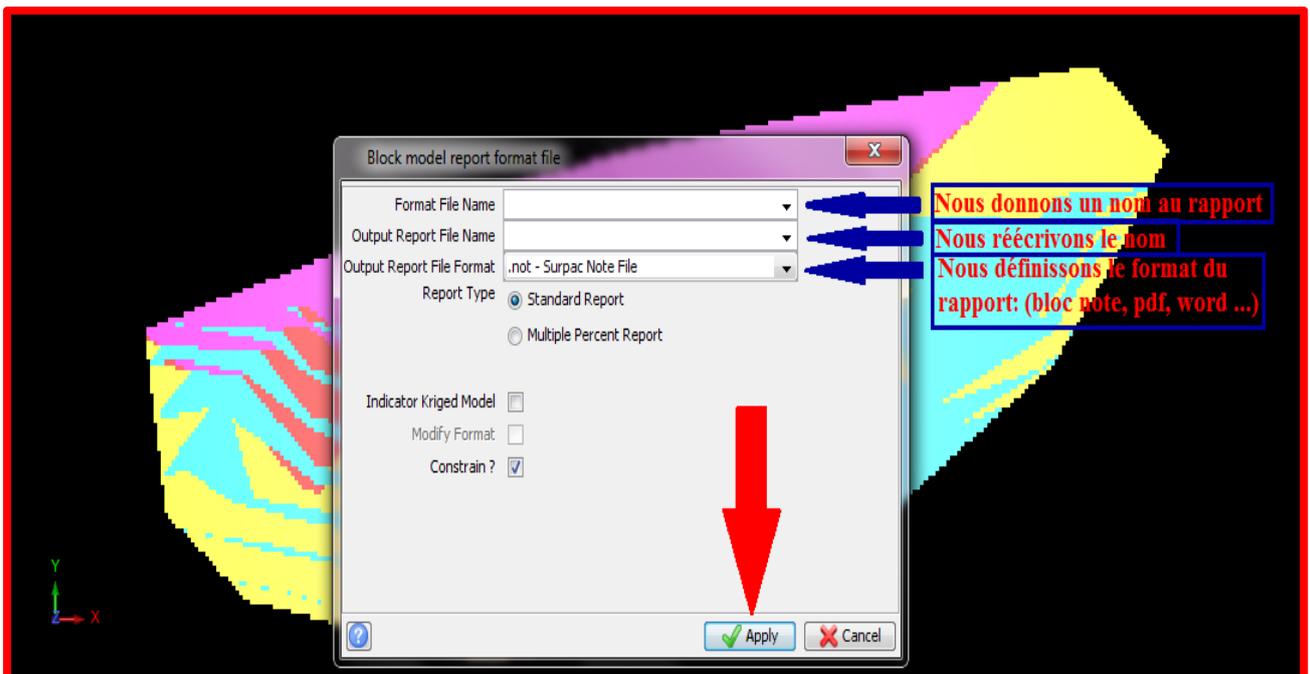
Alors le temps de cycle de travail des camions **TEREX** dans le calcaire est égal : **22,96 (min)**

