REPUBLIQUE ALGERIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي تبسة

UNIVERSITE CHAHID CHEIKH LARBI TEBESSI –TEBESSA

CHAHID CHEIKH LARBI TEBESSI UNIVERSITY –TEBESSA

Institut des mines

Département des Mines et de géotechnologie

THÈSE

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de **Doctorat LMD en Génie Minier**

Spécialité : Valorisation des Ressources Minérales

THÈME

Contribution à l'étude d'une valorisation des rejets miniers issus de la voie humide de l'usine d'enrichissement des minerais de Phosphate de Djebel Onk SOMIPHOS - Tébessa

Présentée par

AMATA Rim

Devant le jury :

Président :	DJELLALI Adel	Pr. Université Larbi Tebessi –Tebessa
Rapporteur :	BOUNOUALA Mohamed	Pr. Université Badji Mokhtar –Annaba
Co- Rapporteur :	ALSAFASFEH Ashraf Hashim Ibrahim	MA. Université Technique Tafila –Jordanie
Examinateur :	IDRES Abdelaziz	Pr. Université Badji Mokhtar –Annaba
Examinateur :	LARABA Mohammed	MCA. Université Larbi Tebessi –Tebessa
Examinateur :	BENGHAZI Zied	MCA. Université Larbi Tebessi –Tebessa

Année universitaire 2025/2026

DEDICACE

À la mémoire de mon **cher père**,
Qui, bien que parti trop tôt, demeure à jamais vivant dans mon cœur et mes pensées.
Que Dieu lui accorde Sa miséricorde et l'accueille dans Son vaste paradis

À ma **chère mère**,
Pour son amour infini, ses sacrifices silencieux et son soutien constant, source de force et de courage tout au long de ce parcours

À mes frères **Amin** *et* **Wassim**,
Pour leur présence, leur bienveillance et leur confiance en moi

À mes sœurs **Selma** *et* **Ryham**,
Pour leur tendresse, leur écoute et leur soutien inestimable

À **Salih**, *l'époux de ma sœur, Pour sa gentillesse et son appui fraternel*

À leurs filles : **Ilyne -Anaïs** *et* **Layane**,
Petits cœurs lumineux qui remplissent nos vies de joie et d'espoir

Cette thèse est dédiée à chacun de vous, avec tout mon amour et ma reconnaissance profonde

REMERCIEMENTS

Louange à **Dieu** le Tout-Puissant, qui m'a donné la force, la patience et la persévérance nécessaires pour mener à bien ce travail de recherche et pour franchir, avec sérénité, les étapes de ce long parcours doctoral en Mines

C'est avec une profonde gratitude que je tiens à exprimer mes remerciements les plus sincères à mon Directeur de thèse, **le Professeur BOUNOUALA Mohamed**, Directeur du Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement (LAVAMINE), université Badji Mokhtar Annaba, pour sa confiance, ses encouragements constants, son encadrement rigoureux et les opportunités qu'il m'a offertes au sein de son laboratoire, me permettant ainsi de travailler sur la valorisation des rejets miniers.

Mes remerciements s'adressent également à mon Co-directeur de thèse, **le docteur ALSAFAFEH Ashraf** de l'Université Technique Tafila en Jordanie, pour son accompagnement scientifique précieux, sa disponibilité et ses conseils éclairés tout au long de cette recherche.

Je rends hommage et exprime une immense reconnaissance au feu **le Professeur GADRI Larbi**, qui fut une source d'inspiration pour moi. Puisse Dieu lui accorder sa miséricorde.

J'adresse aussi mes sincères remerciements à Monsieur **le Professeur DJELLALI Adel** de Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi, pour l'honneur qu'il m'a fait en acceptant la présidence du jury.

Mes vives reconnaissances vont aux membres du jury pour l'intérêt qu'ils ont porté à mon travail :

- **Pr. IDRES Abdelaziz** d'université Badji Mokhtar-Annaba
- **Dr. LARABA Mohammed** de Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi
- **Dr. BENGHAZI Zied** de Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi

Je remercie également l'ensemble des travailleurs de la mine de Djebel Onk pour leur assistance et leur collaboration technique. Une mention spéciale à **Bessam AMARA** et **Rabah Khalifa** pour leur aide et leur disponibilité.

À toutes celles et tous ceux qui m'ont aidé, conseillé ou soutenu, de près ou de loin, je vous exprime toute ma gratitude. Que ces lignes soient le témoignage sincère de ma reconnaissance.

RÉSUMÉ

Les rejets miniers issus du traitement par voie humide du phosphate, en particulier ceux générés par l'unité industrielle de SOMIPHOS à Djebel Onk (Bir El Ater, Algérie), constituent une préoccupation environnementale majeure. Bien que considérés comme des rejets, ces résidus contiennent encore des teneurs significatives en P_2O_5 (jusqu'à 25 %), ce qui leur confère un potentiel de valorisation non négligeable.

Deux techniques sèches ont été étudiées pour la récupération des minéraux phosphatés : la calcination thermique et la séparation électrostatique. Une caractérisation physico-chimique approfondie a été réalisée à l'aide de la diffraction des rayons X (DRX), de la fluorescence X (FRX) et de la microscopie électronique à balayage-spectroscopie à dispersion d'énergie (MEB-EDS). Les analyses ont révélé la présence dominante de fluorapatite carbonatée et d'hydroxyapatite carbonatée, ainsi que de dolomite, calcite, quartz et de minéraux argileux.

Les essais de calcination sur les rejets beiges ont montré que la température optimale de 1050 °C pendant 60 minutes permet d'atteindre une teneur en P_2O_5 de 31,15 % et les rejets noirs ont permis d'atteindre 30,91 % de P_2O_5 avec un taux de récupération de 91 %. Les essais de séparation électrostatique, optimisés à une vitesse de rotation de 75 tr/min et une tension électrique de 32 kV, ont permis d'obtenir pour les rejets beiges une teneur en P_2O_5 de 32,8 % avec une récupération de 95,46 %. Pour les rejets noirs, cette technique a permis d'atteindre 30,03 % de P_2O_5 avec une récupération de 89 %.

Ces résultats confirment la faisabilité technique et environnementale de la récupération du phosphate à partir des rejets miniers par des procédés secs, particulièrement adaptés aux zones arides où les méthodes classiques comme la flottation sont limitées. L'étude propose une stratégie de valorisation intégrée qui répond aux enjeux de gestion des rejets et d'optimisation des ressources.

Mots clé : SOMIPHOS, Rejets de phosphate, Calcination, Séparation électrostatique, Caractérisation physico-chimique, Environnement.

ABSTRACT

Phosphate mining tailings from wet processing, particularly those produced by the industrial unit of SOMIPHOS in Djebel Onk (Bir El Ater, Algeria), represent a major environmental concern. Although considered as waste, these residues still contain significant levels of P_2O_5 (up to 25%), giving them considerable potential for secondary recovery.

This research focuses on the sustainable beneficiation of beige and black phosphate tailings using two dry techniques: thermal calcination and electrostatic separation. A comprehensive physico-chemical characterization was carried out using X-ray diffraction (XRD), X-ray fluorescence (XRF), and scanning electron microscopy- Energy Dispersive Spectroscopy (SEM-EDS). The results revealed the dominant presence of carbonate- fluorapatite and carbonate-hydroxyapatite, along with dolomite, calcite, quartz, and clay minerals.

Calcination tests on beige tailings showed that the optimal temperature of 1050 °C for 60 minutes resulted in 31.15% P_2O_5 and black tailings reached 30.91% P_2O_5 with a recovery rate of 91%. Electrostatic separation, optimized at a rotation speed of 75 rpm and a voltage of 32 kV, yielded for beige tailings 32.8% P_2O_5 with a recovery rate of 95.46%. For black tailings, this technique achieved 30.03% P_2O_5 and 89% recovery.

These findings confirm the technical and environmental feasibility of phosphate recovery from mine tailings using dry processes, particularly suitable for arid regions where conventional methods like flotation are limited. The study proposes an integrated valorization strategy addressing tailing management and resource optimization.

Keywords: SOMIPHOS, Phosphate tailings, Calcination, Electrostatic separation, Physico-chemical characterization, Environment.

ملخص

تُعدّ النفايات المنجمية الناتجة عن المعالجة المائية لخامات الفوسفات، وخصوصًا تلك التي تنتجها الوحدة الصناعية سوميفوس بجبل العنق (بئر العاتر، الجزائر)، مصدرًا هامًا للقلق البيئي. فعلى الرغم من تصنيفها كمخلّفات غير قابلة للاستغلال، فإنها لا تزال تحتوي على نسب معتبرة من الفوسفات قد تصل إلى 25 %، مما يمنحها قيمة مضافة ويجعلها هدفًا واعدًا لعمليات إعادة التثمين.

يرتكز هذا البحث على تثمين مستدام لهذه المخلّفات الفوسفاتية، سواءً البيضاء منها أو السوداء، بالاعتماد على تقنيتين جافتين لا تتطلبان استخدام الماء، وهما: المعالجة الحرارية والفصل الكهربائي اليكتروستاتيك. ولأجل ذلك، تم إجراء تحليل فيزيائي وكيميائي دقيق باستخدام تقنيات حيود الأشعة، والتحليل الطيفي بالأشعة، والمجهر الإلكتروني، حيث كشفت النتائج عن وجود معادن رئيسية مثل الفلورأباتيت الكربوناتي والهيدروكسي أباتيت، إلى جانب معادن مرافقة مثل الدولوميت والكالسيت والكوارتز وبعض المعادن الطينية.

أظهرت التجارب أن المعالجة الحرارية على النفايات البيضاء عند درجة حرارة 1050 درجة مئوية لمدة ساعة واحدة، أسفرت عن نسبة 31.15 % من خامس أكسيد الفوسفور. أما النفايات السوداء، فقد تم الوصول إلى نسبة 30.91 % من خامس أكسيد الفوسفور بمردود استرجاع بلغ 91 % .أما تقنية الفصل الكهربائي الساكن، فقد تم ضبطها عند سرعة دوران بلغت 75 دورة في الدقيقة وجهد كهربائي قدره 32 ألف فولت، وحققت نتائج جيّدة للنفايات البيضاء بنسبة 32.8 % من الفوسفات، بنسبة استرجاع بلغت 95.46 %. وبالنسبة للنفايات السوداء، تم تسجيل نسبة 30.03 % من الفوسفات بمردود استرجاع قدره 89 % .

تؤكد هذه النتائج جدوى استخدام المعالجة الجافة لاستخلاص الفوسفات من النفايات المنجمية، خصوصًا في المناطق الجافة التي يصعب فيها استخدام طرق تقليدية تعتمد على الماء مثل التعويم. ويقترح هذا البحث استراتيجية شاملة للتثمين تهدف إلى حسن إدارة النفايات وتقليل الأثر البيئي وتعزيز التنمية المستدامة.

الكلمات المفتاحية :جبل العنق، نفايات الفوسفات المنجمية، المعالجة الحرارية، الفصل الكهربائي الساكن، التوصيف الكيميائي والفيزيائي، البيئة.

SOMMAIRE

DEDICACE
REMERCIEMENT
RÉSUMÉ
ABSTRACT
ملخص

SOMMAIRE

LISTE DES FIGURES
LISTE DES TABLEAUX
LISTE DES SYMBOLES
LISTE DES ABREVIATIONS

INTRODUCTION GENERALE 1

Chapitre I. Analyse de la littérature scientifique sur l'enrichissement des minerais de phosphate

I. Introduction 3
II. Critères de qualité des phosphates et impact des impuretés 3
III. Types de minerais phosphaté et technique d'enrichissement 4
IV. Valorisation des minerais de phosphate 4
IV.1. Valorisation par traitement physique 5
IV.1.1. Classification dimensionnelle 5
IV.1.2. Valorisation par attrition 5
IV.1.3. Séparation gravimétrique 6
IV.1.4. Séparation électrostatique 7
IV.1.5. Séparation magnétique 8
IV.2. Valorisation par traitement chimique 12
IV.2.1. Lixiviation 12
IV.3. Valorisation par traitement thermique 12
IV.3.1. Calcination 12
IV.4. Valorisation par traitement physico-chimique 16
IV.4.1. Flottation 16
IV.4.1.1. Réactifs de flottation des phosphates 19
IV.4.1.2. Flottation des minerais de phosphate à exo-gangue carbonatée 20
IV.4.1.3. La flottation des minerais de phosphates siliceux 20
V. Conclusion 22

Chapitre II. Analyse des rejets problématiques issus de la voie humide

I. Introduction 24
II. Notion sur les rejets 24
II.1. Définition des rejets 24
II.2. Les approches des rejets 24
II.2.1. Réglementaire 24
II.2.2. Environnementale 25
II.2.3. Économique 25
III. Les principaux types des rejets miniers 25
III.1. Les stériles francs de découverture 25
III.2. Les rejets d'exploitation (stériles de sélectivité) 25
III.3. Les résidus de traitement 26
III.4. Autres types de déchets 27
IV. Les impacts environnementaux et sociaux des rejets 27
IV.1. Les effets sur les eaux souterraines et surface 27
IV.1.1. Drainage minier acide (DMA) 27
IV.1.2. Drainage Neutre Contaminé (DNC) 28
IV.2. Pollution des sols et accumulation des substances taxique 28
IV.3. Les émissions et Polluants Atmosphériques 29
IV.4. Impacte sur la santé et la biodiversité 29
IV.4.1. Effets directs 30
IV.4.2. Impact sur la faune et la flore 30
IV.4.3. Impact visuel et esthétiques 30
IV.5. Les impacts environnementaux liés aux éléments traces métalliques (ETM) 30
V. Problème de stockage et de gestion des résidus 32
V.1. Problèmes liés avec la stabilité des bassins de résidus 32
V.1.1. Rupture des digues 32
V.2. Couts économique et technique associés à la gestion des résidus 32
V.3. Méthodes de gestion actuelles 33
V.3.1. Gestion sur le site minier 33
V.3.2. En dehors du site minier 33
VI. Études de cas sur les rejets problématiques de la voie humide 34
VI.1. Impacts environnementaux à Djebel Onk 34
VI.2. Rejets de la voie humide 35

VII. Valorisation des rejets miniers 35
VIII. Défis de la réutilisation des rejets miniers 37
IX. L'économie circulaire et le développement durable appliqués à l'industrie du phosphate 37
X. Conclusion 39

Chapitre III. Appréciation des conditions géologiques et minières

I. Introduction 40
II. Historique 40
III. Géologie régionale 41
III.1. Situation géographique 41
III.2. Géologie de gisement 43
III.2.1. Stratigraphie 45
III.2.1.1. Trias 46
III.2.1.2. Jurassique 47
III.2.1.3. Crétacé 47
III.2.1.4. Paléocène 49
III.2.1.5. Eocène 49
III.2.1.6. Miocène 50
III.2.1.7. Pliocène 51
III.2.1.8. Quaternaire 51
III.2.2. Tectonique 51
III.2.2.1. Tectonique synsédimentaire (Paléocène-Eocène) 51
III.2.2.2. Tectonique post-éocène moyen et anté-miocène 51
III.2.2.3. Tectonique tardi-miocène, post-burdigalienne, à pliocène-pléistocène 51
III.2.3. Paléogéographie 52
III.2.3.1. Période de sédimentation marine 52
III.2.3.2. Période de sédimentation continentale 52
III.2.4. Minéralogie et pétrographie 52
III.2.5. Géochimie 53
III.2.5. Lithologie 54
IV. Géologie locale du gisement de kef Essnoun 54
IV.1. Stratigraphie 55
IV.1.1. Le Thanétien inférieur 55
IV.1.2. Le Thanétien supérieur 55

IV.2. Tectonique 57
IV.3. Pétrologie 57
IV.3.1 Phosphates beiges 57
IV.3.2 Minerais de phosphate noir 58
IV.3.3 Minerais de phosphates noirs silicifiés 58
IV.3.4 Minerais de phosphates dolomitiques 59
V. Conclusion 60

Chapitre IV. Caractérisation physico-chimique des rejets de phosphate

I. Introduction 61
II. Préparation mécanique 61
II.1. Echantillonnage 62
II.2. Homogénéisation et Quartage 63
II.3. Classement dimensionnel par tamisage 64
II.4. Broyage 66
III. Caractérisation du rejet par voie humide du minerai de kef essennon 67
III.1. Analyse granulométrique 68
III.2. Analyse minéralogique par diffraction à rayons X (DRX) 71
III.3. Observation microscopique par microscope binoculaire 74
III.4. Observation au microscope électronique à balayage (MEB) avec EDS 77
III.5. Caractérisation chimique par fluorescence des rayon X (FRX) 89
III.6. Caractérisation chimique par spectrométrie d'absorption atomique (SAA) 94
IV. Conclusion 99

Chapitre V. Enrichissement par calcination et séparation électrostatique des rejets de phosphate issus de la voie humide

I. Introduction 100
II. Valorisation du phosphate 100
II.1. Le cas de l'usine de traitement de Djebel Onk 101
III. Méthode de traitement des rejets de phosphate issus de la voie humide 101
III.1. Calcination 101
III.1.1. Condition expérimentale 102
III.1.2. Résultats et discussion 102
III.1.2.1. Calcination des rejets de phosphate noir 102

III.1.2.2. Calcination des rejets de phosphate beige 105
III.1.3. Schéma proposé de traitement par le procédé de calcination 107
III.2. Séparation électrostatique 107
III.2.1 Principe de fonctionnement du procédé électrostatique à effet corona 108
III.2.2. Condition expérimentale 109
III.2.3. Résultats et discussion 110
III.2.3.1. Séparation électrostatique des rejets de phosphate noir 110
III.2.3.2. Séparation électrostatique des rejets de phosphate beige 111
III.2.4. Schéma de traitement pour séparation électrostatique 113
IV. Schéma de traitement des rejets de phosphate 114
V. Conclusion 116

SCHEMA DE TRAITEMENT PRECONISE 117

CONCLUSION GENERALE et PERSPECTIVES 118
REFERENCE BIBLIOGRAPHIES 120

LISTE DES FIGURES

Figure **Titre** **Page**

Figure 1. Principe de fonctionnement du séparateur électrostatique 7
Figure 2. Méthodes représentatives de la séparation électrostatique : charge par contact (a), attachement ionique (b) et charge induite (c) 8
Figure 3. Séparateur à tambour utilisant un aimant supraconducteur multipolaire (Kloeckner Humboldt-Deutz, Cologne, Allemagne) 9
Figure 4. Produits classiques de la séparation magnétique 10
Figure 5. Poulie magnétique typique (a) et tambour magnétique fonctionnant comme aimant de levage (b) 11
Figure 6. Schéma de principe du four à arbre verticale (a) et du calcinateur à lit fluidisé (b) 14
Figure 7. Représentation schématique d'un four rotatif à flux à contre-courant 14
Figure 8. Traitement thermique des boulettes utilisant la technologie grille-four rotatif (Grate-Kiln) 15
Figure 9. Représentation schématique d'un four flash 16
Figure 10. Cellule de flottation mécanique (a) et colonne de flottation (b) 18
Figure 11. Système de flottation avec sous-systèmes interconnectés (composants chimiques, équipements et opérationnels) 18
Figure 12. Différentes techniques d'enrichissement utilisées pour l'enrichissement du phosphate 22
Figure 13. Schéma illustrant la génération des différents types des déchets miniers 26
Figure 14. Photo montre le drainage minier acide (DMA) 28
Figure 15. La chaine de traitement dépoussiérage au niveau de l'usine de Djebel Onk 34
Figure 16. Les rejets des grille courbe +1 mm 35
Figure 17. Les boues de l'épaississeur 35
Figure 18. Schéma représentatif du circuit de rejet liquide de Djebel Onk 35
Figure 19. Schéma de l'économie circulaire versus économie linéaire pour la gestion des rejets des mines de phosphate 38
Figure 20. Développement durable intégré pour la valorisation du phosphate à partir des rejets de phosphate . 39
Figure 21. Localisation du gisement de phosphate étudié aux carrières et rejets de Kef Essenoun (A, B) 42
Figure 22. Carte de situation géographique de Djebel Onk 43
Figure 23. Situation géologique des gisements de phosphate de la région du Djebel Onk 45
Figure 24. Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk 46
Figure 25. Gisement de kef essnoun 55
Figure 26. Log lithologique de gisement de Kef essenoun 56
Figure 27. Minerais de phosphate beige de la couche principale 58
Figure 28. Minerais de phosphate noir de la couche principale 58
Figure 29. Minerais de phosphate noir (A : niveaux de minerais de phosphates noires silicifiés ; B : échantillion montrant le faciès de minerai de phosphate noir silicifié) 59
Figure 30. Minerais phosphates dolomitique (A : échantillon ; B : les particules bien cimentées avec un caractère dur à cause l'abondance du ciment dolomitique) 59
Figure 31. Le point de prélèvement des échantillons (la grille courbe) 63
Figure 32. Processus de quartage 64
Figure 33. Séparation d'un ensemble de particules en plusieurs tranches granulométrique 64

Figure 34. Analyse de tamisage à sec 65
Figure 35. Tamiseuse type Retsch-AS 200 (a) des échantillons représentatifs (b) 66
Figure 36. Broyeur Pulverisette type Retsch-RM 200 (a) des échantillons broyé (b) 66
Figure 37. Protocole de caractérisation du rejet de phosphate 67
Figure 38. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate beige 69
Figure 39. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate noir 70
Figure 40. Distribution pondérale selon les tranches granulométriques de Rejet de phosphate beige 70
Figure 41. Distribution pondérale selon les tranches granulométriques de Rejet de phosphate noir 71
Figure 42. Résultats de la DRX des résidus de phosphate beige 72
Figure 43. Diagramme de DRX du rejet de phosphate beige avec identification des phases minérales 73
Figure 44. Résultats de la DRX des résidus de phosphate noir 73
Figure 45. Diagramme de DRX du rejet de phosphate noire avec identification des phases minérales 74
Figure 46. Observation à la loupe binoculaire des fractions granulométrique des rejets de phosphate (B : beige, N : noir) 76
Figure 47. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate beige avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (200µm) 77
Figure 48. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (200µm) spot 1-7 78
Figure 49. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (200µm) spot 8-15 79
Figure 50. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (200µm) spot 16-17 80
Figure 51. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate beige avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (20µm) 80
Figure 52. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (20µm) spot 1-7 81
Figure 53. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (20µm) spot 8-9 82
Figure 54. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate noir avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (200µm) 83
Figure 55. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (200µm) spot 1-3 83
Figure 56. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (200µm) spot 4-11 84
Figure 57. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (200µm) spot 12-15 85
Figure 58. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate noir avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (20µm) 86
Figure 59. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (20µm) spot 1-3 86
Figure 60. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (20µm) spot 4-11 87
Figure 61. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (20µm) spot 12-13 88
Figure 62. Évolution des teneurs chimiques en fonction de la granulométrie de rejet de phosphate beige 90
Figure 63. Évolution des teneurs chimiques en fonction de la granulométrie de rejet de phosphate noir 92
Figure 64. Variation des teneurs en P_2O_5 et MgO selon les tranches granulométriques 93
Figure 65. Teneurs en P_2O_5, MgO et CO_2 selon la granulométrie – rejet de phosphate beige 96
Figure 66. Teneurs en P_2O_5, MgO et CO_2 selon la granulométrie – rejet de phosphate noir 96
Figure 67. Schéma représentatif des éléments majeurs (%) dans les rejets de phosphate 97
Figure 68. Schéma représentatif des éléments mineurs (ppm) dans les rejets de phosphate 98
Figure 69. Un four à moufle CARBOLITE 102
Figure 70. Dessiccateur en verre 102

Figure 71. Variation de P_2O_5 (%) en fonction de la température et temps 104
Figure 72. Variation de CO_2 (%) en fonction de la température et temps 104
Figure 73. Variation de MgO (%) en fonction de la température et temps 105
Figure 74. Évolution de la teneur en P_2O_5 en fonction de la température 106
Figure 75. Schéma proposé de traitement par procédé de calcination 107
Figure 76. Séparateur électrostatique à tambour 108
Figure 77. Séparateur électrostatique de type Carpco..... 109
Figure 78. La variation de pourcentage de P_2O_5 en fonction de la vitesse de rotation 110
Figure 79. La variation de teneur CO_2 en fonction de la vitesse de rotation 111
Figure 80. Variation de P_2O_5 (%) en fonction de la vitesse..... 112
Figure 81. Variation de MgO (%) en fonction de la vitesse..... 113
Figure 82. Schéma proposé de traitement par procédé électrostatique..... 113
Figure 83. Schéma de traitement et de caractérisation des rejets de phosphate issus de la voie humide……..115
Figure 84. Schéma préconisé de traitement des rejets de phosphate 118

LISTE DES TABLEAUX

Tableau **Titre** **Page**

Tableau 1. Critère de concentration gravimétrique en fonction de la taille des particules 6
Tableau 2. Propriétés de Susceptibilité Magnétique du de différents minéraux 9
Tableau 3. Techniques d'enrichissement et leurs applications pour divers minerais de phosphate 21
Tableau 4. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate beige 68
Tableau 5. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate noire 68
Tableau 6. Composition minéralogique par DRX du minerai de phosphate brut 72
Tableau 7. Les phases de rejet de phosphate beige 73
Tableau 8. Les phases de rejet de phosphate noire 74
Tableau 9. Analyse quantitative des rejets de phosphate beige (200µm) 80
Tableau 10. Analyse quantitative des rejets de phosphate beige (20µm) 82
Tableau 11. Analyse quantitative des rejets de phosphate noir (200µm) 85
Tableau 12. Analyse quantitative des rejets de phosphate noir (20µm) 88
Tableau 13. Composition en éléments majeurs des échantillons analysés de rejets de phosphate beige 90
Tableau 14. Composition en éléments traces des échantillons analysés de rejets de phosphate beige 90
Tableau 15. Composition en éléments majeurs des échantillons analysés de rejets de phosphate noir 91
Tableau 16. Composition en éléments traces des échantillons analysés de rejets de phosphate beige 92
Tableau 17. Paramètres statistiques des analyses chimiques des classes granulométriques des deux types de rejet de phosphate beige et noire 93
Tableau 18. Analyse granulo-chimique des rejets de phosphate beige 95
Tableau 19. Analyse granulo-chimique des rejets de phosphate noir 95
Tableau 20. Composition chimique des éléments majeurs (%) comparée des rejets de phosphate beige et noir 97
Tableau 21. Composition chimique des éléments mineurs (ppm) comparée des rejets de phosphate beige et noir 98
Tableau 22. Effet de la température et du temps de calcination sur la composition des rejets de phosphate noir 103
Tableau 23. Effet de la température et du temps sur la récupération du phosphate à partir des rejets 103
Tableau 24. Composition et récupération des rejets phosphatés beiges de Djebel Onk après calcination à différentes températures et fractions granulométriques 106
Tableau 25. Résultats de la séparation électrostatique sur la récupération du phosphate 110
Tableau 26. Composition et récupération des rejets de phosphate après traitement par séparation électrostatique à différentes vitesses et fractions 112

LISTE DES SYMBOLES

P_2O_5	Pentoxyde de phosphore
CaO	Oxyde de calcium
MgO	Oxyde de magnésium
CO_2	Dioxyde de carbone
SiO_2	Dioxyde de silicium
Al_2O_3	Oxyde d'aluminium
Fe_2O_3	Oxyde de fer
Na_2O	Oxyde de sodium
K_2O	Oxyde de potassium
Cd	Cadmium
Cu	Cuivre
Zn	Zinc
Ni	Nickel
Cr	Chrome
Mn	Manganèse
Pb	Plomb
Y	Yttrium
V	Vanadium
Tl	Thallium
Br	Brome
Se	Sélénium
ρ	Densité
d	Diamètre des particules µm, mm
T	Température °C
t	Temps min
v	Vitesse de rotation $tr \cdot min^{-1}$
V	Tension électrique kV
E	Champ électrique $kV \cdot cm^{-1}$
m	Masse g, kg
Q	Débit massique t/h

P	Puissance	W
U	Énergie électrique	kWh
x_i	Fraction massique	
%	Pourcentage	
ppm	Parties par million	$mg \cdot kg^{-1}$
µm	Micromètre	10^{-6} m
mm	Millimètre	10^{-3} m
G	Champ magnétique	Tesla
H_2SO_4	Acide sulfurique	
H_2S	Sulfure d'hydrogène	
$CaCO_3$	Carbonate de calcium	
SiO_2	Quartz	
$CaSO_4$	Gypse	
$CaMgCO_3$	Dolomite	
$Ca_5(PO_4)_3F$	Fluorapatite	
$Ca_{10}(PO_4)_6$	Carbonate-apatite	
$Ca_{10}(PO_4)_3(CO_3)_3(OH)_2$	Carbonate- hydroxyapatite	
$Ca_{10}(PO_4)_5CO_3F_{1,5}(OH)_{0,5}$	Carbonate-fluorapatite	

LISTE DES ABREVIATIONS

ACIA/CFIA : Agence Canadienne d'Inspection des Aliments (Canadian Food Inspection Agency)
AIEA : Agence Internationale de Recherche sur le Cancer
BRGM : Bureau de Recherches Géologiques et Minières
CE : Commission Européenne
DRX : Diffraction des rayons X
DMA : Drainage Minier Acide
DNC : Drainage Neutre Contaminé
EDS : Spectroscopie à Dispersion d'Énergie des Rayons X
EREM : Entreprise de Recherche Minière
ETM : Éléments Traces Métalliques
ETR : Éléments de Terres Rares
FRX : Fluorescence des Rayons X
FERPHOS : Société Nationale du Fer et des Phosphates
LAVAMIN : Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement
MEB : Microscopie Électronique à Balayage
MCE : Économie circulaire dans le secteur minier (Mining Circular Economy)
OMS : Organisation Mondiale de la Santé
ONG : Organisation Non Gouvernementale
ORGM : Office National de Recherche Géologique et Minière
PAF : Perte au Feu
SAA : Spectrométrie d'Absorption Atomique
SDO : Société de Djebel Onk
SONAREM : Société Nationale de la Recherche Minière
SOMIPHOS : Société des Mines de Phosphate

INTRODUCTION GENERALE

Le phosphate est une ressource minérale non renouvelable d'une importance stratégique pour de nombreux pays, notamment ceux en développement. Il joue un rôle central dans la production d'engrais, l'alimentation animale et diverses applications industrielles, dont la fabrication de l'acide phosphorique. En 2024, la production mondiale de phosphate a atteint 240 millions de tonnes, correspondant à environ 65 millions de tonnes de P_2O_5. Cette demande croissante entraîne une intensification des opérations d'extraction et de traitement, souvent au détriment de l'environnement.

En Algérie, le gisement de Djebel Onk, situé dans la wilaya de Tébessa et exploité par la Société des Mines de Phosphates (SOMIPHOS) depuis 1965, est l'un des plus importants du pays. Le traitement du minerai, par voie sèche et humide, génère d'importants volumes de rejets miniers, notamment sous forme de résidus noirs et beiges, entreposés sans traitement ultérieur. Ces rejets occupent de vastes surfaces, entraînent une dégradation des sols, une contamination des eaux, et une empreinte écologique significative sur les zones d'exploitation.

Ces rejets sur le plan chimique contiennent encore des teneurs non négligeables en P_2O_5 (jusqu'à 25 %), ainsi que des éléments de gangue (calcite, dolomite, quartz, argiles) et des impuretés potentiellement toxiques telles que le cadmium, le cuivre ou le zinc, mais également des terres rares, d'intérêt stratégique. Ils représentent ainsi une ressource secondaire prometteuse, dont la valorisation pourrait répondre à des enjeux économiques, environnementaux et industriels majeurs.

Cependant, l'enrichissement des phosphates issus de ces rejets reste complexe en raison de la similarité des propriétés physico-chimiques entre les minéraux phosphatés (fluorapatite, carbonate-apatite) et ceux de la gangue. De nombreuses techniques ont été utilisées pour traiter les minerais phosphatés : flottation, calcination, lixiviation acide, séparation magnétique. Toutefois, plusieurs d'entre elles – en particulier la flottation – nécessitent une consommation importante d'eau, ce qui pose problème dans les régions semi-arides comme le sud-est algérien.

Dans ce contexte, des procédés secs comme la séparation électrostatique et la calcination sont de plus en plus envisagés comme alternatives durables. La calcination permet d'éliminer les carbonates et la matière organique par décomposition thermique à haute température (850–1050 °C), produisant du CaO, MgO et CO_2, tout en améliorant la concentration en P_2O_5. La séparation électrostatique, quant à elle, repose sur la différence de conductivité électrique entre les particules minérales, permettant une séparation efficace à sec, sans consommation d'eau, avec des taux de récupération pouvant dépasser 80 %.

Les rejets issus de la voie humide représentent une réserve significative en phosphate encore valorisable, mais leur accumulation sans traitement génère des impacts environnementaux majeurs. Ces dépôts, entreposés en grandes quantités, provoquent une pollution progressive des sols et des eaux, en plus d'occuper de vastes surfaces au niveau du carreau de la mine. Par ailleurs, les méthodes classiques de traitement, telles que la séparation gravimétrique, la flottation ou la lixiviation, demeurent difficiles à appliquer dans les zones arides en raison de leur forte consommation d'eau et de réactifs chimiques.

L'objectif principal de cette thèse est de valoriser les rejets de phosphate noirs et beiges issus du traitement par voie humide du complexe de Djebel Onk, en appliquant deux procédés secs : la calcination et la séparation électrostatique. Une caractérisation physico-chimique complète sera réalisée afin d'évaluer leur potentiel de valorisation. Les objectifs spécifiques visent à augmenter la teneur en P_2O_5, à réduire les minéraux carbonatés et siliceux, et à limiter l'impact environnemental. Enfin, le travail propose une approche de gestion intégrée pour optimiser la récupération du P_2O_5 et contribuer à une exploitation plus durable des ressources.

Cette étude vise non seulement à proposer des procédés de valorisation adaptés aux conditions locales (zone aride, gisement complexe), mais également à contribuer à la transition vers une industrie phosphatière plus durable, intégrant les principes d'économie circulaire et de gestion responsable des rejets miniers.

La thèse s'articule autour des chapitres suivants :

- Le premier chapitre est dédié à une analyse de la littérature scientifique portant sur les différentes techniques d'enrichissement des minerais de phosphate. Il met en lumière les procédés classiques et avancés, ainsi que les enjeux économiques, techniques et environnementaux liés à la valorisation des phosphates dans un contexte mondial.

- Le deuxième chapitre s'attache à l'analyse des rejets problématiques issus de la voie humide, en particulier ceux produits par l'unité de traitement du complexe de Djebel Onk. Il explore leur origine, les quantités générées, leur mode de stockage, ainsi que les impacts environnementaux qui en découlent.

- Le troisième chapitre propose une appréciation des conditions géologiques et minières du gisement de Djebel Onk. Cette partie permet de mieux comprendre les contraintes géologiques, structurales et minéralogiques qui influencent à la fois la composition des rejets et les choix technologiques de valorisation.

- Le quatrième chapitre est consacré à la caractérisation physico-chimique et minéralogique des rejets phosphatés noirs et beiges. À travers des analyses granulométriques, chimiques (FRX), minéralogiques (DRX, MEB/EDS) et morphoscopiques, ce chapitre vise à déterminer les propriétés clés des résidus afin d'orienter les méthodes de traitement appropriées.

- Le cinquième chapitre présente les travaux d'enrichissement des rejets de phosphate par calcination et séparation électrostatique. Il décrit les essais expérimentaux réalisés sur différentes fractions granulométriques, analyse l'effet des paramètres opératoires, et évalue l'efficacité de ces techniques en termes de récupération du P_2O_5 et de réduction des impuretés.

À travers cette étude, nous espérons contribuer à une meilleure compréhension des rejets phosphatés algériens et offrir des solutions concrètes pour leur valorisation. Cette démarche s'inscrit pleinement dans les objectifs de transition énergétique et de développement durable, en optimisant l'utilisation des ressources disponibles et en minimisant l'impact écologique de l'exploitation minière.

Chapitre I

Analyse de la littérature scientifique sur l’enrichissement des minerais de phosphate

I. Introduction

Le phosphate est une ressource minérale essentielle à l'industrie agricole mondiale, principalement utilisé pour la production d'engrais phosphatés. Cependant, le phosphate brut extrait des gisements naturels n'est pas immédiatement commercialisable, car il est mélangé à des impuretés indésirables, telles que des minéraux de gangue. Ainsi, le traitement ou l'enrichissement des minerais de phosphate est une étape cruciale pour augmenter leur concentration en phosphate (P_2O_5) et pour les rendre utilisables dans des applications industrielles.

Les méthodes de traitement des minerais de phosphate varient en fonction des caractéristiques minéralogiques et chimiques des gisements. Les techniques employées vont de simples opérations mécaniques, comme la réduction granulométrique, à des procédés plus complexes d'enrichissement, tels que la flottation ou la lixiviation. Le but principal de ces méthodes est de séparer les minéraux phosphatés des impuretés, tout en maximisant la récupération du phosphate et en réduisant les coûts d'exploitation. Cela nécessite l'application de procédés de valorisation spécifiques pour éliminer les substances nuisibles, telles que les silicates, les carbonates et les matières organiques, afin de produire un concentré de phosphate de qualité.

Dans ce chapitre, nous passerons en revue les principales méthodes de traitement et d'enrichissement des minerais de phosphate. Nous présentons les différentes techniques d'enrichissement, telles que la classification granulométrique, la concentration par gravité, la flottation, séparation électrostatique, séparation magnétique, la lixiviation et la calcination. Ces procédés, utilisés à différentes échelles dans le monde, permettent de valoriser les roches phosphatées et de répondre aux besoins croissants de l'industrie.

II. Critères de qualité des phosphates et impact des impuretés

Les critères principaux de qualité des concentrés phosphatés concernent la présence d'impuretés, qui influencent la production d'acide phosphorique et d'engrais et ces contraintes varient selon l'usage des phosphates. Ces impuretés comprennent :

- Carbonate de calcium : augmente la consommation d'acides, un ratio $CaO/P_2O_5 \leq 1,6$ est recommandé.
- Matière organique : stabilise les mousses et empêche l'obtention d'un acide phosphorique clair.
- Sulfures : libèrent du H_2S et augmentent la corrosion de l'acide phosphorique.
- Carbonate de magnésium : rend la filtration de l'acide phosphorique difficile, une teneur de 0,5 à 0,8 % de MgO est requise.
- Fluor : corrosif, forme de l'acide fluo-silicique avec la silice réactive.
- Oxydes d'aluminium et de fer : augmentent la viscosité de l'acide phosphorique.
- Chlore : provoque la corrosion, une teneur de 250 à 1000 ppm est requise selon les matériaux utilisés.
- Cadmium : présente des risques de toxicité en agriculture.
- Alcalins : causent l'entartrage dans les réacteurs.

III. Types de minerais phosphaté et technique d'enrichissement

Les roches phosphatées sont des minéraux essentiels utilisés dans l'industrie chimique et la production alimentaire et des engrais. Les minerais de phosphate présentent une grande diversité dans la composition de leur gangue, qui peut être classée en plusieurs catégories :

1. Minerais siliceux : contiennent du quartz et différentes formes de silice, pouvant être enrichis par des techniques comme la flottation ou la séparation par gravité.
2. Minerais argileux : constitués principalement d'argiles et d'oxydes hydratés de fer et d'aluminium. Ces impuretés sont éliminées par des procédés simples comme le lavage ou le frottement.
3. Minerais calcaires : contiennent de la calcite et/ou de la dolomite, des impuretés difficiles à éliminer par des techniques conventionnelles, à cause des similitudes physiques entre les carbonates et les phosphates. La calcination est une méthode alternative pour éliminer ces carbonates.
4. Minerais associés à la matière organique : ces phosphates, souvent noirs ou bruns, sont enrichis par calcination à basse température, ce qui permet d'éliminer la matière organique tout en conservant les propriétés des phosphates.
5. Minerais complexes : contenant plusieurs types de gangues, ils nécessitent une combinaison d'opérations d'enrichissement, comme la flottation, la séparation par gravité ou la calcination.

Pour être commercialisable, le concentré de phosphate doit avoir une haute teneur en P_2O_5 (>30 %), un faible rapport CaO/P_2O_5 (<1,6) et une faible teneur en MgO (<1 %). L'enrichissement des phosphates vise à améliorer leur qualité chimique et à répondre à la demande mondiale croissante d'engrais [1].

IV. Valorisation des minerais de phosphate

Les minerais phosphatés, ressources non renouvelables et essentielles à la production d'engrais et de produits chimiques, ne peuvent être ni substitués ni recyclés, rendant leur exploitation cruciale pour satisfaire la demande mondiale [2].

Les techniques de traitement des minéraux de phosphate dépendent du type de phosphate présent dans le minerai et des minéraux de gangue associés. Majoritairement d'origine sédimentaire, ces gisements nécessitent un traitement afin de réduire les impuretés telles que les carbonates, silicates, calcite et/ou dolomite et argiles [3], et des quantités considérables de matière organique, posent un défi pour la concentration du phosphate en raison des similitudes dans les propriétés physico-chimiques des surfaces des constituants du minerai. Par conséquent, la sélection du procédé d'enrichissement dépend de facteurs tels que le type de minerai, la texture minérale, la teneur totale en phosphore, la complexité de la gangue et les considérations de coût.

D'autres propriétés physico-chimiques des phosphorites naturelles sont également cruciales [4]. Les procédés d'enrichissement des minerais de phosphate sont conçus pour séparer les minéraux de gangue des phosphates économiquement exploitables. Les méthodes conventionnelles de traitement des rejets de phosphate impliquent un examen complet des principales technologies d'enrichissement visant à

augmenter la teneur en P_2O_5, qui doit généralement être de 29 % ou plus pour être commercialisable [3]. Les techniques d'enrichissement les plus couramment utilisées comprennent la classification, la séparation gravimétrique, la flottation, la calcination, la séparation magnétique, la séparation électrostatique, le tri de minerai et la lixiviation acide [5-11].

L'évaluation de ces méthodes prend en compte des facteurs tels que l'efficacité, les propriétés minérales et la consommation d'énergie pour déterminer leur adéquation à l'enrichissement des rejets de phosphate [4,12-13]. L'adaptabilité de ces méthodes dépend en grande partie du type de minerai et de la présence de minéraux de gangue associés [14]. Ces techniques permettent d'améliorer la qualité du concentré phosphaté, répondant aux exigences de l'industrie.

IV.1. Valorisation par traitement physique

IV.1.1. Classification dimensionnelle

La classification granulométrique, parfois effectuée à sec (criblage, sélection pneumatique, etc.), et plus couramment effectué en voie humide, utilisant divers appareils comme les cribles, hydrocyclones, micro-hydrocyclones et hydro-classificateurs.

Le criblage est une technique clé pour séparer les particules selon leur taille, formant des fractions granulométriques. Dans le traitement du phosphate, les minéraux phosphatés, plus friables, se fragmentent plus facilement que la gangue dure (silice, carbonates, silicates). Lors du concassage, broyage et criblage, le phosphate est principalement récupéré dans la fraction fine, bien qu'une part importante de P_2O_5 soit parfois perdue dans la fraction grossière. Le déschlammage, quant à lui, permet d'éliminer les particules fines riches en argiles.

La classification, plus économique que le tamisage, permet de restreindre les particules à une taille appropriée pour les processus de concentration. Les hydrocyclones, en éliminant les argiles et particules fines, dirigent le phosphate vers les essoreuses pour réduire l'humidité. Cette méthode est utilisée dans des usines telles que celle de Djebel Onk en Algérie.

IV.1.2. Valorisation par attrition

L'attrition (scrubbing) et le déschlammage sont des techniques couramment utilisées lorsque les minéraux de gangue sont principalement des argiles, comme sur la côte de la mer Rouge en Égypte [15]. Elles permettent d'obtenir un concentré de phosphate en éliminant les argiles fines. Ce procédé a été appliqué avec succès dans la région de Dianchi (Yunnan, Chine), ainsi que pour la préparation des phosphorites avant les étapes de flottation. Cependant, une certaine quantité de phosphore reste souvent présente dans les résidus après le déschlammage, entraînant des pertes de ressources et des problèmes environnementaux si elle n'est pas récupérée efficacement [16-17]. Dans certains cas, les phosphorites sont collectées sous les cribles dans un processus humide, comme c'est pratiqué dans les usines de Floride, afin de séparer les fractions grossières riches en phosphate avant la flottation [18].

Par ailleurs, l'attrition sélective à sec est utilisée pour traiter les minerais sédimentaires peu carbonatés, constitués de mélanges de phosphates ovoïdes et de cristaux fins de carbonates. Le broyage sélectif à sec, combiné à un séchage en four fluidiseur ou en four flash, permet de libérer les éléments phosphatés plus grossiers, enrichissant ainsi le minerai en phosphate tout en réduisant sa teneur en carbonates.

IV.1.3. Séparation gravimétrique

La séparation gravimétrique repose sur la différence de densité entre les minéraux valorisables et les minéraux de gangue. Cependant, en raison de la densité similaire entre l'apatite et les minéraux de gangue, la récupération des phosphates disséminés en grains fins est souvent difficile. En revanche, les minéraux phosphatés grossiers avec une structure en bandes dans les roches sédimentaires peuvent être efficacement valorisés en rejetant les résidus par séparation gravimétrique, ce qui réduit considérablement la consommation énergétique liée au broyage [19].

Les équipements de concentration gravimétrique exploitent cette différence de densité, combinée à l'action de la gravité et d'autres forces. En plus de la densité, des facteurs tels que le volume et la forme des particules influencent également la séparation, limitant la gamme de tailles de particules alimentées dans ces équipements via tamisage ou classification. Le principe repose sur les vitesses terminales de chute des particules, lesquelles varient selon leur densité.

Le critère de Taggart permet d'évaluer l'applicabilité de la concentration gravimétrique en fonction de la différence de densité entre les matériaux, et s'exprime par la formule :

$$\textbf{Critère de Taggart} = (\rho L - \rho M) / (\rho l - \rho M)$$

Où :

- **ρL** : la densité de solide lourde,
- **ρl** : la densité de solide légère,
- **ρM** : la densité du liquide.

Le critère de concentration indique l'applicabilité de la méthode en fonction de la taille des particules (voir Tableau 1).

Tableau 1. Critère de concentration gravimétrique en fonction de la taille des particules [20]

Critère	Applicabilité
> 2,5	Séparation facile pour les particules de 200 mailles et plus
2,5 - 1,75	Séparation efficace jusqu'à 100 mailles
1,75 - 1,50	Séparation possible mais difficile jusqu'à 10 mailles
1,50 à 1,25	Séparation possible mais difficile jusqu'à ¼ de pouce
< 1,25	Séparation presque impossible

La valorisation par séparation gravimétrique s'applique principalement aux minerais phosphatés riches et friables, avec une faible teneur en exogangue sableuse et des grains grossiers. Un lavage et un déschlammage sont nécessaires avant la séparation gravimétrique, qui est souvent combinée à la flottation pour maximiser l'enrichissement [21].

IV.1.4. Séparation électrostatique

La valorisation par séparation électrostatique repose sur la différence de conductivité électrique ou de charge de surface des espèces minérales (Figure 1). Les particules chargées dans un champ électrique sont séparées par attraction ou répulsion selon leur conductivité. Presque tous les minéraux présentent un certain degré de conductivité. Lorsque les particules sont sous l'influence d'un champ électrique, en fonction de leur conductivité, elles accumulent une charge qui dépend directement de la densité de charge maximale atteignable à la surface des particules. Par conséquent, la première étape importante de la séparation électrostatique consiste à imposer une charge électrostatique aux particules [1].