## Annexe 05 : Sondages de carrière Kef Essenoun

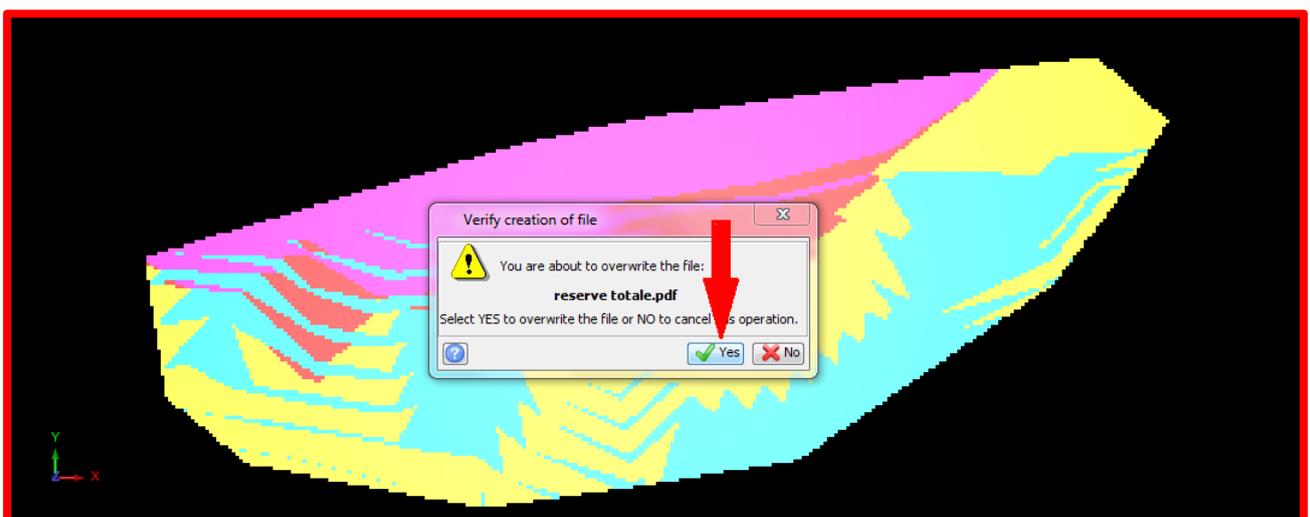
Non de sondage	X (UTM)	Y (UTM)	Z (m)	Profondeur (m)	Inclinaison (°)	Azimut (°)
S02	404474	3840303	740,8	115,4	90	0
S04	404535	3839918	724	209	90	0
S06	404680	3840163	733,3	127,5	90	0
S07	404755	3839736	715,4	250	90	0
S10	404911	3840370	749,8	100,2	90	0
S11	404933	3839971	731,9	160	90	0
S13	405109	3840200	745,4	111,8	90	0
S14	405155	3839801	723,2	153,7	90	0
S17	405268	3840428	758,2	82,2	90	0
S18	405338	3840028	732,7	130	90	0
S19	405502	3840619	783	89,5	90	0
S20	405466	3840227	743,7	110,7	90	0
S21	405551	3839852	734,2	156,9	90	0
S22	405945	3839908	733,5	150	90	0
S23	405696	3840480	781,5	87,6	90	0
S24	405726	3840076	751,9	104,2	90	0
S25	405841	3840689	803,7	76,1	90	0
S26	405388	3839615	719,2	233,5	90	0
S28	406067	3840519	781,7	80,3	90	0
S30	406113	3840133	753,4	116	90	0
S32	406280	3840368	770	104,2	90	0
S33	405793	3839675	728,9	242,5	90	0
S34	406465	3840580	785,5	90,7	90	0
S35	406534	3840175	772,1	152	90	0
S37	406640	3840805	811,5	92	90	0
S38	406688	3840398	783,8	140	90	0
S39	406232	3839747	752,2	241,5	90	0
S41	406862	3840628	796,8	135,4	90	0
S42	406916	3840228	772,1	187,6	90	0
S43	407033	3840853	803	122,5	90	0
S44	407089	3840459	778,8	165,9	90	0
S46	407226	3840676	791,6	160	90	0

**Annexe 06** : Explication de la dernière étape de l'évaluation des réserves à l'aide du "surpac", qui est l'étape de présentation des résultats

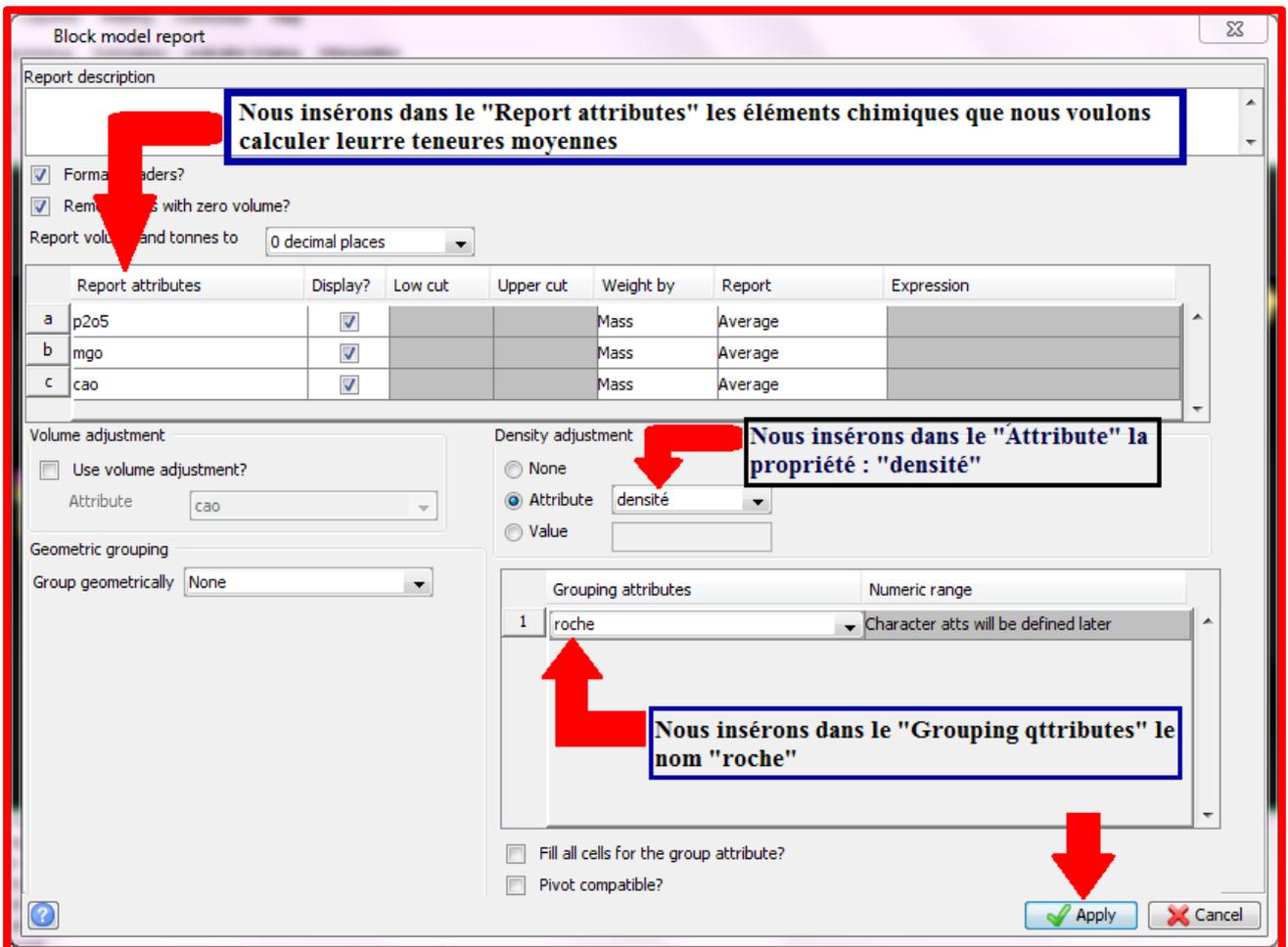
- 1) On clique sur le bouton «*Block model*» puis sur «*Report*», ce qui suit apparaîtra :