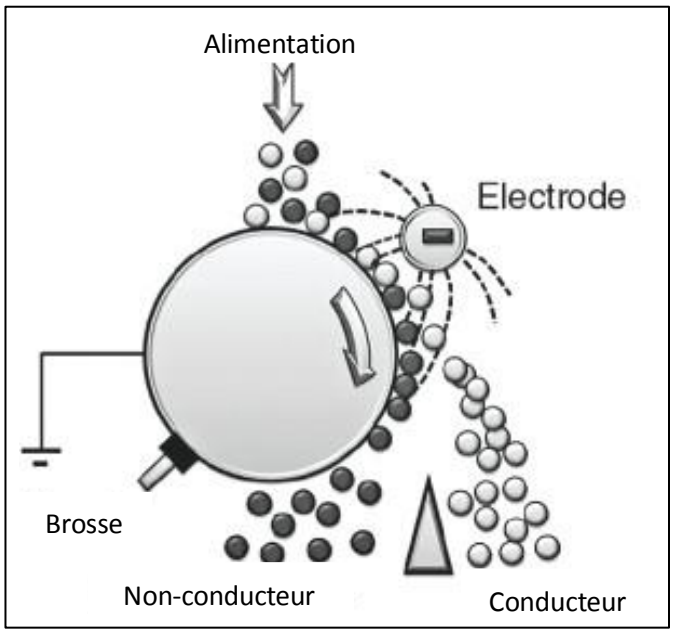


Figure 1. Principe de fonctionnement du séparateur électrostatique [23]

Les trois principaux types de mécanismes de charge sont l'électrification par contact ou la tribo-électrification, l'induction conductrice et le bombardement ionique (Figure 2). Une fois les particules chargées, la séparation peut être réalisée par l'équipement avec diverses configurations d'électrodes [22, 23]

La séparation électrostatique est couramment utilisée pour pré-concentrer les minéraux de phosphate granulaires en éliminant une proportion significative de silice. Ce procédé permet de réduire la consommation énergétique liée au broyage ainsi que les coûts des réactifs chimiques et de l'eau. Par exemple, Sobhy et Tao ont étudié l'utilisation d'un séparateur tribo-électrostatique rotatif dans un processus de valorisation à sec des minerais de phosphate de Floride [24]. Leurs résultats ont montré qu'un concentré contenant 30 % de P_2O_5 avec une récupération de plus de 85 % a été obtenu [19]. De plus, les minerais de phosphate saoudiens de taille variant entre 9 et 70 mm ont également montré une amélioration par séparation électrostatique, avec une réduction de la silice de 60,2 % en laboratoire et de 44,65 % à l'échelle industrielle [23].

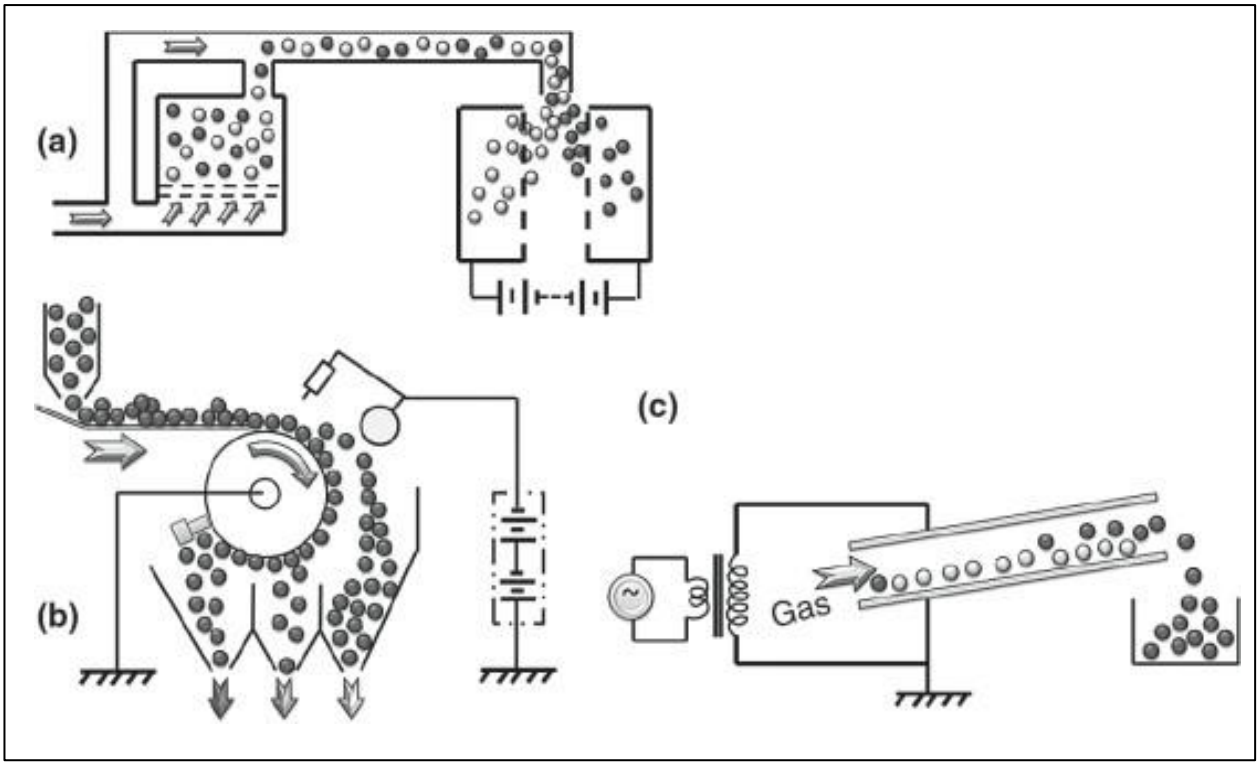


Figure 2. Méthodes représentatives de la séparation électrostatique : charge par contact (a), attachement ionique (b) et charge induite (c) [22].

La tribo-électrification est un type de séparation électrostatique dans lequel deux espèces minérales non conductrices acquièrent des charges opposées par contact l'une avec l'autre. L'efficacité du processus dépend de la différence de polarité et de l'amplitude de la charge entre les particules. Une fois les particules chargées, elles sont soumises à des champs électriques permettant leur séparation. Par exemple, la silice acquiert une charge négative en contact avec des carbonates ou des phosphates.

Bien que cette technique ait été utilisée à l'échelle de laboratoire pour divers types de minerais de phosphate, son application industrielle reste limitée en raison de la faible productivité des séparateurs électrostatiques [25]. Cette méthode est souvent combinée à d'autres procédés comme l'attrition, le déschlammage et la séparation par gravité pour maximiser la récupération des phosphates tout en éliminant les impuretés telles que la silice et les carbonates [26].

IV.1.5. Séparation magnétique

La séparation magnétique est une technique de valorisation utilisée lorsque l'un des principaux constituants de la gangue est magnétique. Cette méthode est principalement utilisée dans la valorisation des roches phosphatées ignées, bien qu'elle soit également employée pour certains minerais de phosphate sédimentaires [15]. Le processus s'appuie sur les propriétés magnétiques du minerai pour séparer les minéraux magnétiques des non-magnétiques à l'aide de séparateurs magnétiques (Figure 3). Lorsque la force magnétique exercée sur une particule dépasse celle de la gravité, la particule est attirée vers l'aimant.

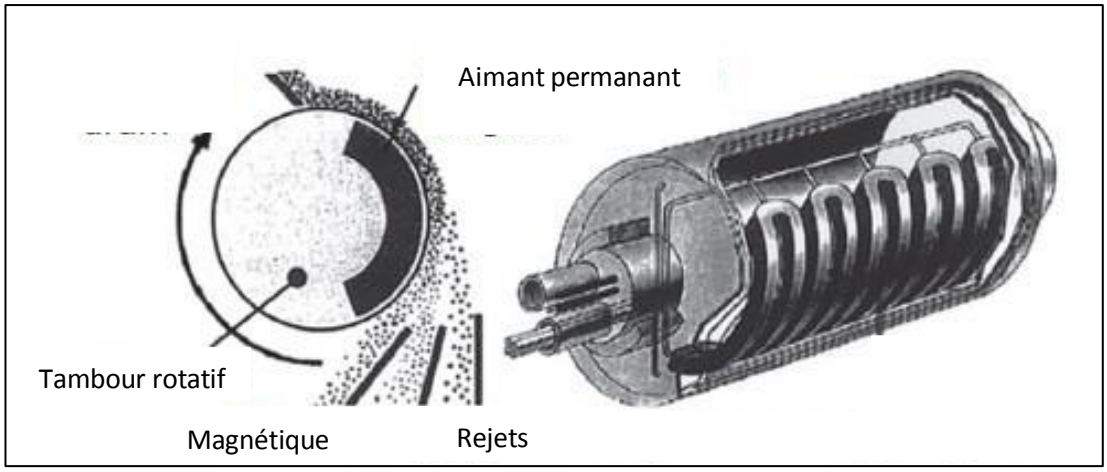


Figure 3. Séparateur à tambour utilisant un aimant supraconducteur multipolaire (Kloeckner Humboldt-Deutz, Cologne, Allemagne) [27]

Le principe de la séparation magnétique repose sur le fait que les matériaux ayant des moments magnétiques différents réagissent de manière distincte en présence de gradients de champ magnétique. Ainsi, un champ magnétique appliqué de l'extérieur permet de sélectionner les composants magnétiques parmi des mélanges physiquement similaires. Par exemple, en 1852, une entreprise de New York a réussi à séparer la magnétite de l'apatite en utilisant un séparateur à bande transporteuse [1].

Cependant, la séparation magnétique permet essentiellement d'éliminer l'exogangue (gangue externe). Dans certains cas, les caractéristiques du concentré obtenu peuvent rester insuffisantes. Pour aller au-delà, il est nécessaire de traiter l'endogangue (gangue interne) avec d'autres méthodes, car les techniques physiques conventionnelles sont relativement limitées dans ce domaine, bien que les avancées dans le traitement des particules fines et très fines s'améliorent constamment.

Tableau 2. Propriétés de Susceptibilité Magnétique de différents minéraux [28]

Minéral	**Susceptibilité magnétique (10^{-6} m³/kg)**	**Formule chimique**
Magnétite	625 – 1156	Fe_3O_4
Martite	6,2 – 13,5	Fe_2O_3
Hématite	0,6 – 2,16	Fe_2O_3
Hématite spéculaire	3,7	Fe_2O_3
Limonite	0,31 – 1,0	$2Fe_2O_3 \cdot 3–4H_2O$
Sidérite	0,7 – 1,5	$FeCO_3$
Ilménite	0,34 – 5	$FeTiO_3$
Quartz	0,0025 – 0,126	SiO_2
Feldspath	0,063	$KAlSi_3O_8$, $NaAlSi_3O_8$
Calcite	0,0038	$CaCO_3$
Spodumène	0,82	$LiAl(Si_2O_6)$
Chlorite	0,38 – 1,13	$(Mg,Fe)_5Al(AlSi_3O_{10})(OH)_8$
Grenat	0,79 – 2	$Mg_3Al_2(SO_4)_3$
Biotite	0,5 – 6,5	$K(Mg,Fe)_3AlSi_3O_{10}(OH,Fe)_2$
Olivine	0,17	$(Mg,Fe)_2SiO_4$
Pyrite	0,34	FeS_2
Apatite	0,007 – 0,142	$Ca_5(PO_4)_3F$

Cette approche est donc souvent associée à d'autres procédés pour maximiser la récupération du phosphate et améliorer la qualité du concentré obtenu. Les minéraux terrestres ont des susceptibilités magnétiques variées, influençant leur capacité à être séparés. Le tableau 2 présente les susceptibilités magnétiques de différents minéraux.

Blazy et Jdid ont réalisé une séparation magnétique à gradient élevé (HGMS) sur le minerai de phosphate égyptien d'Abu Tartur (38–210 mm) et ont obtenu un concentré contenant 31,2 % de P_2O_5 avec un taux de récupération de 70 %, après élimination des minéraux de gangue dolomitique [29]. De plus, il a été démontré que la séparation magnétique permet d'éliminer les carbonates de dolomite des minerais de phosphate sédimentaires marins (80–250 μm) [12].

Shaikh et Dixit ont exploré cette technique sur des minerais de phosphate à grains fins provenant du Rajasthan et de Madhya Pradesh. Ils ont utilisé une séparation magnétique en deux étapes pour traiter ces minerais (53–63 μm). Malgré un concentré final contenant environ 31,5 % de P_2O_5, la récupération totale de P_2O_5 n'était que de 65 %, ce qui montre que la séparation magnétique n'est pas efficace pour l'enrichissement des minerais de phosphate à grains fins [30].

En dépit de tous ces avancements, la majorité des séparateurs magnétiques commerciaux ne remplissent que le simple objectif technologique d'élimination des substances magnétiques sans possibilité de les classer. Seuls trois produits de séparation classiques (rejet, mixte et concentré, Figure 4) sont généralement obtenus [31].

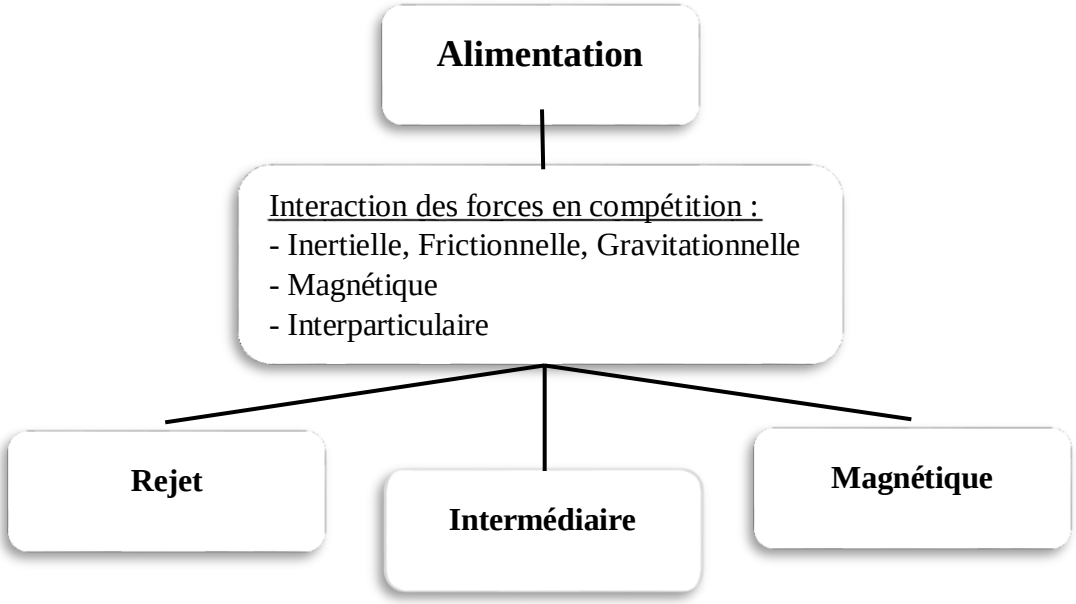


Figure 4. Produits classiques de la séparation magnétique [31]

Les aimants sont utilisés dans l'industrie minérale pour éliminer les débris de fer qui pourraient endommager l'équipement et pour séparer les minéraux en fonction de leur susceptibilité magnétique. Selon l'intensité du champ magnétique, deux types de séparateurs magnétiques sont reconnus [23]:

a. Les séparateurs magnétiques de faible intensité ont des densités de flux allant jusqu'à 2000 G [32]. Ces séparateurs sont principalement utilisés pour éliminer les matériaux ferromagnétiques, tels

que le fer, pour protéger les opérations unitaires en aval, telles que les bandes transporteuses, ou pour scalper les matériaux ferromagnétiques afin d'améliorer les performances des séparateurs permanents ou électromagnétiques utilisés pour séparer les matériaux faiblement magnétiques. Les séparateurs de faible intensité peuvent traiter les boues humides ou les solides secs.

b. Les séparateurs magnétiques de haute intensité séparant les particules paramagnétiques ou faiblement magnétiques nécessitent une densité de flux plus élevée. Cette densité plus élevée est obtenue en concevant le circuit électromagnétique qui peut générer une force magnétique allant jusqu'à 2 teslas. Par exemple, dans une usine de traitement de sable de silice, ces séparateurs sont utilisés pour éliminer les particules ferreuses faiblement magnétiques.

Les séparateurs magnétiques à tambour rotatif (Figure 5) sont principalement utilisés dans les mines. Le séparateur magnétique à disque rotatif est utilisé dans les procédés dits ferritiques [27].

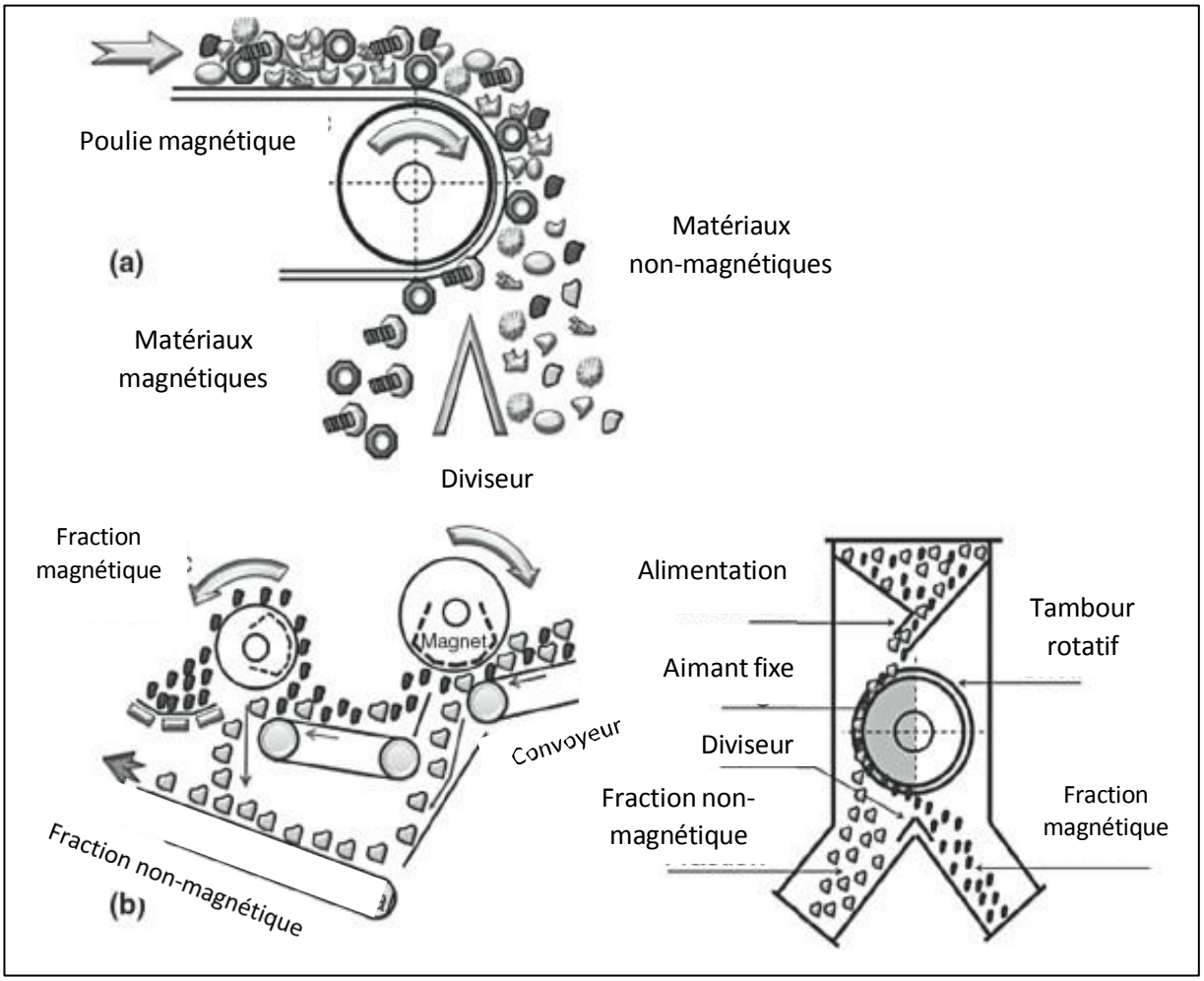


Figure 5. Poulie magnétique typique (a) et tambour magnétique fonctionnant comme aimant de levage (b) [23]

IV.2. Valorisation par traitement chimique

IV.2.1. Lixiviation

Les procédés d'attaque chimique des minerais de phosphate bruts font l'objet d'études approfondies en raison des obstacles rencontrés lors de la dissolution des phases carbonatées. Les acides minéraux, bien qu'efficaces pour dissoudre ces carbonates, entraînent souvent des pertes en P_2O_5 en attaquant simultanément les minéraux phosphatés. Pour remédier à cela, les acides organiques, bien que plus coûteux et moins rapides, sont préférés pour leur sélectivité et leur impact environnemental réduit [1].

La lixiviation sélective des roches phosphatées a permis d'extraire jusqu'à 90 % du phosphate en utilisant H_2SO_4 comme agent de lixiviation. Cependant, deux problèmes principaux ont été identifiés : la pureté insuffisante de l'acide produit et la difficulté de séparation solide-liquide due à la petite taille des particules résiduelles. Une approche avec des solvants organiques a amélioré la pureté de l'acide, mais sans résoudre le problème de la séparation [33].

La biolixiviation utilise des micro-organismes pour produire des solutions acides à partir de minéraux sulfurés afin de solubiliser les roches phosphatées. Ce procédé nécessite un contrôle rigoureux des paramètres tels que la température, le pH et l'oxygène afin d'optimiser l'efficacité de la lixiviation.

La lixiviation acide permet de dissoudre les carbonates tout en laissant les minéraux phosphatés dans les résidus lixiviés. Les acides organiques comme l'acide lactique, l'acide formique et l'acide succinique sont largement utilisés pour cette méthode en raison de leur haute sélectivité, contrairement aux acides minéraux courants qui provoquent des pertes en P_2O_5 [33, 34]. Des paramètres tels que la concentration en acide, la température et la durée de réaction doivent être soigneusement optimisés afin d'améliorer la récupération du P_2O_5. Gharabaghi et al ont montré qu'une concentration de 15 % d'acide acétique à une température de 40 °C permettait d'améliorer le contenu en P_2O_5 à 32,1 % avec une récupération de 81 % [35].

Cependant, ces méthodes présentent des inconvénients tels que le coût élevé des acides organiques et le long temps de lixiviation, limitant ainsi la capacité de traitement des installations. Par exemple, Abu-Eishah et al ont observé que plus de 1,2 heure était nécessaire pour traiter les minerais, ce qui réduit la rentabilité du processus [36].

IV.3. Valorisation par traitement thermique

IV.3.1. Calcination

La calcination est un procédé couramment utilisé pour valoriser les minerais phosphatés, notamment pour l'élimination des carbonates et des matières organiques. Plus de 10 % du marché mondial du phosphate commercialisable est valorisé par ce procédé [3]. Au cours du processus de calcination, les minéraux calcaires sont décomposés en oxyde de calcium et en oxyde de magnésium à une température d'environ 950 °C, et du dioxyde de carbone est libéré. Ensuite, les roches phosphatées calcinées sont soumises à une trempe à l'aide d'une solution de NH_4Cl ou de NH_4NO_3 à une concentration d'environ 5 %. Par la suite, le $Ca(OH)_2$ et le $Mg(OH)_2$ à grains fins sont éliminés sous forme de phase visqueuse après une classification par hydrocyclone, et le concentré de haute qualité plus grossier est séparé avec

succès. Pour les minerais de phosphate contenant de la matière organique, il s'agit également d'une technique efficace de valorisation à une température de 650 à 750 °C [37]. Les principaux objectifs du traitement thermique du minerai sont :

a) Préchauffage : 120-150 ° C pour l'élimination de l'eau (Séchage) ;
b) Chauffage : 650-750 ° C pour se débarrasser de la matière organique (calcination) ;
c) chauffage : 850-1000 °C pour la dissociation des carbonates (calcination) ;
d) chauffage : 1350°C pour la défluorisation ;

Donc, il existe deux types de procédés de calcination appliqués aux minerais phosphatés. Le premier procédé concerne la valorisation des minerais riches en matière organique, où le minerai est chauffé à une température comprise entre 650 et 750 °C afin de brûler la matière organique tout en oxydant le carbone résiduel. À cette température, des réactions exothermiques se produisent en raison de la combustion de la matière organique et de l'oxydation du carbone résiduel. Le second procédé de calcination est utilisé pour la décomposition thermique des carbonates présents dans le minerai avec une température de calcination varie entre 850 et 1000 °C.

Le traitement thermique des minerais phosphatés suit généralement plusieurs étapes :

1. Prétraitement : Ce processus permet l'élimination des impuretés telles que les minéraux siliceux avant la calcination, car la chaux peut réagir avec le silicium et former des composés difficiles à éliminer lors du post-traitement. Il permet également de retirer une partie des carbonates, notamment ceux contenus dans les fractions grossières et fines, à un coût inférieur à celui de la décomposition thermique.

2. Calcination : Le minerai est chauffé à plus de 850 °C pour décomposer les carbonates en CaO et MgO tout en libérant du CO_2. Ce processus permet aussi d'éliminer l'eau de constitution et de détruire la matière organique. Pour des besoins spécifiques, comme la défluorisation, des températures de calcination allant jusqu'à 1350 °C peuvent être utilisées.

3. Post-traitement : Le but est de réduire le ratio (CaO + MgO) / P_2O_5 en éliminant les oxydes d'alcalino-terreux par attrition, broyage et déschlammage. Le lavage permet d'éliminer partiellement les oxydes de calcium, de magnésium ainsi que les sulfates, mais son efficacité demeure limitée, car l'eau du lavage est rapidement saturée. Lors de cette étape, les oxydes réagissent avec les gaz présents dans les fumées des fours et précipitent sous forme de carbonates.

La décomposition des carbonates est une réaction fortement endothermique, qui exige une consommation énergétique élevée (42,9 Kcal/mol pour le $CaCO_3$), la réaction générale de cette décomposition est la suivante : $CaCO_3$ + chaleur → CaO + CO_2 (42,9 Kcal/mol), ce qui limite parfois l'efficacité énergétique du procédé. Toutefois, elle est indispensable pour obtenir des produits à haute pureté tels que l'acide phosphorique ultra pur, utilisé dans la fabrication de réactifs chimiques, de préparations alimentaires et pharmaceutiques.

Il existe différents types d'unités pouvant être utilisées pour la calcination des minerais de phosphate, telles que [3] :

i. Fours à arbre verticale [38] : sont le type de four le plus populaire, ayant des hauteurs, des diamètres et des détails de construction variables. Il existe deux types, à savoir le type à combustible mixte (a) et

le type à combustible non mixte (b). La construction d'un arbre vertical peut être cylindrique, conique ou une combinaison des deux formes avec des diamètres variables dans différentes zones (Figure 6 (a)).

ii. Réacteurs à lit fluidisé (calcinateurs) : les gaz de combustion remplissent deux fonctions : (1) fluidiser les particules et (2) transférer la chaleur aux particules (Figure 6 (b)). Étant donné que la fluidisation est une fonction de la taille des particules, seules les particules fines peuvent être introduites comme particules d'alimentation [38].

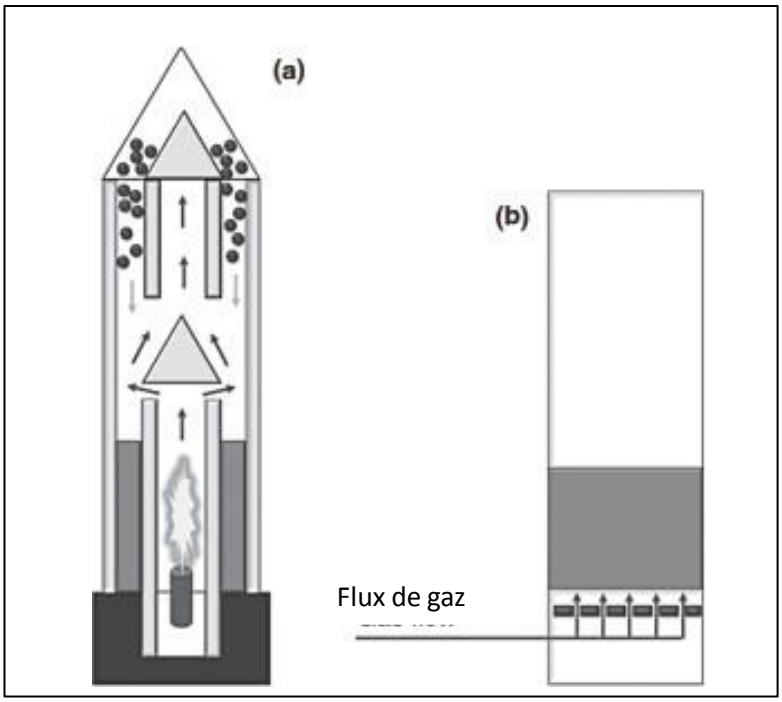


Figure 6. Schéma de principe du four à arbre verticale (a) et du calcinateur à lit fluidisé (b) [38]

iii. Fours rotatifs : ce sont des systèmes d'incinération extrêmement polyvalents. Ils diffèrent considérablement en taille en ce qui concerne leur diamètre (150 – 390 cm) et leur longueur (1800 – 1350 cm). Le four rotatif de base est composé d'une coque cylindrique en acier revêtue de réfractaire, supportée par deux ou plusieurs tourillons. Le four est légèrement incliné (généralement jusqu'à 0,03 m/m) et tourne lentement (1 – 5 tr/min, la vitesse de rotation est généralement inférieure à 2 tr/min). Le four peut fonctionner en mode co-courant (parallèle) ou à contre-courant (Figure 7) par rapport à la direction relative du flux de gaz et de solide [38].

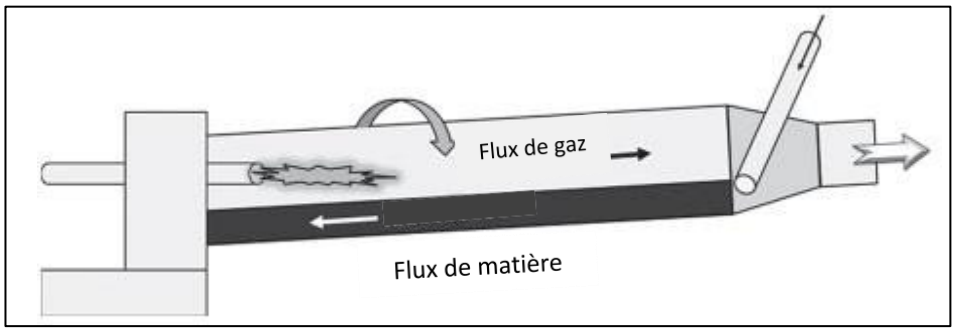


Figure 7. Représentation schématique d'un four rotatif à flux à contre-courant [38]

iv. Fours à grille mobile systèmes de fours rotatifs : utilisent des granulés de faible résistance, quelque peu humides. Ces granulés sont placés dans un lit uniforme sur une grille mobile, de l'air chaud étant soufflé vers le haut depuis le bas. La déshydratation et la calcination partielle se produisent sur la grille. Les granulés sont ensuite introduits dans un petit four rotatif. L'exemple de la technologie des fours à grille pour le traitement thermique des granulés est illustré à la Figure 8. Les principaux avantages de ce système sont le débit d'alimentation contrôlé, l'absence de rinçage des matériaux dans le four, l'absence de ségrégation de la matière première en raison de différentes formes et densités, l'évitement de la fluidisation du lit de matériaux, un poudrage minimal, etc [39, 40].

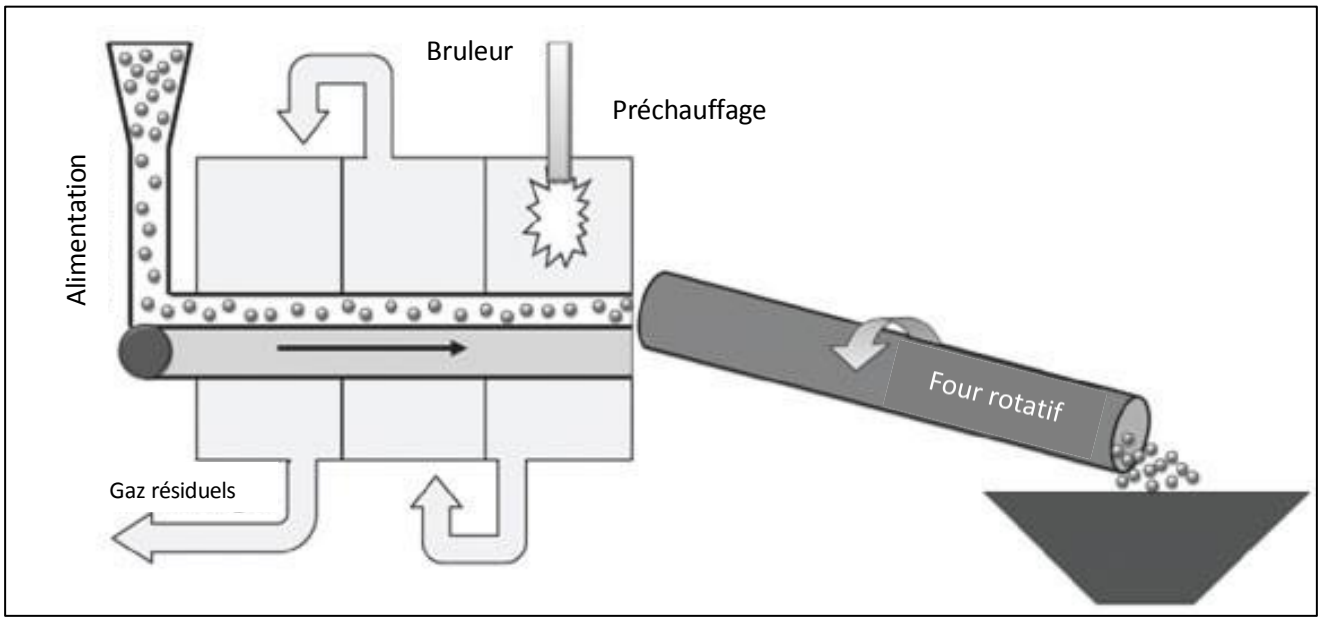


Figure 8. Traitement thermique des boulettes utilisant la technologie grille-four rotatif (Grate-Kiln). [39]

v. Calcinateur éclair : est l'un des développements les plus récents en matière de calcination, mais ce n'est pas vraiment un four. Il comporte trois éléments principaux, dont le préchauffeur (1), le calcinateur éclair (2) (Figure 9) et le refroidisseur (3).

Les caractéristiques uniques de la calcination éclair sont particulièrement adaptées au pressage du phosphate. Le phosphate est un minéral complexe qui varie d'un gisement à l'autre, chaque minerai nécessitant une prise en charge spécifique. Lors du traitement thermique, il est important de ne pas détruire la structure cristalline délicate du phosphate par surchauffe. Les taux de calcination éclair, un très bon contact avec l'oxygène et un refroidissement rapide, toutes ces caractéristiques, sont très importantes pour la production de phosphate calciné de haute qualité. Les conditions de fonctionnement doivent être comprises entre 800°C et 1000°C [41, 42].

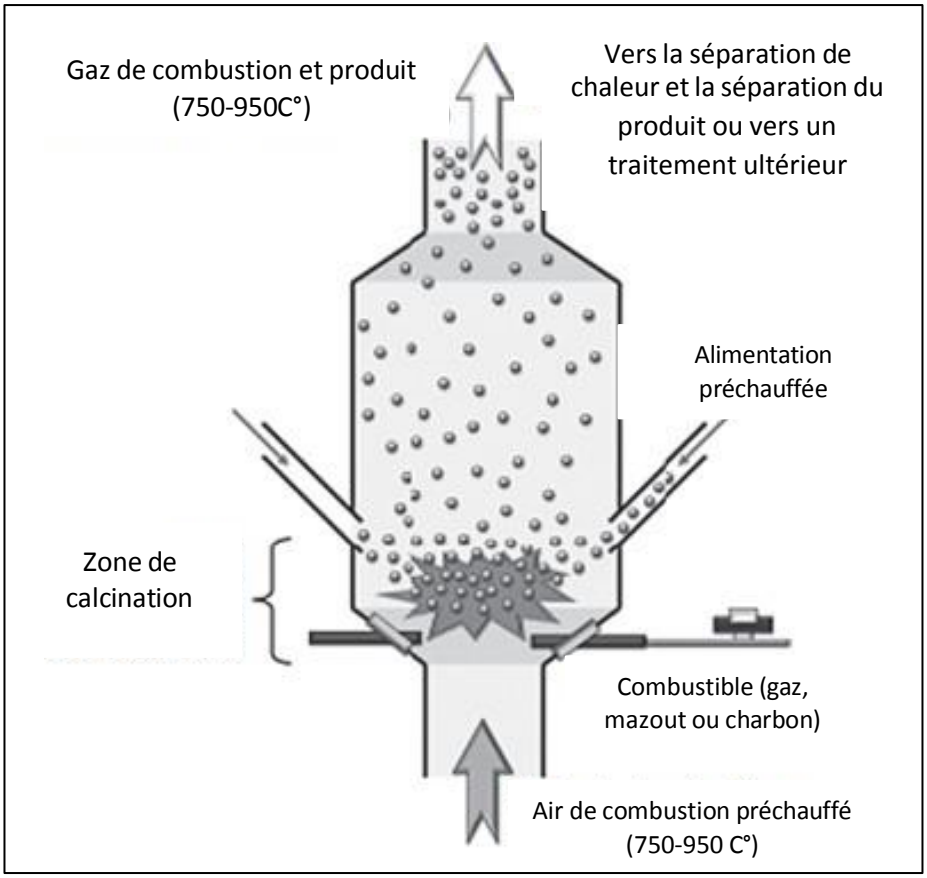


Figure 9. Représentation schématique d'un four flash [42]

La calcination consomme de grandes quantités d'énergie, la rendant adaptée principalement aux pays à faible coût énergétique, comme ceux du Moyen-Orient. Comparée à la valorisation physique, sa consommation est doublée. De plus, la solubilité et la réactivité des roches phosphatées calcinées diminuent lors de la production d'acide phosphorique, notamment à haute température. Watti et al ont montré que la solubilité du P_2O_5 dans une solution d'acide citrique chute drastiquement avec la hausse de la température de 25 °C à 1000 °C [43]. Le procédé de trempe est également inefficace pour les petites tailles de particules et à basse température [44].

IV.4. Valorisation par traitement physico-chimique

IV.4.1. Flottation

La flottation est une technique de séparation sélective couramment utilisée pour valorisation des minerais de phosphate, représentant plus de 60 % du phosphate commercialisé à l'échelle mondiale. Selon les caractéristiques minéralogiques et chimique des minerais, différentes approches sont adoptées, notamment la flottation directe avec des tensioactifs anioniques ou la flottation inverse avec des tensioactifs cationiques, chacune adaptée aux différents types de gangues présentes.

Le processus de flottation repose sur la mise en suspension du minerai finement broyé dans l'eau. Des réactifs spécifiques tel que les collecteurs et les agents moussants et les déprimants, sont ajoutés pour rendre hydrophobes les surfaces des particules minérales. L'injection d'air dans les cellules de flottation

produit des bulles qui captent les particules hydrophobes, formant ainsi une mousse flottante où le concentré est récupéré à la surface, tandis que la gangue non flottée reste au fond de la cellule.

Dans le cas des minerais siliceux, la flottation anionique directe est couramment utilisée. Le pH de la pulpe est ajusté à environ 9.5 par ajout de carbonate de sodium, et du verre soluble est utilisé pour réduire la flottabilité des minéraux siliceux, permettant ainsi aux minéraux phosphatés de flotter grâce à de tensioactifs anioniques. En revanche, la flottation inverse, réalisée à un pH neutre ou légèrement acide, utilise des tensioactifs cationiques pour récupérer la silice, tandis que les minéraux de phosphate restent dans le sous-écoulement [1].

Le procédé de double flottation "Crago", développé en Floride pour éliminer la silice du phosphate, est un exemple classique. Cependant, les contraintes économiques et environnementales ont conduit une version améliorée le procédé "Crago" inversé, combinant la flottation amine-acide gras, a été introduite pour améliorer l'efficacité [45]. Pour les minerais contenant des gangues carbonatées, une séparation efficace peut être obtenue par flottation anionique inverse à un pH de 4.5, sans nécessiter de dépresseur de phosphate [46].

Les minerais de phosphate se classent en trois principaux types : les roches phosphatées siliceuses, calcaires, et mixtes calcaire-siliceuse. Chaque type de minerai nécessite une approche de flottation spécifique. Les roches siliceuses utilisent des procédés de flottation anionique directe ou cationique inverse, tandis que les roches calcaires font appel à la flottation anionique inverse. Pour les roches mixtes, un processus en deux étapes est généralement appliqué pour éliminer à la fois les gangues siliceuses et carbonatées.

La flottation directe, bien que couramment utilisée pour les roches phosphatées à faible teneur, présente certaines limitations, notamment une consommation élevée de réactifs, une difficulté à réutiliser l'eau traitée et la nécessité d'une température élevée dans certains cas, ce qui en restreint l'application. À l'inverse, la flottation inverse, qui connaît une adoption croissante, notamment en Chine, s'est révélée plus rentable pour l'enrichissement des phosphates.

De plus, la présence de petite quantité de silice dans le concentré de phosphate peut être bénéfique dans la production d'acide phosphorique par voie humide. En effet, la silice réagit avec le fluor libéré lors du processus, formant des composés tels que le SiF_4, qui réduisent les effets corrosifs du fluorure d'hydrogène (HF) sur les équipements de production [47]. Cela justifie parfois la nécessité de maintenir un équilibre spécifique entre les roches phosphatées calcaires et siliceuses dans les mélanges de traitement.

En conclusion, le choix de la méthode de flottation dépend des caractéristiques spécifiques du minerai ainsi que des contraintes économiques et environnementales locales. Aujourd'hui, plus de la moitié des phosphates mondiaux sont concentrés par flottation [46]. Il existe deux types principaux de machines de flottation : les cellules mécaniques (Figure 10 (a)) ; et les colonnes de flottation (Figure 10 (b)) [48].

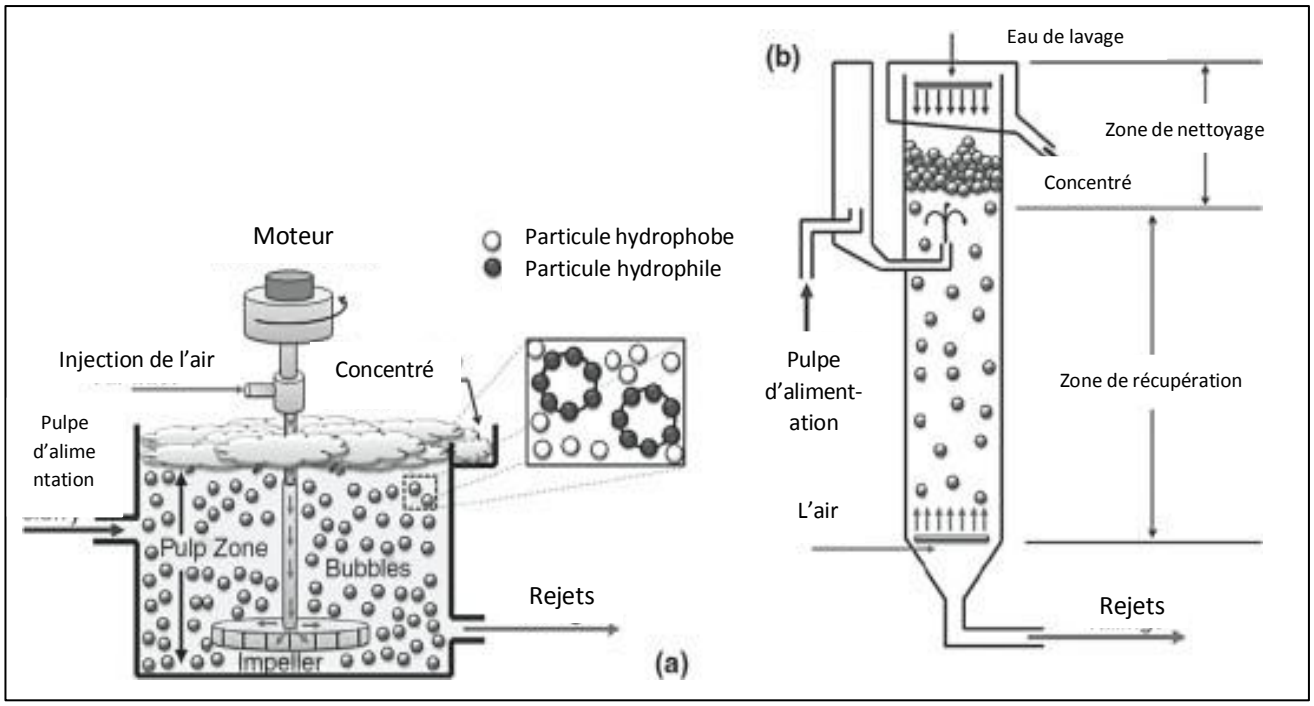


Figure 10. Cellule de flottation mécanique (a) et colonne de flottation (b) [48].

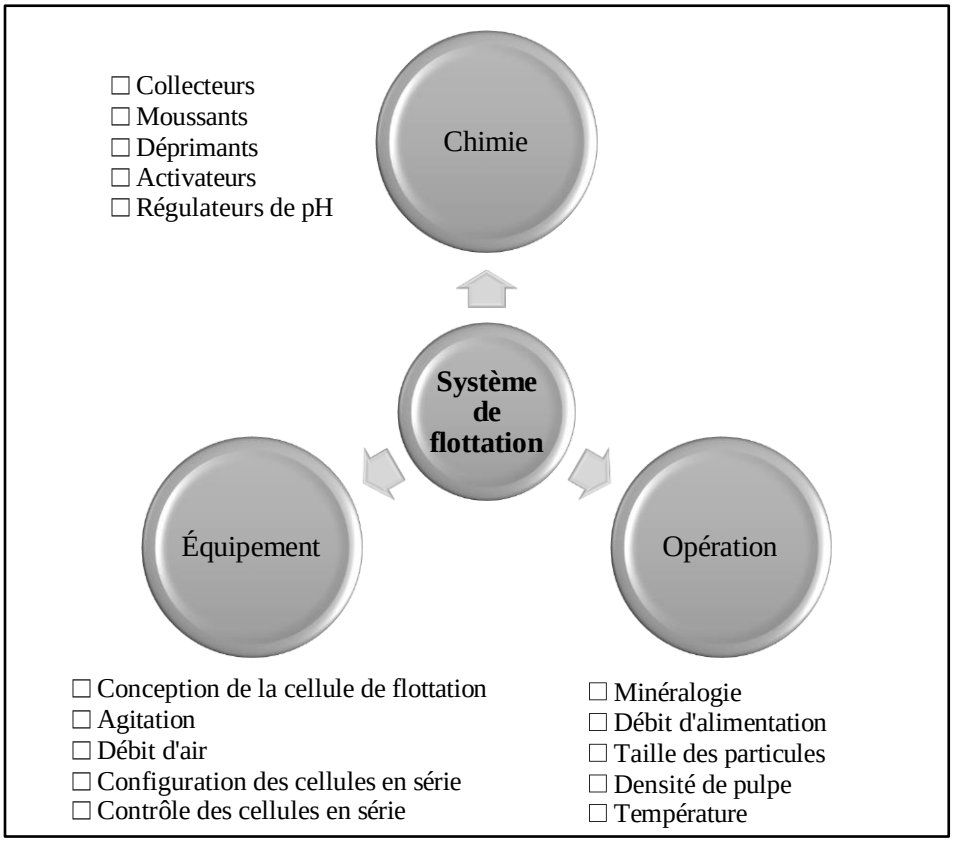


Figure 11. Système de flottation avec sous-systèmes interconnectés (composants chimiques, équipements et opérationnels) [30]

IV.4.1.1. Réactifs de flottation des phosphates

- **Les collecteurs :** sont des substances organiques utilisées dans la flottation des minerais pour rendre les surfaces minérales hydrophobes, facilitant leur séparation. Leur efficacité dépend de leur capacité à se fixer sur les minéraux et de leur solubilité.