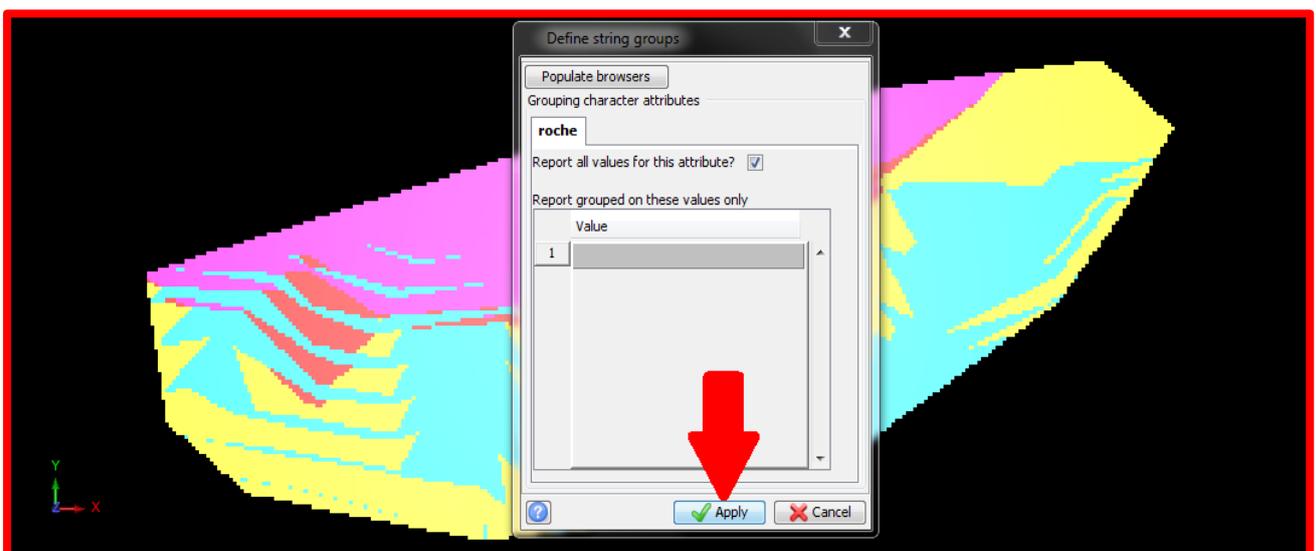
- 2) Après avoir inséré les données montrées dans l'image, nous cliquons sur : "*Apply*".
- 3) Il nous montre ce qui suit, puis on clique sur : "*Yes*":



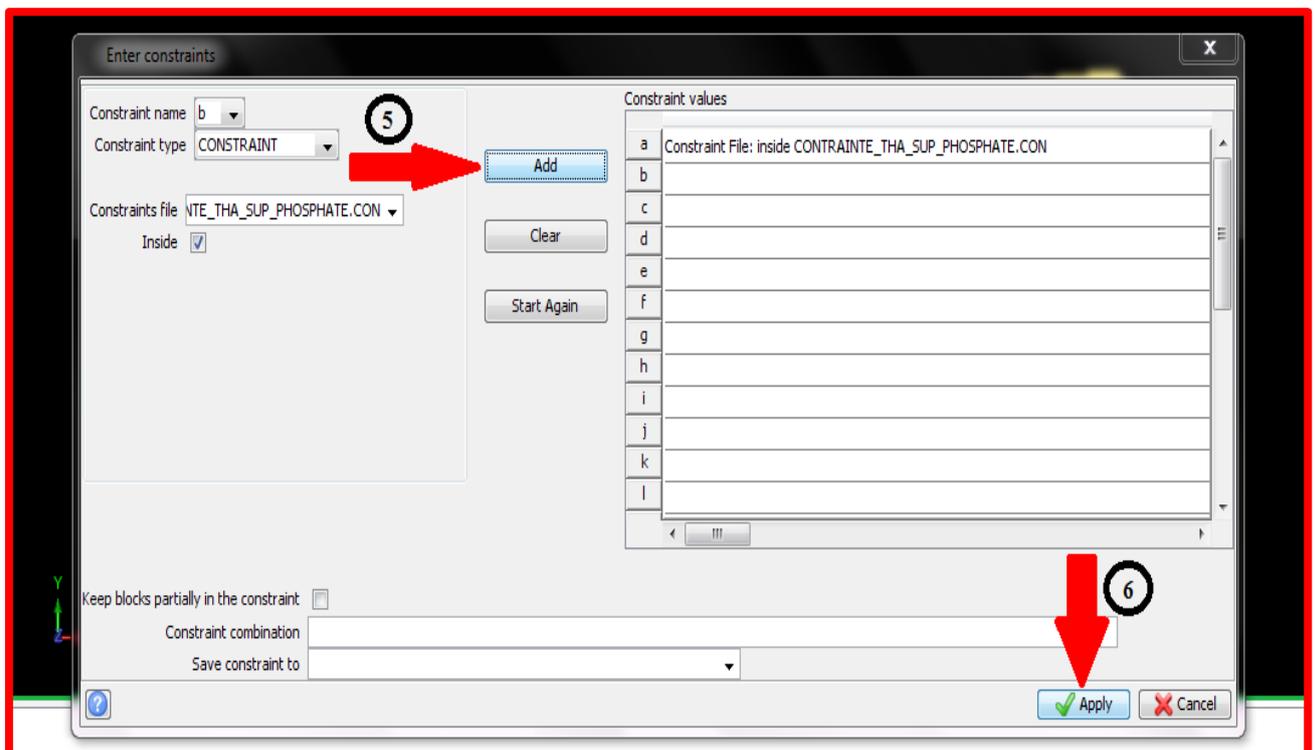
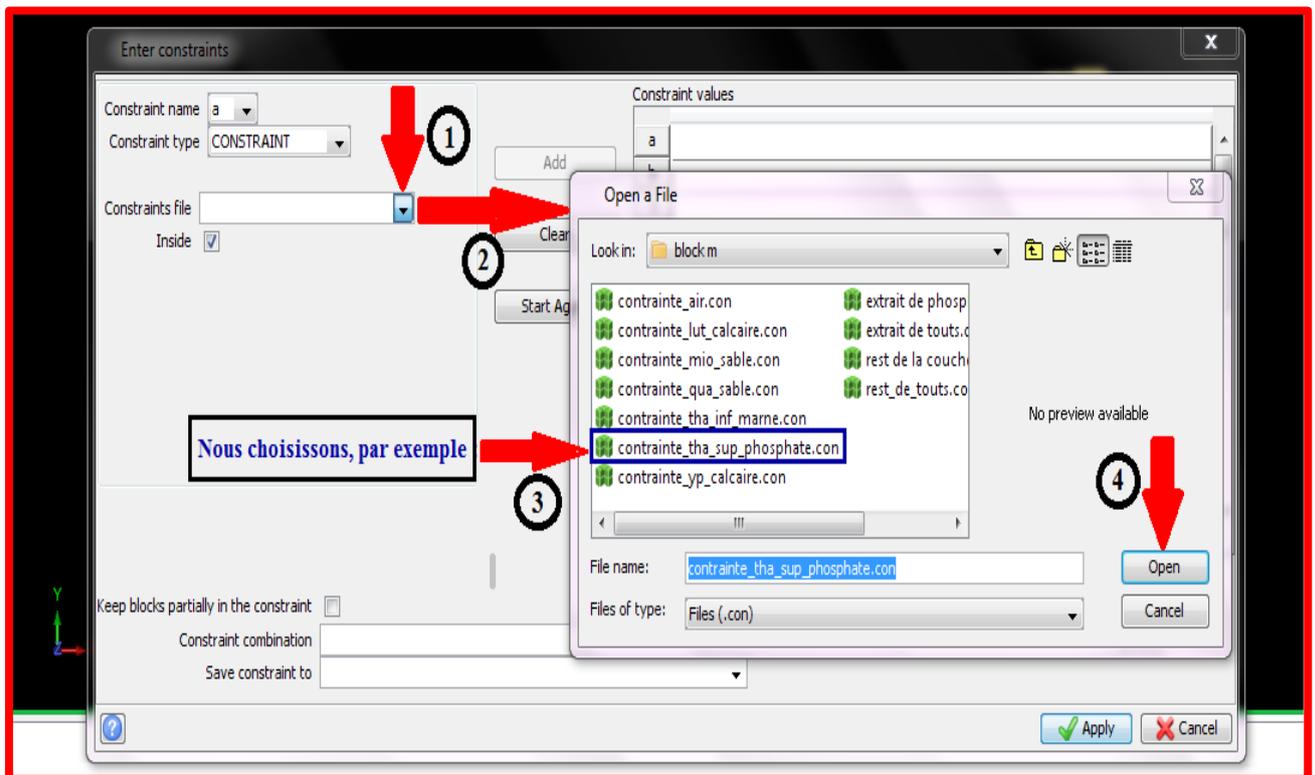
4) L'image suivante apparaît :



5) Après avoir inséré les données montrées dans l'image, nous cliquons sur : "Apply".