1. **Les collecteurs anioniques**, tels que les acides gras à longue chaîne comme l'acide oléique et le sodium oléate, sont couramment utilisés pour la flottation des phosphates, bien que leur sensibilité aux boues et aux ions ainsi que leur besoin de températures élevées aient conduit à l'exploration d'alternatives comme les sous-produits d'huiles végétales et de graisses animales. Des collecteurs alternatifs, comme le disodium dodécyl phosphate et les hydroxamates, se sont révélés efficaces pour les phosphates et les oxydes de fer.
2. **Les collecteurs cationiques** et amphotères sont utilisés pour la flottation inverse des silicates et la séparation des carbonates. Les surfactants amphotères, comme la sarcosine et l'imidazoline, se sont montrés plus sélectifs que le sodium oléate pour flotter les carbonates et sont moins sensibles aux ions dissous.

- **Les déprimants :** sont des réactifs utilisés dans la flottation pour empêcher certains minéraux de flotter, tout en permettant la flottation d'autres minéraux. Leur rôle est de rendre les minéraux indésirables plus hydrophiles, empêchant ainsi leur attachement aux bulles d'air.

1. **Déprimants des carbonates et de la silice** : Le silicate de sodium est couramment utilisé pour améliorer la sélectivité entre les minéraux légèrement solubles et la silice. D'autres déprimants comme la carboxyméthylcellulose et l'acide citrique sont efficaces pour la dolomite. Le silicate de sodium est également plus performant que l'amidon pour la flottation des contaminants phosphoreux des oxydes de fer.

2. **Déprimants des phosphates** : L'acide phosphorique et ses dérivés, tels que l'acide diphosphonique, sont utilisés pour déprimer l'apatite dans la flottation inverse. Leur efficacité provient des liaisons hydrogène fortes avec l'eau, rendant l'apatite plus hydrophile. L'acide sulfurique est aussi utilisé pour déprimer les phosphates dans des conditions acides lors de la flottation des carbonates.

- Les **moussants :** jouent un rôle essentiel dans la flottation en réduisant la tension superficielle de l'eau, ce qui facilite la formation de mousse. Cette mousse permet de capturer et de transporter les particules minérales hydrophobes vers la surface. Les moussants assurent également la stabilité de l'écume, permettant une séparation efficace des particules flottées des autres composants du minerai. Leur performance dépend de leur capacité à maintenir un équilibre entre une mousse suffisamment stable pour transporter les particules, mais pas trop stable pour permettre une séparation facile du produit minéral.

Ces réactifs doivent être choisis avec soin, en tenant compte des interactions entre le collecteur et le moussant, ainsi que des conditions physico-chimiques (pH, concentration en sels dissous, etc.) [49].

IV.4.1.2. Flottation des minerais de phosphate carbonatée

L'enrichissement des minerais phosphatés contenant de la calcite et de la dolomite par flottation est complexe, en raison des similitudes physiques et chimiques entre l'apatite et les carbonates. La flottation inverse est généralement utilisée pour séparer les carbonates des phosphates. Des réactifs spécifiques, tels que l'acide fluosilicique, les borates de sodium, l'acide oxalique et les acides phosphoriques, sont employés pour déprimer l'apatite tout en favorisant la flottation des carbonates [50, 51].

Dans le système apatite/carbonates/eau, des ions Ca^{2+} et HPO_4^{2-} se forment. L'ajout de phosphates dissous favorise la précipitation des ions calcium sous forme de $CaHPO_4$, facilitant ainsi la séparation [52]. L'acide oxalique est particulièrement efficace pour précipiter les ions calcium, ce qui améliore la dépression de l'apatite [50].

La taille des grains influence également la flottation. Pour une séparation efficace, les grains de phosphate doivent être suffisamment libérés, ce qui nécessite souvent un broyage fin, particulièrement dans les minerais compacts. Cependant, cela peut nuire à la sélectivité du processus [53]. Dans le cas des minerais carbonatés tendres, tels que ceux de Djebel Onk, la flottation est d'autant plus délicate, car il est difficile d'obtenir des concentrations élevées.

D'un point de vue thermodynamique, la flottation dépend de l'instabilité de l'apatite en milieu acide, ce qui favorise sa dépression. De plus, l'ajout de sulfate ou d'oxalate contribue à précipiter le calcium dissous, améliorant ainsi la séparation [50]. Le traitement des minerais carbonatés implique généralement un broyage suivi d'une flottation en circuits distincts pour les fractions fines et grossières.

IV.4.1.3. La flottation des minerais de phosphates siliceux

La flottation est également utilisée pour le traitement des minerais de phosphate siliceux, car elle est rentable pour séparer le sable et les autres impuretés. Deux méthodes principales sont employées : la flottation ionique et la flottation par précipitation.

Dans la flottation ionique, un tensioactif est ajouté à la pulpe, qui forme un composé s'adsorbant sur les bulles d'air, permettant ainsi la séparation des minéraux par la formation d'une mousse concentrée.

La flottation par précipitation repose d'abord sur la précipitation de l'ion cible à l'aide d'un agent non tensioactif. Le précipité formé est ensuite rendu hydrophile. Avant la flottation, le minerai est lavé et déschlammé, ce qui permet de séparer les fractions fines (-212 +38 μm) des fractions grossières (+212 μm). La fraction fine est souvent soumise à une flottation acide pour séparer le phosphate du sable, suivie d'un brossage à l'acide sulfurique pour éliminer les acides gras et les résidus de fuel. Une flottation de nettoyage, utilisant des acides aminés, est ensuite réalisée pour flotter le sable. Ce processus est sensible à la qualité de l'eau, nécessitant généralement de l'eau fraîche.

La récupération des fractions fines dépasse souvent 90 % grâce à l'utilisation de cellules de flottation conventionnelles. Toutefois, la récupération des fractions grossières est plus difficile, atteignant à peine 60 %. Les broyeurs à marteaux, qui étaient utilisés pour réduire la taille des particules grossières, ont été abandonnés en raison de leur coût élevé et des pertes de phosphate. D'autres techniques, telles que les spirales, les tables, les laveurs à haute pression et les convoyeurs à bande, ont été utilisées pour

surmonter les défis liés à la flottabilité des particules grossières. Bien que les résultats aient été variables, ces approches exigent souvent un entretien coûteux et augmentent les coûts d'exploitation.

Les difficultés de flottation des particules grossières sont principalement dues à leur poids plus élevé par unité de surface et à la turbulence dans la cellule de flottation. Des facteurs comme la densité du matériau, la stabilité de la mousse et la consommation de réactifs influencent fortement la performance du processus. Il est également noté qu'une réduction de la consommation de réactifs est observée lorsque le déschlammage est effectué à 38 μm [54].

Tableau 3. Techniques d'enrichissement et leurs applications pour divers minerais de phosphate

Techniques d'enrichissement	**Types de roches phosphatées**	**Applications**
Flottation	Roche phosphatée siliceuse Roche phosphatée calcaire Roche phosphatée calcaréo-siliceuse	Largement appliquée à l'enrichissement de diverses roches phosphatées à grande échelle, en particulier pour les minerais phosphatés sédimentaires réfractaires
Attrition par frottement - déschlammage	Roches phosphatées altérées	Utilisée pour éliminer les minéraux argileux et réduire l'effet néfaste des fines sur le processus de flottation suivant
Séparation gravitaire	Roche phosphatée sédimentaire caractérisée par une texture en bandes	Élimination des gangues pour atteindre la préconcentration des minéraux phosphatés
Séparation magnétique	Roches phosphatées contenant des gangues magnétiques	
Calcination	Roche phosphatée calcaire	Acceptable dans les régions avec un coût énergétique faible et des ressources en eau limitées
Séparation électrostatique	Roche phosphatée siliceuse à gros grains	Principalement des études expérimentales à l'échelle de laboratoire
Lixiviation acide	Roche phosphatée calcaire	

Jusqu'à présent, les procédés de valorisation physique tels que le lavage, la séparation gravimétrique et la séparation électrostatique (voir tableau 3 et figure 12) n'ont pas été appliqués à grande échelle, en raison de leur efficacité limitée à produire des concentrés phosphatés de qualité. De plus, la teneur en P_2O_5 dans les rejets reste élevée, ce qui entraîne un faible taux de récupération de P_2O_5 avec ces méthodes. Afin d'obtenir des concentrés conformes et de maximiser simultanément l'utilisation des minéraux, il est nécessaire de combiner ces procédés avec la flottation pour former un processus de valorisation combiné [55]. Actuellement, les principaux procédés combinés mis à l'échelle comprennent le procédé lavage-flottation, le procédé magnétique-flottation et le procédé gravimétrique-flottation.

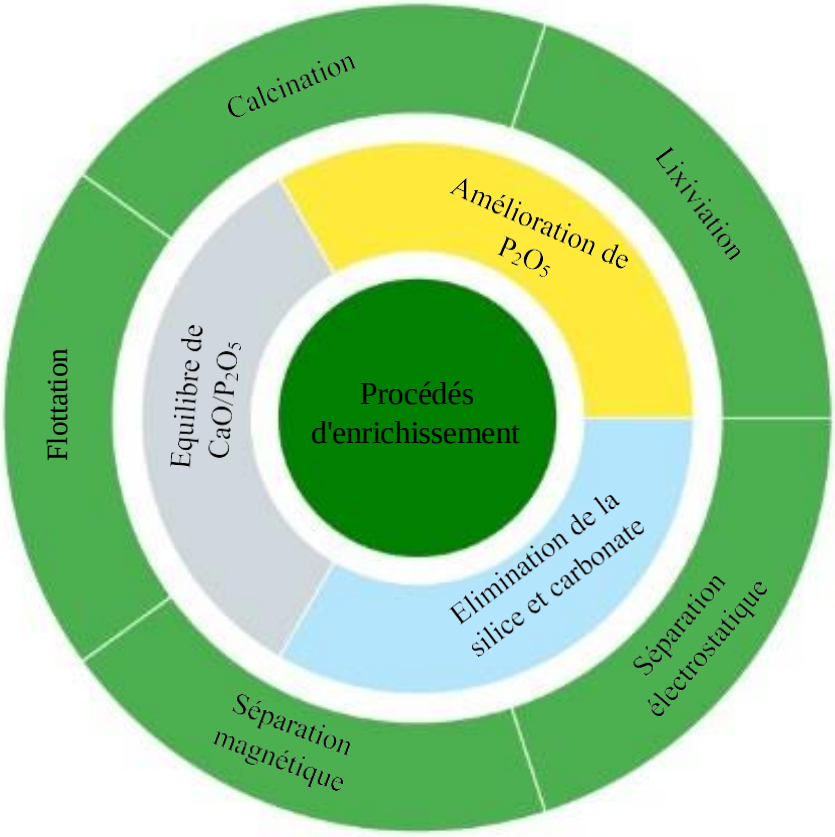


Figure 12. Différentes techniques d'enrichissement utilisées pour l'enrichissement du phosphate

V. Conclusion

Le traitement des minerais de phosphate constitue une étape essentielle pour valoriser une ressource stratégique destinée majoritairement à la production d'engrais. La complexité minéralogique et chimique des minerais, notamment ceux issus de gisements sédimentaires comme ceux de Djebel Onk, impose une sélection rigoureuse des méthodes de valorisation. Le choix de la méthode dépend principalement de la nature du minerai phosphaté et des minéraux de gangue qui lui sont associés.

Ce chapitre a présenté une synthèse complète des techniques de traitement physico-chimiques appliquées aux minerais phosphatés. Des procédés classiques comme la classification granulométrique, la séparation gravimétrique et l'attrition, aux méthodes plus avancées telles que la flottation, la séparation électrostatique, la séparation magnétique, la lixiviation ou encore la calcination, chaque technologie présente des avantages et des limites selon la nature des impuretés et les exigences de qualité du concentré final.

La séparation gravimétrique convient aux minerais riches en quartz et peut être combinée à la séparation électrostatique. Toutefois, leur application à grande échelle demeure limitée en raison d'une faible productivité. Dans la majorité des cas, notamment pour les roches phosphatées sédimentaires, la flottation s'impose comme la méthode la plus efficace et la plus largement utilisée. Les minerais ignés sont généralement traités par flottation anionique, tandis que les impuretés magnétiques sont éliminées

par séparation magnétique, et les fines argileuses par attrition ou déschlammage. Ces opérations permettent d'obtenir des concentrés de haute qualité. Lorsque la gangue est riche en matière organique, la calcination à 500–800 °C est recommandée pour oxyder les composants organiques sans altérer significativement les propriétés des phosphates, rendant le produit adapté à la fabrication d'acide phosphorique de haute pureté.

Les minerais sédimentaires à gangue calcaire, quant à eux, posent un défi majeur, car les méthodes physiques classiques sont inefficaces.

En somme, l'adaptabilité des méthodes de traitement aux spécificités géologiques des gisements, couplée à une intégration judicieuse des technologies, constitue la clé d'une valorisation durable et économiquement viable des ressources phosphatées.

Chapitre II

Analyse des rejets problématiques issus de la voie humide

I. Introduction

La voie humide est l'une des méthodes les plus utilisées pour le traitement du minerai de phosphate. Ce procédé implique plusieurs étapes chimiques, dont la digestion acide, la séparation liquide-solide, et le traitement des effluents, ce qui génère des quantités importantes de rejets liquides et solides. Les résidus issus de cette méthode contiennent non seulement des éléments non valorisables du minerai, mais également des traces de réactifs chimiques utilisés durant le processus.

En ce qui concerne le gisement de phosphate de Djebel Onk, localisé dans la zone de Tébessa en Algérie, l'extraction du phosphate entraîne la génération de rejets problématiques, y compris des résidus solides et des rejets liquides résultant du processus de traitement par voie humide. Ces rejets contiennent des quantités résiduelles de P_2O_5, ainsi que d'autres composants indésirables tels que les métaux lourds, les fluorures, et parfois des matières organiques. L'accumulation de ces rejets engendre plusieurs problèmes, allant de la gestion des grandes quantités de résidus à l'impact sur l'environnement.

L'analyse des rejets de Djebel Onk est cruciale, car ces résidus représentent à la fois une perte de ressource en phosphate et une source de pollution. Parmi les difficultés, on considère la pollution des sols et des eaux souterraines, le problème de la stabilisation et du stockage à long terme des résidus, sans oublier l'effet sur la biodiversité locale. Par ailleurs, l'augmentation continue de la production de phosphate dans cette région exacerbe ces problèmes environnementaux et économiques, rendant l'étude des solutions pour minimiser ou valoriser ces rejets plus urgents que jamais.

Dans ce chapitre en parlons sur les rejets liquides issus du traitement de phosphate par voie humide, leur nature et d'autres éléments nécessaires.

II. Notion sur les rejets

II.1. Définition des rejets

À l'origine de toute réglementation spécifique sur les déchets se trouve la nécessité de définir cette notion. Cependant, il est généralement admis qu'il n'existe pas de définition universelle et pleinement satisfaisante du terme "rejet" [56]. Selon London, La notion de rejet peut varier selon les intervenants et le contexte de référence [57]. Par conséquent, le concept de rejet peut englober des éléments de diverses caractéristiques et rôles, en fonction du fait qu'ils soient perçus comme inutilisables, superflus ou nuisibles par rapport à leur environnement proche.

II.2. Les approches des rejets

II.2.1. Réglementaire

L'approche réglementaire vise principalement à encadrer le traitement des déchets, en interdisant leur rejet non contrôlé dans l'environnement et en empêchant la revente pour échapper aux obligations légales. En Algérie, la loi N° 01-19 du 12 décembre 2001 (article 3 du Journal Officiel de la République Algérienne N° 77) définit le rejet comme : « Tout résidu d'un processus de production, de transformation ou d'utilisation, et plus généralement toute substance ou produit dont le propriétaire ou le détenteur se défait, projette de se défaire, ou dont il a l'obligation de se défaire ou de l'éliminer. »

Dans le cadre européen, la directive du 18 mars 1991, qui modifie celle de 1975, élargit cette définition en considérant comme déchet « toute substance ou tout objet figurant à l'annexe I dont le détenteur se défait ou dont il a l'intention ou l'obligation de se défaire » Cela met l'accent sur la responsabilité des détenteurs de déchets de gérer ces derniers conformément aux lois en vigueur.

II.2.2. Environnementale

D'un point de vue environnemental, un déchet est perçu comme une menace dès qu'il existe un risque de contact avec l'environnement, que ce soit directement ou par le biais de traitements. Historiquement, l'enfouissement technique était la méthode prédominante de gestion des déchets, rendant ce contact inévitable. La composition chimique du déchet devient alors un critère clé pour déterminer son caractère dangereux, comme le souligne la directive européenne du 18 mars 1991. Cette approche environnementale implique que certains sous-produits dangereux ou polluants peuvent être considérés comme des déchets, même s'ils possèdent encore une valeur potentielle ou une possibilité de réutilisation.

II.2.3. Économique

Selon une perspective économique, un déchet est caractérisé comme étant une matière ou un élément dont la valeur économique est nulle ou défavorable pour son possesseur à un instant précis et en un lieu spécifique [58]. Cette définition met à l'écart une quantité de déchets recyclables, qui malgré leur valeur insignifiante, peuvent toujours être réinsérés dans un cycle économique circulaire. De plus, il arrive que des sociétés tentent de requalifier leurs déchets en sous-produits afin d'échapper à certaines obligations légales et réglementaires.

III. Les principaux types des rejets miniers

Les rejets miniers peuvent être classés en quatre grandes catégories, chacune présentant des caractéristiques et des enjeux environnementaux distincts :

III.1. Les stériles francs de découverture

Les stériles de découverture désignent les matériaux non minéralisés, tels que les sols et les morts-terrains, qui recouvrent le gisement et doivent être retirés lors des opérations d'exploitation à ciel ouvert. Dans le cadre des mines souterraines, ils correspondent aux matériaux extraits lors du creusement de galeries et de puits. Ces résidus sont généralement peu contaminés en métaux et autres éléments associés, présentant des concentrations similaires aux anomalies géochimiques naturelles résultant de la dispersion mécanique et chimique des métaux depuis le minerai. Par conséquent, ces matériaux ne diffèrent pas de manière significative des sols et roches extraits dans le cadre d'autres projets d'infrastructures tels que les autoroutes, tunnels ou barrages dans la même région.

III.2. Les rejets d'exploitation (stériles de sélectivité)

Les rejets d'exploitation, également appelés stériles de sélectivité, proviennent du tri préliminaire réalisé par les mineurs entre le minerai économiquement valorisable et le minerai à faible teneur, dont le traitement ne serait pas rentable dans les conditions économiques actuelles. Ce minerai pauvre est souvent stocké en surface, en attendant d'éventuelles évolutions des prix des métaux qui pourraient

justifier son traitement. Dans les mines modernes, il est courant que ces résidus soient traités en fin d'exploitation pour maximiser la récupération des substances valorisables (Figure 13).

III.3. Les résidus de traitement

Les résidus de traitement sont générés lors des opérations d'enrichissement du minerai dans les usines de concentration. Ce processus vise à séparer les minéraux valorisables (concentrés) des matériaux appauvris en substances utiles. Dans le cas des métaux de base ou de l'or, les résidus de traitement se composent généralement de particules finement broyées, comme des sables et des limons issus des procédés de séparation par gravité ou flottation. Ces résidus sont généralement stockés dans des bassins de décantation maintenus par des digues à stériles, ou accumulés sous forme de terrils (Figure 13).

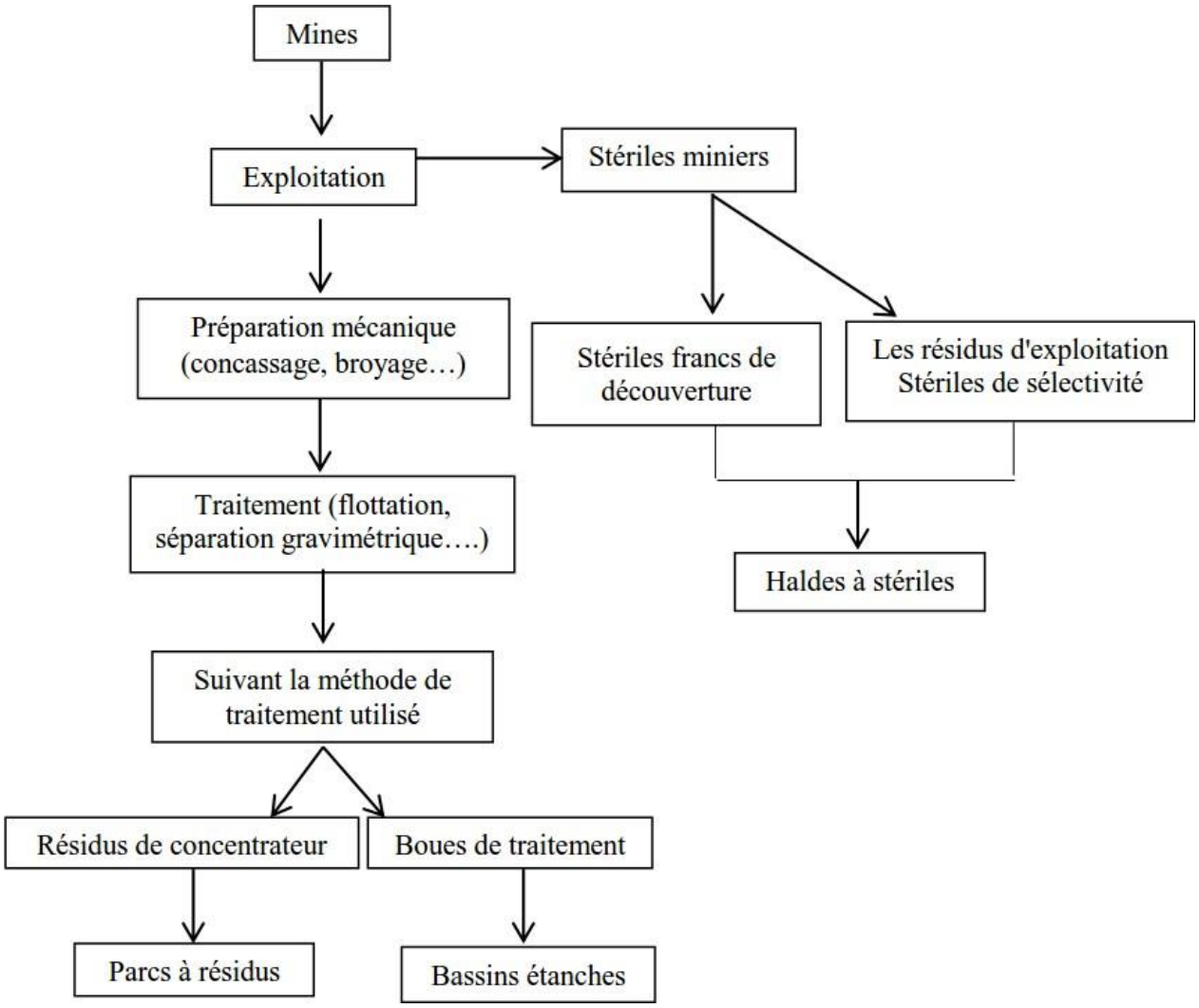


Figure 13. Schéma illustrant la génération des différents types des déchets miniers

III.4. Autres types de déchets

Dans certaines exploitations, le minerai ou le concentré était grillé ou fondu sur place pour éliminer des éléments non désirés, comme les sulfures, afin de produire un matériau commercial plus pur. Ces opérations ont laissé derrière elles des amas de scories, qui constituent une forme particulière de rejet. Ces scories sont fréquemment associées à des suies provenant du nettoyage des fours de grillage ou des conduits d'évacuation des fumées. Ces résidus, une fois oxydés et accumulés à proximité des sites miniers ou des fonderies, constituent des sources potentielles de contamination des sols et des eaux environnantes.

IV. Les impacts environnementaux et sociaux des rejets

Les rejets miniers ont contribué à la pollution des ressources en eau, de la faune et de la flore environnantes, sous l'effet des conditions météorologiques, du contact avec l'eau et l'air, ainsi que des fluctuations de température. Les principaux impacts rencontrés dans la littérature se manifestent sous forme de risques physiques, chimiques ou encore esthétiques.

Le phosphate, bien qu'étant une matière première d'une grande importance dans de nombreux secteurs, présente un risque de contamination lorsqu'il est présent en excès. Cependant, peu d'études se sont intéressées aux impacts spécifiques liés aux caractéristiques des phosphates du gisement de Djebel Onk.

Les effets environnementaux du phosphate sont principalement liés aux éléments qui l'accompagnent, tels que les métaux lourds (cadmium, plomb, cuivre, arsenic) et les éléments radioactifs, notamment l'uranium. Ces polluants peuvent être issus de la retombée atmosphérique près des usines de traitement du phosphate ou de l'emploi d'engrais phosphatés. Ces engrais ont des effets négatifs sur la stabilisation des sols agricoles. Par exemple, l'une des principales sources de l'accumulation de cadmium dans les sols est l'utilisation de fertilisants phosphatés cette reformulation académique fusionne les idées tout en mettant en évidence les sources des impacts environnementaux et en introduisant des références claires aux travaux existants [59].

IV.1. Les effets sur les eaux souterraines et surface

IV.1.1. Drainage minier acide (DMA)

Le drainage minier acide (DMA) représente l'un des enjeux environnementaux les plus sérieux pour l'industrie minière. Ce phénomène découle de l'oxydation naturelle des minéraux sulfureux contenus dans les matériaux rocheux lorsqu'ils sont exposés à l'air et à l'eau. Cette réaction chimique produit de l'acide sulfurique, qui favorise la dissolution de métaux potentiellement toxiques à des pH acides. Parmi ces métaux, on trouve notamment le zinc, le cuivre, le cadmium, le mercure, le plomb, le cobalt, le nickel, le tantale, et l'arsenic, entre autres.

L'acidité, associée à la présence de ces polluants, affecte gravement aux écosystèmes d'eau qui reçoivent les rejets contaminés. Ce type de pollution représente un risque majeur pour la qualité des eaux, ainsi que pour les espèces aquatiques qui dépendent de ces habitats pour leur survie. Le DMA est ainsi reconnu pour son impact destructeur sur la faune, notamment sur les poissons, dont la croissance, le comportement et la reproduction peuvent être gravement compromis (Figure 14) [60, 61].



Figure 14. Photo montre le drainage minier acide (DMA) [google]

IV.1.2. Drainage Neutre Contaminé (DNC)

Le drainage neutre contaminé (DNC) est un processus dans lequel la qualité chimique de l'eau est modifiée lors de son passage à travers les rejets miniers, tout en maintenant un pH neutre. En effet, bien que l'oxydation des minéraux sulfureux puisse provoquer une baisse du pH, certains métaux sont solubles même à des pH proches de la neutralité. On observe le DNC lorsque des minéraux neutralisants, tels que les silicates et les carbonates, sont présents en quantité suffisant pour empêcher la création d'acide. Par conséquent, des métaux peuvent être lixiviés des rejets miniers sans que le pH de l'eau soit affecté [62].

La contamination chimique peut être significativement amplifiée par l'activité bactérienne, ces micro-organismes accélérant les réactions chimiques en augmentant les vitesses de réaction d'un facteur allant de 10^3 à 10^6 [63, 64].

IV.2. Pollution des sols et accumulation des substances toxique

Les projets miniers nécessitent fréquemment l'extraction de grandes quantités de minerai, ce qui implique le déplacement de volumes considérables de morts-terrains. Par exemple, un projet minier destiné à extraire 100 millions de tonnes de minerai pourrait engendrer plus d'un milliard de tonnes métriques de morts-terrains et de déchets rocheux [65].

Ces rejets, en raison des substances toxiques qu'ils contiennent, représentent un risque important de contamination des sols. L'accumulation de ces résidus dans le sol peut altérer ses propriétés chimiques et physiques, dégradant ainsi la qualité des terres environnantes, notamment en modifiant leur structure. Les sols agricoles situés à proximité des sites miniers sont particulièrement vulnérables à cette contamination.

Une étude commanditée par la Communauté européenne met en évidence que les activités minières transforment profondément le paysage environnant en exposant des sols auparavant intacts. L'érosion de ces sols, ainsi que des tas de déchets rocheux et de minerais, peut entraîner des charges significatives de sédiments dans les eaux de surface et les systèmes de drainage. Par ailleurs, les déversements accidentels, les fuites de substances dangereuses et la dispersion des poussières contaminées par le vent aggravent la pollution des sols.

Les principales sources de pollution des sols liées aux opérations minières sont :

- La libération de poussières de la préparation mécanique du minerai et des résidus.
- L'entreposage à long terme de volumes importants de résidus.
- Les vibrations qui affectent la stabilité des infrastructures proches des sites miniers.
- Les déchets miniers contiennent souvent des éléments toxiques qui ont des effets néfastes sur les sols et l'environnement en général [65].

IV.3. Les émissions et Polluants Atmosphériques

L'extraction minière, ainsi que les différentes étapes du traitement du minerai, sont à l'origine de nombreuses émissions atmosphériques, notamment sous forme de poussières et de gaz. La production de poussières se manifeste à chaque étape du cycle d'exploitation minière, mais elle est particulièrement accentuée lors des phases d'extraction, où des particules fines, facilement dispersées par le vent, sont générées. Les principales sources de poussières dans le secteur minier incluent :

- L'abattage à l'explosif.
- L'exploitation à ciel ouvert.
- Les installations de préparation mécanique des minerais.
- Les émissions de gaz des camions et équipements.
- Le transport du minerai ou des résidus.

Ces particules, une fois en suspension dans l'air, peuvent être toxiques et contribuent à la pollution atmosphérique. En outre, elles peuvent provoquer des effets néfastes sur la santé humaine et les écosystèmes.

Les activités minières ont également le potentiel de modifier le climat global en réduisant la capacité des écosystèmes à absorber le CO_2, contribuant ainsi au réchauffement climatique. Les activités minières produisent des polluants de l'air tels que les métaux lourds, le monoxyde de carbone et le dioxyde de soufre, entre autres.

IV.4. Impacte sur la santé et la biodiversité

Les opérations minières engendrent la pollution et l’altération de l'environnement, ce qui a impact significatif sur la santé des humaines. Les maladies les plus fréquemment associées aux opérations minières incluent le cancer et la silicose, affectant principalement les mineurs exposés à l'inhalation et à l'absorption de produits chimiques toxiques. Ces risques proviennent des sols pollués, des poussières, ainsi que des contaminants présents dans l'atmosphère. Les travailleurs et les populations vivant à

proximité des mines sont particulièrement vulnérables à ces pathologies en raison de l'exposition prolongée aux substances nocives.

IV.4.1. Effets directs

Les impacts environnementaux des mines peuvent également inclure des effets directs, tels que les mauvaises odeurs générées par certains déchets. L'impact du bruit est un autre problème courant lié à l'utilisation d'équipements lourds, de camions et aux tirs de mine. Ce bruit constant affecte la qualité de vie des communautés locales et perturbe également la faune.

IV.4.2. Impact sur la faune et la flore

La déforestation engendrée par la construction des sites miniers a un impact direct sur la biodiversité. La disparition des habitats naturels entraîne une dégradation des écosystèmes, tandis que les vibrations causées par les machines perturbent la faune locale.

La pollution des cours d'eau et des lacs due aux rejets miniers affecte gravement la vie aquatique. Les métaux lourds se dispersent lentement dans l'environnement et peuvent être absorbés par les plantes et les animaux. Par exemple, le mercure libéré dans les eaux peut se transformer en méthylmercure, une substance organique hautement toxique. Ce phénomène de bioaccumulation se produit lorsque de petits poissons contaminés sont consommés par des poissons plus grands, entraînant une concentration accrue de mercure dans la chaîne alimentaire, ce qui pose des risques pour la santé humaine et animale [66].

IV.4.3. Impact visuel et esthétiques

Les projets miniers entraînent également la destruction des forêts et des paysages naturels. Les poussières émises peuvent entraîner des effets visuels, tels que la formation de nuages de particules et des dépôts sur les surfaces, altérant ainsi l'esthétique des zones environnantes. Par ailleurs, les installations de stockage des déchets miniers, ainsi que des phénomènes comme le drainage minier acide, participent à la dégradation visuelle des paysages naturels.

IV.5. Les impacts environnementaux liés aux éléments traces métalliques (ETM)

Au cours des dernières décennies, de nombreuses études ont révélé que les phosphorites naturelles contiennent plusieurs éléments nocifs, tels que des métaux lourds [67-72], qui peuvent, comme les activités minières, contaminer les sols et les ressources en eau. Certains de ces éléments traces métalliques (ETM) peuvent se retrouver dans les engrais, surtout lorsque le processus de fabrication ne permet pas leur élimination correcte. De plus, les déchets peuvent accentuer la présence de certains ETM, comme l’a révélé cette étude sur les fractions fines et les boues, ce qui pose des problèmes environnementaux. Par ailleurs, ces ETM peuvent être partiellement absorbés par les plantes, ce qui peut entraîner des problèmes significatifs lorsque leurs concentrations sont élevées.

Afin d'évaluer les risques environnementaux des ETM présents dans les rejets, les concentrations d'éléments potentiellement toxiques ont été comparées aux limites admissibles établies par la Commission Européenne pour les sols (Commission Européenne, [73]) et aux limites fixées par l'Agence Canadienne d'Inspection des Aliments (CFIA, [74]). Nous soulignons ici les risques liés à la

présence d'ETM dans les déchets phosphatés, mais leurs impacts sur l'environnement doivent intégrer les caractéristiques locales du milieu physique et social (population, agriculture, nappes phréatiques...).

Les concentrations de Co, Cu et As dans les échantillons de rejets bruts et solides sont suffisamment faibles pour ne pas constituer un risque significatif pour la santé. Il est à noter que les concentrations de ces éléments peuvent atteindre 40 mg/kg sans risque important pour la santé [75]. Les concentrations de cuivre, inférieures à la limite tolérable de 40 mg/kg dans les échantillons bruts et les déchets, sont considérées comme sûres en termes de risques sanitaires et environnementaux [76]. De même, il est établi que les effets nocifs sur les plantes ne sont pas attendus pour des concentrations de Ni inférieures à 100 mg/kg [76].

Les concentrations de Pb dans les phosphorites brutes et les déchets demeurent inférieures à la limite maximale tolérée dans les sols, fixée à 84 mg/kg selon les recommandations de l'Organisation Mondiale de la Santé (OMS, [77]) pour la protection de la santé humaine. Le risque lié au Pb est atténué par l'utilisation d'acide sulfurique dans le processus de fabrication des engrais, car celui-ci entraîne son immobilisation sous forme de Pb-sulfate insoluble ou sa séparation dans le phosphogypse [76]. En général, les plantes n'absorbent pas le Pb à des concentrations inférieures à 300 mg/kg dans le sol ; cependant, il peut s'accumuler dans certaines plantes sans causer de danger apparent [77, 78]. Rosen a démontré que le Pb absorbé par les plantes s'accumule davantage dans les légumes à feuilles, comme la laitue, que dans les cultures fruitières [78].

Quant aux teneurs en Zn, celles comprises entre 25 mg/kg et 200 mg/kg sont jugées adéquates pour la plupart des cultures en plein champ [76]. Pour les engrais, les teneurs en Zn sont considérées comme acceptables par rapport aux normes établies par la CFIA (1868 mg/kg ; [74]).

En revanche, les concentrations de Cd, U et Cr dans les échantillons solides dépassent les limites admissibles fixées par la CE pour les sols destinés à la culture (1,5 mg/kg, 3 mg/kg et 60 mg/kg, respectivement (CE, [73]). Il est important de noter que le Cd et l'U peuvent être facilement mobilisés et absorbés par les plantes (OMS, [77]), ce qui présente des risques sanitaires plus graves que d'autres métaux en raison de leur toxicité élevée pour l'homme. Ainsi, ces éléments sont classés parmi les principales causes de cancer par l'OMS et l'Agence Internationale de Recherche sur le Cancer (OMS, [77] ; IARC, [79]).

Les métaux tels que le Cd et l'U sont mieux absorbés par les plantes dans les sols acides, ce qui peut entraîner une contamination humaine via la chaîne alimentaire. L'uranium et le thorium présentent des risques de toxicité, ce dernier étant potentiellement plus dangereux en raison de sa radioactivité. Les concentrations de Cr dans les phosphorites dépassent les normes européennes pour les sols, mais respectent les normes canadiennes pour les engrais, sa toxicité dépendant de son état d'oxydation.

Le molybdène n'est pas absorbé par les plantes tant que sa concentration dans le sol n'atteint pas un certain seuil [77]., mais des concentrations élevées, telles que celles observées dans les phosphorites du Maroc et de Tunisie (7,9 à 14,1 mg/kg) [68, 80], dépassent les normes de l'OMS et peuvent être dangereuses. Le molybdène (Mo) peut se fixer aux anions présents dans les sols, être absorbé par les plantes, puis s'accumuler dans la chaîne alimentaire humaine, posant ainsi des risques pour les animaux

consommant des aliments contenant des concentrations de Mo comprises entre 10 et 20 mg/kg. (OMS, [77]).

Le vanadium, quant à lui, peut varier entre 10 et 1300 mg/kg selon la forme, le type de plante et la nature du sol, avec des concentrations élevées provoquant la chlorose et limitant la croissance des plantes [81] . En ce qui concerne le thallium, des concentrations supérieures à 0,3 mg/kg dans les sols représentent un danger pour la santé humaine, selon l'OMS [77].

Parmi les autres ETM naturellement présents dans les sols, certains sont biologiquement utiles en petites quantités, mais deviennent nocifs à des concentrations élevées et lors d'expositions prolongées. Pour certains éléments inorganiques (par exemple, Sr, Zr, Cs, W et Bi), aucun seuil toxicologique n'a été établi, tandis que pour d'autres (par exemple, Sb et Ba), ces seuils sont relativement élevés. Les plantes cultivées ne sont généralement pas susceptibles d'absorber le Co, le Cu ou le Zn en quantités suffisantes pour produire des effets néfastes pour les consommateurs (OMS, [77]).

V. Problème de stockage et de gestion des résidus

V.1. Problèmes liés avec la stabilité des bassins de résidus

V.1.1. Rupture des digues

De nombreuses ruptures de digues ont été signalées à travers le monde, principalement en raison de problèmes d'instabilité géotechnique. Ces ruptures sont souvent attribuées à une teneur en eau élevée dans les rejets des concentrateurs, entraînant des pressions interstitielles importantes dans les digues de rétention. D'autres facteurs incluent les fuites, la liquéfaction, ou une conception inadéquate des sites d'entreposage [82]. Récemment, deux ruptures de digues ont eu lieu à Rio-Doce au Brésil (2015) et une autre au Colorado, aux États-Unis (2015). Les rejets issus de ces digues contiennent fréquemment des contaminants toxiques, tels que des métaux lourds et des métalloïdes, constituant un risque environnemental majeur.

V.2. Couts économique et technique associés à la gestion des résidus

Récemment, diverses stratégies de traitement des résidus miniers ont été élaborées afin de réduire leur empreinte écologique. Ces techniques, généralement mises en œuvre directement sur le site minier, visent à réduire les facteurs favorisant le drainage minier, comme l'exposition à l'eau, à l'air ou aux sulfures, ainsi qu'à prévenir les ruptures de digues. Parmi ces méthodes, on trouve les couvertures synthétiques, les barrières capillaires, les recouvrements subaquatiques, ainsi que la désulfuration environnementale et la construction de digues et parcs à résidus, particulièrement répandues dans les pays aux réglementations environnementales strictes.

Toutefois, ces techniques sont coûteuses et leur efficacité à long terme reste incertaine [83]. Les coûts unitaires varient de 17 k$/ha pour les cas simples, à 30-100 k$/ha pour la mise en place de barrières à oxygène, et peuvent dépasser 200 k$ dans le cas d'encapsulations utilisant des géomembranes. De plus, les coûts de restauration des sites affectés par le drainage neutre contaminé (DNC) sont estimés à environ 70 k$/ha [84]. C’est pourquoi la valorisation des résidus miniers hors site offre une solution durable, contribuant à une gestion environnementale responsable.

V.3. Méthodes de gestion actuelles

Les altérations causées par les rejets miniers nécessitent une gestion contrôlée et rigoureuse afin de limiter leurs impacts environnementaux. Avec les incitations croissantes, tant réglementaires qu'économiques, la réutilisation et la valorisation des résidus miniers se révèlent essentielles. Parmi les solutions prometteuses, l'utilisation des rejets comme matières premières secondaires contribue à une approche environnementale durable. Les méthodes de gestion des rejets varient en fonction de leurs caractéristiques spécifiques, se répartissant entre des pratiques sur site et hors site.

V.3.1. Gestion sur le site minier

La gestion sur site comprend des mesures préventives et des techniques mises en œuvre par les compagnies minières pour limiter les impacts environnementaux des rejets. Il est essentiel de distinguer les méthodes de gestion des stériles miniers, des rejets de concentrateurs, et des boues issues du traitement des eaux acides.

- **Stériles miniers** : On utilise fréquemment ces matériaux pour construire des digues, des chemins, des parcs à résidus, pour le remblai des sites de construction ou même pour le comblement des excavations souterraines et des fosses à ciel ouvert [85].
- **Rejets des concentrateurs** : Plusieurs méthodes ont été développées, telles que la désulfuration environnementale [86], visant à éliminer les sulfures responsables de l'acidification. Ces résidus peuvent aussi être utilisés pour préparer des remblais en pâte cimentée ou comme composants dans des systèmes de recouvrement (barrières à oxygène, géomembranes ou géocomposites bentonitiques), afin de limiter l'infiltration d'eau et d'air, principaux agents du drainage minier acide (DMA). Ces rejets peuvent également être retraités pour l'extraction de métaux à valeur commerciale.
- **Boues de traitement des eaux acides** : Ces boues peuvent être valorisées en tant qu'amendements dans les recouvrements ou les remblais, ou encore retraitées pour extraire des métaux de valeur commerciale. Cependant, la plupart des méthodes de gestion des boues en sont encore au stade expérimental [87, 88]. Des recherches supplémentaires sont en cours pour améliorer ces techniques et les rendre applicables à une échelle industrielle.

V.3.2. En dehors du site minier

À ce jour, la majorité des rejets miniers sont principalement réutilisés sur les sites mêmes des exploitations. Les exemples de réutilisation des résidus en dehors de ces sites restent relativement rares, bien que certains cas soient documentés dans la littérature. Par exemple, au Maroc, les résidus des concentrateurs des mines de Zeida et de Mibladen, qui présentent des similitudes avec du sable naturel, sont utilisés de manière informelle par les populations locales pour la fabrication de mortier de finition et le revêtement des murs, souvent sans en comprendre les risques potentiels [89]. Toutefois, Argane R et al ont montré que l'utilisation de ces résidus pour la confection de mortier constitue une alternative durable à la gestion de ce type de déchets, et que la lixiviation des métaux lourds à partir de ces matériaux présente des risques mineurs [90].

VI. Études de cas sur les rejets problématiques de la voie humide

Ces études permettent de comprendre les effets concrets de l'exploitation minière sur l'environnement, notamment à Bir El Ater, qui est proche de Djebel Onk. Elles mettent en avant des exemples tangibles de l'impact des rejets, utiles pour illustrer les problématiques spécifiques aux mines de phosphate.

VI.1. Impacts environnementaux à Djebel Onk

- **Émissions de poussières** : C'est le principal problème identifié. Ces émissions ont un impact non seulement sur la santé des travailleurs, mais aussi sur l'écosystème, bien que celui-ci soit relativement désertique (Figure 15).



Figure 15. Schéma de la chaîne de traitement du dépoussiérage à l'usine de Djebel Onk

- **Impact sur les ressources en eau** : Il est essentiel de noter que, même dans une région aride, l'exploitation minière peut contaminer les rares ressources en eau disponibles, comme l'oued Soukiès.
- **Impact sur le sol** : L'énorme quantité de résidus et de déchets solides transforme la composition du sol et influence la stabilité écologique de la zone.
- **Fluor** : Les impacts du fluor sur le bétail, ainsi que sa propagation par le vent, mettent en évidence l'importance de surveiller attentivement la qualité de l'air et les concentrations de polluants.
- **Problèmes visuels et bruits** : L'impact esthétique et sonore lié à l'exploitation minière, bien que moins préoccupant en l'absence d'habitats humains proches, affecte le personnel sur place et la perception du chantier.

VI.2. Rejets de la voie humide

La nature des rejets révèle la production de boues de déschlammage et des rejets de la grille courbe +1mm (Figure 16), composées de particules fines et de résidus plus grossiers. Ces rejets exigent la mise en place de solutions de gestion efficaces afin de minimiser leur impact sur l'environnement.



Figure 16. Les rejets des grille courbe +1 mm



Figure 17. Les boues de l'épaississeur

Les boues phosphatées sont concentrées en impuretés minérales et en eau, au niveau du complexe les eaux usées dans l'atelier est recyclé avec une simple méthode de récupération c'est épaississement (Figure 17). Le circuit des rejets montre que les sous-produits sont déversés dans des oueds locaux, ce qui soulève des préoccupations quant aux effets à long terme de cette pratique sur les écosystèmes aquatiques (Figure 18).

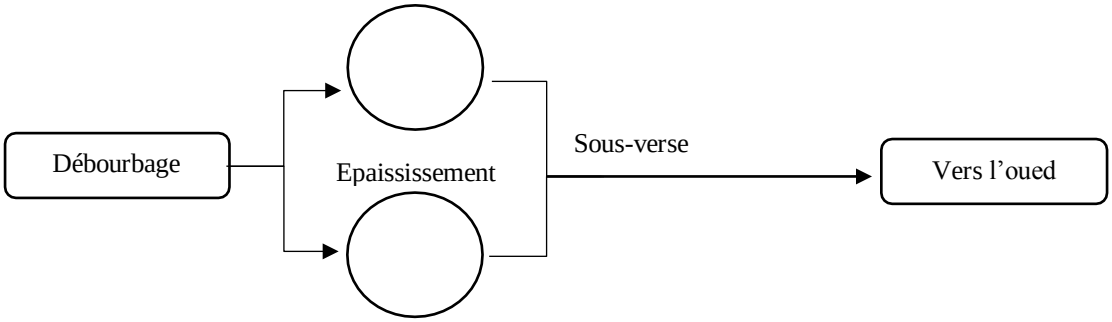


Figure 18. Schéma représentatif du circuit de rejet liquide de Djebel Onk

VII. Valorisation des rejets miniers

L'utilisation des rejets miniers en dehors des sites d'extraction représente une approche prometteuse pour atténuer leur impact environnemental tout en réduisant leur volume. L'objectif est de valoriser ces rejets en les réintégrant dans des secteurs capables de consommer de grandes quantités, en fonction de leurs propriétés physiques, chimiques et minéralogiques. Cependant, chaque type de rejet possède des caractéristiques spécifiques, ce qui rend difficile l'application d'une solution universelle. Les solutions proposées par les chercheurs restent généralement adaptées au type de rejet étudié, bien qu'elles puissent être appliquées dans d'autres contextes miniers présentant des propriétés similaires.

La littérature démontre que les rejets miniers, en raison de leurs caractéristiques granulométriques et minéralogiques, peuvent être réutilisés avec succès dans le secteur des matériaux de construction. Cette voie de valorisation constitue une solution environnementale intéressante, permettant à la fois de réduire les volumes des déchets miniers et de préserver les ressources naturelles telles que l'argile, le sable et les granulats couramment utilisés dans les constructions. Cependant, il est important de souligner que tous les rejets ne sont pas réutilisables. Une caractérisation approfondie est nécessaire afin de déterminer la méthode de gestion appropriée, notamment à travers des essais statiques et cinétiques ainsi que des modèles numériques permettant de prédire le potentiel de génération d'acidité [62, 91].

Au contexte du développement durable et de l'écologie industrielle, une coopération entre les producteurs des rejets et les consommateurs potentiels est essentielle pour favoriser la réutilisation des rejets miniers. Ces derniers présentent un potentiel inexploité qui peut être valorisé en tant que matière première secondaire ou alternative pour la fabrication de matériaux de construction écologiques. Plusieurs études récentes se concentrent sur les modes de réutilisation des rejets miniers dans la construction, bien que ces recherches soient souvent à un stade expérimental et que leur application à grande échelle reste limitée.