6) Lorsque l'image précédente apparaî, nous appuyons sur : "Apply".



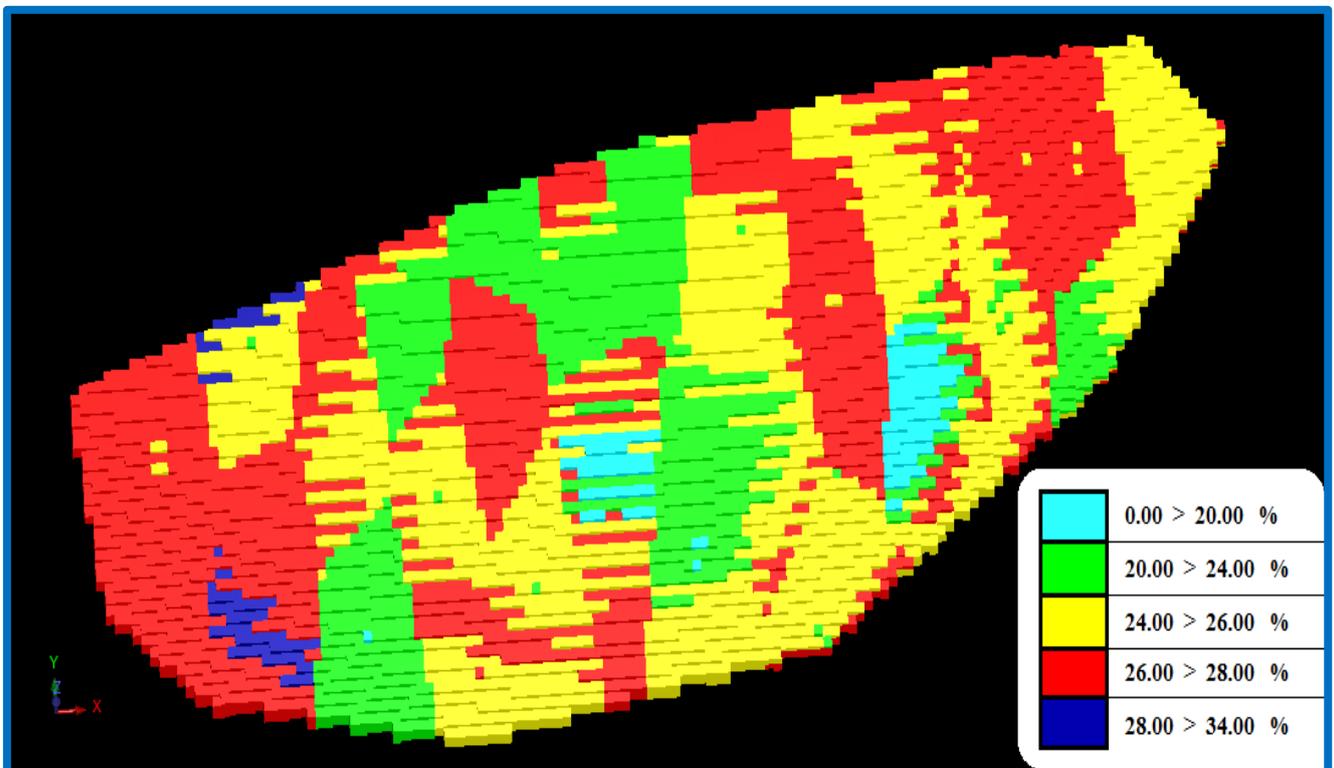
- 7) Nous suivons les étapes indiquées sur les images précédentes, puis appuyez sur "*Apply*"
- 8) Enfin, nous voyons les résultats clairs devant nous dans l'image suivante :

The screenshot shows a PDF report from GEOVIA dated Jul 27, 2020. The report title is 'Block model report' and the model name is 'Block Model: block model.mdl'. Under 'Constraints used', it lists 'a. INSIDE CONSTRAINT CONTRAINTE\_THA\_SUP\_PHOSPHATE'. A summary table is provided at the bottom of the report content.

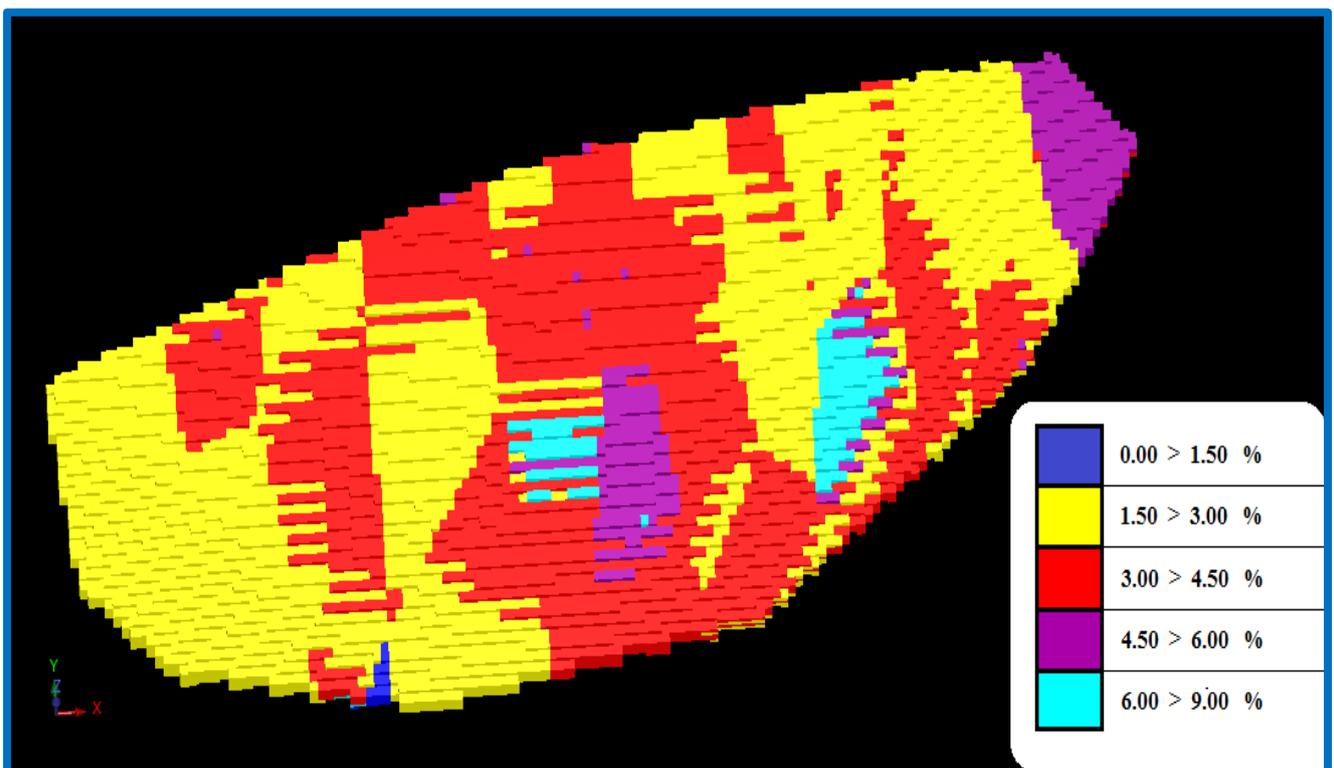
Roche	Volume	Tonnes	P2o5	Mgo	Cao
THA_SUP_PHOSPHATE	76316000	175526800	25.82	3.04	45.67
<b>Grand Total</b>	<b>76316000</b>	<b>175526800</b>	<b>25.82</b>	<b>3.04</b>	<b>45.67</b>