Certaines études ont démontré la faisabilité de la valorisation des résidus de cuivre comme substitut au sable naturel dans la fabrication de béton, avec un taux de substitution optimal de 60 % [92]. Les matériaux obtenus présentent des propriétés satisfaisantes en termes de résistance mécanique et de durabilité. En Turquie, l'incorporation de résidus de cuivre dans des mortiers a permis d'améliorer les performances de résistance à la compression et à l'abrasion [93]. En Chine, des briques de qualité ont été fabriquées avec jusqu'à 84 % de résidus d'hématite [94], tandis que d'autres recherches ont exploré la production de briques géopolymères à partir de résidus miniers [95].

Les résidus de minerai de fer, après extraction du fer, ont également montré leur potentiel en tant que matière première pour la production de ciment. En mélangeant 30 % de résidus de fer avec 34 % de laitier de haut fourneau, 30 % de clinker et 6 % de gypse, il est possible d'obtenir une pâte cimentaire aux propriétés mécaniques comparables à celles du ciment Portland [96]. Des études menées au Canada ont démontré que les rejets de sables bitumineux calcinés possèdent une excellente activité pouzzolanique, pouvant ainsi être utilisés dans des bétons haute performance [97].

D'autres études ont démontré que l'utilisation de boues d'ilménite dans la production de matériaux céramiques est possible. L'incorporation de 3 à 10 % de ces boues contribue à optimiser les caractéristiques du frittage, la solidité mécanique et permet également de diminuer la porosité ainsi que l'absorption d'eau [98]. L'industrie du bore a également utilisé ses rejets pour la fabrication d'agrégats légers [99].

VIII. Défis de la réutilisation des rejets miniers

Deux principaux défis se posent pour la réutilisation des déchets miniers : l'acceptabilité sociale et les limitations techniques.

D'une part, le chemin vers l'acceptation de l'utilisation des rejets miniers dans la construction est encore long. À l'heure actuelle, l'intégration de résidus miniers dans les habitations reste un défi pour les gouvernements et les citoyens, en raison de la perception négative qui leur est généralement associée. Lorsqu'il est question de rejets miniers, la notion de risque prime souvent sur celle d'opportunité. Pour surmonter cet obstacle, il sera essentiel d'instaurer un dialogue volontaire entre les porteurs des projets et les communautés locales, dans le but de parvenir à un compromis qui prenne en considération les préoccupations liées aux activités minières. Le principal frein à l'acceptabilité sociétale réside dans le déficit de communication entre les exploitants miniers et les collectivités environnantes.

D'autre part, les défis techniques liés à la réutilisation des rejets miniers sont nombreux. La collecte, le transport, le tri, ainsi que le prétraitement de ces matériaux, sont rendus complexes par les volumes considérables de rejets produits. Par exemple, en Algérie, les rejets miniers atteignent des millions de tonnes, tandis que dans des pays tels que le Canada, l'Australie ou les États-Unis, ces volumes se chiffrent en milliards de tonnes. La logistique du transport, les sites miniers étant souvent éloignés des zones de consommation des matériaux de construction, constitue également un défi majeur. De plus, l'hétérogénéité des caractéristiques physiques, chimiques et minéralogiques des rejets miniers complique leur traitement et impacte la qualité des produits finis issus de leur recyclage.

Les industriels miniers ont tendance à mélanger différents types des rejets, tels que les stériles et les résidus de concentrateurs, ce qui complique leur valorisation. Par ailleurs, certains rejets, en raison de leur teneur en métaux lourds et en métalloïdes, peuvent présenter des problèmes de toxicité, nécessitant des prétraitements coûteux pour éliminer les éléments indésirables (métaux lourds, métalloïdes, sulfures, etc.).

Traditionnellement, le secteur de la construction a beaucoup recouru à des matériaux bruts naturels tels que l'argile, le sable et les granulats pour produire divers matériaux. Cependant, ces ressources naturelles sont exploitées à un rythme si rapide que les systèmes naturels ne peuvent pas les régénérer aussi vite, ce qui conduira tôt ou tard à une pénurie de ces matières premières. Cette situation soulève déjà des préoccupations croissantes quant à la sécurité de l'approvisionnement en ressources non renouvelables.

IX. L'économie circulaire et le développement durable appliqués à l'industrie du phosphate

L'économie circulaire dans le secteur minier (MCE) est un concept respectueux de l'environnement. Ses principales caractéristiques sont les faibles émissions polluantes, la faible consommation d'énergie et la réduction des déchets [100]. La valeur totale des ressources renouvelables récupérées dans les principaux pays développés s'élève à environ 250 milliards de dollars par an [100]. Selon Esposito et al, l'économie circulaire générera une valeur d'un billion de dollars pour les matériaux d'ici 2025 [101]. Ainsi, la transition d'une économie linéaire (ressource, produit, déchet) à une économie circulaire (3R :

réduire les méthodes d'entrée, réutiliser les méthodes de procédé et recycler pour la gestion des déchets miniers) est devenue une nécessité pour gérer efficacement les ressources et limiter la production de déchets miniers (Figure 19). L'économie circulaire minière repose sur un flux en boucle fermée qui utilise les ressources minérales de manière à suivre un cycle "ressources, produits, et ressources renouvelables". Le recyclage des déchets miniers est un travail collaboratif impliquant de nombreux acteurs (chercheurs, gouvernements, organisations non gouvernementales (ONG) et industries minières) pour retraiter les roches phosphatées à faible teneur, en particulier les stériles de phosphate. Le recyclage ne peut être bénéfique et économique que si l'industrie minière génère une grande quantité de déchets [102].

L'intégration du développement durable dans l'industrie minière repose sur la création d'un modèle durable qui équilibre les aspects économiques, environnementaux et sociaux [103]. L'économie circulaire minière est en adéquation avec le modèle de développement durable. La récupération de phosphate résiduel à partir des tas de stériles de phosphate fait partie de cette vision du développement durable (Figure 20). Il est essentiel de promouvoir des méthodes innovantes et économiques pour retraiter les roches phosphatées à faible teneur, afin d'optimiser les coûts de production et de maximiser la capacité de production. La rentabilité économique du retraitement crée des opportunités d'emploi tout en offrant un environnement de travail sain et sûr [7]. L'industrie du phosphate pourrait également assurer la protection de l'environnement en réduisant

i) Les émissions de CO_2 et de poussières,
ii) Les rejets miniers (eau, résidus, stériles),
iii) La consommation d'énergie.

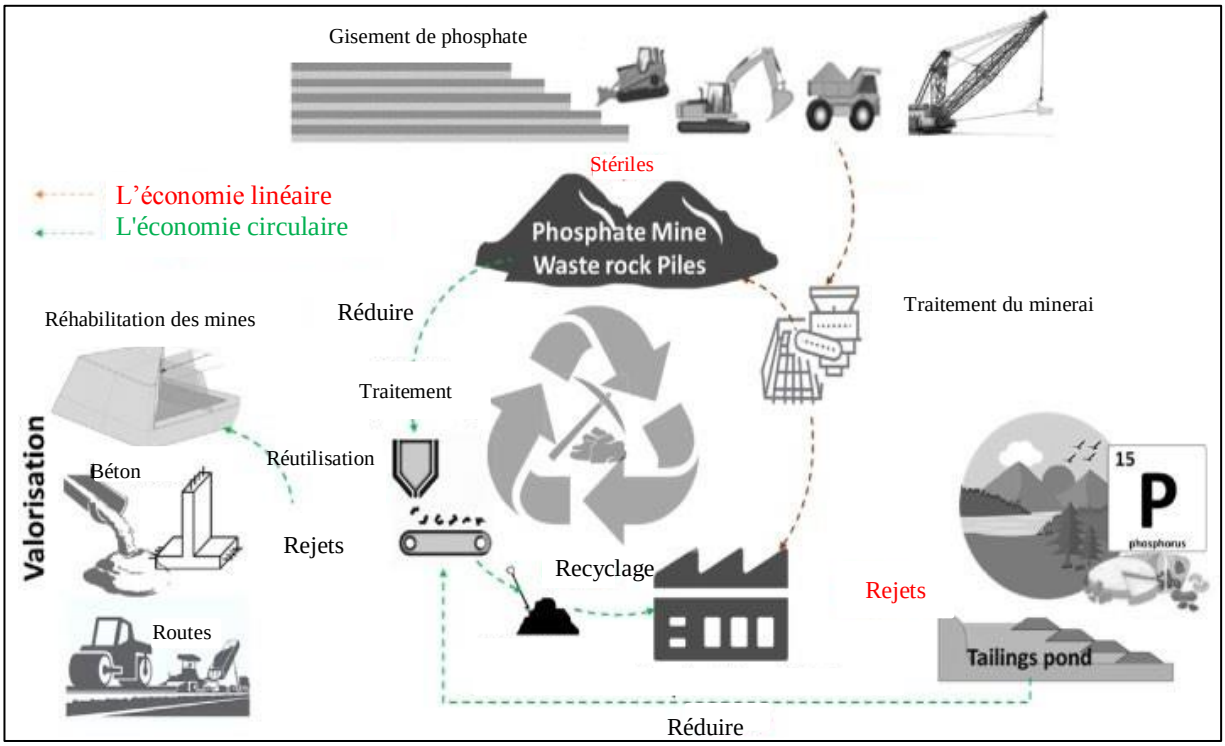


Figure 19. Schéma de l'économie circulaire versus économie linéaire pour la gestion des rejets des mines de phosphate [7]

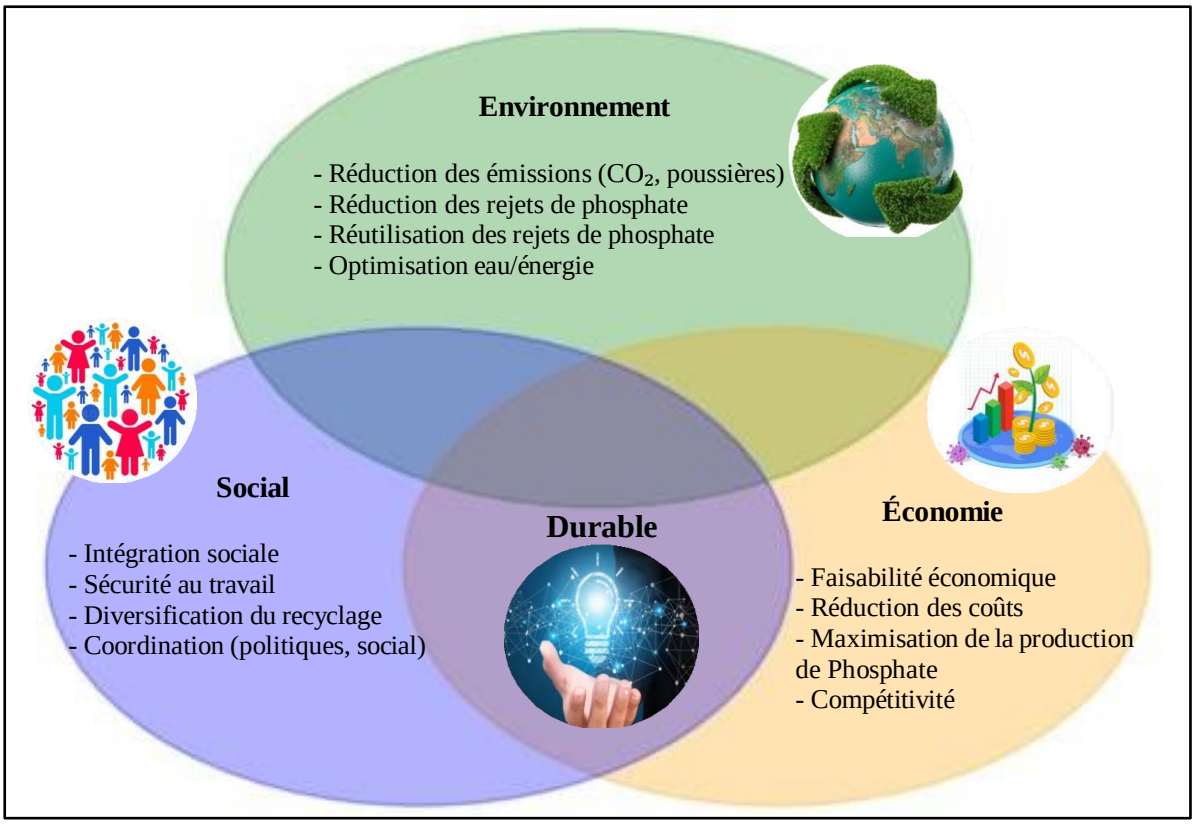


Figure 20. Développement durable intégré pour la valorisation du phosphate à partir des rejets de phosphate

X. Conclusion

Les rejets issus du traitement du phosphate par voie humide, notamment dans le gisement de Djebel Onk, posent des défis environnementaux, économiques et sanitaires majeurs. Ces résidus, qu'ils soient solides ou liquides, contiennent encore des éléments valorisables comme le P_2O_5, mais aussi des contaminants potentiels tels que les éléments traces métalliques (ETM) et les substances radioactives. Leur accumulation non maîtrisée affecte les sols, les eaux, l'air, la biodiversité, par extension, la santé humaine.

À travers ce chapitre, nous avons abordé les diverses natures des rejets miniers, leur classification, ainsi que leurs impacts directs et indirects sur l'environnement et les communautés avoisinantes. Face à ces enjeux, la valorisation des rejets miniers apparaît comme une solution durable et prometteuse. Leur réutilisation dans l'industrie des matériaux de construction, à condition de respecter les normes environnementales, permettrait de réduire la pression sur les ressources naturelles tout en diminuant les volumes de déchets. Néanmoins, des obstacles techniques et sociaux persistent, freinant l'intégration à grande échelle de ces pratiques dans les circuits économiques.

Ainsi, une gestion efficiente et responsable des rejets phosphatés, fondée sur la caractérisation fine des déchets, la coopération multi-acteurs et l'approche circulaire, représente une voie incontournable vers une exploitation minière plus respectueuse de l'environnement et des générations futures.

Chapitre III

Appréciation des conditions géologiques et minières

I. Introduction

La région de Djebel El Onk, située au sud-est de l'Algérie, est un site majeur d'exploitation minière, particulièrement reconnu pour ses riches gisements de phosphates. Ce massif calcaire, s'étendant sur une vingtaine de kilomètres, joue un rôle crucial dans l'économie minière du pays.

L'industrie minière en Algérie, bien que largement sous-développée, représente un potentiel économique significatif grâce à ses vastes réserves de ressources naturelles comme le fer, le plomb, le zinc et les phosphates. En particulier, le complexe minier de Djebel Onk, exploité par la Société Minière des Phosphates (SOMIPHOS), est central dans le traitement et l'exportation de ces minerais, contribuant ainsi de manière substantielle aux échanges extérieurs du pays.

Les gisements de Djebel Onk, situés à proximité de la frontière algéro-tunisienne, sont stratégiquement positionnés entre les Hauts-Plateaux du Constantinois et le domaine Saharien, offrant une connexion naturelle avec les ressources phosphatées de la Tunisie voisine. Ces gisements, estimés à plus de 2 milliards de tonnes de phosphate, selon [104], confirment l'importance de la région dans le panorama minier global.

II. Historique

L'histoire de l'exploitation des phosphates dans la région de Djebel Onk, située dans la wilaya de Tébessa, en Algérie, remonte à plusieurs siècles, et s'est développée au fil des découvertes géologiques, des explorations techniques et des exploitations industrielles.

□ **1873** : Philippe Thomas découvre des couches de phosphate près de Rass-El-Ajoun, au sud-ouest de la Tunisie, marquant le début des recherches sur les phosphates dans la région.

□ **1893** : Ouverture de la carrière de Djebel Dyr, mais abandonnée en 1908 en raison des faibles teneurs en phosphore. Le gisement de Kouif devient un centre de production majeur.

□ **1910-1911** : H. Roux et H. Douville mènent des travaux miniers à Bled El Hadba et Oued Bétita, incluant la construction de puits, tranchées et galeries pour explorer les affleurements de phosphates.

□ **1912** : M. D. Dussert réalise la première étude géologique systématique des gisements phosphatés de Djebel Onk avec des coupes lithologiques détaillées.

□ **1924** : D. Dussert publie un ouvrage majeur sur les phosphates d'Algérie, fournissant une base pour la compréhension géologique des gisements.

□ **1930** : La Compagnie des Phosphates de Constantine confirme l'existence de grandes réserves dans la région de Djebel Onk, ce qui conduit à la création de la Société de Djebel Onk (S.D.O.) en 1936.

□ **1939** : Laffitte et Cayeux effectuent une reconnaissance géologique des gisements de phosphates dans les Aurès, décrivant en détail les affleurements de la région.

□ **1945** : J. Flandrin met en évidence l'importance des phosphates dans les formations de l'Éocène et souligne leur potentiel économique.

□ **1948** : J. Flandrin publie une étude détaillée sur les terrains nummulitiques d'Algérie, incluant les gisements phosphatés de Djebel Onk.

□ **1951** : Visse estime les réserves de Djebel Onk à 600 millions de tonnes, dont 110 millions dans l'anticlinale de Djemi-Djema, et produit une carte géologique détaillée à l'échelle 1/10 000 ainsi que des coupes géologiques des zones exploitées [105].

□ **1961-1963** : Des essais de prospection radiométrique aéroportée sont réalisés au-dessus du gisement de Djebel Onk, permettant une meilleure délimitation des zones de phosphates grâce à des méthodes géophysiques avancées [106].

□ **1965** : L'exploitation des phosphates de Djebel Onk commence officiellement avec la création de la Société de Djebel Onk. La mine de Djemi-Djema devient un site majeur de production de phosphate en Algérie.

□ **1971-1974** : La Société Nationale de la Recherche Minière (SONAREM) relance les travaux de prospection sur les gisements de Djebel Onk, utilisant des levés aéro-radiométriques avancés et produisant des cartes géologiques détaillées [107].

□ **1985-1987** : La Société Nationale du Fer et des Phosphates (FERPHOS) charge l'Entreprise de Recherche Minière (EREM) d'évaluer les ressources en phosphate à Djebel Onk, notamment à Kef Essenoun. Des sondages et des tranchées sont réalisés.

□ **1989** : FERPHOS publie un cahier des charges pour optimiser l'exploitation du complexe minier de Djebel Onk.

□ **1992** : Signature d'un contrat avec BRGM/SOFREMINES pour un projet de développement des gisements de Djebel Onk.

□ **1993** : Le BRGM présente un rapport d'expertise géologique sur Djebel Onk, préparant la région pour un développement à long terme.

□ **1999** : L'ORGM explore la partie nord du gisement de Bled El Hadba, étendant les réserves et les possibilités d'exploitation.

□ **2003** : Ouverture d'une nouvelle mine à Kef Essenoun, élargissant les ressources en phosphate.

□ **2006** : FERPHOS atteint une production record de 1,5 million de tonnes de phosphate.

□ **2015** : L'ORGM publie un rapport approfondissant les recherches sur Bled El Hadba.

□ **2016-2017** : La réalisation d'une étude sur Djebel Onk Sud et Bled El Hadba, améliorant la compréhension géologique des gisements [108].

III. Géologie régionale

III.1. Situation géographique

La région de Tebessa fait partie de l'Atlas saharien oriental, plus précisément des montagnes de Mellègue. C'est une chaîne de montagnes qui s'étend jusqu'à l'Atlas tunisien vers l'est [54].

Les zones analysées se trouvent dans la wilaya de Tébessa, à l'est extrême de l'Algérie, près de la frontière avec la Tunisie (Figure 22). La limite nord de la région est définie par la wilaya de Souk Ahras,

le sud est marqué par la wilaya d'El Oued, tandis que les wilayas de Khenchela et d'Oum El Bouaghi définissent sa frontière à l'ouest. La zone « Tébessa Nord » couvre une région s'étendant sur 25 km autour de la ville de Tébessa, qui inclut les lieux tels qu'El Kouif, Djebel Dyr et Tazbant. Sa délimitation géographique se situe entre 7°30’ et 8°15’ Est en longitude, et entre 35°15’ et 35°45’ Nord en latitude (Fig. 1). Quant à « Tébessa Sud », il désigne le bassin minier de Djebel Onk, situé à environ 100 km au sud de Tébessa et à 20 km de la frontière algéro-tunisienne [109].

Le bassin de phosphate de Djebel Onk, situé au nord-est de l'Algérie à l'extrémité orientale des monts de Nememcha, s'étend sur environ 20 km, atteignant 1198 m d'altitude au Djebel Tarfaya. Il constitue une transition géographique entre les hauts plateaux constantinois et le territoire saharien, avec des altitudes descendant jusqu'à 635 m au pied du massif (Figure 21). Relié à Bir El Ater, à environ 100 km de Tébessa, par la route nationale n°16 et un réseau ferroviaire, il permet l'acheminement des phosphates vers le port d'Annaba, distant de 340 km. La région présente un relief diversifié avec des sommets culminant à 1338 m au Guern el Kebech, ainsi que des oueds asséchés, tels que l'Oued el Abiod et l'Oued El Bir, contenant des dépôts quaternaires [110].

Bir El Ater est caractérisé par un climat subaride, qui présente deux saisons bien définies : un hiver froid et un été durant lequel les températures peuvent excéder 45°C. Les précipitations sont peu fréquentes, environ 300 mm annuellement, mais des pluies soudaines peuvent occasionnellement entraîner des ruissellements torrentiels et des inondations. On rencontre souvent des vents de sable durant la période sèche. La flore naturelle présente des variations en fonction du relief : des forêts de pins d'Alep se trouvent dans les régions montagneuses, tandis qu'une végétation plus étendue se trouve dans les plaines. On pratique localement l'agriculture céréalière et arboricole [109].

La population est peu dense, mais le développement du complexe minier à Bir El Ater a contribué à l'expansion économique et urbaine de la ville [111].



Figure 21. Localisation du gisement de phosphate étudié aux carrières et rejets de Kef Essenoun (A, B) [8]

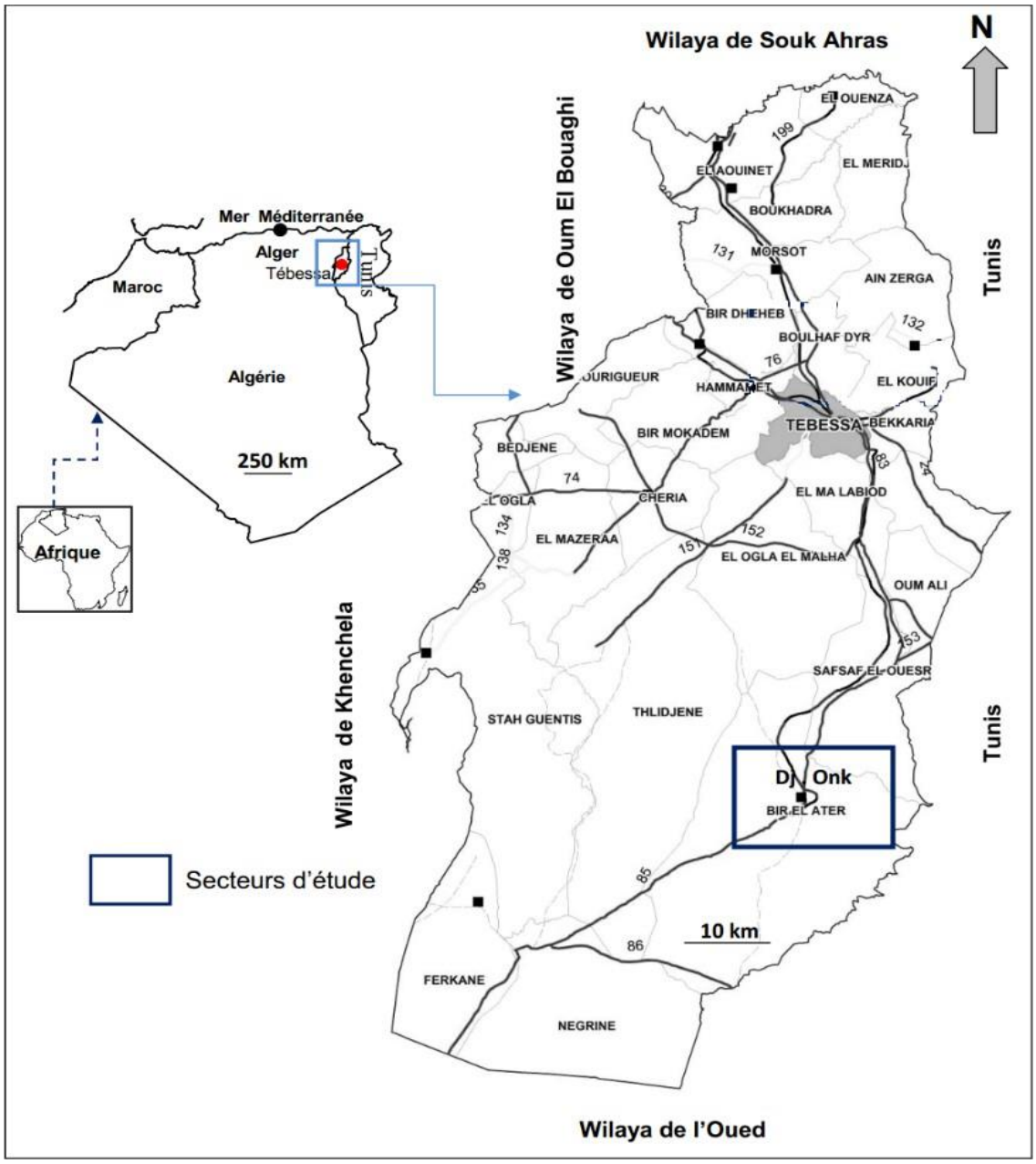


Figure 22. Carte de situation géographique de Djebel Onk [109]

III.2. Géologie de gisement

Le gisement de phosphate algérienne à Djebel El Onk présente une structure stratiforme d'origine sédimentaire et se trouve au sein d'un anticlinal asymétrique orienté vers le Nord-Nord-Est. Le flanc nord de cet anticlinal a un pendage modeste, inférieur à 150 mètres, alors que le flanc sud descend de façon abrupte, créant une falaise majestueuse dont certaines parties atteignent pratiquement la verticale. Ce massif présente un grand nombre de failles et décrochements. À peu près 750 mètres au sud, un autre anticlinal de structure comparable mais de taille plus réduite est actuellement en exploitation [112].

Dans cette zone, les dépôts de phosphate datent du Thanétien et reposent sur une base formée de strates phosphatées riche en argile. Ces couches sont recouvertes de marnes noires, qui sont suivies par la couche principale phosphatée d'une épaisseur approximative de 100 mètres, composée de neuf couches continues. Dans les niveaux inférieurs, la gangue est principalement argileuse tandis qu'elle devient graduellement dolomitique dans les niveaux supérieurs. Cette transition marque le passage du Thanétien à l'Hyprésien, période pendant laquelle la dolomite et le phosphate disparaissent en même temps [112]. Les gisements de phosphates en Algérie, associées aux dépôts marins du Tertiaire (Paléocène et Éocène) selon Visse, présentent des affinités géologiques avec celles de la Tunisie [105]. Le Thanétien supérieur abrite la couche phosphatée qui mesure approximativement 30 mètres d'épaisseur. Dans cette région, les sols sont structurés en une succession d'anticlinaux et de synclinaux fortement asymétriques, qui sont influencés par des failles sur leurs versants, alignées selon un axe N80°E, comme l'on peut le constater dans le massif de Djebel Onk [104].

Le Djebel Onk contienne des dépôts de phosphate les plus précieux et significatifs d'Algérie, comprend plusieurs sites tels que Bled El Hadba, Djemi Djema, Kef Es Senoun, et Djebel Onk Nord, tous possédant d'importantes réserves (Figure 23).

- **Djebel Onk Sud** : Deux gisements majeurs actuellement exploités se situent au sud de l'anticlinal de Djebel Onk, à savoir Djebel Djemi-djma et Kef Essenoun.

a. Djebel Djemi-djma : Ce gisement se trouve sur un petit brachyanticlinal asymétrique portant le même nom, dont le noyau est constitué de phosphates du Thanétien. Les flancs abritent une carrière de phosphate. Les réserves pour ce site sont estimées à environ 600 millions de tonnes, avec une teneur en P_2O_5 de 23,47 % et en MgO de 3,74 %.

b. Kef Essenoun : Ce gisement se distingue par la qualité supérieure de son minerai. Les couches de phosphate y sont particulièrement épaisses, pouvant atteindre 50 mètres, et sont situées à une faible profondeur. Les réserves s'élèvent à environ 480 millions de tonnes avec une teneur en P_2O_5 de 24,94 % et en MgO de 3,2 %.

- **Bled El Hadba** : Situé à 20 km au sud-est de Bir El Ater, sur le flanc ouest de Djebel Zerga, ce gisement renferme des réserves estimées à 325 millions de tonnes, avec une teneur en P_2O_5 de 21,05 % et en MgO de 4,92 %.
- **Oued Bétita** : Situé à 45 km au sud-est de Bir El Ater, à proximité de la frontière algéro-tunisienne, les couches de phosphate ont une épaisseur variant de 1,5 à 2 mètres, avec une teneur en P_2O_5 comprise entre 26 et 28 %. Les réserves prévisionnelles pour ce site sont estimées à 20 millions de tonnes.
- **Le gisement de Tarfaya** : Ce site se distingue par une structure géologique inversée, où les couches se redressent avec des pendages marqués. La couche productive ainsi que les calcaires sus-jacents s'amincissent en raison d'une importante érosion. Les réserves calculées pour ce gisement sont de 144 millions de tonnes.

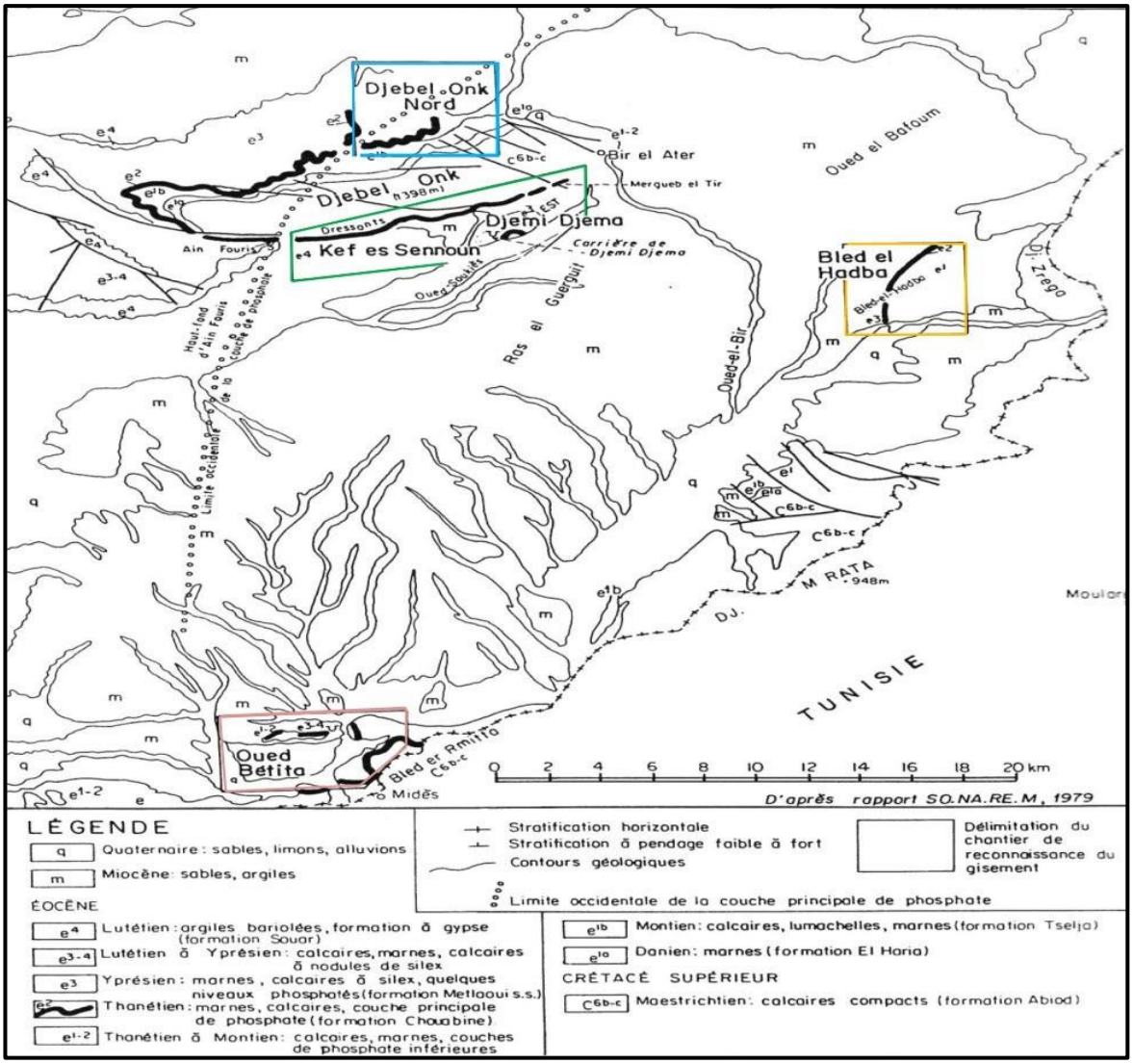


Figure 23. Situation géologique des gisements de phosphate de la région du Djebel Onk [110]

III.2.1. Stratigraphie

À Tébessa, les formations sédimentaires affleurantes, principalement carbonatées et datées du Trias au Miocène, avec une absence du Jurassique, sont recouvertes par des dépôts superficiels d'âge quaternaire [113]. La stratigraphie de la région de Djebel Onk, établie par Visse, révèle une série sédimentaire qui s'étend du Crétacé supérieur (Maestrichtien) à l'Éocène moyen (Lutétien), surmontée par des formations continentales sablo-argileuses datant du Miocène et du Quaternaire [105].

Les contributions majeures à la stratigraphie de Djebel Onk proviennent de L'intégration des travaux de plusieurs auteurs sert de base pour le découpage stratigraphique et les détails lithologiques [105, 114- 119].

La formation géologique du Djebel Onk et de ses régions présente la séquence suivante du bas vers le haut (Figure 24).

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

Figure 24. Colonne stratigraphique de la région de Djebel Onk [118]

III.2.1.1. Trias

Les formations du Trias, les plus anciennes de la région étudiée, sont caractérisées par leur diapirisme, une caractéristique commune observée dans les coeurs d'anticlinaux. Les affleurements triasiques les mieux documentés se trouvent à l'Ouenza, Boukhadra, Mesloula, et Hameimat Sud et Nord. Ces formations comprennent des faciès marneux bariolés avec du gypse, des dolomies, des calcaires dolomitiques, des grès avec du mica, ainsi que des dolomies noires et parfois des roches vertes. Les corps triasiques, souvent de forme elliptique, s'étendent sur environ 80 km dans une orientation nord-est/sud-ouest.

III.2.1.2. Jurassique

On ne trouve pas de dépôts jurassiques [114]. Cependant, ces derniers ont été confrontés à des prospections pétrolières en dehors des régions des diapirs. Le seul fragment de dolomie datant du Jurassique découvert a été trouvé dans le diapir triasique de Hamimat Meskhouta, tel qu'indiqué sur la carte à 1/50.000 d'Ain Télidjène, au sud de Tébessa.

III.2.1.3. Crétacé

III.2.1.3.1. Le crétacé inférieur

Le Crétacé affleure de manière étendue dans les monts de Mellègue. Les formations du Crétacé inférieur, comprenant le Barrémien, l'Aptien, l'Albien et le Vraconien, se trouvent principalement au cœur des structures anticlinales, souvent perforées par des diapirs triasiques.

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

- **La barrémien**

Les formations du Barrémien, bien que réduites, apparaissent dans plusieurs zones du nord-est du Djebel Ouenza, comme à Sidi Embarka et sur le flanc sud-ouest de l'anticlinal de Mesloula [114]. Elles se composent de marnes argileuses à la base, contenant des ammonites pyriteuses, et de marno-calcaires avec des calcaires noduleux au sommet. Dubourdieu et Durozoy signalent également une partie du Barrémien dans les calcaires et dolomies des escarpements du Djebel Bouroumane [114]. Ces formations témoignent d'une sédimentation en mer peu profonde, qui s'est prolongée jusqu'au début de l'Aptien.

- **L'Aptien**

L'Aptien affleure largement dans les régions de Mesloula, M'Khiriga, Kef Rekhma, et Boudjaber, principalement dans les noyaux anticlinaux et à proximité des formations triasiques. Sa puissance est liée aux faciès récifaux, jouant un rôle important de métallotecte lithologique en renfermant des minéralisations ferrifères et polymétalliques. Les dépôts carbonatés, caractéristiques de milieux marins peu profonds et chauds, se composent de marnes, argiles, grès, et calcaires dans l'Aptien inférieur, tandis que l'Aptien supérieur est dominé par des calcaires massifs avec des marnes intercalées. Cette série est surmontée par le Clansayésien, alternant marnes, grès et calcaires, avec une épaisseur variant de 40 à 300 m selon les régions [114].

- **L'albien**

L'Albien des monts de Mellègue est essentiellement carbonaté, avec une faune benthique caractéristique de zones marines peu profondes [117]. Les dépôts albiens atteignent une épaisseur d'environ 450 m, et jusqu'à 1300 m à Djebel Hameima [114]. Cette formation débute par des calcaires gris bioconstruit, suivis de marnes grises riches en ammonites. Dans sa partie médiane et supérieure, l'Albien est dominé par des marnes gris foncé bitumineuses contenant des foraminifères benthiques, ponctuées de bancs calcaires et gréseux. Une inconformité stratigraphique antévraconienne marque la transition entre l'Albien inférieur calcaire et l'Albien moyen marneux.

- **L'albo-aptien**

La couverture albo-aptienne est percée par le Trias. Ce dernier redresse les couches et provoque une complexité des structures, généralement scellées par le Vraconien comme à l'Ouenza, M'zouzia et Boukhadra [117, 120].

- **L'vraconien**

Le Vraconien se distingue par des dépôts marneux avec des intercalations de calcaire argileux, atteignant une épaisseur de 500 à 600 m, témoignant d'une transgression marine [114]. Ces formations, datées par des ammonites, jouent un rôle dans le contrôle des minéralisations polymétalliques [115], [120]. Au sud de Boujaber et sur le versant nord-est de Hameimat Nord, elles incluent des marnes à foraminifères planctoniques et pélagiques avec des couches de calcaire argileux, d'épaisseurs variables, allant jusqu'à 100 m [115].

III.2.1.3.2. Le crétacé Supérieur

Le Crétacé Supérieur est représenté dans la région par les dépôts du Cénomanien, Turonien, Coniacien, Santonien, Campanien et Maastrichtien.

- **Le Cénomanien**

Cette formation se distingue par une succession monotone de marnes grises avec des filons calcitiques fibreux, d'une épaisseur variant de 600 à 900 m. La base est composée de marnes argileuses verdâtres, tandis que la partie supérieure présente une alternance marneuse et des couches calcaires du Cénomanien moyen. Les niveaux supérieurs deviennent essentiellement carbonatés.

- **Le turonien**

Le Turonien, bien développé dans la région avec une épaisseur pouvant atteindre 1000 m, est caractérisé par un faciès carbonaté composé principalement de marno-calcaires. Les calcaires, compacts et durs, alternent avec des marnes contenant des Inocérames à la base. Il est suivi par des marnes argileuses riches en ammonites, huîtres, et divers lamellibranches [114]. Le Turonien joue également un rôle important en tant que métallotecte pour la minéralisation polymétallique.

- **Le coniacien-Santonien**

Le Coniacien-Santonien n'a pas été subdivisé à cause de manque d'éléments de datation. Il est représenté par des marnes argileuses grises verdâtres et jaunes grises à plaquettes de calcite fibreuse, en intercalation de marnes à lumachelles. L'épaisseur varie de 200 à 300 m à l'Ouenza et de 490 à 600 m à Boukhadra [114].

- **Le campanien inférieur**

Le Campanien inférieur se compose principalement de marnes argileuses, avec des calcaires blancs crayeux dans les parties supérieures. Son épaisseur varie entre 300 et 600 m. Le Campanien supérieur et le Maestrichtien montrent des dépôts continus dans un milieu marin peu profond, dominé par des calcaires crayeux [114].

III.2.1.4. Paléocène

La base du Paléocène est caractérisée par la présence de marnes analogues à celles du Maestrichtien supérieur qui s'intercalent à des couches phosphatées vers les niveaux supérieurs. Ces phosphates renferment aussi des rognons de silex qui sont bien développés dans sa partie sommitale. Il est représenté par des sédiments marins qui atteignent d'assez grandes épaisseurs (350 m).

- **Le danien**

Le Danien se compose d'un complexe marneux avec une distinction claire entre le Danien supérieur et inférieur. Le Danien supérieur est caractérisé par des calcaires durs de couleur crème ou blanche, alternant avec des marnes argileuses schisteuses, tandis que le Danien inférieur se distingue par des argiles marneuses schisteuses gris foncé ou brun-vert, avec des intercalations de marnes dures et des gypses. L'épaisseur du Danien inférieur est d'environ 30 à 40 m.

- **Le montien**

Cet étage est caractérisé par de puissantes couches calcaires à Ostrea Canaliculita Sow et Ostrea Multicostata Desh (Pélécypodes), avec des intercalations de marnes. Il affleure en plusieurs points ; Djebel Onk, Djebel Darmoun, Djemi-Djema, Oued Betita et Bled El Hadba.

Son épaisseur est de 60 m. Pour Visse en 1951, le Montien est représenté par 2 mètres de calcaires, le reste de la lumachelle étant attribué au Thanétien.

- **Le thanétien**

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

a- Le thanétien inférieur: Représenté par des marnes gris foncé à noire schistifiées. Dans la partie inférieure, on note la présence des conglomérats et de minces passées phosphatées, ainsi que deux niveaux de marnes à faune caractéristiques (Thésiteogracitis). Au sommet apparaissent des intercalations phosphatées atteignant jusqu'à 2 m, surmontées par des calcaires et des marnes à gros gastéropodes. La puissance varie de 30 à 40 m.

b- Le thanétien supérieur **:** Il débute par un niveau dolomitique à Gastéropodes, sous-jacent à une couche phosphatée d'une épaisseur moyenne de 30 m à Djebel Onk et Bled El Hadba et qui diminue jusqu'à disparition vers le Nord. L'Ouest et le Sud de ce gisement se terminent généralement par un niveau lumachéllique. C'est essentiellement cette couche qui est exploitée à Kef Essenoun.

III.2.1.5. Eocène

Les formations de l'Eocène sont caractérisées par des calcaires à silex et d'autres à nummulites. À la proximité des périmètres des Monts de Mellègue, leur puissance est de 200 m. Ils renferment aussi des niveaux phosphatés qui sont parfois silicifiés au sommet. Le Néogène dans la région est essentiellement représenté par les formations du Miocène et du Pliocène.

- L'yprésien

Il repose directement sur les dépôts du thanétien et prend une grande extension dans la région de Djebel Onk. Il a une épaisseur de 32 m. Il est constitué de Calcaire à silex avec une couche phosphatée, intercalée (3 m) ; Calcaire marneux avec des lits phosphatés dans la partie supérieure (4,5 m); Calcaire à nodule de silex noir. Ces nodules représentent une patine ferrugineuse, noire à brun rouge. Son épaisseur est de 26 m.

- Le lutétien

Les roches de cet étage recouvrent, en concordances les roches yprésiennes. Elles sont répandues dans la région de Dj. Darmoun (270 m d'épaisseur). On distingue de bas en haut :

a) Le lutétien inférieur

Il est marqué par des changements de faciès :

- Les calcaires disparaissent et à leur place viennent les marnes blanches, crayeuses, à géodes de quartz et à silex, avec une faune caractéristique ; Hemither Sitéa Moracano. Son épaisseur est de 30 m ;

- Des calcaires massifs, blanchâtres à nodules de quartz (15 m d'épaisseur);

- Du gypse avec bancs de calcaires (150 m d'épaisseur).

b) Le lutétien supérieur

Ce faciès est évaporitique ; Il est constitué de gypse et d'argile verdâtre, argile phosphatée verte et bancs de calcaire. A la base, ondistingue l'argile verte phosphatée et bancs de calcaire d'une épaisseur de 10 m et au sommet, des argiles vertes avec banc de gypse intercalé. Son épaisseur est de 65 m. La faune caractéristique est Ostrea Multicostata et Cardia Placunoides.

III.2.1.6. Miocène

Les formations du Miocène, qui affleurent au nord de l'Oued Mellègue, atteignent une épaisseur pouvant aller jusqu'à 1000 m. Ces dépôts reposent en discordance sur des formations plus anciennes, notamment l'Albien-Sénonien et le Trias, formant une couverture marneuse et gréseuse, particulièrement épaisse dans le bassin d'El Oled Soukiès. Ces dépôts comprennent également des conglomérats avec des éléments variés, tels que des calcaires, silex gris, galets ferrugineux, ainsi que des matériaux issus du Trias, témoignant de l'activité diapirique [114, 117]. Le Miocène est subdivisé en trois :

- Le miocène inférieur : Il est formé de conglomérats, de sable à gros grains et sables blancs à grains moyens avec de minces couches d'argiles siliceuses. Sa puissance est de 200 m.
- Le miocène moyen : Il est essentiellement argileux de couleur marron, parfois schisteux, avec des intercalations de sables à grains fins et moyens. Leur épaisseur est de 100 m.
- Le miocène supérieur : Il est constitué de roches sablo-argileuses, grès à bancs de graviers et contenant de gros blocs arrondis.

III.2.1.7. Pliocène

Les dépôts du Pliocène renferment des sables quartzeux et des argiles rougeâtres ainsi que des conglomérats polygéniques bien cimentés. La formation recouvre largement les calcaires éocènes de la bordure Nord du fossé d'effondrement de Tébessa et les calcaires maastrichtiens de la bordure Nord-Est. Les travaux de Degaichia (2014) ont fourni des précisions sur l'agencement séquentiel des sédiments du Pliocène du fossé d'effondrement de Tébessa et ses abords.

III.2.1.8. Quaternaire

Les formations quaternaires de la région couvrent de vastes surfaces, constituées principalement d'éboulis de pente, de dépôts sableux, éoliens, de graviers, de blocs, ainsi que de dépôts alluvionnaires et fluviaux. Ces dépôts, d'origine continentale, se trouvent fréquemment dans les parties basses des reliefs, telles que les plaines et les vallées actuelles. Leur épaisseur varie de 10 à 30 mètres et comprend des croûtes calcaires, des limons, des éboulis, des cailloutis, et des poudingues [114].

III.2.2. Tectonique

Le Djebel Onk, situé à l'extrémité est de l'Atlas Saharien [118], se caractérise par une série de structures du supérieur éocène organisées en structures anticlinaux et synclinaux dissymétriques, souvent faillés, qui s'orientent SW-NE et sont influencées par des failles transversales de N120° à N140°E. Les anticlinaux principaux, comme Djebel Onk, Djemi-Djema et Oued Betita, sont situés le long de la courbure Sud Atlasique, qui représente la transition entre la région mobile de l'Atlas et la plateforme saharienne stable. Ceci est démontré par trois phases tectoniques d'intensité variable.

III.2.2.1. Tectonique synsédimentaire (Paléocène-Eocène)

Une phase compressive NW-SE durant le Paléocène et l'Éocène a provoqué des ondulations et des failles synsédimentaires, créant des lacunes de sédimentation. Ces déformations, probablement liées à l'ascension diapirique des évaporites triasiques, ont influencé la sédimentation des phosphates à travers la formation de hauts fonds et de sillons paléogéographiques.

III.2.2.2. Tectonique post-éocène moyen et anté-miocène

Une phase majeure de plissement des Aurès, contemporaine de l'émersion de la série au Lutétien supérieur, a entraîné la déstructuration des séries du Crétacé supérieur à l'Éocène en petits horsts et grabens allongés selon une direction N170°E. Cette phase tectonique, marquée par des déformations distensives transverses (N120° à N150°), a été suivie par une pénéplanation et une érosion différentielle avant le Miocène. Les plissements observés sont majoritairement antérieurs aux dépôts miocènes, et c'est à cette période que l'anticlinal de Djebel Onk s'est formé [121].

III.2.2.3. Tectonique tardi-miocène, post-burdigalienne, à pliocène-pléistocène

Cette phase représente le plissement dominant de l'Atlas tunisien. Les structures duCrétacé supérieur et les dépôts du Paléocène, de l'Éocène et du Miocène sont soumises à une réactivation en horsts et grabens au sein des formations antérieures. Au sud, et sur le flanc inverse, les méga-plis de Djebel Onk et Djemi-

Djema voient le jour. La configuration présente de la région du Djebel Onk est le résultat de cette tectogenèse.

III.2.3. Paléogéographie

Durant le Paléocène supérieur et l'Éocène inférieur, la zone de Djebel Onk se situait dans la partie occidentale du bassin Gafsa-Metloui-Djebel Onk. Cette zone se caractérisait par une subsidence plus marquée, ce qui a favorisé l'accumulation massive de phosphates. Cependant, cette subsidence a aussi causé des concentrations moyennes en phosphate tricalcique inférieures par rapport à celles observées dans le gisement de Metloui [118].

III.2.3.1. Période de sédimentation marine

Cette phase s'étend du Maestrichtien à l'Éocène supérieur, marquée par une subsidence lente et une sédimentation stable. À la transition entre le Maestrichtien et le Danien, des changements de faciès signalent des mouvements orogéniques et une diminution rapide de la profondeur du bassin [104]. Le Thanétien inférieur montre une tendance régressive avec un apport important de matières argileuses, tandis que le Thanétien supérieur marque un retour transgressif avec des dépôts phosphatés massifs. Cette phase se termine par une régression indiquée par des remaniements phosphatés et la formation d'un horizon conglomératique. La présence de dolomies suggère une saturation en eau de mer, indiquant des conditions favorisant les faciès évaporitiques [118]. Les gisements de Djemi-Djema et Kef Essennoun illustrent ces dépôts avec des couches phosphatées atteignant respectivement 30 m et 50 m d'épaisseur.

III.2.3.2. Période de sédimentation continentale

Après le Lutétien supérieur, la région connaît un soulèvement progressif, et l'Oligocène semble avoir été effacé par l'érosion anté-miocène. Le Miocène-Pliocène est une période de forte sédimentation continentale, caractérisée par des dépôts de sables, d'argiles et de conglomérats.

Le Quaternaire est marqué par des dépôts d'érosion concentrés dans les vallées et sur les flancs sous forme de colluvions et alluvions. Des traces d'une courte glaciation au Pléistocène sont également visibles au Djebel Onk.

III.2.4. Minéralogie et pétrographie

Des études pétrographiques et minéralogiques ont été réalisées sur les phosphates du Djebel Onk [118-119, 122]. Les minerais de Djebel Onk, et plus largement ceux du bassin, sont constitués de phosphates sous forme de pseudoolithes et de pellets, souvent associés à un support organique, notamment des diatomées et des radiolaires. La granulométrie de ces phosphates appartient généralement à la classe des arénites (grains inférieurs à 2 mm), formant des "biophospharénites", et plus rarement à la classe des rudites (grains supérieurs à 2 mm), formant des "biophospharénorudites".

Les faciès phosphatés de Djebel Onk présentent une granulométrie homogène, avec des grains fins (200 à 300 µm), ou hétérogène, avec des grains variant de fins à grossiers (jusqu'à 2 à 3 mm). Ces grains sont cimentés ou lithifiés par un ciment argileux, calcitique ou dolomitique. Les autres éléments figurés, tels que les grains de quartz et de glauconie, sont rares. Les faciès phosphatés sont généralement de couleur

beige à brune, mais peuvent être gris foncé à noir à la base de la couche principale, ce qui suggère la présence de composés organiques et une protection contre les phénomènes d'oxydation [104, 106].

Le minerai de phosphate se compose de matière phosphatée, d'endogangue et d'exogangue :

- **Matière phosphatée :** Elle est constituée de fluorapatite carbonatée [$(P_{0.88}C_{0.12}O_4)_6Ca_{10}F_2$], de sulfo-carbonate fluoré alcalino-terreux parfois hydraté [$(S,C,O_4)_6(K,Na,Ca,Mg)F_2 \cdot nH_2O$], et contient une endogangue qui représente 5,3 % de cette matière phosphatée [121].
- **Endogangue :** Elle est formée d'opale, de quartz, d'illite, de minéraux hydratés, de matière organique et d'éléments accessoires contenant Al_2O_3, Fe_2O_3, MgO et SiO_2 en faible quantité.
- **Exogangue :** Elle est composée de trois types de constituants :
  - **Carbonatés :** Avec une prédominance de dolomie.
  - **Sulfurés :** Traces d'epsomite [$MgSO_4 \cdot 7H_2O$].
  - **Silicatés :** Représentés par la silice libre (quartz, opale ou silice amorphe), le feldspath, l'heulandite, la glauconite et l'illite.

À l'intérieur de la couche de phosphate, épaisse de 30 m et apparemment homogène, des variations importantes de faciès sont observées, tant verticalement que latéralement [106, 121]. Les deux principaux types de faciès phosphatés sont les suivants :

- **Phospharénites à biophospharudites coprolithiques**, avec une granulométrie hétérogène (250 µm à 1 mm). Le ciment est généralement dolomitique et calcitique (minerai dur, ou parfois tendre et peu cimenté).
- **Phospharénites pseudo-oolithiques**, fines, avec une granulométrie plus homogène (100 à 300 µm), dont le ciment est généralement argileux (minerai tendre, friable), mais peut aussi être carbonaté.

Ces deux types de minerai alternent tout au long de la couche de 30 m. Un faciès particulier est constitué par le minerai pseudoolithique gris foncé, riche en matière organique, qui constitue localement la base de la couche de phosphate et représente le dépôt phosphaté original, non oxydé. La matière organique y est souvent associée à des hydrocarbures.

III.2.5. Géochimie

Selon Cielensky et Benchernine, en termes de géochimie, en plus des composants primordiaux tels que le P_2O_5, CaO, MgO, SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, Na_2O, K_2O, CO_2 et F, on observe une vaste variété d'éléments traces qui se retrouvent dans les phosphates [123].

Ces éléments sont concentrés dans l'apatite, les minéraux argileux, la matière organique, les débris osseux ainsi que dans les minéraux secondaires comme les oxydes et hydroxydes de fer :

- L'uranium (U) et le strontium (Sr) se trouvent principalement dans l'apatite ;
- Le sodium (Na), barium (Ba), vanadium (V), nickel (Ni), cobalt (Co), chrome (Cr), zinc (Zn), cuivre (Cu), scandium (Sc), et zirconium (Zr) se trouvent principalement dans les minéraux argileux ;

- Les terres rares se trouvent principalement dans les débris osseux. Cependant, certains éléments tels que l'yttrium (Y), le lanthane (La), le cérium (Ce), l'europium (Eu), l'ytterbium (Yb) et le lutécium (Lu) se localisent dans l'apatite ;
- Le cobalt (Co) et le manganèse (Mn) peuvent être sous forme d'oxydes et hydroxydes accompagnant les composés du fer ;
- Le cadmium (Cd) se trouve dans les carbonates, essentiellement dolomitiques (gangue) [104].

III.2.5. Lithologie

Plusieurs auteurs, dont Duchatelle, Prian et Cortiel, ont subdivisé le faisceau phosphaté en différentes strates en fonction de sa composition chimique, de sa lithologie et des conditions d'exploitation [106, 124]. Selon Prian et Cortiel, ce faisceau se compose de trois couches principales, de bas en haut [106]: les alternances de marnes, phosphates et dolomie du mur, la couche productive et la dolomie phosphatée sommitale.

Le faisceau phosphaté est subdivisé en trois sous-couches :

- **Le minerai du mur** : Constitué de niveaux phosphatés alternant avec des marnes, cette sous-couche présente de faibles teneurs en P_2O_5 (13-15%) et des taux élevés de MgO (8-10%). Elle est marquée par une dolomie grise de 40 cm.
- **La couche principale de phosphates** : C'est la couche productive, contenant des phosphates avec des teneurs en P_2O_5 de 24 à 27% et en MgO de 2 à 3%. Elle est formée de phosphates gris-noirs, avec une partie inférieure plus fine.
- **La dolomie phosphatée sommitale** : Située au-dessus de la couche productive, avec une épaisseur moyenne de 3 m, elle se compose de dolomie grise, dure, contenant des grains de phosphate et des coprolithes silicifiés. Les teneurs en P_2O_5 varient entre 10 et 21% et en MgO entre 6 et 11% [121].

IV. Géologie locale du gisement de kef Essnoun

Le gisement de Kef Essennoun, situé dans le bassin minier de Djebel Onk (Tébessa Sud) (fig 1), a été étudié à travers plusieurs campagnes de prospection, dont la plus récente menée par l'EREM en 1987. Cette campagne comprenait des travaux de cartographie géologique, l'établissement d'un profil litho-stratigraphique, et des forages carottés avec des analyses chimiques. Les forages ont permis de réaliser 32 sondages, totalisant 1650 m linéaires, dont le plus profond atteignait 250 m.

Le gisement se présente sous forme d'un massif calcaire de 20 km de long sur 3 km de large, culminant à 1198 m au Djebel Tarfaya. Il est bordé par les affleurements du flanc Sud du Djebel Onk, où la couche phosphatée s'étend sur 2,5 km. Les faciès des phosphates varient entre grains fins et grossiers, cimentés par des argiles, de la calcite ou de la dolomite. La teneur moyenne en P_2O_5 est de 26,53 % avec 2,61 % de MgO, et les réserves prouvées du gisement sont estimées à 168 millions de tonnes. Les affleurements présentent une structure géologique complexe, particulièrement dans la zone sud du gisement, qui est actuellement exploitée à ciel ouvert.

IV.1. Stratigraphie

La stratigraphie du gisement de Kef Essennoun a été clarifiée par les campagnes d'exploration réalisées par l'EREM en 1986 [123]. L'ensemble de la succession lithologique typique du Djebel Onk est également observé à Kef Essennoun, mais avec une plus grande épaisseur verticale du faisceau phosphaté, atteignant jusqu'à 53 mètres dans le sondage 7. Le Thanétien, qui constitue l'horizon principal de la minéralisation, est bien représenté dans cette région et se divise en deux niveaux distincts : le Thanitien inférieur et le Thanitien supérieur [105].

IV.1.1. Le Thanétien inférieur

Le Thanétien inférieur se caractérise par une succession de marnes schisteuses gris foncé, qui se divisent en fines plaquettes et présentent des intercalations calcaires de manière irrégulière. Lorsqu'elle n'est pas altérée, la roche apparaît noire. Dans la partie inférieure de la séquence, on observe un niveau conglomératique contenant des Gastéropodes ainsi que de minces couches phosphatées. La partie supérieure montre des intercalations de phosphates dont l'épaisseur peut dépasser 1 m, surmontées de calcaires lumachelliques à grands Gastéropodes. L'épaisseur des marnes varie entre 30 et 40 m.

IV.1.2. Le Thanétien supérieur

Le Thanétien supérieur est caractérisé par une couche de phosphate gris, gris foncé ou brun, associée à la formation Chouabine [119]. Les affleurements montrent une couche phosphatée sub-verticale, stratigraphiquement composée de marnes noires (2 m), de phosphate pseudoolithique (10 m), de phosphate coprolithique stratifié (1,5 m), de phosphate coprolithique (10 m), de phosphate coprolithique avec galets de silex et débris osseux (4 m), surmontés de calcaire blanc (3 m). Le faisceau phosphaté est divisé en trois sous-couches.

Le faisceau phosphaté du Thanétien supérieur de Kef Essennoun, tout comme celui de Djebel Onk, est composé de trois sous-couches distinctes (Figgure 25 et 26) [106].

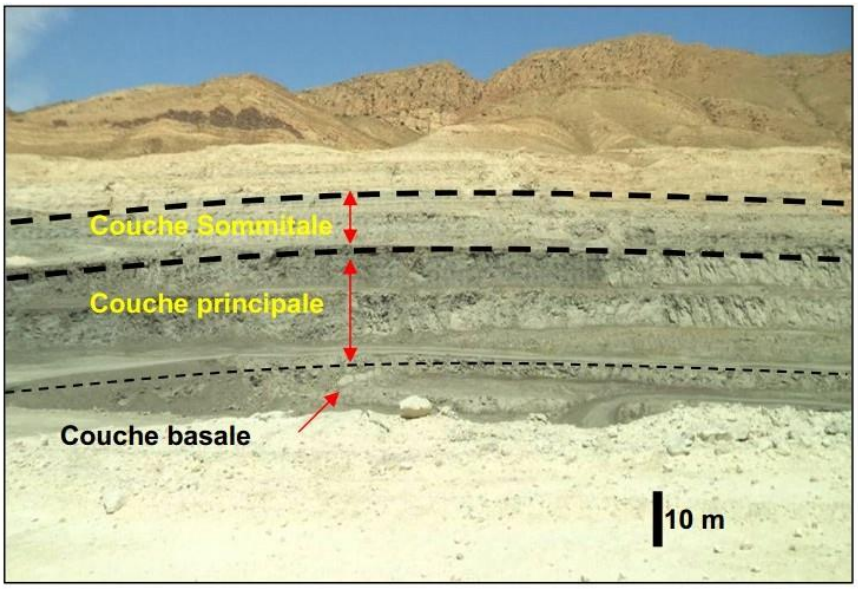


Figure 25. Gisement de kef essnoun [109]

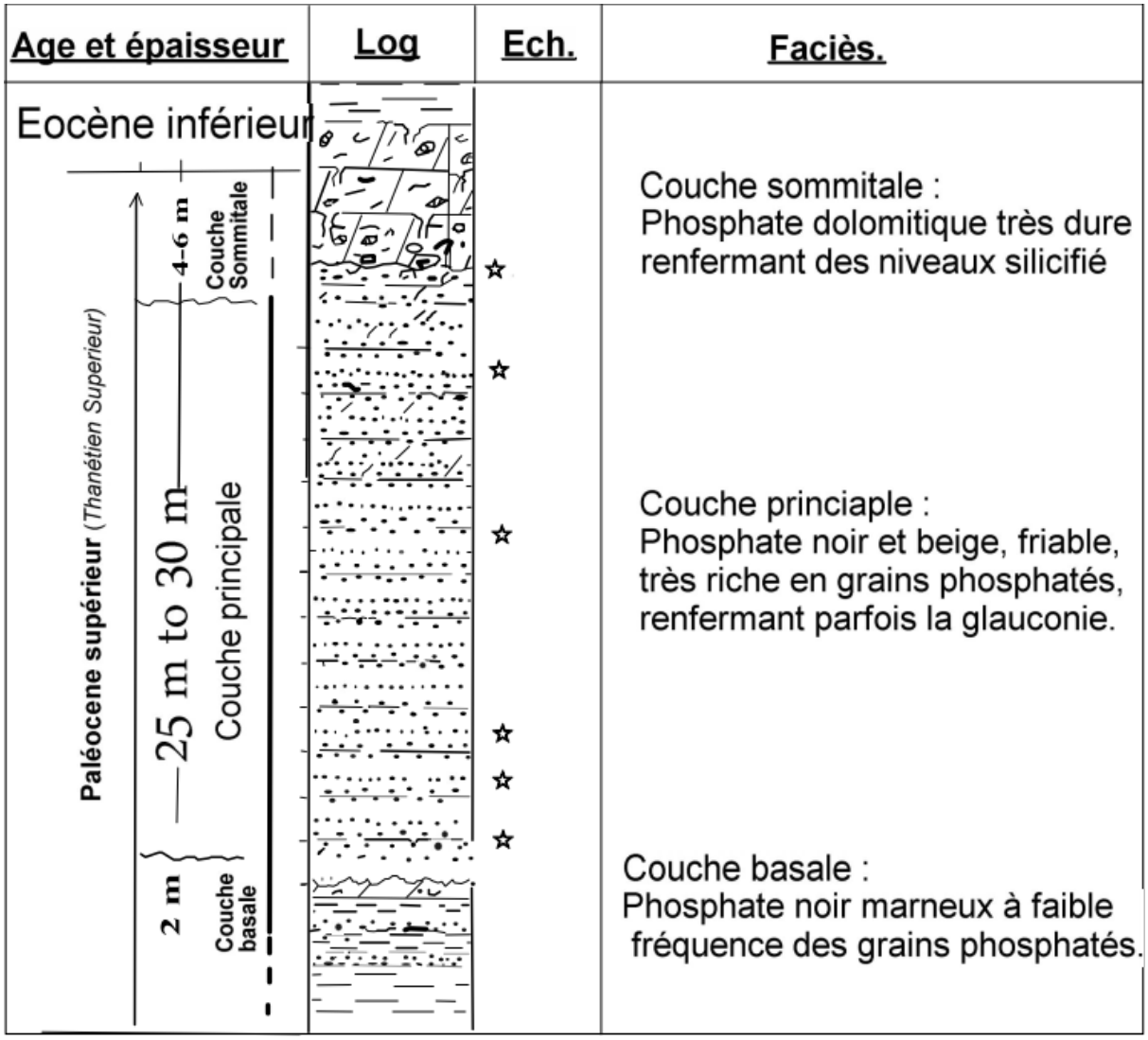


Figure 26. Log lithologique de gisement de Kef essenoun [109]

Du bas vers le haut, les couches du faisceau phosphaté se présentent comme suit (Figure 26) :

• La couche basale

Cette couche se compose de deux minces niveaux de phosphate entrecoupés de marnes. La transition vers la couche supérieure est parfois marquée par un banc de dolomie grise d'environ 40 cm. Les alternances phosphatées varient en épaisseur (0 à 4 m), avec une moyenne de 1,25 m, et présentent de faibles concentrations en P_2O_5 (13 à 15 %) et des teneurs élevés de MgO (8 à 10 %).

• La couche principale

D'une épaisseur comprise entre 25 et 30 m, cette couche est principalement constituée de phosphates, avec des intercalations sporadiques de marnes calcaires et de dolomies. Elle se distingue par des teneurs en P_2O_5 dépassant 27 % et des concentrations réduites en MgO (moins de 5 %). C'est cette couche qui est largement exploitée dans la région de Djebel Onk.

• La couche sommitale

Cette couche de dolomie phosphatée a une épaisseur variable, allant de 1 à 10 m, avec une moyenne de 3 m. Elle présente des teneurs faibles en P_2O_5 (moins de 18 %) et des concentrations élevées en MgO (6 à 11 %). La teneur en SiO_2 peut atteindre 6 %. Les phosphates y sont durs, bien cimentés, de couleur gris-noir, avec une granulométrie variée et dominée par des grains coprolithiques. Des zones silicifiées sont observées au sommet [109].

IV.2. Tectonique

Les recherches menées par l'EREM ont montré que le gisement de Kef Essennoun présente une géologie relativement simple, avec des couches phosphatées inclinées monoclinalement vers le sud, atteignant une épaisseur d'environ 30 mètres ou plus. Cependant, la structure géologique des affleurements y est plus complexe.

Le gisement de Kef Essennoun est situé dans l'extension méridionale de la flexure antiforme du Djebel Onk, formée par des mouvements tectoniques post-miocènes. Ce gisement se présente sous forme d'une table monoclinale avec une inclinaison régulière de 5 à 10° vers le sud. Au sud de cette table, on observe une rupture de pente où l'inclinaison atteint 20°. Trois failles majeures, orientées NNO-SSE, traversent le gisement sans perturber la géométrie de la couche phosphatée de manière significative. Dans la zone des dressants de Kef Essennoun, orientée N75°E, la tectonique souple et cassante a causé un changement brutal de l'inclinaison de la couche phosphatée, qui devient presque verticale ou fortement inclinée vers le sud-est ou le sud-ouest. Ces dressants sont composés de formations datant du Paléocène (Danien, Montien, Thanétien) et de l'Éocène inférieur (Yprésien), localisées dans une zone de flexure faillée sur le flanc inverse de l'anticlinal de Djebel Onk.

Au nord-est de cette zone, la série lithologique est renversée, et la couche phosphatée plonge à un angle de 30° à 60° vers le nord-ouest. En revanche, dans la partie centrale des dressants, la couche phosphatée conserve sa position normale et s'incline vers le sud [104].

IV.3. Pétrographie

IV.3.1 Phosphates beiges

Ce type de phosphate est caractérisé par un faciès friable et une apparence sableuse, avec un ciment principalement carbonaté, parfois argileux. Il contient peu de matière organique et présente une forte concentration en grains phosphatés. Ces grains, d'une taille moyenne d'environ 0,25 mm, sont relativement bien calibrés. Les pellets et coprolithes montrent des surfaces lisses et polies, suggérant un transport prolongé. La présence de glauconie indique que ce faciès s'est formé dans un environnement potentiellement confiné (Figure 27).



Figure 27. Minerais de phosphate beige de la couche principale [109]

IV.3.2 Minerais de phosphate noir

Ce faciès se distingue par sa teinte sombre, indiquant une richesse en matière organique. Sa structure friable est due à la matrice argileuse. Les grains phosphatés, sous forme de pellets et de coprolithes, présentent une granulométrie relativement homogène, entre 0,2 et 0,3 mm. Leur surface lisse et brillante reflète un transport prolongé [109]. Des dents de poissons et des grains de glauconie verdâtres sont également présents. La concentration élevée de glauconie dans ce faciès par rapport aux autres pourrait indiquer un milieu de dépôt confiné (Figure 28).



Figure 28. Minerais de phosphate noir de la couche principale [109]

IV.3.3 Minerais de phosphates noirs silicifiés

Ce type de minerai est généralement rencontré dans la couche sommitale. Il est souvent associé à des nodules de silex alignés selon la stratification. Les grains phosphatés, principalement des coprolithes, peuvent dépasser 1 mm. Une certaine hétérogénéité granulométrique est observée (Figure 29).

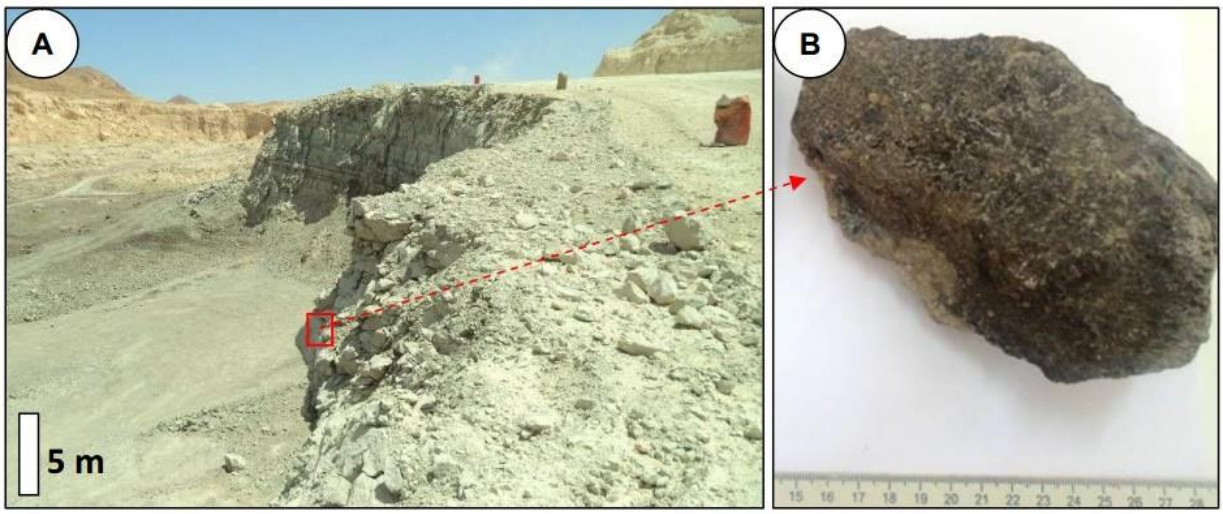


Figure 29. Minerais de phosphate noir (A : niveaux de minerais de phosphates noires silicifiés ; B : échantillion montrant le faciès de minerai de phosphate noir silicifié) [109]

IV.3.4 Minerais de phosphates dolomitiques

Les phosphates dolomitiques sont très présents dans la couche sommitale. Ils sont caractérisés par une prédominance de ciment dolomitique par rapport aux grains phosphatés, ce qui confère à ce faciès une texture dure et compacte. La morphologie des grains phosphatés, ainsi que la présence de cicatrices polies sur leurs surfaces, suggèrent un transport sur une courte distance (Figure 30).

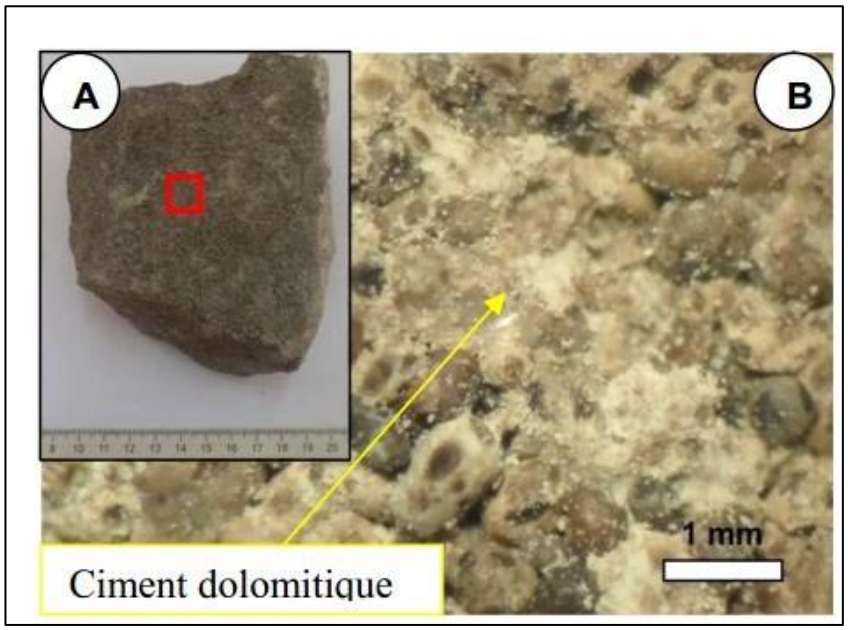


Figure 30. Minerais phosphates dolomitique (A : échantillon ; B : les particules bien cimentées avec un caractère dur à cause l'abondance du ciment dolomitique) [109]

V. Conclusion

Le gisement de phosphate de Djebel Onk, situé dans la région de Tébessa en Algérie, représente un site d'importance majeure pour l'industrie minière du pays. Les réserves estimées à plus de 2 milliards de tonnes, avec des teneurs en P_2O_5 variant entre 21 % et 27 %.

La géologie complexe de Djebel Onk, caractérisée par des structures anticlinales asymétriques, des failles et des dépôts sédimentaires stratifiés, révèle une formation phosphatée d'origine marine datant du Paléocène et de l'Éocène. Les études stratigraphiques et minéralogiques ont permis d'identifier des couches distinctes, notamment la couche principale riche en phosphate, dont l'exploitation est aujourd'hui intensive. Les variations de faciès, allant des phosphates beiges friables aux phosphates noirs silicifiés, reflètent des conditions de sédimentation et des environnements de dépôt diversifiés.

Les défis liés à l'exploitation de ce gisement incluent non seulement des contraintes techniques, comme la complexité tectonique et la variabilité des teneurs en minerai, mais aussi des enjeux environnementaux et socio-économiques. La gestion des rejets miniers, la préservation des ressources en eau et la réduction des impacts sur les écosystèmes locaux sont des aspects critiques pour assurer une exploitation durable.

Chapitre IV

Caractérisation physico-chimique des rejets de phosphate

I. Introduction

Toute opération d'enrichissement minéral engendre inévitablement des rejets solides. Toutefois, à l'échelle de l'unité de traitement de Djebel Onk, les volumes générés s'avèrent particulièrement importants. Ces résidus, représentent une perte considérable en matière utile, notamment en phosphate.

Le présent chapitre est dédié à la caractérisation physico-chimique et minéralogique des rejets issus de la voie humide de l'usine de traitement, afin d'évaluer leur potentiel de valorisation. Il est bien établi que toute stratégie d'enrichissement efficace repose au préalable sur une caractérisa- tion rigoureuse du matériau à traiter. Celle-ci s'appuie sur des méthodes d'analyses quantita- tives et qualitatives permettant de déterminer les propriétés granulométriques, minéralogiques et chi- miques des échantillons.

Les échantillons de différents types de rejets (beige et noir) issus du gisement de Kef Essennoun, situé dans la région de Tébessa, ont été soumis à une série d'analyses intégrées :

- Microscopie optique et microscopie électronique à balayage (MEB),
- Diffraction des rayons X (DRX) et fluorescence des rayons X (FRX),
- Spectrométrie d'absorption atomique (SAA),
- Ainsi que des analyses granulométriques par tamisage.

Cette démarche vise à établir une compréhension fine de la répartition des phases minérales, du degré de libération des espèces phosphatées et de la nature de la gangue. Elle constitue une base essentielle pour envisager des voies de traitement alternatives, plus performantes et respectueuses des impératifs environnementaux.

II. Préparation mécanique

Avant toute analyse, une étape fondamentale consiste à assurer la représentativité des échantillons. Les matériaux bruts prélevés, constitués de rejets phosphatés noirs et beiges issus du traitement par voie humide, présentent une granulométrie hétérogène. Afin de les rendre exploitables en laboratoire, ils doivent subir une préparation mécanique rigoureuse visant à réduire leur dimension, homogénéiser leur composition et garantir la fiabilité des résultats analytiques. La procédure suivie comprend:

- L'homogénéisation, pour assurer une répartition uniforme des constituants,
- Le quartage, visant à extraire une fraction représentative du lot global,
- Le broyage, afin d'atteindre la finesse nécessaire aux différentes techniques d'analyse,
- Le tamisage, pour séparer les fractions granulométriques et faciliter l'étude granulométrique et granulo-chimique.

Une partie de l'échantillon représentatif ainsi obtenu est destinée aux analyses minéralogiques par diffraction des rayons X (DRX) et microscopie électronique à balayage (MEB), tandis que le reste est

utilisé pour les études granulométriques et granulochimiques. Cette méthodologie assure la traçabilité et la fiabilité des résultats obtenus à partir d'un matériau complexe et hétérogène.

II.1. Echantillonnage

L'échantillonnage est une étape cruciale de la valorisation des rejets miniers et comprend le prélèvement, la préparation et les analyses [125]. Il influence la décision du projet et permet de comprendre l'origine du minerai et des ressources minérales. L'objectif d'un échantillonnage correct est d'obtenir un échantillon représentatif pour une estimation précise des ressources. La réduction de l'échantillon et la taille des fragments peuvent être envisagées avant ou après le prélèvement pour les analyses ultérieures. La représentativité des échantillons constitue un enjeu central, notamment en présence de fractions grossières pouvant fausser la composition. Lors de la préparation, incluant la réduction et l'homogénéisation, diverses erreurs peuvent apparaître et altérer la fiabilité des résultats [126].

L'objectif de l'échantillonnage est de recueillir une série d'échantillons qui soient suffisamment représentatifs pour reproduire fidèlement les propriétés physiques et chimiques du site étudié [127]. Selon la définition proposée par l'Association Française de Normalisation (AFNOR), un échantillon est considéré comme représentatif lorsqu'il possède les mêmes caractéristiques que le matériau d'origine, en ce qui concerne la ou les propriétés ciblées. Dans le cadre de cette étude, cela implique que les échantillons doivent refléter les particularités physico-chimiques de l'ensemble du site.

La stratégie d'échantillonnage repose notamment sur le volume des échantillons, leur nombre, ainsi que sur le choix des points de prélèvement, en termes de localisation et de répartition. La qualité de la représentativité obtenue dépend étroitement de ces paramètres [128].

Dans le cadre de cette étude, axée sur la valorisation des rejets issus de la chaîne de traitement du phosphate par voie humide, les prélèvements ont été réalisés sur une période de deux jours consécutifs. Pour chaque type de rejet (phosphate noir et phosphate beige), six prélèvements successifs ont été effectués à raison d'un prélèvement toutes les 30 minutes, soit une cadence rigoureuse visant à garantir la représentativité temporelle des échantillons. Environ 60 kg d'échantillons représentatifs de résidus de phosphate beige et noire, ont été prélevés sur la grille courbe (+ 1 mm) de l'usine de traitement du phosphate de Djebel Onk SOMIPHOS à Tébessa [8, 9](Figure 31). Le point de prélèvement est :

- **Échantillon 01** : refus des grilles courbes de l'atelier de débourbage du phosphate noirs (Ø > 1 mm)
- **Échantillon 02** : refus des grilles courbes de l'atelier de débourbage du phosphate beige (Ø > 1 mm)

La méthode appliquée repose sur les recommandations normalisées en matière de cadence et de nombre de prélèvements, notamment une périodicité de prélèvement horaire. Ainsi, l'échantillonnage a été pensé de manière à offrir une base solide pour la détermination des propriétés physico-chimiques, de la composition minéralogique, et du potentiel de récupération des substances utiles.

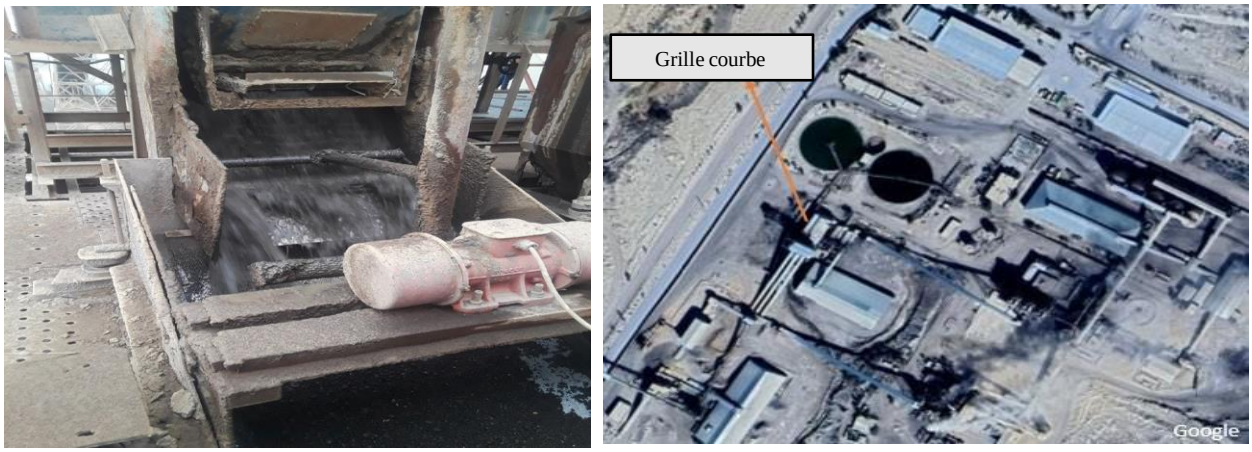


Figure 31. Le point de prélèvement des échantillons (la grille courbe)

II.2. Homogénéisation et Quartage

a. Séchage

À l'issue des étapes de préparation, l'échantillon est soumis à un séchage en étuve afin d'éliminer l'humidité résiduelle. Cette opération permet de stabiliser l'échantillon et de garantir la fiabilité des analyses ultérieures, notamment celles liées aux propriétés physiques et chimiques du matériau.

b. Homogénéisation

L'homogénéisation constitue une étape essentielle visant à assurer une répartition uniforme des particules au sein de l'échantillon. Elle permet d'obtenir un mélange représentatif, condition indispensable pour garantir la fiabilité des analyses ultérieures et minimiser les biais liés à l'hétérogénéité du matériau.

c. Quartage

Après homogénéisation, l'échantillon est divisé en quatre fractions égales. Deux quarts opposés sont éliminés, tandis que les deux autres sont regroupés et mélangés de nouveau. Cette opération, appelée quartage, est répétée autant de fois que nécessaire afin d'obtenir un échantillon final représentatif. La méthode consiste à former un cône régulier à l'aide d'une pelle, que l'on aplatit ensuite pour obtenir une galette de forme approximativement circulaire. Cette galette est ensuite subdivisée en quatre quarts égaux : deux quarts opposés sont conservés pour la suite de l'analyse, tandis que les deux autres peuvent être écartés ou conservés comme échantillons témoins (Figure 32).

Pour notre étude les échantillons ont subi une préparation minutieuse, commençant par un séchage à 100 °C pendant 12 heures au laboratoire LAVAMINE, département des Mines, université Badji Mokhtar, Annaba. Après séchage, les résidus ont été soigneusement homogénéisés, puis subdivisés par la méthode de mélange-séparation par quartage pour obtenir un échantillon représentatif pesant environ 5 kg (Figure 32).

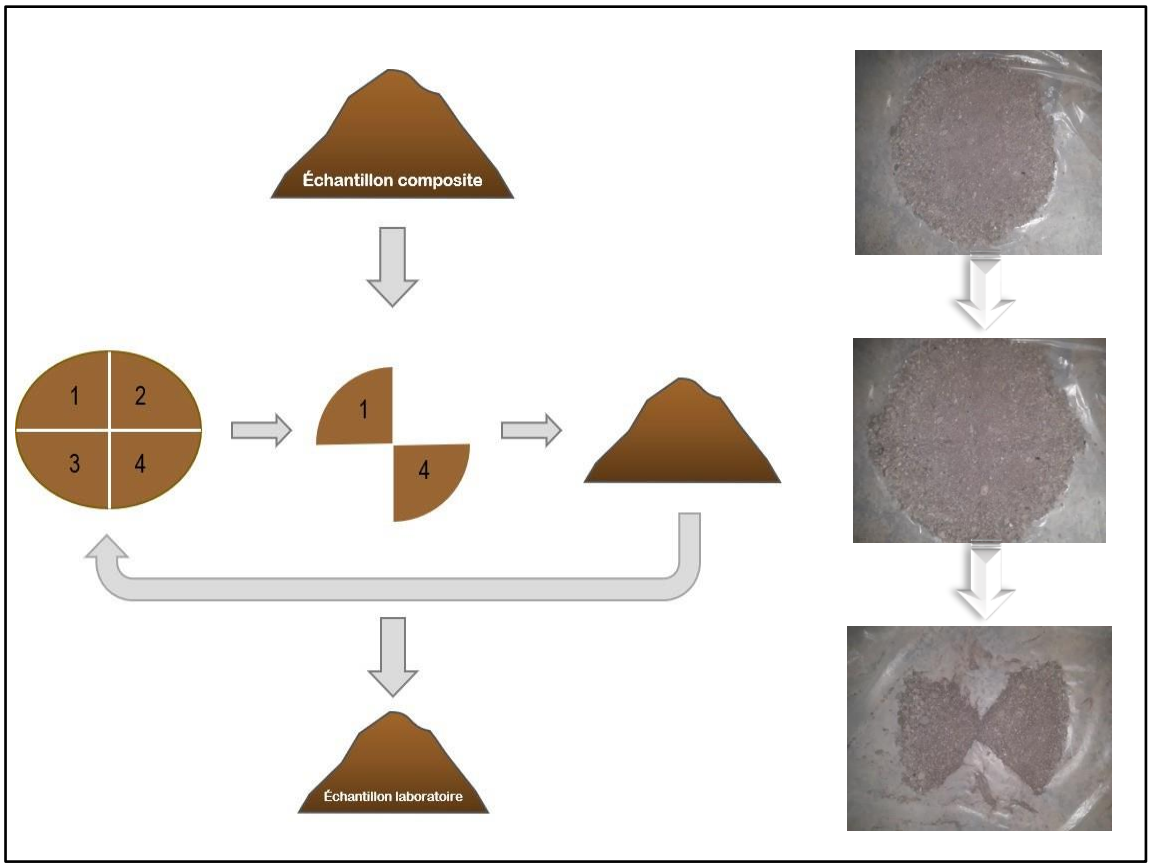


Figure 32. Processus de quartage

II.3. Classement dimensionnel par tamisage

L'analyse par tamisage permet de classer les particules d'un matériau en fonction de leur taille, en les répartissant en fractions granulométriques distinctes. Elle permet de quantifier la répartition pondérale des différentes fractions granulométriques, en fournissant des informations précieuses sur la grosseur des grains présents dans le matériau étudié (Figure 33). Ces données sont essentielles pour évaluer l'efficacité des opérations de fragmentation et pour adapter les procédés de valorisation.

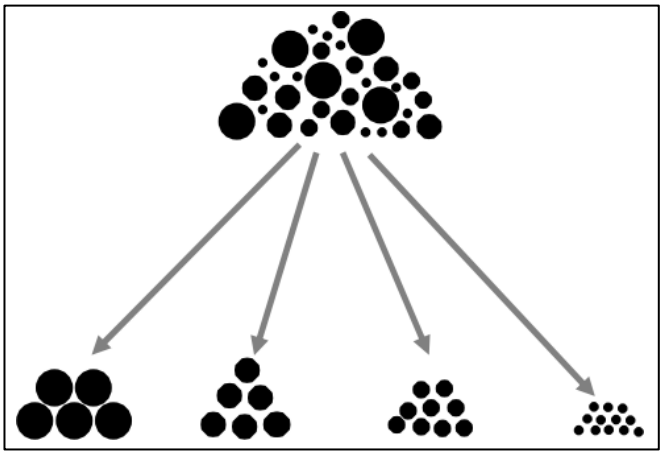


Figure 33. Séparation d'un ensemble de particules en plusieurs tranches granulométrique [google]

Elle consiste à séparer mécaniquement les particules en fonction de leur taille à l'aide d'une série de tamis superposés dont les ouvertures décroissent de haut en bas. L'échantillon, placé au sommet de la colonne, est soumis à un mouvement vibratoire horizontal et à des secousses verticales induites par une tamiseuse automatique. Cette agitation permet le passage progressif des particules à travers les différents tamis selon leur dimension. L'analyse a été réalisée à l'aide d'une tamiseuse électrique équipée d'une série de tamis normalisés aux mailles différentes (Figure 34). Un fond étanche est placé à la base de la colonne pour récupérer les particules fines et un couvercle est disposé en haut pour éviter toute perte de matière durant l'essai.

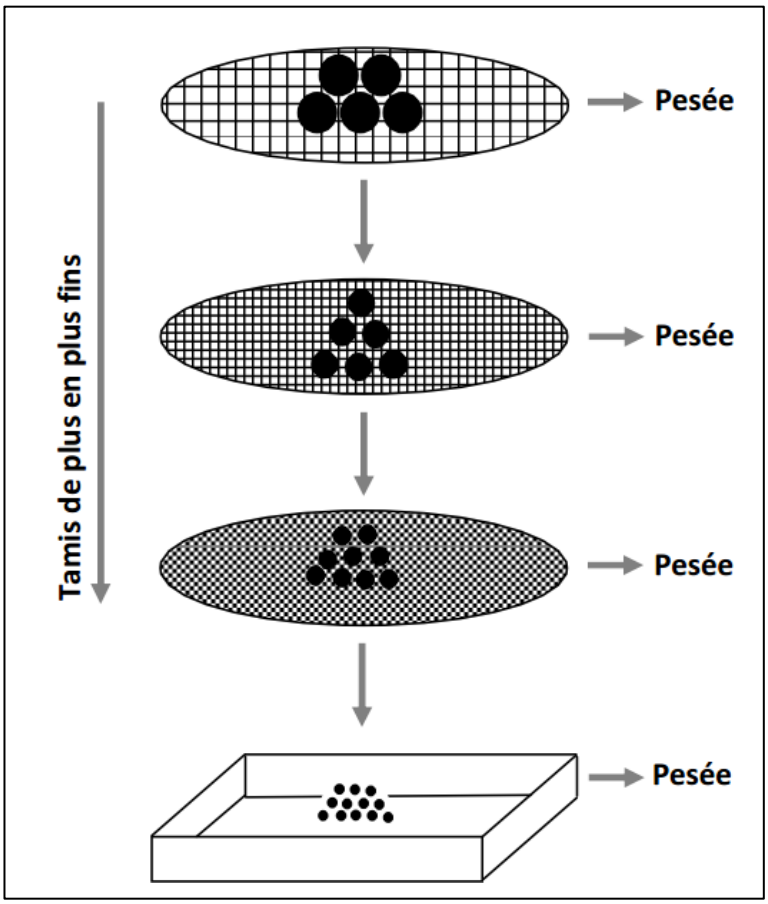


Figure 34. Analyse de tamisage à sec

L'échantillon sec est introduit sur le tamis supérieur, la colonne complète est soumise à un mouvement de tamisage durant 15 minutes. Chaque fraction retenue par un tamis (refus) et chaque fraction passée à travers (tamisat) sont ensuite pesées séparément (Figure 35 (a)). Les résultats sont exprimés en pourcentages massiques relatifs à l'échantillon initial, ces fractions sont ensuite utilisées pour des analyses chimiques spécifiques (Figure 35 (b)).

L'analyse granulométrique permet non seulement de caractériser le minerai selon la taille des particules, mais également d'évaluer l'efficacité des étapes de fragmentation. Elle constitue ainsi une base de réflexion pour l'optimisation des schémas d'enrichissement. Par ailleurs, en raison de la forme irrégulière des particules, le diamètre équivalent est utilisé pour modéliser leur comportement lors du tamisage ou d'autres opérations de séparation.

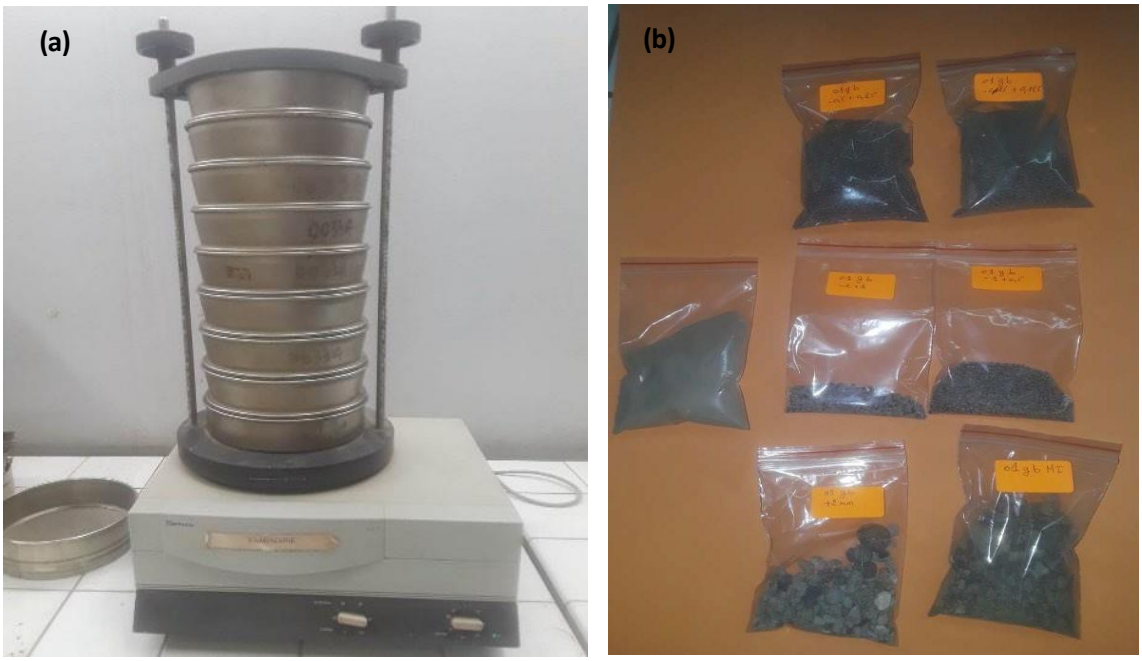


Figure 35. Tamiseuse type Retsch-AS 200 (a) des échantillons représentatifs (b)

II.4. Broyage

Le broyage constitue une étape essentielle dans la préparation des échantillons, visant à atteindre une granulométrie suffisamment fine pour répondre aux exigences des procédés d'enrichissement, notamment dans le cadre des analyses granulométriques et granulo-chimiques.