**Figure :** Rapport des résultats au format PDF réalisé par le SURPAC en utilisant le block model.

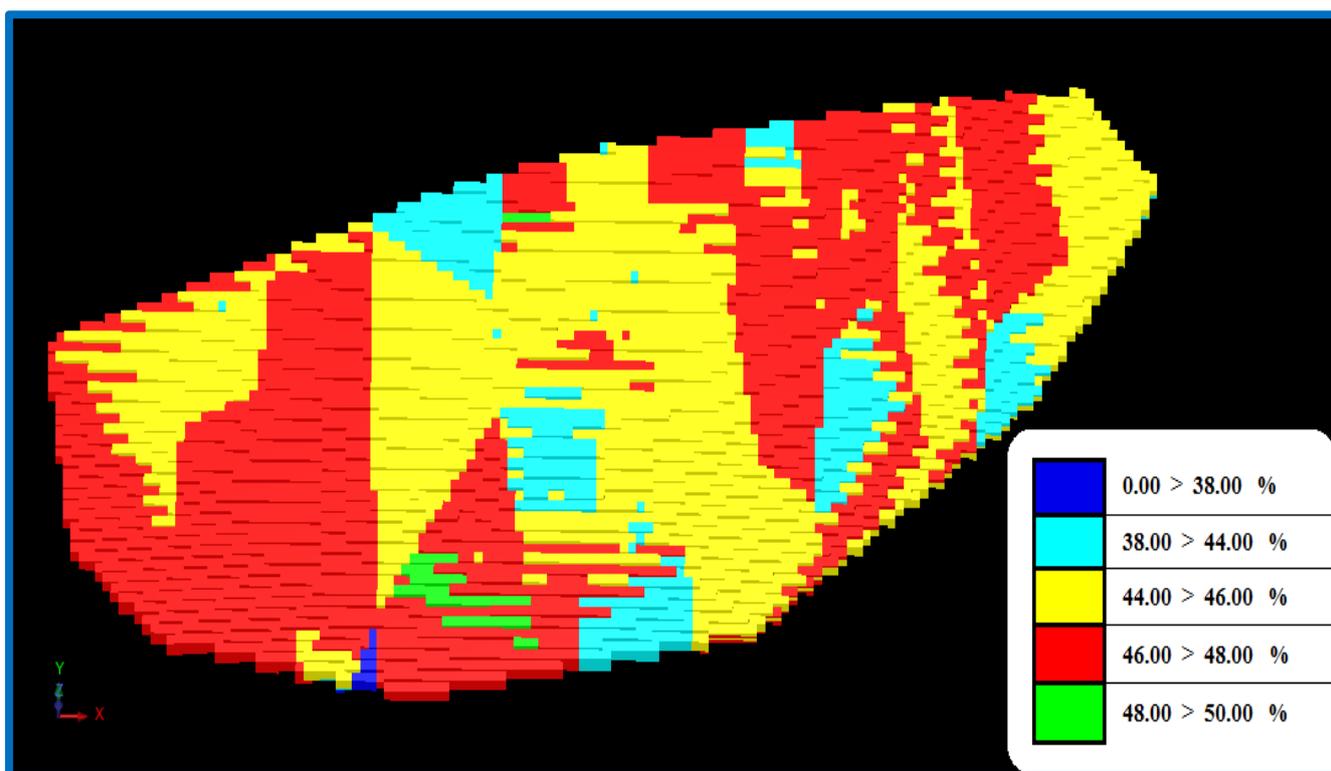
**Annexe 07 :** Les cartes d'interpolation finale des teneurs moyennes des certains éléments composant la molécule de phosphate : ( $P_2O_5$ , MgO, CaO)



**Figure :** Carte d'interpolation finale des teneurs moyennes en  $P_2O_5$



**Figure :** Carte d'interpolation finale des teneurs moyennes en MgO



**Figure :** Carte d'interpolation finale des teneurs moyennes en CaO