Cet échantillon a ensuite été broyé à l'aide d'un broyeur Pulverisette (type Retsch-RM 200) afin de réduire la granulométrie à moins de 100 µm dans le laboratoire de l'usine SOMIPHOS de Tébessa (Figure 36 (a)). Le matériau obtenu a servi d'échantillon de base pour les analyses ultérieures, avec un échantillon représentatif de minerai envoyé au laboratoire pour caractérisation physique (distribution granulométrique), caractérisation chimique et analyse minéralogique (Figure 36 (b)).

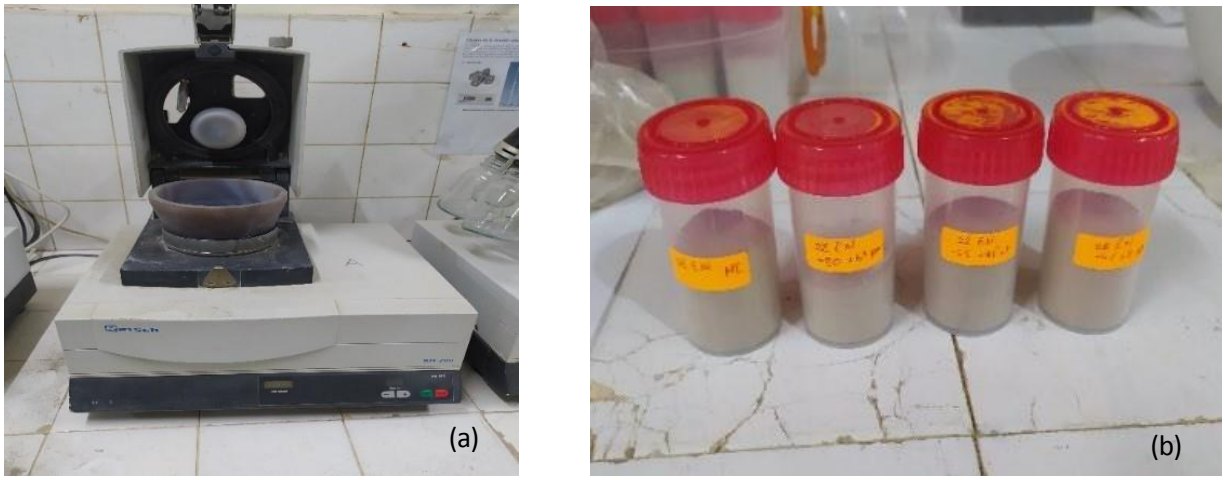


Figure 36. Broyeur Pulverisette type Retsch-RM 200 (a) des échantillons broyé (b)

Dans ce contexte, une masse de 50 grammes de chaque échantillon a été prélevée, puis soumise à un concassage manuel préliminaire, suivi d'un broyage mécanique jusqu'à obtention d'une finesse inférieure à 80 microns (0,080 mm). Cette granulométrie optimale permet une meilleure libération des minéraux utiles et garantit la fiabilité des résultats analytiques obtenus lors des phases ultérieures de caractérisation.

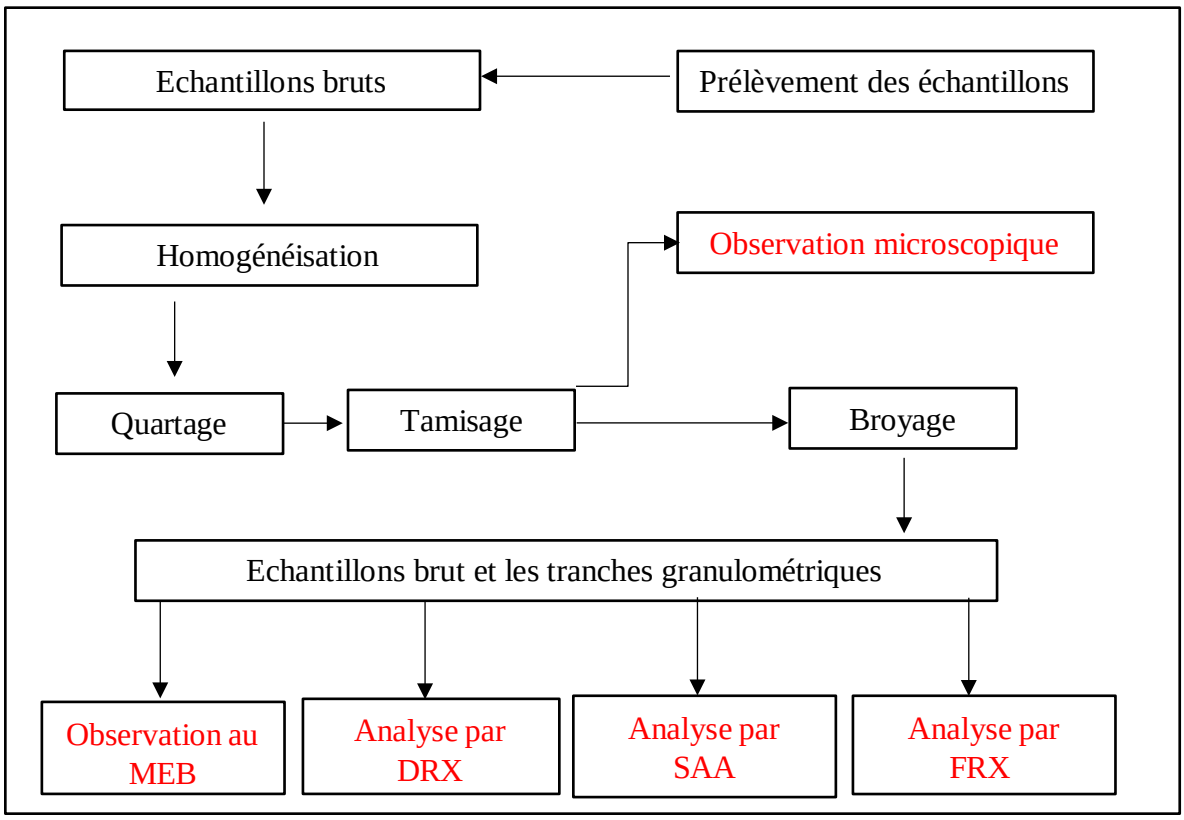


Figure 37. Protocole de caractérisation du rejet de phosphate

III. Caractérisation du rejet par voie humide du minerai de kef essennon

L'étude scientifique révélant les propriétés granulo-chimiques a été réalisée grâce à une combinaison de diffraction des rayons X (DRX), de fluorescence X (FRX) et de microscopie électronique à balayage (MEB). Les structures cristallines et les phases minérales ont été identifiées par DRX, permettant ainsi de déterminer les éléments chimiques présents dans les échantillons, l'analyse par FRX a ensuite été réalisée. La morphologie et la distribution élémentaire à l'échelle microscopique ont été étudiées par MEB/SED.

Cette double approche complète, tant d'un point de vue chimique que minéralogique, constitue une base fondamentale pour toute réflexion future concernant les options potentielles d'enrichissement et de réutilisation de ces échantillons.

III.1. Analyse granulométrique

La méthode Analyse granulométrique par tamisage est l'une des nombreuses techniques utilisées en analyse granulaire. Cette approche analytique permet de délimiter la composition granulaire du produit, ainsi que de déterminer les pourcentages et les poids respectifs des différentes fractions composant l'échantillon. Ces fractions comprennent des particules de tailles relativement petites à plus grandes. Une série de tamis (Retsch-AS 200) de tailles 4, 2, 1, 0,5, 0,25, 0,125, 0,080 et 0,063 mm ont été agités pendant 10 minutes afin d'assurer une séparation complète des particules selon leur taille au laboratoire LAVAMINE, département des Mines, université Badji Mokhtar, Annaba. Les tableaux 4 et 5 et les figures 38, 39, 40 et 41 illustrent les pourcentages pondéraux en refus et en cumulés pour les deux types du rejet de phosphates étudiées beiges et noires.

Tableau 4. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate beige

Tranches Granulométrique (mm)	Rendement massique (g)	Rendement pondéral (%)	Rendement cumulatif	
			Refus + γ (%)	Passant – γ (%)
+ 4	80,58	16,12	16,12	83,88
- 4 + 2	49,4	9,88	26	74
- 2 + 1	24,49	4,8	30,8	69,2
- 1 + 0,5	22,47	4,49	35,29	64,71
- 0,5 + 0,25	173,6	34,72	70,01	29,99
- 0,25 + 0,125	101,1	20,22	90,53	9,47
- 0,125 + 0,080	17,61	3,52	93,75	6,25
- 0.080 + 0.063	6,82	1,36	95,11	4,89
- 0,063	23,82	4,8	100	0
Total	500	100		

Tableau 5. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate noire

Tranches granulométrique (mm)	Rendement massique (g)	Rendement pondéral (%)	Rendement cumulatif	
			Refus + γ (%)	Passant – γ (%)
+ 4	167	33,4	33,4	67
- 4 + 2	116,75	23,35	56,75	44
- 2 + 1	36,64	7,33	64,08	36
- 1 + 0,5	19,5	3,9	67,98	33
- 0,5 + 0,25	79,32	15,86	83,84	17
- 0,25 + 0,125	57,2	11,44	95,28	5
- 0,125 + 0,080	10,78	2,16	97,44	3
- 0.080 + 0.063	3,9	0,78	98,22	2
- 0,063	18,88	1,78	100	0
Total	500	100		

Il ressort de l'analyse que les fractions granulométriques les plus représentées dans les deux types de rejets (beige et noir) sont concentrées dans les dimensions comprises entre 0,25 mm et 4 mm.

✓ **Rejet de phosphate beige :**

La classe granulométrique -0,5+0,25 mm est prédominante, représentant 34,72 % de la masse totale. En y ajoutant les classes -0,25+0,125 mm et -0,125+0,080 mm, on atteint une proportion cumulative de 58,46 %, ce qui suggère une bonne libération des éléments phosphatés autour de cette plage. Les particules grossières (> 1 mm) représentent environ 30,8 %, alors que les fines (< 0,125 mm) sont modérées (9,68 %), traduisant une granulométrie relativement équilibrée (Figure 38 et 40).

✓ **Rejet de phosphate noir :**

Le comportement granulométrique est nettement différent. Les fractions grossières (> 1 mm) prédominent, atteignant 64,08 % de la masse totale, ce qui révèle une sous-fragmentation notable du matériau. La tranche +4 mm seule représente 33,4 %, confirmant une accumulation de grains très grossiers. Les fractions fines (< 0,125 mm) ne représentent que 4,18 %, ce qui pourrait limiter l'efficacité des procédés de séparation basés sur la surface spécifique ou la libération des minéraux.

Cette distribution indique que la majorité des grains sont relativement fins, une grande partie passant à travers les tamis avec peu de rejet. La courbe granulométrique obtenue est descendante et tend vers zéro, ce qui correspond à une distribution granulaire où les grains sont majoritairement de petite taille. Le D50 des distributions granulométriques composites était d'environ 250 µm pour rejet beige et 500 µm pour le rejet noir, ce qui concorde avec les résultats obtenus par analyse au tamis. D'après la courbe de passage, la forme de cette courbe tend vers une ligne droite (un peu convexe), indiquant que les rejets de phosphate sont de dureté moyenne, ce qui facilite leur broyage (Figure 39 et 41).

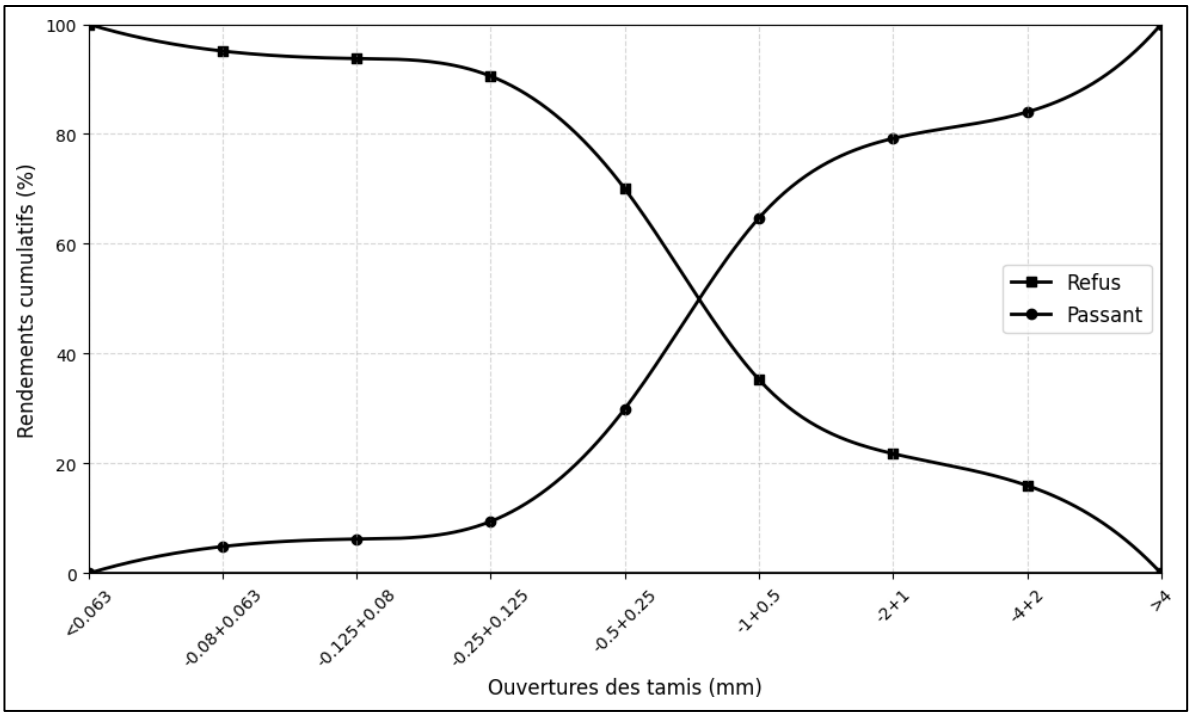


Figure 38. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate beige

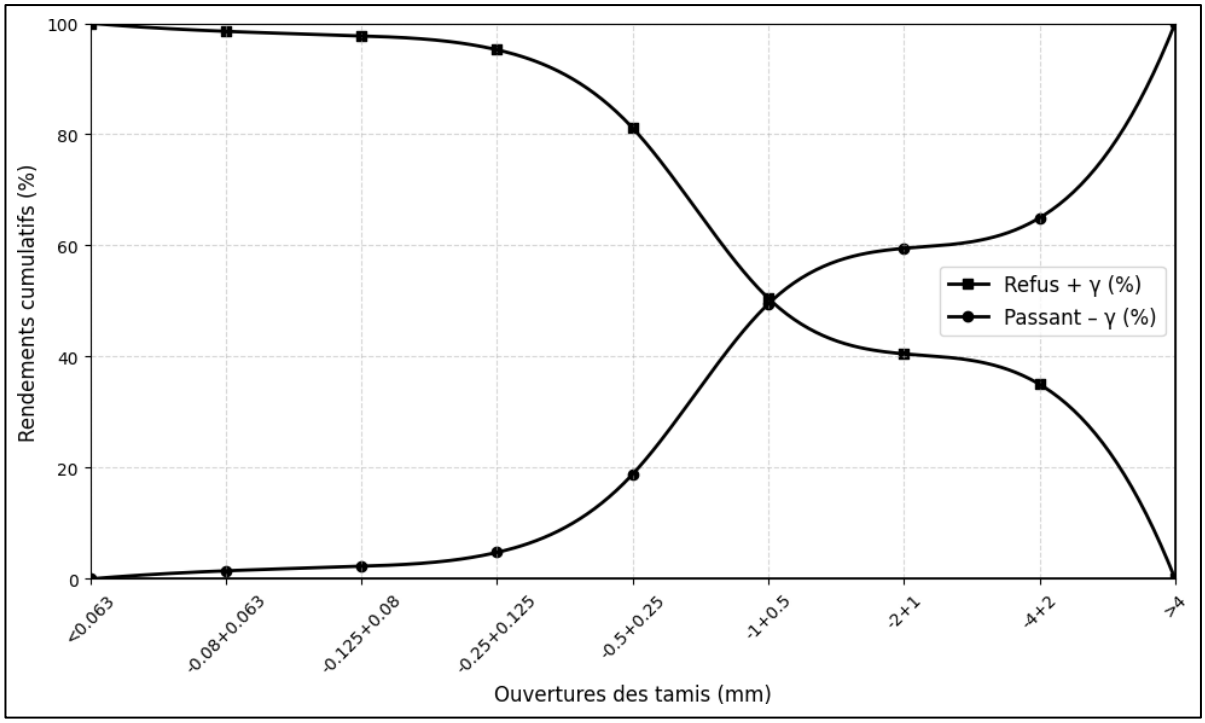


Figure 39. Granulométrie par tamisage du rejet de phosphate noir

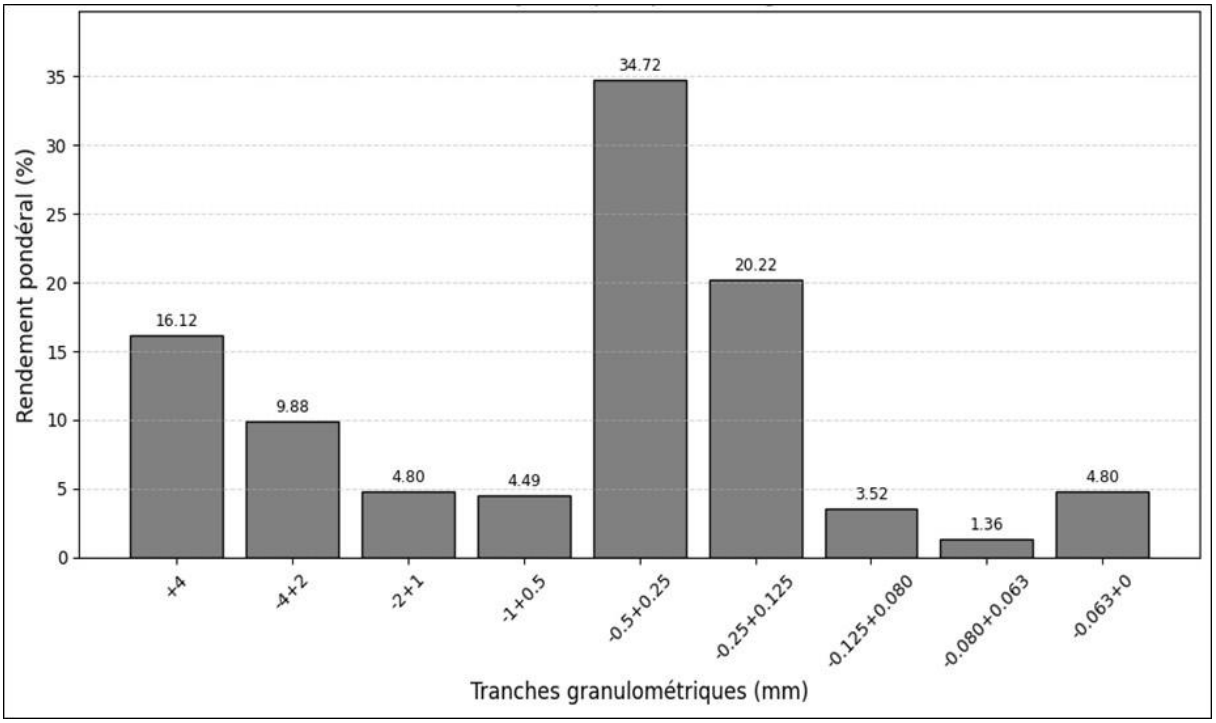


Figure 40. Distribution pondérale selon les tranches granulométriques de rejet de phosphate beige

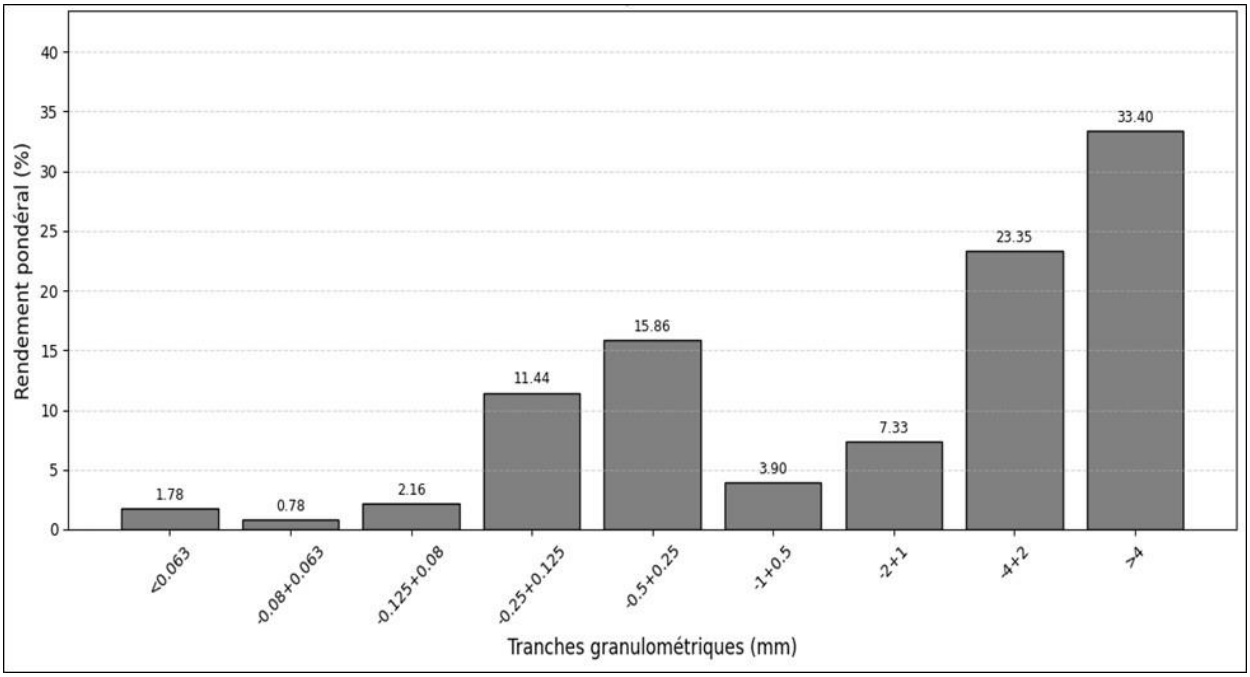


Figure 41. Distribution pondérale selon les tranches granulométriques de rejet de phosphate noir

Le diagramme des rejets de phosphate beige est monomodale, avec un pourcentage principal entre 0,25 et 0,5 mm correspondant aux grains phosphatés majoritaires. Deux modes secondaires sont présents : l'un >4 mm, lié aux agrégats dolomitiques et phosphatés, et l'autre <0,08 mm, composé de dolomite, silice et argiles. Les fractions très fines et très grossières sont peu représentées, ce qui indique une dominance des particules de taille moyenne riches en phosphates (Figure 40).

Le diagramme du phosphate noir présente un pourcentage principal déplacé vers les grosses particules (4–2 mm), indiquant une proportion plus importante de grains grossiers par rapport au rejet beige. Un pourcentage secondaire apparaît dans la tranche 0,25–0,5 mm, qui contient également des grains de phosphate, mais en quantité moindre. Une faible contribution est également visible dans la fraction <0,08 mm, correspondant aux particules fines riches en dolomite et silice. Globalement, la distribution diffère légèrement de celle du rejet beige par un décalage du pourcentage principal vers les plus grosses tailles, bien que les contributions secondaires restent présentes en proportions similaires (Figure 41).

III.2. Analyse minéralogique par diffraction à rayons X (DRX)

La diffraction des rayons X (DRX) est une méthode essentielle pour la caractérisation minéralogique des matériaux. La caractérisation minéralogique des résidus de phosphate beige et noir a été réalisée par analyse DRX au niveau du laboratoire de recherche et d'essais avancés de l'Université al- Hussein Bin Talal en Jordanie, les données étant traitées à l'aide du logiciel X'pert HighScore Plus. L'analyse DRX, présentée dans la figure 42 et 43 et tableau 7 pour les rejets de phosphate beige et figure
44 et 45 et tableau 8 pour les rejets de phosphate noir, a permis d'identifier les constituants minéralogiques des résidus de phosphate beige et noir.

Les résultats ont montré la présence de minéraux de la classe des apatites, notamment la carbonate-hydroxyapatite [$Ca_{10}(PO_4)_3(CO_3)_3(OH)_2$], la carbonate-fluorapatite [$Ca_{10}(PO_4)_5CO_3F_{1,5}(OH)_{0,5}$], la carbonate-apatite [$Ca_{10}(PO_4)_6$] et la fluorapatite [$Ca_5(PO_4)_3F$]. Ces phases sont caractérisées par l'incorporation de carbonates dans leur structure. De plus, d'autres minéraux tels que la dolomite [$CaMg(CO_3)_2$], le quartz (SiO_2), la calcite ($CaCO_3$) et le gypse [$CaSO_4$] ont été identifiés.

Parmi les minéraux phosphatés, l'apatite carbonatée [$Ca_{10}(PO_4)_6$] s'est avérée être la phase dominante pour les deux type des rejets. Les caractéristiques minéralogiques du rejet de phosphate broyé ont montré la présence des minéraux principaux recherchés et secondaire ainsi que les éléments de la gangue indiqués dans le tableau 6.

Tableau 6. Composition minéralogique par DRX du minerai de phosphate brut

Nature		**Minéraux**
Principaux	Éléments phosphates	Apatite, carbonate-apatite, carbonate-hydroxylapatite, hydroxylapatite, fluorapatite, carbonates-fluorapatite, graftonite.
	Éléments de la gangue	Dolomite, dolomite-ferroan, larnite, microcline, gypse.
Secondaire	Éléments phosphates	Phosphate-hydraté, oxyde de phosphate de calcium, carbonate, hydroxylapatite, fluorian, chloroapatite, chlorapatite.
	Éléments de la gangue	Quartz, calcite, argiles, deerite, ankerite, bredigite, fluorite, hatruite, merwinite, palygorskite, norbergite, hématite

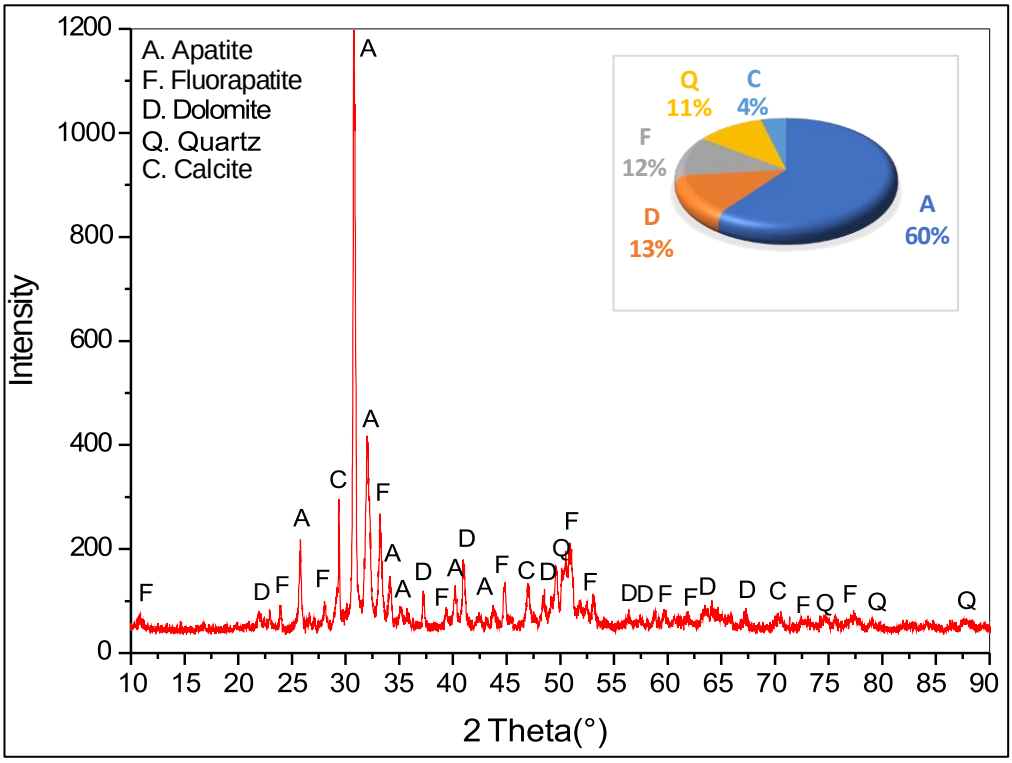


Figure 42. Résultats de la DRX des résidus de phosphate beige

Tableau 7. Les phases de rejet de phosphate beige

Code de référence	Nom du composé	Formule chimique
01-070-0364	Phosphate de calcium	$Ca_3(PO_4)_2$
01-074-1687	Carbonate de calcium et de magnésium	$CaMg(CO_3)_2$
01-076-0558	Phosphate fluoré de calcium	$Ca_5(PO_4)_3F$
01-079-1910	Oxyde de silicium	SiO_2
01-072-1937	Carbonate de calcium	$CaCO_3$

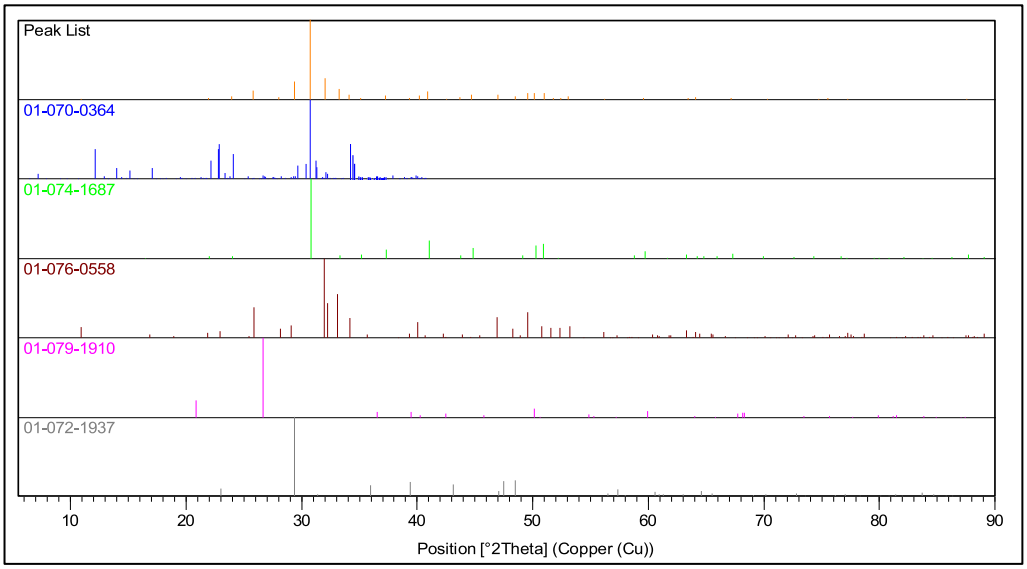


Figure 43. Diffractogramme de DRX du rejet de phosphate beige avec identification des phases minérales

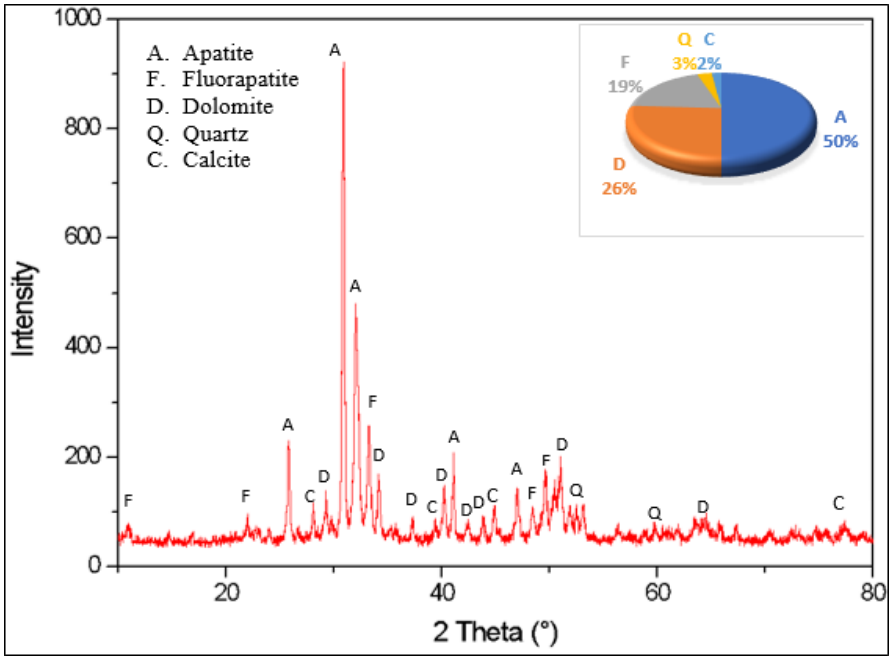


Figure 44. Résultats de la DRX des résidus de phosphate noir

Tableau 8. Les phases de rejet de phosphate noire

Code de référence	Nom du composé	Formule chimique
01-086-2341	Carbonate de calcium	$CaCO_3$
01-081-1665	Oxyde de silicium	SiO_2
00-015-0876	Phosphate fluoré de calcium	$Ca_5(PO_4)_3F$
01-073-2409	Carbonate de calcium et de magnésium	$CaMg(CO_3)_2$
01-070-1379	Oxyde de phosphate de calcium	$Ca_4(PO_4)_2O$

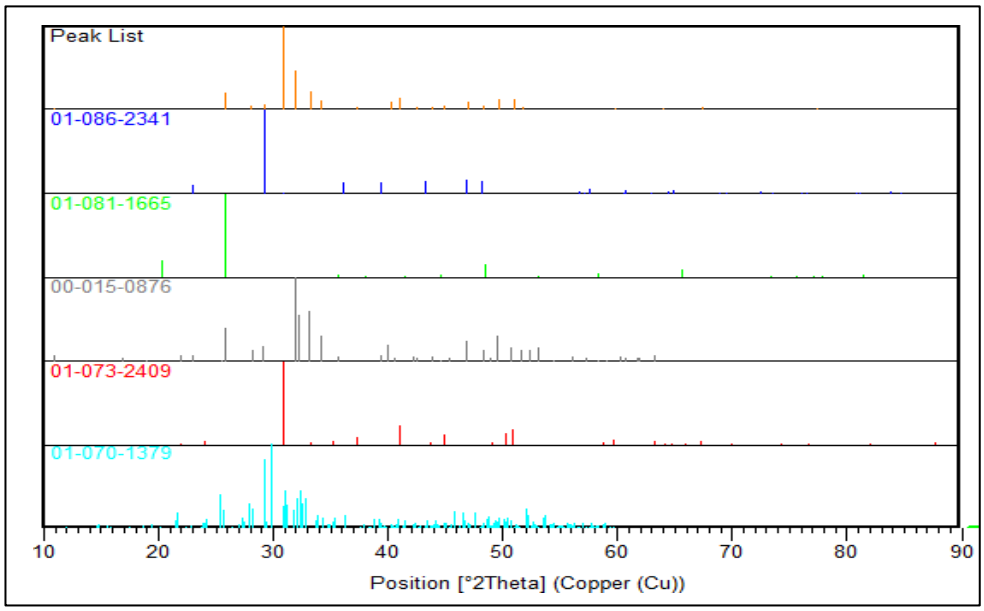


Figure 45. Diffractogramme de DRX du rejet de phosphate noir avec identification des phases minérales

III.3. Observation microscopique par microscope binoculaire

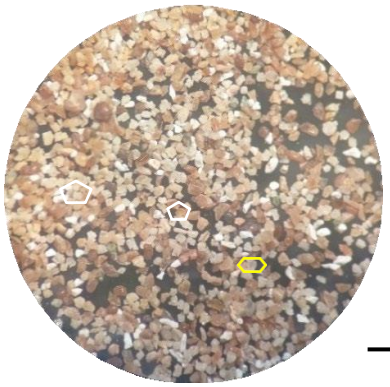
Les gisements de Djebel Onk se composent de phosphates sableux granulaires, classés pétrographiquement parmi les phospharénites. Les faciès phosphatés présentent une texture majoritairement homogène à grains fins, dont la taille varie généralement entre 200 et 300 µm, avec quelques occurrences plus hétérogènes mêlant grains fins et grains grossiers pouvant atteindre 3 mm. Les particules phosphatées se présentent sous forme de pellets, coprolithes et bioclastes (fragments osseux, dents de poissons, os cellulaires). Ces particules de phosphorite sont liées par une matrice argileuse dans les phosphorites tendres ou carbonatée dans les phosphorites dures [104].

Des observations microscopiques ont été réalisées sur les rejets phosphatés lavé à l'aide d'un microscope binoculaire Zeiss Stemi 2000-C, au sein du département de géologie de l'université de Annaba.

Les résultats obtenus pour les rejets de phosphate beige et noir sont présentés dans les figures 46 (1), (2), (3), (4) et (5) correspondant à différentes tranches granulométriques. De manière générale, ces résultats mettent en évidence la prédominance des éléments phosphatés, accompagnés de dolomite, de quartz, et parfois de gypse.

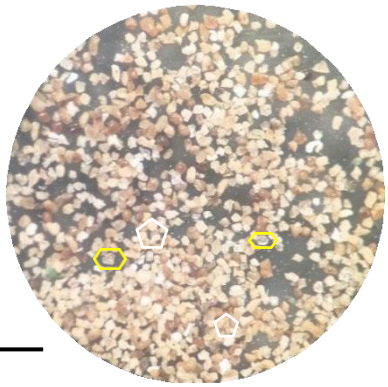
L'observation au microscope binoculaire a permis de mettre en évidence la diversité morphologique et texturale des éléments phosphatés, tant en termes de taille et de forme. Les grains examinés sont souvent composites, constitués principalement de phosphate et de dolomite, et englobant à la fois des éléments phosphatés fins et grossiers. Ces grains présentent une hétérogénéité marquée, avec des formes et dimensions très variées, incluant notamment des coprolithes, des dents ainsi que des fragments osseux.

- Coprolithes : Ces éléments fossiles présentent des dimensions comprises entre 0,5 et 1,6 mm et apparaissent sous forme de plaques allongées de forme rectangulaire.
- Glauconie : Elle se manifeste sous forme de grains de couleur verdâtre à brun-vert, de dimensions variables allant de 0,12 à 0,6 mm.
- Débris osseux : Il s'agit de fragments d'os de poissons et de coquilles, dont la forme et la taille sont très hétérogènes.
- Pellets : Ce sont des grains de forme ovoïde, sphérique ou cylindrique, de teinte sombre, dont le diamètre varie entre 50 µm et plus de 100 µm.
- Quartz : Il se présente sous forme de grains de tailles variées, allant de petits grains fins à des grains plus grossiers.

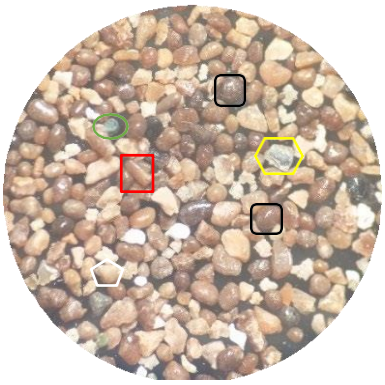


1mm

B : granulométrie <0.080mm

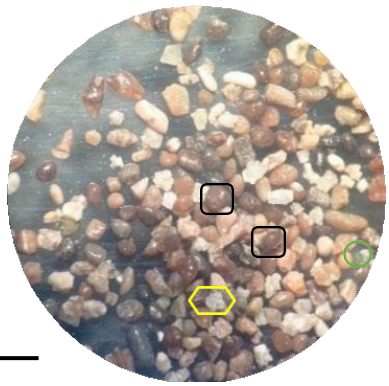


N : Granulométrie <0.080mm



1mm

B : granulométrie 0.125mm



N : Granulométrie 0.125mm

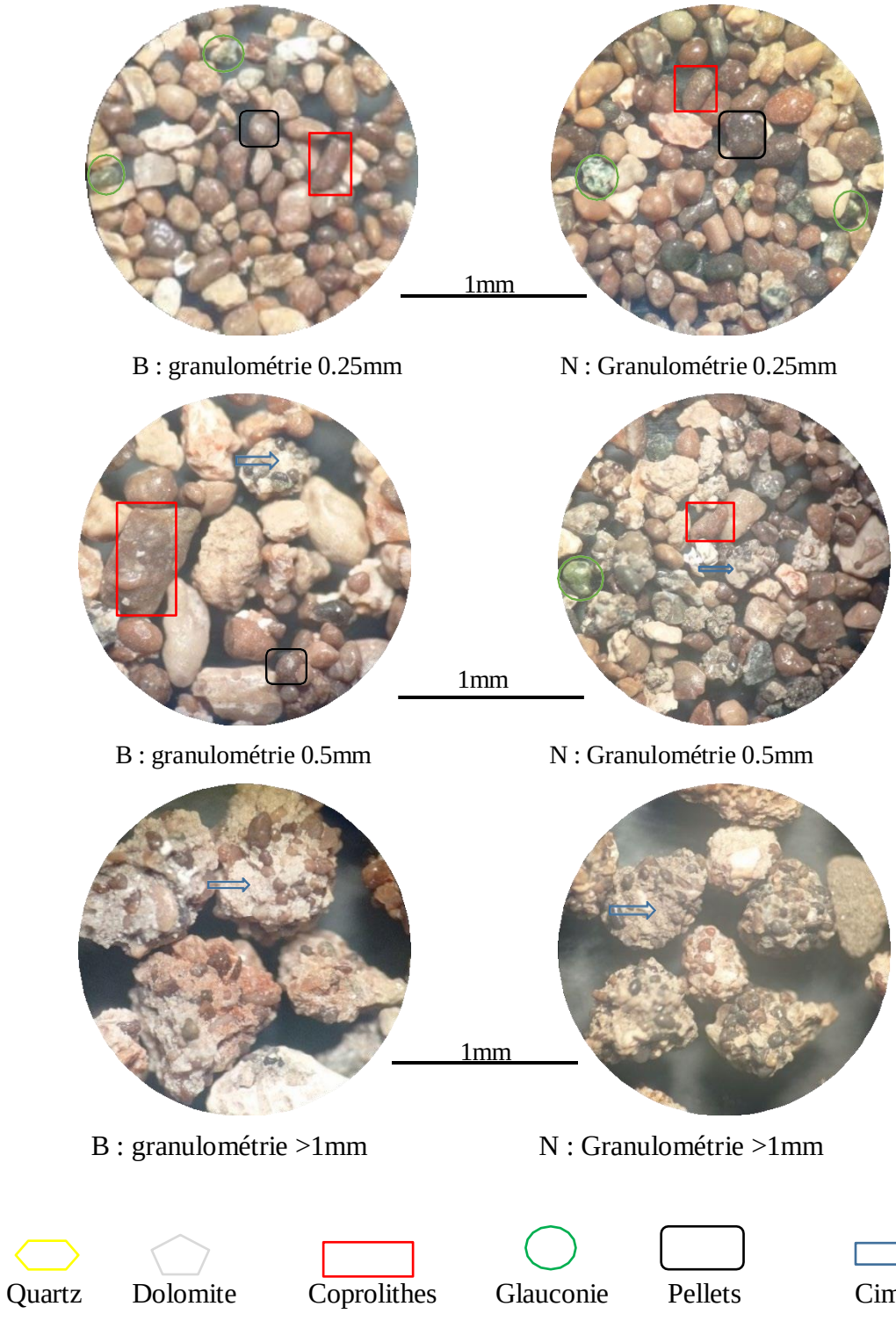


Figure 46. Observation à la loupe binoculaire des fractions granulométrique des rejets de phosphate (B : beige, N : noir)

III.4. Observation au microscope électronique à balayage (MEB) avec EDS

L'analyse des rejets de phosphate par microscopie électronique à balayage (MEB), couplée à la spectroscopie à dispersion d'énergie des rayons X (EDS) au niveau du laboratoire de stratigraphie SONATRACH DLAB, a fourni des informations précieuses sur leur composition chimique et leurs caractéristiques structurales. Ces données été utilisée pour analyser à la fois les rejets de phosphate beige et ceux de phosphate noir. Grâce aux images MEB et aux analyses chimiques qualitatives ainsi que semi-quantitatives en mode EDS, une compréhension approfondie de la microstructure de l'échantillon a été obtenue. Les photomicrographies (Figures 47 et 51 rejet beige 54 et 58 rejet noire) ont révélé deux phases distinctes : l'une principalement composée de phosphate, l'autre riche en carbonates.

Cette approche a permis d'identifier les principales phases minéralogiques, notamment les minéraux phosphatés (pellets et coprolithes), la dolomite et le quartz. La composition chimique a également été déterminée, couvrant des éléments tels que le phosphore (P), le silicium (Si), le magnésium (Mg), l'aluminium (Al), le sodium (Na), le fluor (F), le carbone (C), l'oxygène (O), le soufre (S) et le calcium (Ca).

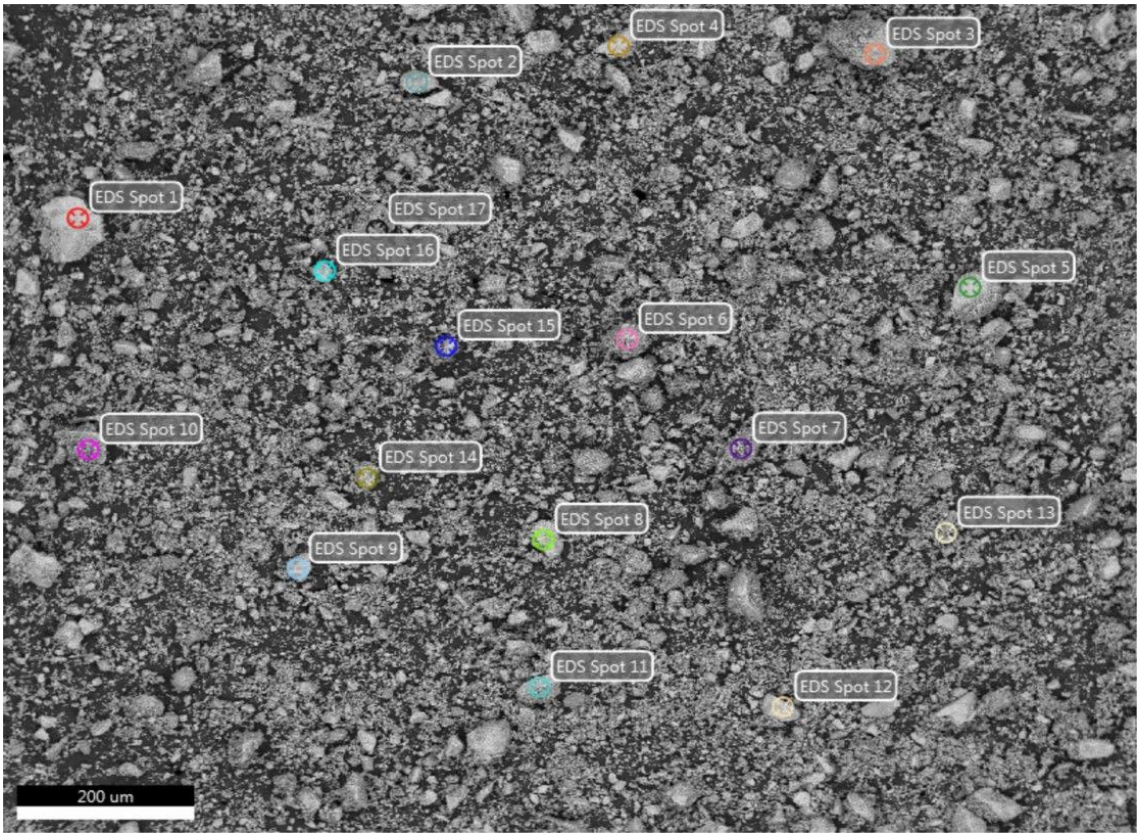


Figure 47. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate beige avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (200µm)

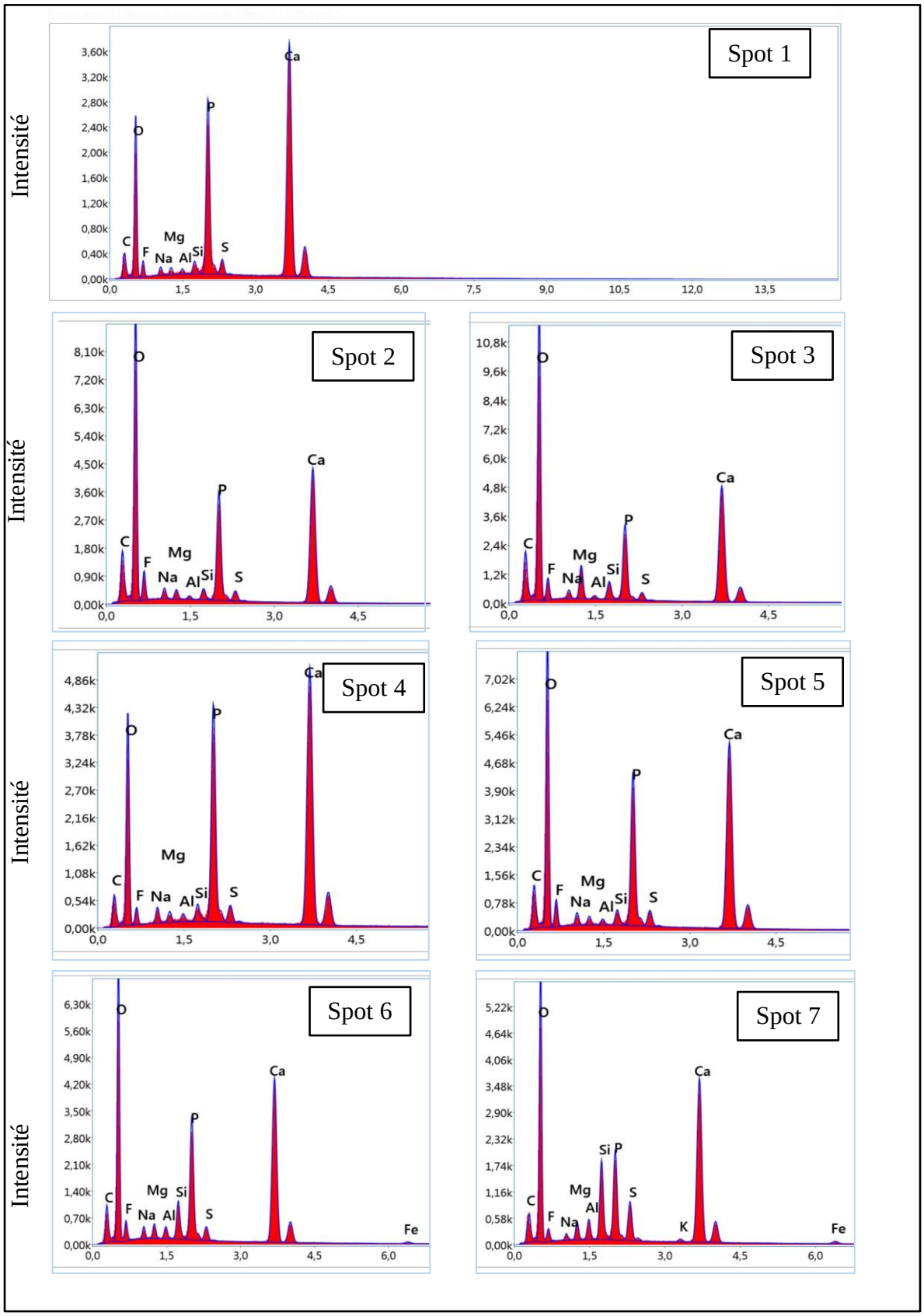


Figure 48. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (200µm) Spot 1-7

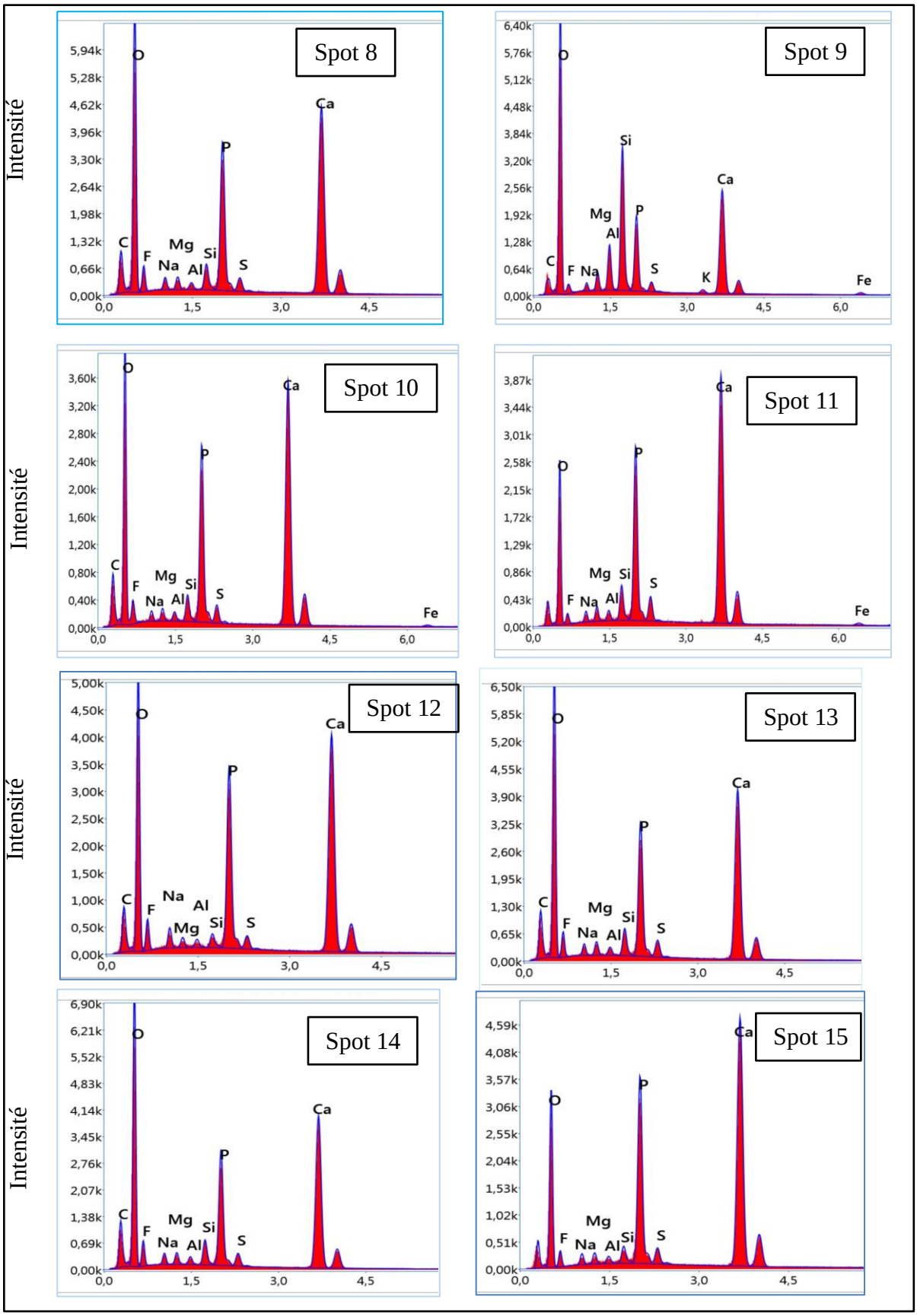


Figure 49. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (200µm) Spot 8-15

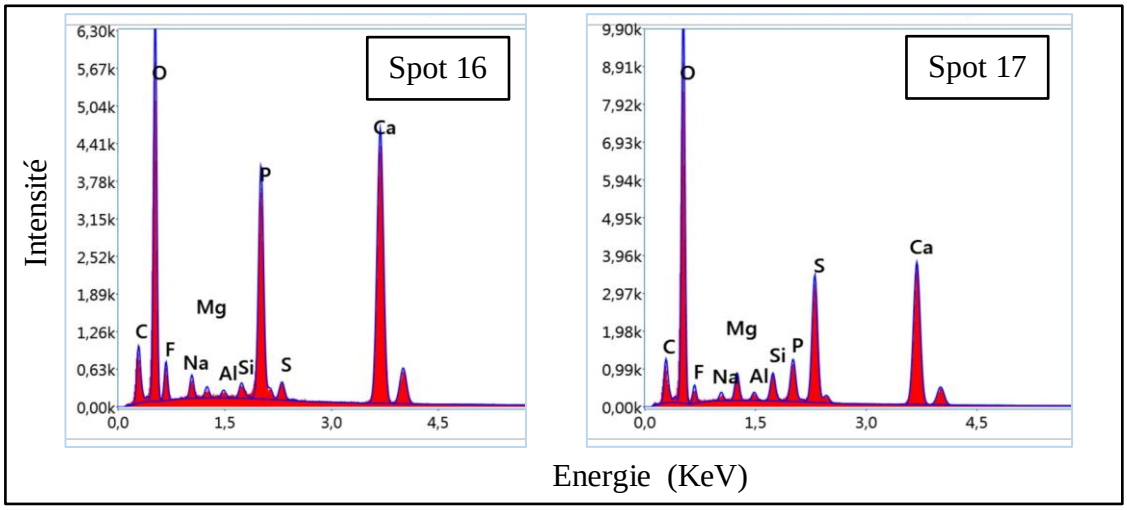


Figure 50. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (200µm) Spot 16-17

Tableau 9. Analyse quantitative des rejets de phosphate beige (200µm)

Elem-ent	Spot 1 (%)	Spot 2 (%)	Spot 3 (%)	Spot 4 (%)	Spot 5 (%)	Spot (%)	Spot 7 (%)	Spot 8 (%)	Spot 9 (%)	Spot 10 (%)	Spot 11 (%)	Spot 12 (%)	Spot 13 (%)	Spot 14 (%)	Spot 15 (%)	Spot 16 (%)	Spot 17 (%)	Ave-rage (%)
C K	2.91	7.19	8.17	4.09	4.83	5.16	0.00	5.13	0.00	5.53	3.48	5.30	6.85	6.82	0.00	4.87	6.07	5.23
O K	35.69	49.03	50.91	37.13	46.01	46.42	47.36	45.65	49.36	42.64	33.97	42.46	46.07	47.23	36.85	44.32	52.32	44.32
F K	3.07	5.87	4.77	2.70	4.67	3.41	2.21	4.42	1.54	3.08	1.68	4.81	4.43	4.86	2.92	4.64	3.09	3.66
Na K	0.87	1.23	1.04	1.34	1.22	1.27	0.73	1.17	1.01	0.85	1.05	1.75	1.12	1.21	1.12	1.56	0.79	1.14
Mg K	0.49	0.71	2.65	0.62	0.54	0.99	1.27	0.78	1.47	0.66	0.95	0.57	0.85	0.82	0.74	0.50	1.65	0.96
Al K	0.34	0.24	0.26	0.42	0.34	0.74	1.31	0.39	3.38	0.45	0.60	0.42	0.47	0.50	0.44	0.31	0.46	0.65
Si K	0.76	0.71	1.25	0.86	0.83	2.23	4.93	1.39	10.54	1.22	1.94	0.68	1.50	1.52	0.97	0.59	1.47	1.96
P K	13.65	9.10	6.86	14.12	10.80	9.56	7.45	10.53	7.68	10.75	12.74	11.68	9.78	9.10	13.98	11.61	2.90	10.13
S K	1.32	0.92	0.77	1.23	1.24	1.17	3.46	1.05	1.04	1.20	1.96	0.93	1.34	1.11	1.33	0.99	9.27	1.78
Ca K	40.89	25.01	23.32	37.49	29.51	28.16	29.54	29.48	21.89	32.94	40.49	31.38	27.58	26.82	41.64	30.61	21.98	30.51
Fe K	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.89	1.36	0.00	1.49	0.69	1.16	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.94
K K	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.38	0.00	0.60	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.49

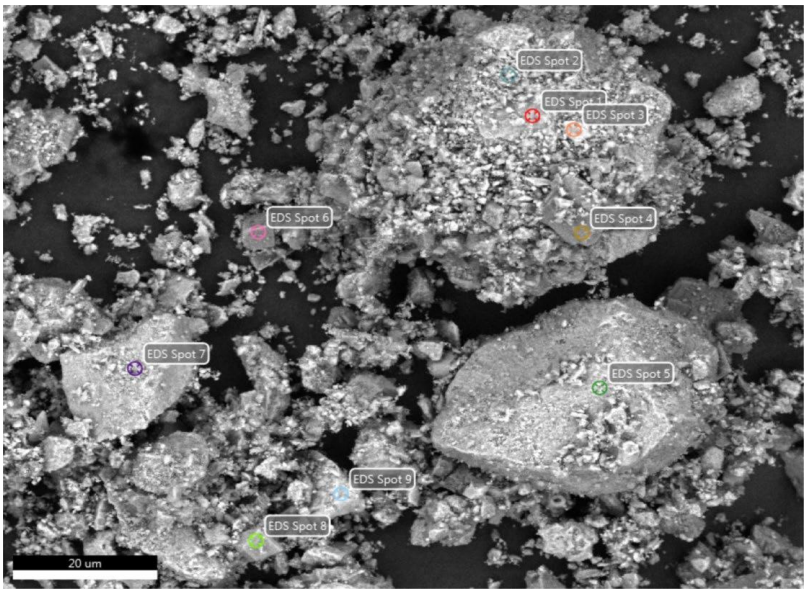


Figure 51. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate beige avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (20µm)

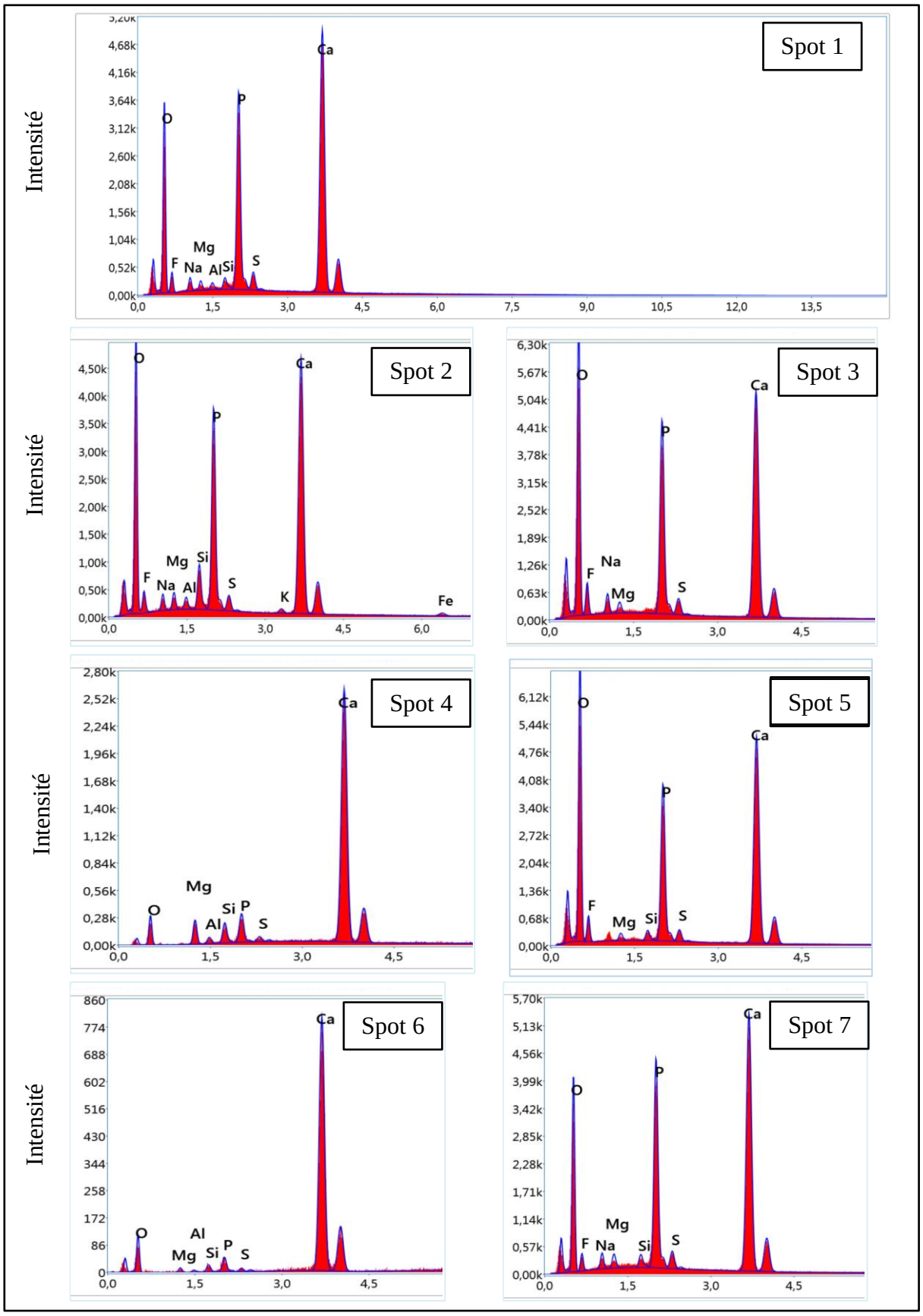


Figure 52. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (20µm) Spot 1-7

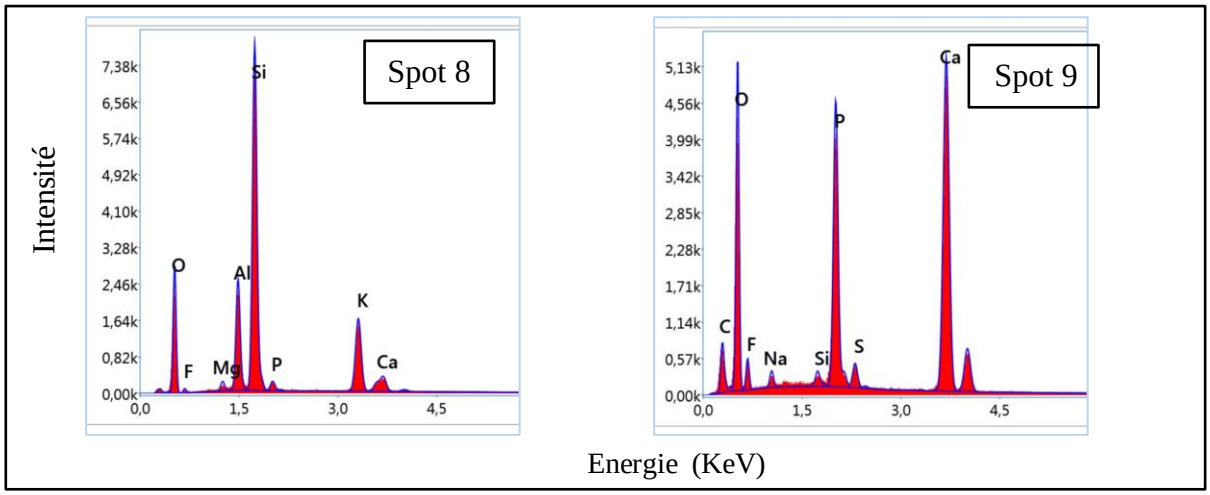


Figure 53. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate beige (20µm) spot 8-9

Tableau 10. Analyse quantitative des rejets de phosphate beige (20µm)

Element	Spot 1 (%)	Spot 2 (%)	Spot 3 (%)	Spot 4 (%)	Spot 5 (%)	Spot 6 (%)	Spot 7 (%)	Spot 8 (%)	Spot 9 (%)	Average (%)
C K	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	3.76	3.76
O K	37.01	71.87	45.06	16.52	47.89	21.59	37.38	31.26	40.33	38.77
F K	3.45	2.87	5.12	0.00	4.76	0.00	2.99	1.10	3.65	3.42
Na K	1.27	1.35	1.78	0.00	0.00	0.00	1.49	0.00	1.03	1.38
Mg K	0.58	0.93	0.64	2.79	0.46	0.52	0.84	0.88	0.00	0.96
Al K	0.40	0.60	0.00	0.67	0.00	0.22	0.00	9.96	0.00	2.37
Si K	0.63	2.11	0.00	2.05	0.57	0.73	0.70	33.85	0.55	5.15
P K	13.88	12.54	12.79	3.78	11.47	1.94	14.64	1.52	13.58	9.57
S K	1.40	1.06	1.18	0.70	0.93	0.47	1.36	0.00	1.28	1.05
Ca K	41.39	35.00	33.43	73.38	33.91	74.52	40.60	4.40	35.82	41.38
Fe K	0.00	1.23	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.23
K K	0.00	0.44	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	17.03	0.00	8.74

Les résultats présentés dans les figures 48-50 et 52-53, obtenus respectivement à des zooms de 200 et 20 µm, ainsi que dans les tableaux 9 et 10, offrent des informations utiles sur la composition élémentaire des rejets de phosphate beige. Les éléments prédominants identifiés sont l'oxygène (O), le calcium (Ca) et le phosphore (P), ce qui reflète les caractéristiques typiques des résidus de minerais phosphatés.

L'oxygène présente la concentration moyenne la plus élevée (44.32 % à 200 µm et 38.77 % à 20 µm), traduisant sa présence dans la matrice minérale, probablement sous forme de phosphates et autres oxydes. Le calcium, avec une concentration moyenne de 30.51 % à 200 µm et 41.38 % à 20 µm, confirme son rôle comme constituant majeur, en lien avec la présence d'apatite, minéral principal des phosphates. Le phosphore (P), élément d'intérêt central, affiche une teneur moyenne de 10.13 % à 200 µm et 9.75 % à 20 µm, ce qui suggère une quantité résiduelle non négligeable de phosphate, potentiellement valorisable par des procédés de récupération ultérieurs. Le carbone (C), détecté à 5.23 % à 200 µm et 3.76 % à 20 µm, pourrait provenir de matières organiques ou de carbonates. La présence de fluor (F) à 3,66 % à 200 µm et 3.42 % à 20 µm est cohérente avec celle de la fluoroapatite, un minéral fréquemment associé aux minerais phosphatés.

Les traces de magnésium (Mg 0.96 %) et de silicium (Si 1.96 à 200 µm % et 5.15 % à 20 µm) indiquent la présence d'impuretés mineures, telles que des silicates ou de la dolomite, pouvant affecter le rendement du procédé de valorisation. Enfin, les faibles concentrations en sodium (Na), aluminium (Al), soufre (S), fer (Fe) et potassium (K) pourraient provenir des minéraux de gangue.

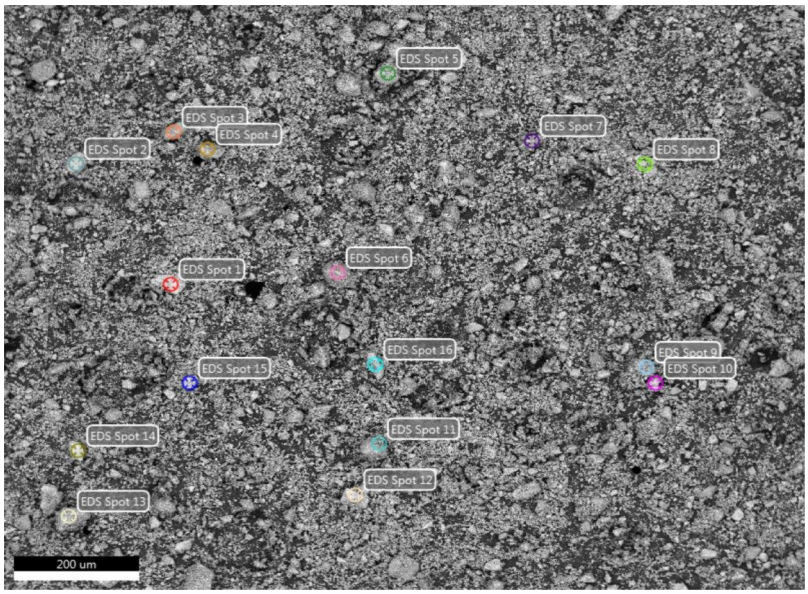


Figure 54. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate noir avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (200µm)

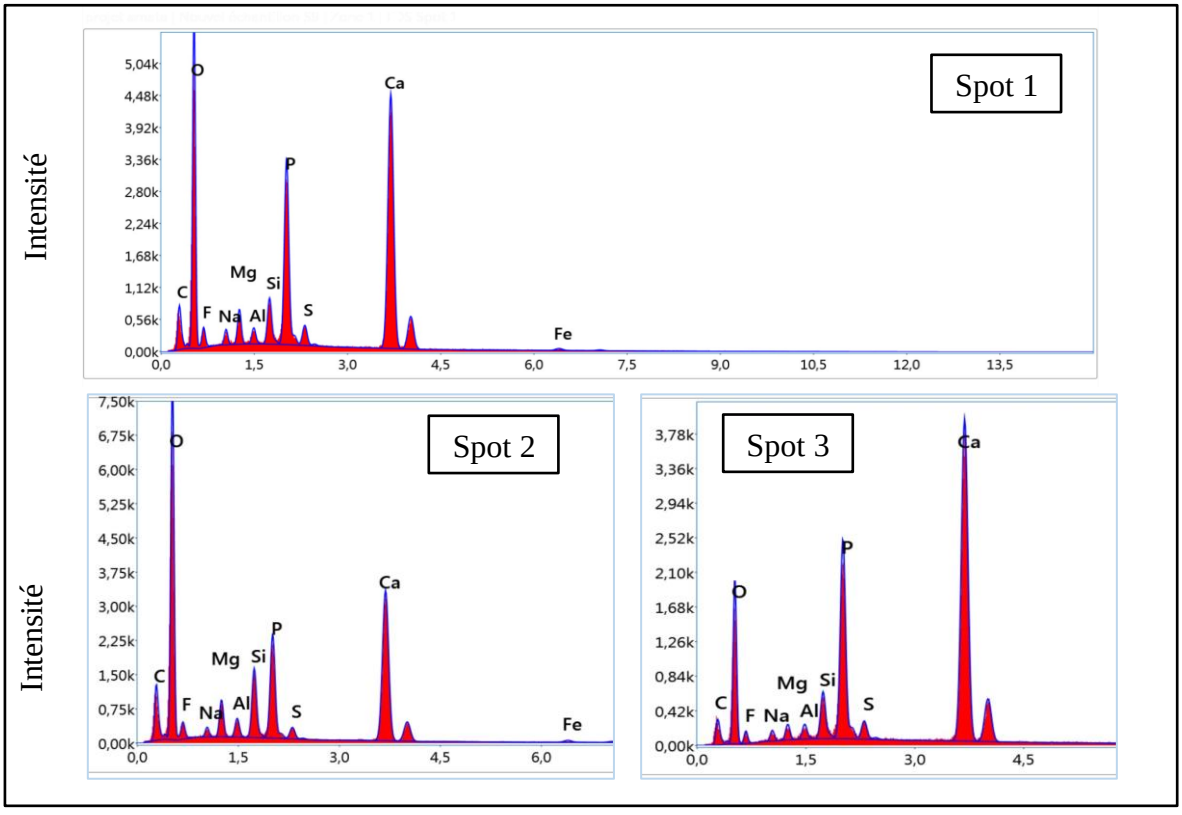


Figure 55. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (200µm) spot 1-3

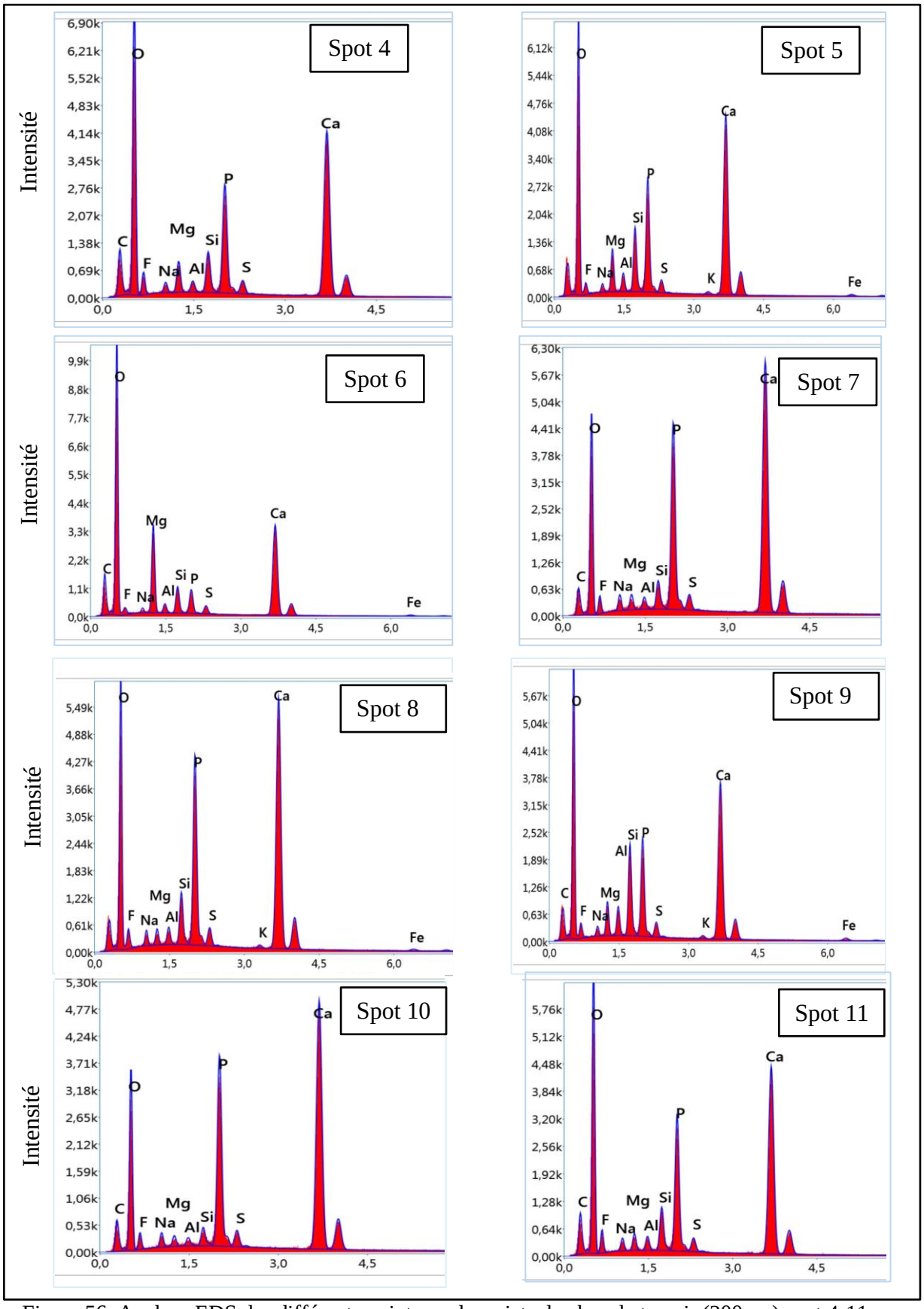


Figure 56. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (200µm) spot 4-11

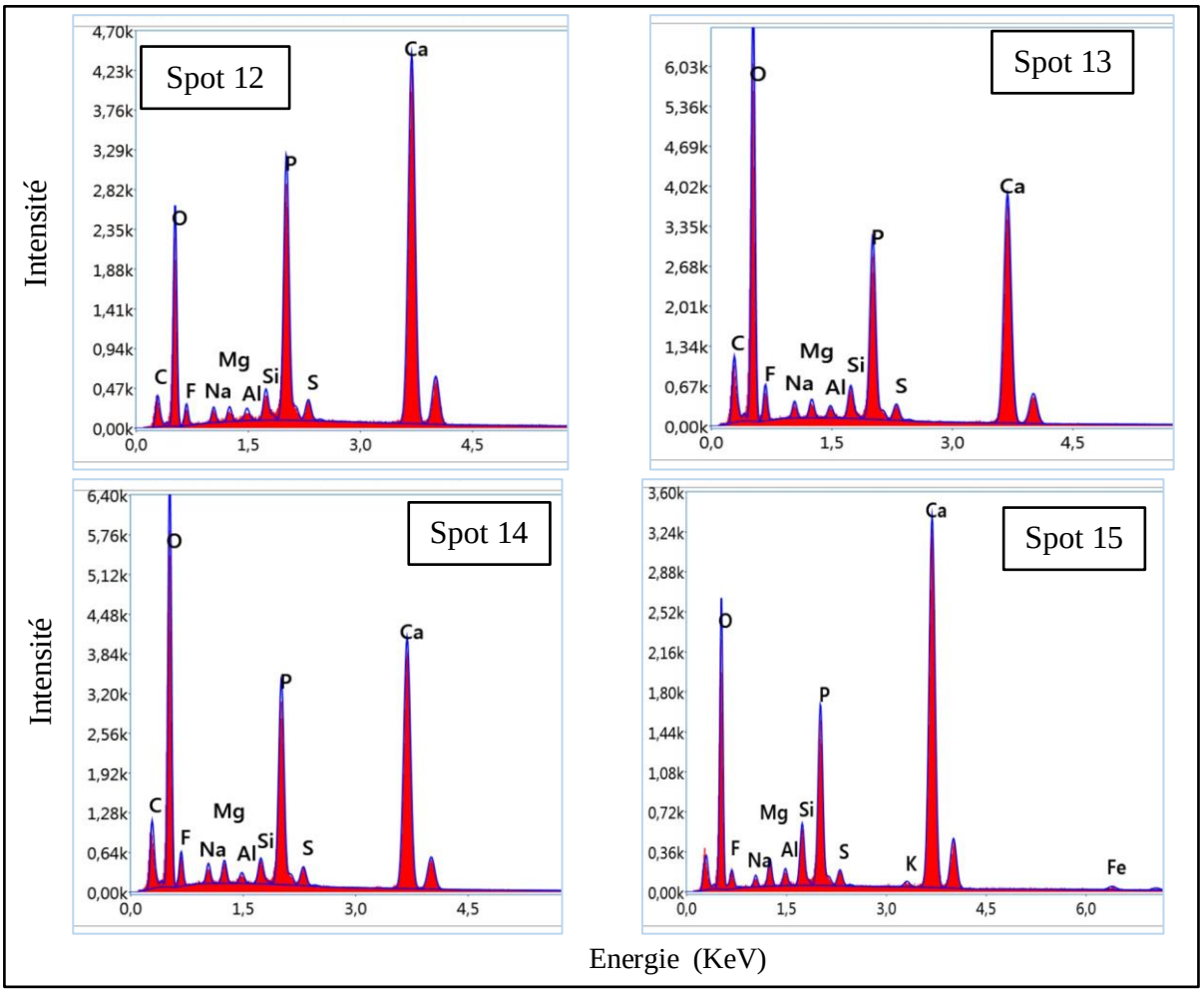


Figure 57. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (200µm) spot 12-15

Tableau 11. Analyse quantitative des rejets de phosphate noir (200µm)

Element	Spot 1 (%)	Spot 2 (%)	Spot 3 (%)	Spot 4 (%)	Spot 5 (%)	Spot 6 (%)	Spot 7 (%)	Spot 8 (%)	Spot 9 (%)	Spot 10(%)	Spot 11(%)	Spot 12(%)	Spot 13(%)	Spot 14(%)	Spot 15(%)	Average (%)
C K	5.00	8.37	3.39	6.77	0.00	8.82	3.79	0.00	0.00	4.53	5.36	3.06	6.30	6.58	0.00	5.63
O K	43.18	49.10	31.31	46.77	47.21	52.87	36.79	42.00	47.18	35.40	45.16	33.33	47.38	45.84	39.55	42.87
F K	2.47	2.45	1.87	3.98	1.86	1.23	2.92	2.70	2.44	2.80	3.92	2.69	4.63	4.19	2.01	2.81
Na K	1.14	0.89	0.88	1.01	0.89	0.70	1.42	1.31	1.07	1.34	1.19	1.06	1.20	1.35	0.80	1.08
Mg K	1.68	2.19	0.83	1.99	2.86	7.93	0.90	0.89	2.35	0.66	1.02	0.66	0.86	1.01	1.23	1.80
Al K	0.72	1.04	0.73	0.67	1.15	0.81	0.65	0.88	1.88	0.46	0.78	0.51	0.52	0.44	0.7	0.80
Si K	1.96	3.68	2.22	2.32	3.84	2.22	1.46	2.51	5.73	0.98	2.33	1.21	1.33	0.99	2.40	2.35
P K	10.36	7.34	12.48	8.18	9.03	2.60	12.71	12.10	8.25	13.38	9.68	13.62	9.74	10.36	9.22	9.94
S K	1.22	0.87	1.25	1.07	1.09	0.93	1.17	1.25	1.32	1.27	1.05	1.19	0.95	1.04	0.88	1.10
Ca K	31.49	23.13	45.04	27.25	30.77	21.03	38.20	35.24	27.98	39.18	29.50	42.67	27.09	28.21	41.55	32.56
Fe K	0.78	0.94	0.00	0.00	0.95	0.96	0.00	0.78	1.39	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.21	1.00
K K	0.00	0.00	0.00	0.00	0.35	0.00	0.00	0.34	0.41	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.44	0.38

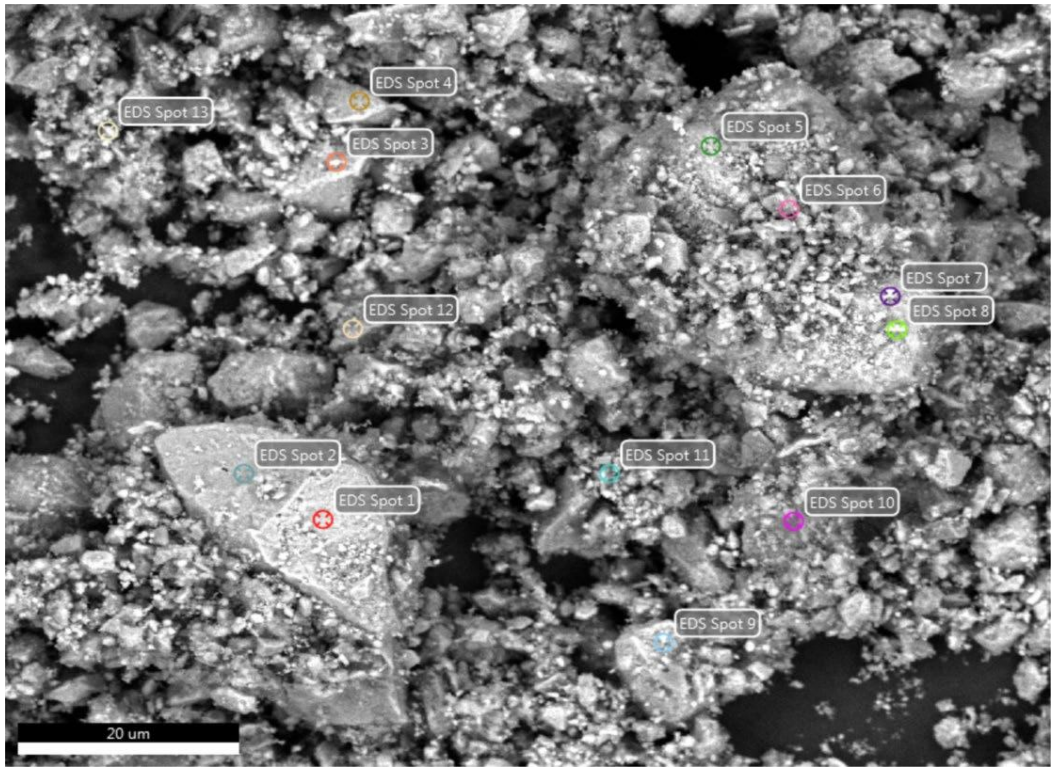


Figure 58. Analyse au microscope électronique à balayage MEB des rejets de phosphate noir avec localisation des points d'analyse par spectrométrie EDS (20µm)

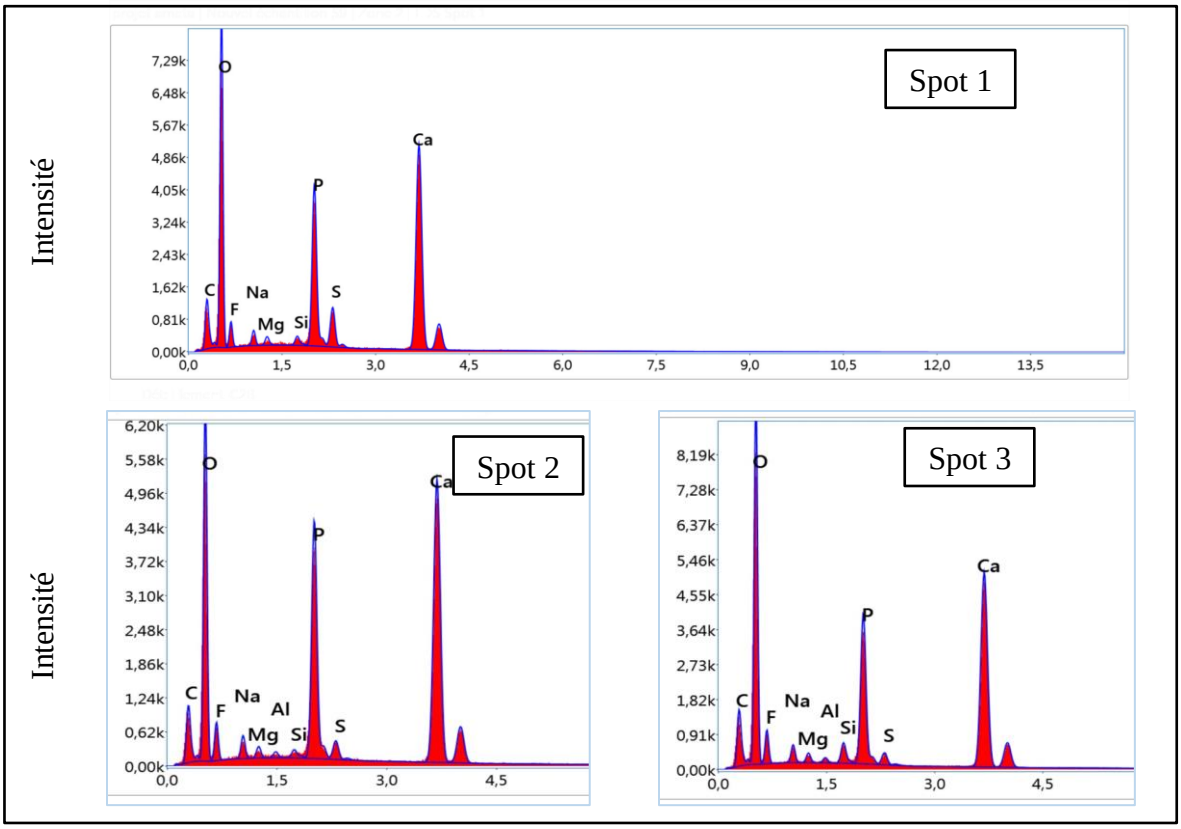


Figure 59. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (20µm) spot 1-3

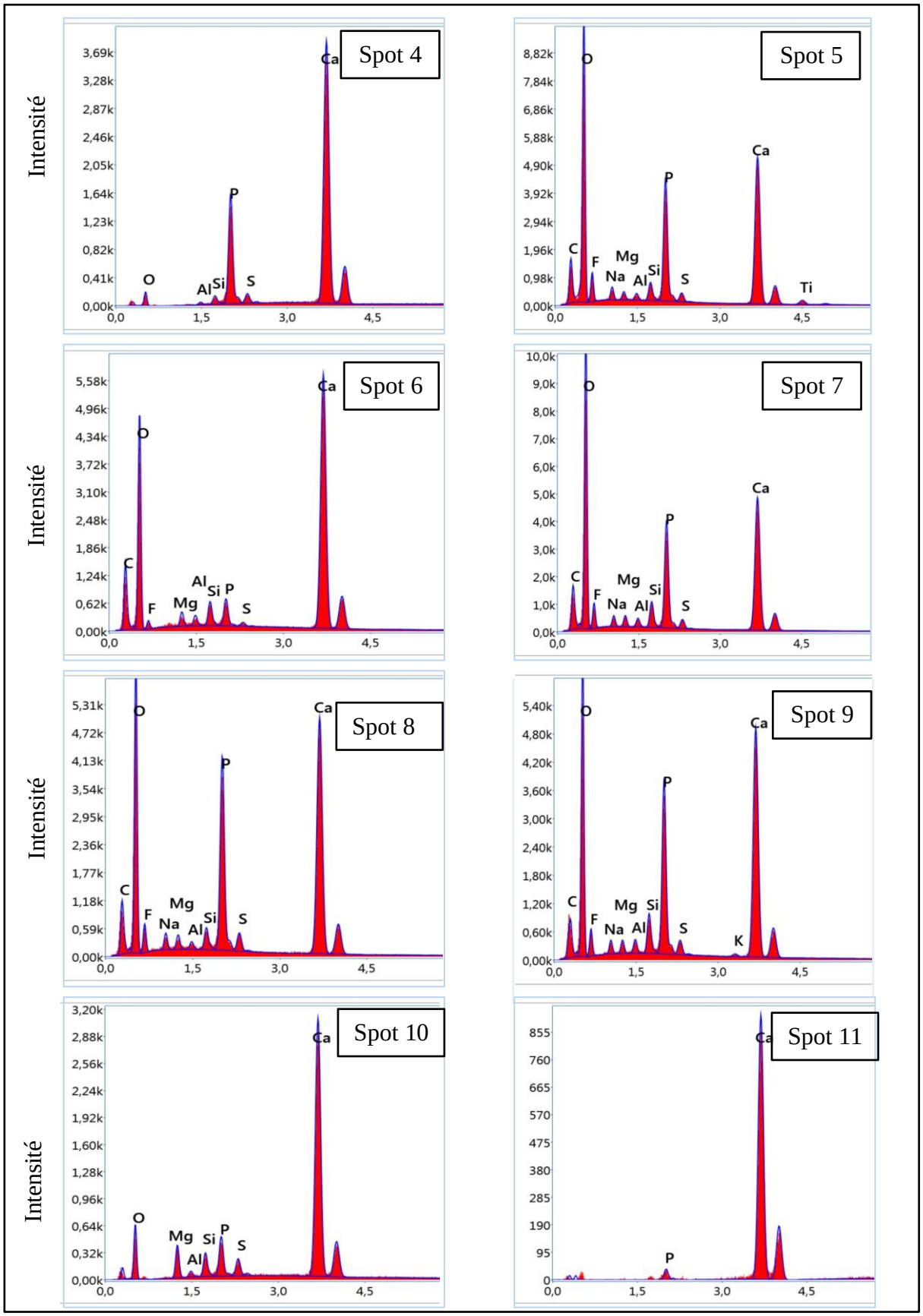


Figure 60. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (20µm) spot 4-11

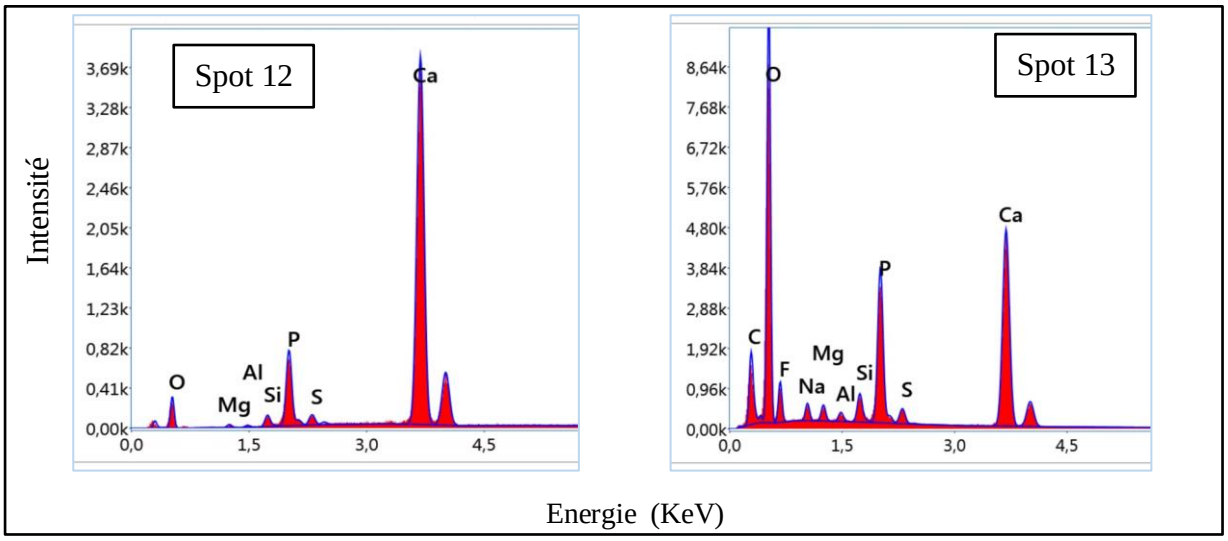


Figure 61. Analyse EDS des différents points sur les rejets de phosphate noir (20µm) spot 12-13

Tableau 12. Analyse quantitative des rejets de phosphate noir (20µm)

Element	Spot 1 (%)	Spot 2 (%)	Spot 3 (%)	Spot 4 (%)	Spot 5 (%)	Spot 6 (%)	Spot 7 (%)	Spot 8 (%)	Spot 9 (%)	Spot 10 (%)	Spot 11 (%)	Spot 12 (%)	Spot 13 (%)	Average (%)
C K	5.29	4.60	5.76	0.00	6.87	8.26	6.47	6.70	0.22	0.00	0.00	0.00	7.24	5.60
O K	46.82	43.05	48.14	8.24	46.79	43.54	49.45	41.68	44.86	23.56	0.00	13.41	48.70	40.59
F K	3.92	4.64	5.14	0.00	5.50	1.67	5.09	4.03	4.27	0.00	0.00	0.00	5.53	4.32
Na K	1.30	1.56	1.53	0.00	1.38	0.00	1.25	1.31	1.22	0.00	0.00	0.00	1.33	1.36
Mg K	0.46	0.52	0.54	0.00	0.57	0.94	0.82	0.75	0.77	3.19	0.00	0.26	0.80	0.73
Al K	0.00	0.25	0.26	0.28	0.43	0.63	0.58	0.37	0.72	0.54	0.00	0.16	0.42	0.41
Si K	0.44	0.33	0.99	0.83	1.10	1.37	1.65	0.99	1.98	2.06	0.00	0.83	1.24	1.12
P K	10.11	11.99	9.47	13.75	9.71	2.00	3.04	11.54	11.39	4.47	1.78	7.06	8.84	8.57
S K	2.71	1.04	0.83	1.35	0.76	0.30	0.83	1.19	1.03	2.01	0.00	1.02	0.93	1.14
Ca K	28.95	32.01	27.35	75.55	25.83	41.28	24.81	31.45	33.26	64.16	98.22	77.27	24.97	43.54
Fe K	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	—
K K	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.28	0.00	0.00	0.00	0.00	0.28
Ti K	0.00	0.00	0.00	0.00	1.05	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	1.0

Les résultats présentés dans les Figures 55-57 et 59-61, obtenus respectivement à des zooms de 200 µm et 20 µm, ainsi que dans les Tableaux 11 et 12, offrent des informations utiles sur la composition élémentaire des rejets de phosphate noire. Comme les rejets de phosphate beige les éléments prédominants identifiés sont l'oxygène (O), le calcium (Ca) et le phosphore (P), ce qui reflète les caractéristiques typiques des résidus de minerais phosphatés.

L'oxygène présente la concentration moyenne la plus élevée (42.87 % à 200 µm et 40.59 % à 20 µm), traduisant sa présence dans la matrice minérale, probablement sous forme de phosphates et autres oxydes. Le calcium, avec une concentration moyenne de 32.56% à 200 µm et 43.54 % à 20 µm, confirme son rôle comme constituant majeur, en lien avec la présence d'apatite, minéral principal des phosphates.

Le phosphore (P), élément d'intérêt central, affiche une teneur moyenne de 9.94 % à 200 µm et 8.57 % à 20 µm, ce qui suggère une quantité résiduelle non négligeable de phosphate, potentiellement

valorisable par des procédés de récupération ultérieurs. Le carbone (C), détecté à 5.63 % à 200 µm et 5.60 % à 20 µm, pourrait provenir de matières organiques ou de carbonates. La présence de fluor (F) à 2.81 % à 200 µm et 4.32 % à 20 µm est cohérente avec celle de la fluoroapatite, un minéral fréquemment associé aux minerais phosphatés.

Les traces de magnésium (Mg 1.80 % à 200 µm et 0.73 % à 20 µm) et de silicium (Si 2.35 à 200 µm % et 1.12 % à 20 µm) indiquent la présence d'impuretés mineures, telles que des silicates ou de la dolomite, pouvant affecter le rendement du procédé de valorisation. Enfin, les faibles concentrations en sodium (Na), aluminium (Al), soufre (S), fer (Fe), titanium (Ti) et potassium (K) pourraient provenir des minéraux de gangue.

III.5. Caractérisation chimique par fluorescence des rayon X (FRX)

Selon Thirion-Merle, la spectrométrie de fluorescence X (XRF) est une méthode d'analyse chimique non destructive largement utilisée pour l'identification qualitative et la quantification des éléments dans divers matériaux [129]. Elle repose sur le phénomène de fluorescence induit par l'irradiation de l'échantillon à l'aide de rayons X, entraînant l'émission de rayonnements secondaires caractéristiques de chaque élément. Cette technique permet de détecter tous les éléments à partir du carbone dans une large gamme de matrices, telles que les minéraux, les céramiques, les alliages, ou encore les polymères. Les longueurs d'onde émises permettent une analyse qualitative, tandis que l'intensité des pics fournit des données quantitatives [130].

Les résultats obtenus par les laboratoires de recherche et d'essais avancés de l'Université al-Hussein Bin Talal en Jordanie. Des analyses chimiques ont été réalisées par spectrométrie de fluorescence X afin de déterminer les concentrations en oxydes des principaux éléments, notamment le P_2O_5, le SiO_2, l'Al_2O_3, le CaO, le MgO et le Fe_2O_3 présentés dans les tableaux 13 et 15 et des éléments mineurs présentés dans les tableaux 14 et 16 pour les deux types de rejet beige et noir.

L'analyse de l'échantillon des rejets de phosphate beige a révélé des teneurs élevées en CaO et en P_2O_5, avec des concentrations respectives de 61,18 % et 19,11 %, ainsi qu'un rapport CaO/P_2O_5 de 3,20.

Parmi les autres éléments majeurs, les concentrations en SiO_2, MgO et Al_2O_3 étaient respectivement de 6,62 %, 6,33 % et 1,03 %. Les autres éléments analysés (Na_2O, K_2O,Fe_2O_3 et TiO_2) étaient présents en quantités moindres, avec des concentrations inférieures à 1 %. Par ailleurs, la perte au feu (LOI) a été déterminée et s'élève à 4,59 %, comme présenté dans le Tableau 13 et figure 62.

Afin de mieux évaluer et quantifier le potentiel de pollution environnementale lié à ces rejets, les éléments métalliques traces ont également été analysés. Les résultats obtenus pour l'échantillon de rejets sont présentés dans le Tableau 14 et montrent la présence des éléments suivants : SO_3, SrO, Cr_2O_3, Y_2O_3, ZnO, CuO, SeO_2, CdO, MnO, PbO, NiO, V_2O_5, Tl_2O_3 et Br. Parmi ces éléments, le SO_3 et le SrO sont les plus abondants, tandis que le CdO, le PbO, le NiO, le Tl_2O_3 et le Br présentent des teneurs modérées.

Les fractions intermédiaires, notamment entre –0,5 mm et +0,125 mm, présentent les teneurs les plus élevées en P_2O_5 (jusqu'à 26,14 %), un rapport CaO/P_2O_5 optimal, et une faible concentration en

impuretés, indiquant un fort potentiel de valorisation. À l'inverse, les fractions grossières (+4 mm) et très fines (–0,063 mm) sont plus riches en silice, sulfates et éléments traces (Cr, Ni, V, etc.), ce qui les rend moins intéressantes sans traitement complémentaire. Ces résultats suggèrent qu'une récupération ciblée des fractions intermédiaires permettrait de valoriser efficacement les rejets tout en réduisant leur impact environnemental.

Tableau 13. Composition en éléments majeurs des échantillons analysés de rejets de phosphate beige

Classes granulo-métriques (mm)	Masse (g)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CaO (%)	SiO_2 (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	Al_2O (%)	Fe_2O_3 (%)	TiO_2 (%)	PAF (%)	CaO/ P_2O_5
Global	100	19.11	6.33	61.18	6.62	0,72	0.42	1.03	0.89	0.11	4.59	3.20
+ 4	16,12	13.73	6.98	60.80	11.52	0,67	0.63	0.95	1.18	0.14	3.40	4.43
- 4 + 2	9,88	16.38	6.48	60.90	9.38	0,64	0.57	1.16	1.01	0.099	6.38	3.71
- 2 + 1	4,80	20.06	4.24	61.91	6.49	0,68	0.46	0.98	0.95	0.074	4.15	3.08
- 1 + 0,5	4,49	24.03	3.53	62.26	4.87	0,77	0.35	0.00	0.86	0.00	3.33	2.59
- 0,5 + 0,25	34,72	26.14	2.67	62.14	3.017	0,87	0.30	0.72	0.79	0.00	3.35	2.37
- 0,25 + 0,125	20,22	22.24	4.54	59.28	4.81	0,81	0.36	1.11	0.72	0.00	6.13	2.66
- 0,125 + 0,080	3,52	17.11	6.07	60.61	6.14	0,86	0.42	1.24	0.81	0.08	6.66	3.54
- 0.080 + 0.063	1,36	13.94	7.59	57.40	10.39	0,53	0.60	1.41	1.31	0.10	6.73	4.11
- 0,063	4,8	12.44	6.12	50.54	16.08	0,55	0.87	1.58	1.81	0.14	9.87	4.06

Tableau 14. Composition en éléments traces des échantillons analysés de rejets de phosphate beige

Classe granulo-métriques (mm)	Masse (g)	SO_3 (%)	SrO (%)	Cr_2O_3 (%)	Y_2O_3 (%)	ZnO (%)	CuO (%)	SeO_2 (%)	CdO (%)	MnO (%)	PbO (%)	NiO (%)	V_2O_5 (%)	Tl_2O_3 (%)	Br (%)
Global	100	2.62	0.39	0.061	0.040	0.030	0.020	0.020	0.003	0.014	0.001	0.002	0.023	0.002	0.001
+ 4	16,12	2.37	0.36	0.080	0.036	0.034	0.029	0.020	0.004	0.012	0.001	0.002	0.009	0.003	0.001
- 4 + 2	9,88	2.6	0.34	0.081	0.035	0.032	0.024	0.022	0.003	0.011	0.001	0.001	0.000	0.003	0.001
- 2 + 1	4,8	3.23	0.37	0.070	0.034	0.033	0.022	0.022	0.005	0.090	0.001	0.001	0.025	0.002	0.000
- 1 + 0,5	4,49	4.01	0.43	0.059	0.035	0.032	0.022	0.020	0.003	0.077	0.001	0.002	0.014	0.001	0.001
- 0,5 + 0,25	34,72	4.06	0.45	0.040	0.038	0.029	0.019	0.017	0.003	0.000	0.002	0.002	0.000	0.001	0.001
- 0,25 + 0,125	20,22	5.51	0.40	0.057	0.049	0.031	0.021	0.016	0.003	0.000	0.001	0.002	0.000	0.001	0.000
- 0,125 + 0,080	3,52	6.31	0.32	0.066	0.041	0.034	0.022	0.021	0.003	0.001	0.001	0.002	0.025	0.002	0.001
- 0.080 + 0.063	1,36	6.15	0.27	0.103	0.032	0.038	0.025	0.017	0.004	0.008	0.002	0.001	0.028	0.003	0.001
- 0,063	4,8	7.7	0.28	0.130	0.029	0.042	0.023	0.020	0.003	0.010	0.002	0.002	0.037	0.003	0.001

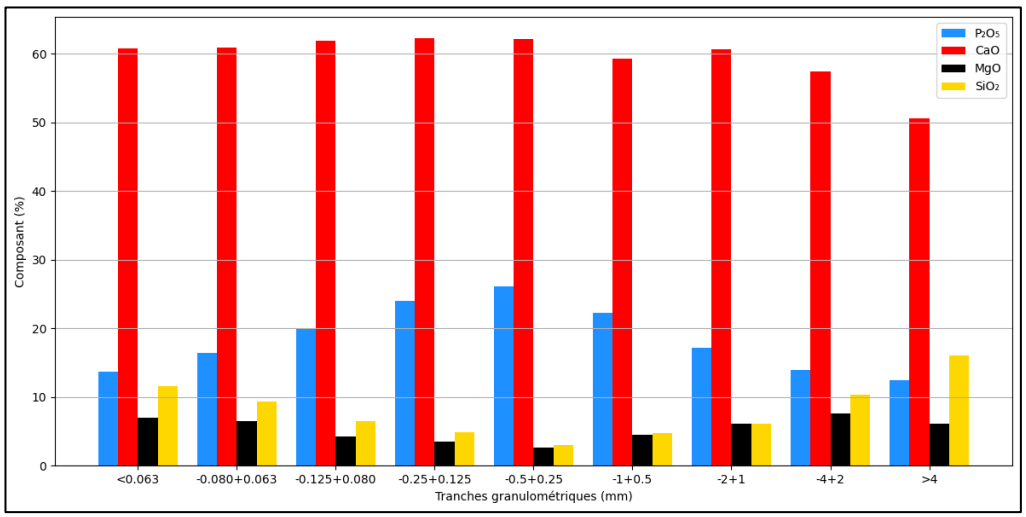


Figure 62. Évolution des teneurs chimiques en fonction de la granulométrie de rejet de phosphate beige

Pour les rejets de phosphate noir l'analyse de l'échantillon d'alimentation a révélé des teneurs élevées en CaO et en P_2O_5, avec des concentrations respectives de 59.74 % et 20.04 %, ainsi qu'un rapport CaO/P_2O_5 de 2.98.

Parmi les autres éléments majeurs, les concentrations en SiO_2, MgO et Al_2O_3 étaient respectivement de 5.84 %, 4.48 % et 0.90 %. Les autres éléments analysés (Na_2O, K_2O,Fe_2O_3 et TiO_2) étaient présents en quantités moindres, avec des concentrations inférieures à 1 %. Par ailleurs, la perte au feu (PAF) a été déterminée et s'élève à 4,59 %, comme présenté dans le Tableau 15 et figure 63.

Afin de mieux évaluer et quantifier le potentiel de pollution environnementale lié à ces rejets, les éléments métalliques traces ont également été analysés. Les résultats obtenus pour l'échantillon de rejets sont présentés dans le Tableau 16 et montrent la présence des éléments suivants : SO_3, SrO, Cr_2O_3, Y_2O_3, ZnO, CuO, SeO_2, CdO, MnO, PbO, NiO, V_2O_5, Tl_2O_3 et Br. Parmi ces éléments, le SO_3 et le SrO sont les plus abondants, tandis que le CdO, le PbO, le NiO, le Tl_2O_3 et le Br présentent des teneurs modérées.

Les fractions intermédiaires (comprises entre –1 mm et +0,125 mm) se distinguent par des teneurs élevées en P_2O_5, atteignant jusqu'à 26,82 %, indiquant un fort potentiel de valorisation pour la récupération du phosphate. En revanche, les fractions grossières (> 4 mm) présentent des teneurs plus modestes en P_2O_5 (17,24 %) et sont donc moins intéressantes du point de vue économique. Les fractions fines (–0,125 mm) se caractérisent par une accumulation d'éléments traces (Cr, Zn, V, SO_3, etc.), ce qui suggère une possible toxicité environnementale si elles sont stockées sans précaution. Ces observations soulignent la nécessité d'une stratégie différenciée : privilégier la récupération du phosphate dans les fractions intermédiaires et envisager un traitement spécifique ou une mise en confinement pour les fractions les plus fines.

Tableau 15. Composition en éléments majeurs des échantillons analysés de rejets de phosphate noir

Classes granulo-métriques (mm)	Masse (g)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CaO (%)	SiO_2 (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	Al_2O (%)	Fe_2O_3 (%)	TiO_2 (%)	PAF (%)	CaO/P_2O_5
Global	500	20.04	4.48	59.74	5.84	/	0.39	0.90	0.92	0.07	7.62	2.98
+ 4	106.75	17.24	5.71	58.85	8.77	/	0.49	0.87	1.04	0.10	6.93	3.41
- 4 + 2	36.64	18.91	5.48	60.48	7.11	/	0.43	1.02	0.93	0.08	5.56	3.20
- 2 + 1	19.50	19.12	4.73	59.92	6.53	/	0.37	0.84	0.95	0.08	7.46	3.13
- 1 + 0,5	79.32	24.38	3.07	60.30	3.55	/	0.31	0.67	0.78	0.08	6.86	2.47
- 0,5 + 0,25	57.20	26.82	2.88	60.08	2.34	/	0.29	0.74	0.67	0.07	6.11	2.24
- 0,25 + 0,125	10.78	23.46	3.41	59.43	1.86	/	0.22	0.98	0.69	0.08	9.87	2.53
- 0,125 + 0,080	3.90	12.39	4.68	55.18	6.98	/	0.44	1.09	1.22	0.09	17.93	4.45
- 0.080 + 0.063	18.88	12.08	4.99	53.99	8.37	/	0.63	1.14	1.70	0.10	17.00	4.47
- 0,063	167.00	11.96	6.08	50.21	13.02	/	0.84	1.28	2.11	0.12	14.38	4.20

Tableau 16. Composition en éléments traces des échantillons analysés de rejets de phosphate noir

Classes granulo-métriques (mm)	Masse (g)	SO_3 (%)	SrO (%)	Cr_2O_3 (%)	Y_2O_3 (%)	ZnO (%)	CuO (%)	SeO_2 (%)	CdO (%)	MnO (%)	PbO (%)	NiO (%)	V_2O_5 (%)	Tl_2O_3 (%)	Br (%)
Global	500	3.23	4.23	0.059	0.035	0.029	0.022	0.011	0.003	0.003	0.001	0.002	/	0.003	0.001
+ 4	106.75	1.85	2.85	0.071	0.032	0.031	0.024	0.011	0.003	/	0.001	0.001	/	0.001	0.000
- 4 + 2	36.64	2.02	3.02	0.062	0.030	0.030	0.023	0.011	0.003	/	0.001	0.001	/	0.001	0.000
- 2 + 1	19.50	2.72	4.72	0.067	0.031	0.030	0.025	0.011	/	/	/	0.002	/	0.002	0.000
- 1 + 0,5	79.32	2.97	3.97	0.051	0.031	0.030	0.022	0.011	/	/	/	0.002	/	0.001	0.001
- 0,5 + 0,25	57.20	2.33	3.33	0.038	0.035	0.026	0.019	0.011	/	/	/	0.005	/	0.001	0.001
- 0,25 + 0,125	10.78	4.67	4.17	0.055	0.049	0.030	0.021	0.011	0.003	/	0.001	0.003	/	0.002	0.000
- 0,125 + 0,080	3.90	9.87	8.87	0.089	0.031	0.032	0.024	0.008	/	0.007	0.001	0.002	/	0.003	0.000
- 0.080 + 0.063	18.88	9.30	8.30	0.110	0.030	0.040	0.024	0.007	0.005	0.007	0.002	0.003	/	0.005	0.000
- 0,063	167.00	8.42	6.42	0.120	0.020	0.050	0.020	0.007	0.005	0.009	0.002	0.003	/	0.005	0.000

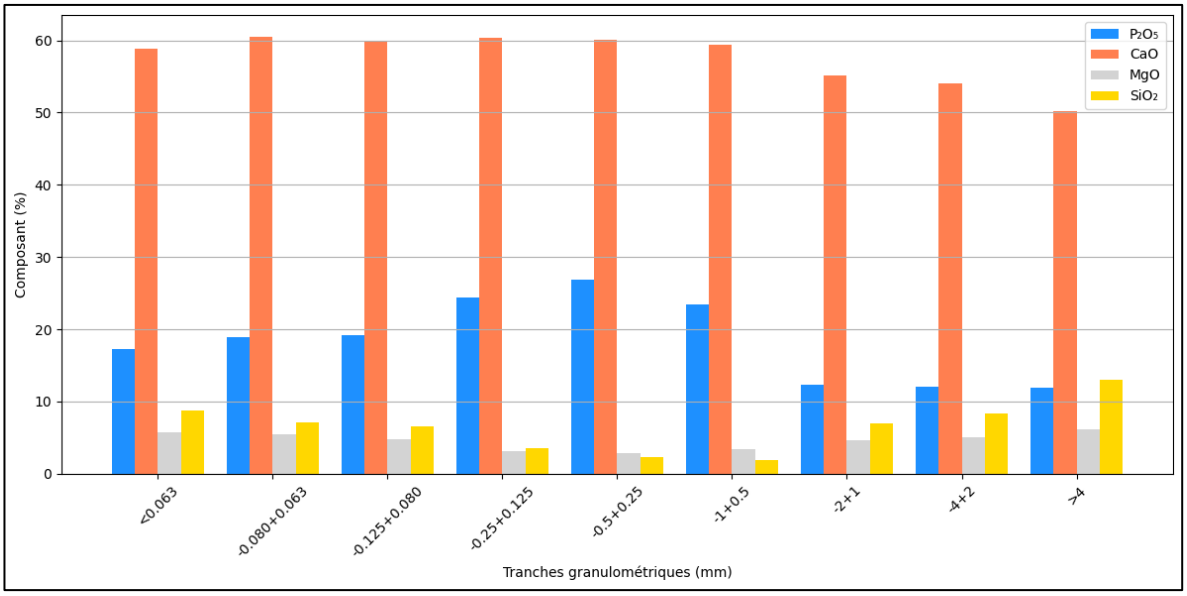


Figure 63. Évolution des teneurs chimiques en fonction de la granulométrie de rejet de phosphate noir

La répartition des teneurs chimiques en éléments de P_2O_5 et MgO en fonction des tranches granulométriques du rejet de phosphate noire et beige du gisement de Kef Es Sennoun effectuée antérieurement est rapportée dans Figure 64.

L'étude granulo-chimique des rejets de phosphates noir et beige montre que la fraction [-0.5 + 0.25 mm] est la plus favorable, avec des teneurs maximales en P_2O_5 (jusqu'à 26.82 %) et minimales en MgO, ce qui indique une bonne libération du phosphate et une faible présence de gangue magnésienne. Les fractions très fines présentent une baisse en P_2O_5 et une remontée du MgO, suggérant une contamination par des particules argileuses. Cette analyse met en évidence la plage optimale pour le traitement et la valorisation des deux types de rejet de phosphate.

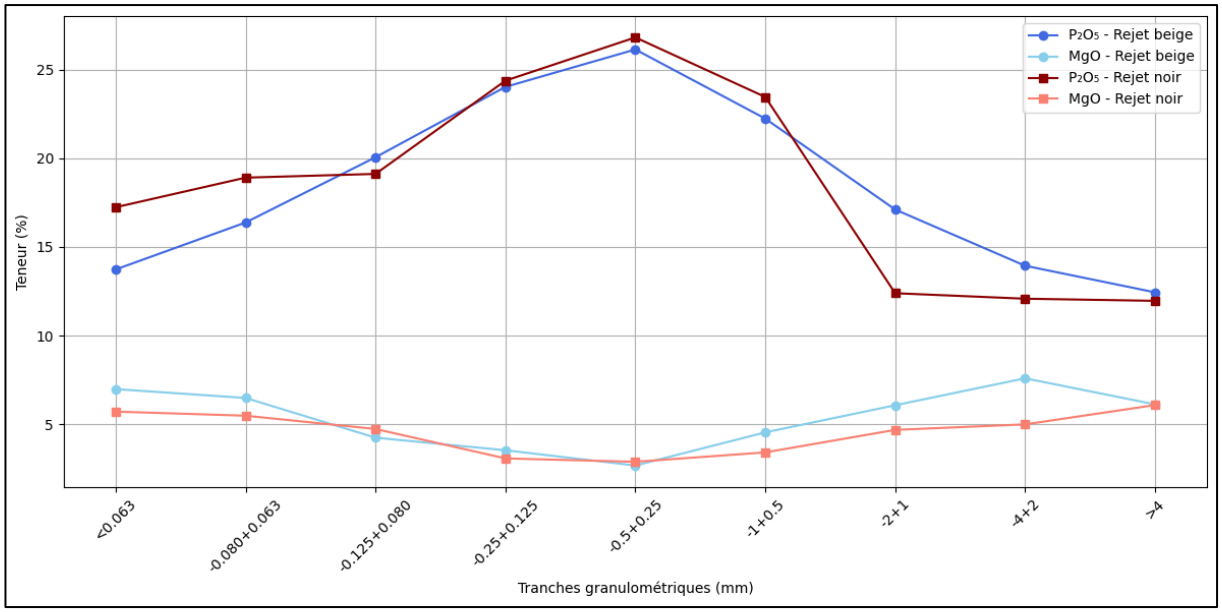


Figure 64. Variation des teneurs en P_2O_5 et MgO selon les tranches granulométriques

Tableau 17. Paramètres statistiques des analyses chimiques des classes granulométriques des deux types de rejet de phosphate beige et noire

Les éléments (%)	Rejet noir				Rejet beige			
	$\bar{X}$	Min	Max	σ	$\bar{X}$	Min	Max	σ
P_2O_5	19.452	12.08	26.82	4.799	18.52	12.440	26.140	4.541
MgO	4.544	2.88	5.71	0.921	5.46	2.670	7.590	1.580
CaO	58.998	53.99	60.48	2.062	59.70	50.540	62.260	3.238
SiO_2	6.232	1.86	8.77	2.097	7.93	3.017	16.080	4.008
Na_2O	0.431	0.22	0.84	0.178	0.71	0.530	0.870	0.103
K_2O	0.973	0.67	1.28	0.188	0.50	0.300	0.870	0.174
Al_2O_3	1.011	0.67	2.11	0.432	1.02	0.000	1.580	0.436
Fe_2O_3	0.087	0.07	0.12	0.016	1.03	0.720	1.810	0.328
TiO_2	19.452	12.08	26.82	4.799	0.07	0.000	0.140	0.049
SO_3	4.038	1.85	9.87	2.738	4.45	2.370	7.700	1.8549
SrO	4.088	2.85	8.87	2.008	0.36	0.270	0.450	0.0597
Cr_2O_3	0.072	0.038	0.120	0.026	0.0747	0.040	0.130	0.0258
Y_2O_3	0.033	0.026	0.049	0.006	0.0369	0.029	0.049	0.0055
ZnO	0.034	0.029	0.050	0.007	0.0335	0.029	0.042	0.0039
CuO	0.022	0.019	0.025	0.002	0.0227	0.019	0.029	0.0028
SeO_2	0.010	0.007	0.011	0.001	0.0195	0.016	0.022	0.0021
CdO	0.004	0.003	0.005	0.001	0.0034	0.003	0.005	0.0007
MnO	0.006	0.003	0.009	0.002	0.0223	0.000	0.090	0.0328
PbO	0.0013	0.001	0.002	0.0005	0.0013	0.001	0.002	0.0005
NiO	0.0024	0.001	0.005	0.0015	0.0017	0.001	0.002	0.0005
V_2O_5	—	—	—	—	0.0161	0.000	0.037	0.0134
Tl_2O_3	0.0026	0.001	0.005	0.0015	0.0021	0.001	0.003	0.0009
Br	0.0003	0.000	0.001	0.0005	0.0008	0.000	0.001	0.0004

Min : la teneur minimale; Max : la teneur maximale; N : nombre des classes granulométrique (n= 9).

Les résultats d'analyses chimiques montrent que les rejets noirs et beiges présentent une richesse comparable en P_2O_5, avec des teneurs moyennes de 19,45 % pour le rejet noir et 18,52 % pour le beige, traduisant un bon potentiel de valorisation. Le CaO, élément majeur des phases apatitiques, est également bien représenté dans les deux types (environ 59 %). Toutefois, le rejet beige est plus siliceux (7,93 % de SiO_2 contre 6,23 % dans le noir) et plus riche en MgO (5,46 %), ce qui reflète une présence plus importante de gangue minérale (dolomite, quartz).

À l'inverse, le rejet noir présente des teneurs plus élevées en SO_3 (4,04 %) et SrO (4,09 %), soulignant une différence dans les phases secondaires. Ces variations composantes confirment une base minéralogique similaire, mais des signatures géochimiques distinctes tableau 17.

Les lois utilisées pour le calcul statistique :

La moyenne : $\bar{X} = \frac{\Sigma\, xi}{n}$

La variance : $V = \frac{\Sigma\Sigma\,(xi-\bar{X})^2}{n}$

L'écart type : $\sigma = \sqrt{V}$

III.6. Caractérisation chimique par spectrométrie d'absorption atomique (SAA)

La spectrométrie d'absorption atomique (SAA) en flamme est une méthode utilisée pour déterminer la concentration des métaux en solution. Elle consiste à transformer les éléments à analyser en atomes libres par chauffage (2000–3000 °C), puis à mesurer l'absorption de lumière à des longueurs d'onde spécifiques. Cette absorption, liée aux transitions électroniques des atomes, est proportionnelle à leur concentration selon la loi de Beer-Lambert. Chaque élément nécessite une source lumineuse adaptée à sa longueur d'onde d'absorption.

Les analyses chimiques ont été réalisées au laboratoire de l'entreprise SOMIPHOS – Djebel Onk sur des échantillons représentatifs des rejets de phosphate, dans le but d'effectuer une analyse granulo-chimique, ainsi que sur plus de 20 échantillons destinés à l'étude statistique.

Il convient de noter qu'avant toute analyse chimique, les échantillons ont été finement broyés jusqu'à une granulométrie inférieure à 80 µm, puis conditionnés dans des flacons dûment étiquetés.

Les analyses ont porté sur les éléments majeurs (P_2O_5, mgo, CO_2, CaO, Fe_2O_3, Na_2O, K_2O) ainsi que sur les éléments mineurs (Zn, Pb, Cu, Cd), en utilisant les méthodes analytiques suivantes :

- La spectrophotométrie automatique ;
- La spectrométrie d'absorption atomique (S.A.A) ;
- La calcimétrie.

Les figures 65 et 66, ainsi que les tableaux 18 et 19, présentent la répartition des teneurs en éléments chimiques majeur**s** en fonction des tranches granulométriques des échantillons des deux types de rejets phosphatés.

Tableau 18. Analyse granulo-chimique des rejets de phosphate beige

Tranche granulométrique (mm)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CO_2 (%)	Fe_2O_3 (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	Cd (ppm)	Zn (ppm)	Pb (ppm)
+4	19,82	4,72	17,06	0,65	0,67	0,02	23,5	110	55,5
-4+2	20,12	4,38	16,06	0,59	0,64	0,02	21,5	110	55,5
-2+1	21,29	3,37	15,06	0,61	0,68	0,02	23	110	55,5
-1+0,5	24,66	2,86	11,04	0,55	0,77	0,02	22	110	55,5
-0.5+0.25	28,63	1,13	7,36	0,51	0,87	0,01	23	110	55,5
-0.25+0,125	27,5	1,78	8,36	0,56	0,81	0,01	24	110	55,5
-0.125+0,08	14,98	4,86	17,4	1,04	0,86	0,01	23,5	110	55,5
-0.08+0,063	12,77	4,72	17,4	1,09	0,53	0,02	20	110	55,5
-0.063	11,08	4,55	17,73	1,34	0,55	0,03	19	160	59,5

Tableau 19. Analyse granulo-chimique des rejets de phosphate noir

Tranche granulométrique (mm)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CO_2 (%)	Fe_2O_3 (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	Cd (ppm)	Zn (ppm)	Pb (ppm)
+4	17,76	4,69	19,4	0,51	0,63	0,02	26	160	77
-4+2	18,85	4,49	18,73	0,55	0,72	0,02	25	110	76
-2+1	21,1	3,36	15,72	0,47	0,68	0,02	31	110	78
-1+0,5	26,11	2,38	9,7	0,59	0,83	0,02	24	110	77,5
-0.5+0.25	28,08	1,15	7,36	0,53	0,88	0,02	23,5	110	80
-0.25+0,125	26,4	2,24	9,36	0,44	0,84	0,02	25,5	110	79
-0.125+0,08	17,55	4,54	17,4	0,56	0,58	0,02	24,5	110	77
-0.08+0,063	12,58	4,03	19,07	0,66	0,59	0,03	23,5	110	81
-0.063	11,17	4,71	16,73	0,41	0,64	0,03	23,5	110	79,5

L'analyse granulo-chimique des deux types de rejets (phosphate beige et phosphate noir) montre une variation significative des teneurs en P_2O_5, MgO et CO_2 selon la taille des particules.

Phosphate beige :

- La teneur en P_2O_5 atteint un maximum dans la fraction −0,5 + 0,25 mm avec 28,63 %, indiquant que cette fraction est la plus riche en phosphate utile.
- Les teneurs en MgO et CO_2 sont les plus faibles dans cette même fraction (1,13 % pour MgO et 7,36 % pour CO_2), ce qui est favorable du point de vue de la qualité chimique.
- En revanche, les fractions les plus fines (- 0,08 mm) présentent des teneurs élevées en MgO (jusqu'à 4,86 %) et CO_2 (jusqu'à 17,73 %), mais sont pauvres en P_2O_5 (autour de 11 à 15 %), reflétant une concentration de gangue dolomitique.

Phosphate noir :

- Le comportement est similaire : le maximum de P_2O_5 (28,08 %) est observé dans la fraction −0,5 + 0,25 mm, avec les teneurs les plus basses en MgO (1,15 %) et CO_2 (7,36 %).
- Les fractions grossières (+ 1 mm) montrent des teneurs en P_2O_5 modérées (entre 17,76 % et 21,1 %) et des teneurs plus élevées en MgO et CO_2.
- Les fractions fines (- 0,08 mm), tout comme dans le cas du phosphate beige, sont pauvres en P_2O_5 et riches en éléments indésirables.

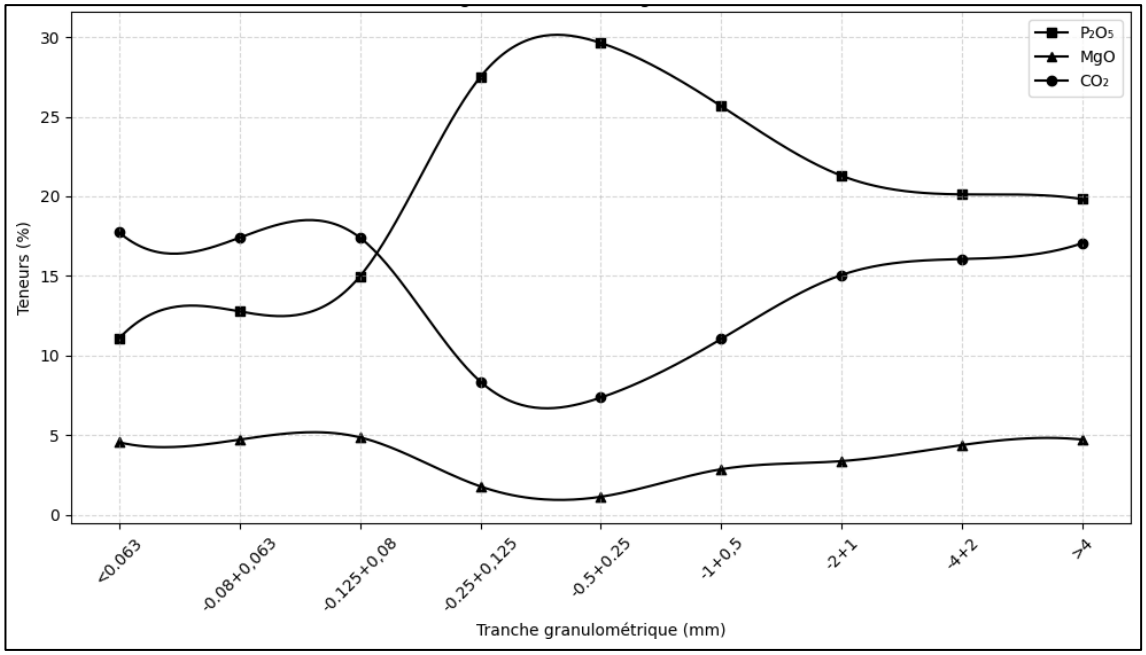


Figure 65. Teneurs en P_2O_5, MgO et CO_2 selon la granulométrie – rejet de phosphate beige

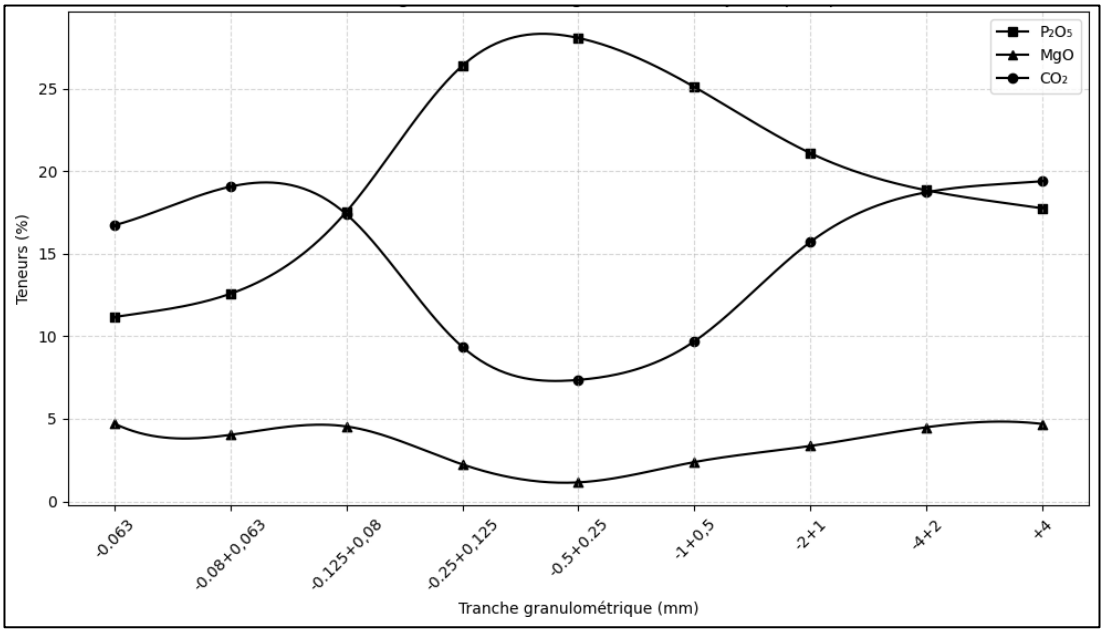


Figure 66. Teneurs en P_2O_5, MgO et CO_2 selon la granulométrie – rejet de phosphate noir

L'analyse chimique des éléments majeurs et traces présents dans les rejets de phosphate noir et beige a permis de dégager des tendances significatives quant à leur composition et leurs implications sur les possibilités de valorisation et de gestion environnementale.

Tableau 20. Composition chimique des éléments majeurs (%) comparée des rejets de phosphate beige et noir

Les éléments (%)	Les rejets de phosphate beige	Les rejets de phosphate noire
P_2O_5	24.16	21.53
MgO	2.70	3.71
CO_2	11.71	15.39
CaO	55.56	49.52
Fe_2O_3	0.89	0.64
Na_2O	0.62	0.79
K_2O	0.03	0.02
PAF	4.43	8.40

Les teneurs en éléments majeurs, exprimées en pourcentage (%), montrent que le rejet beige contient une proportion plus élevée en phosphate (P_2O_5 : 24.16 %) et en oxyde de calcium (CaO : 55.56 %) que le rejet noir (P_2O_5 : 21.53 %, CaO : 49.52 %), traduisant une meilleure qualité minérale du rejet beige. Cette teneur relative en P_2O_5 et CaO suggère une dominance de la phase apatite et de la calcite dans le rejet beige, ce qui pourrait être exploité dans des applications industrielles ou agricoles après un traitement approprié. En revanche, le rejet noir est caractérisé par des teneurs plus élevées en MgO (3.71 %), CO_2 (15.39 %) et perte au feu (PAF : 8.40 %), contre respectivement 2.70 %, 11.71 % et 4.43 % dans le rejet beige. Ces résultats traduisent une plus forte teneur en carbonates dolomitiques et en matière volatile dans le rejet noir, rendant sa valorisation plus complexe. Le rapport CO_2/P_2O_5 plus élevé dans le rejet noir confirme également la présence de carbonates libres (tableau 20 figure 67).

Les éléments secondaires (Fe_2O_3, Na_2O, K_2O) présentent des teneurs relativement faibles et stables, ce qui est généralement favorable, car ces oxydes ne perturbent pas fortement les traitements classiques du phosphate.

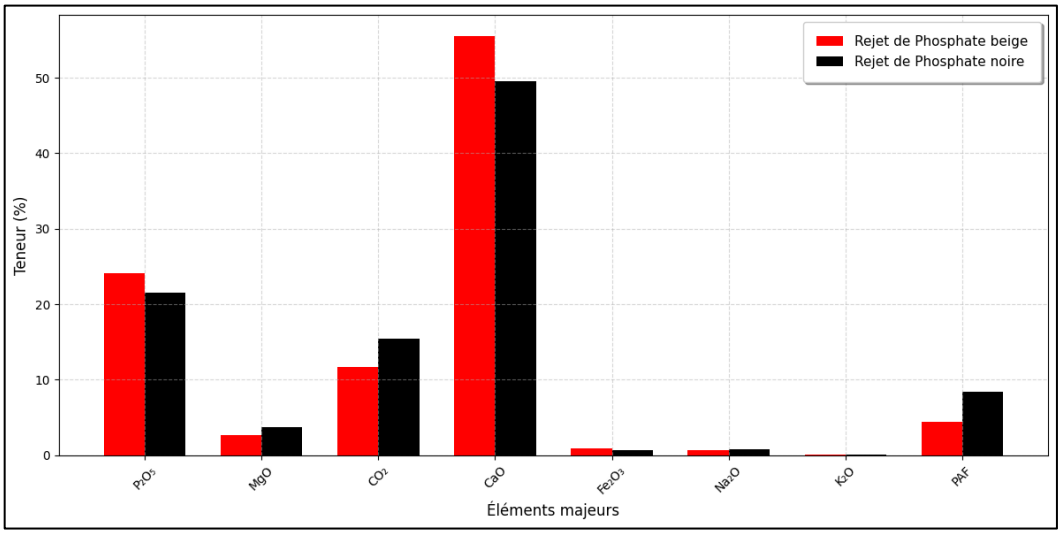


Figure 67. Schéma représentatif des éléments majeurs (%) dans les rejets de phosphate

L'étude des éléments traces (en ppm) montre que certains métaux potentiellement valorisables ou nuisibles sont présents dans les deux types de rejets. Le chrome (Cr), avec des concentrations de 417 ppm pour le rejet beige et 404 ppm pour le rejet noir, constitue un risque environnemental potentiel. Le cadmium (Cd), bien que présent à faibles concentrations (30 ppm pour le beige et 26 ppm pour le noir), reste un élément toxique nécessitant une surveillance stricte. Le manganèse (Mn) est beaucoup plus élevé dans le rejet beige (109 ppm contre 23 ppm dans le noir), ce qui pourrait influencer son comportement géochimique (tableau 21 figure 68). Par ailleurs, la présence d'éléments stratégiques comme l'yttrium (Y : 315 ppm dans le rejet beige et 279 ppm dans le noir), le vanadium (V : 129 ppm contre 114 ppm) et le sélénium (Se : 142 ppm contre 81 ppm) dans les deux rejets, mais particulièrement dans le rejet beige, constitue une opportunité de valorisation secondaire par extraction de terres rares.

Tableau 21. Composition chimique des éléments en traces (ppm) comparée des rejets de phosphate beige et noir

Les éléments en traces	Les rejets de phosphate beige	Les rejets de phosphate noire
Nickel	16	16
Chrome	417	404
Manganèse	109	23
Cadmium	30	26
Yttrium	315	279
Plomb	55	69
Zinc	241	233
Cuivre	160	176
Vanadium	129	114
Sélénium	142	81
Thallium	18	26
Brome	10	10

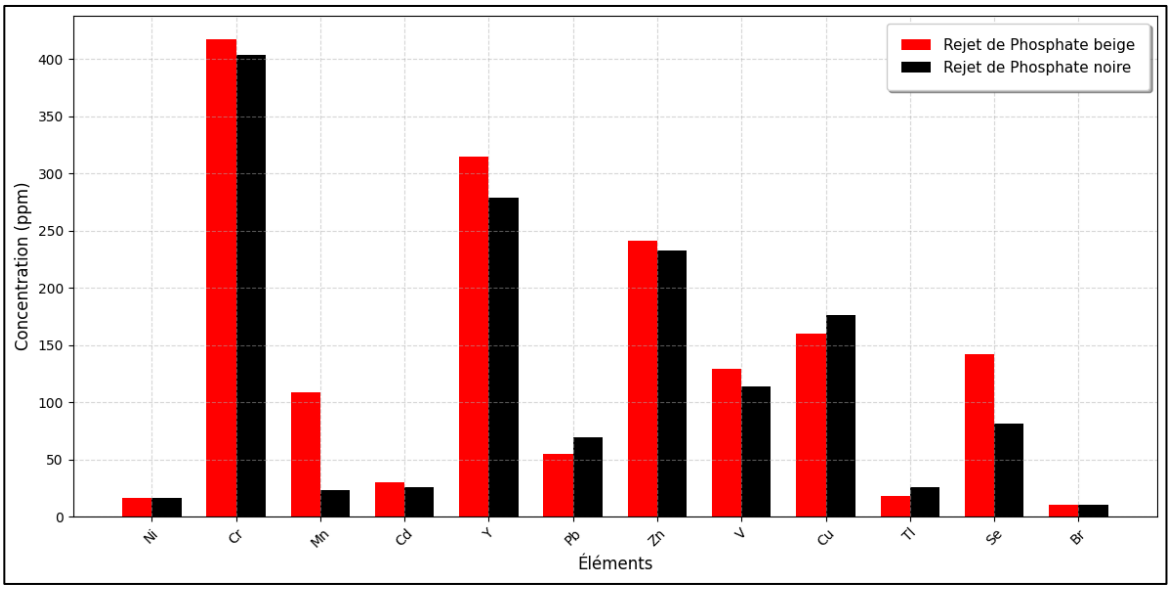


Figure 68. Schéma représentatif des éléments en traces (ppm) dans les rejets de phosphate

IV. Conclusion

Ce chapitre a permis de dresser une analyse approfondie des rejets de phosphate issus du traitement par voie humide dans l'unité industrielle de Djebel Onk, en mettant l'accent sur leur caractérisation physico-chimique, minéralogique et granulométrique. À travers une approche méthodologique rigoureuse combinant des techniques analytiques avancées (DRX, FRX, MEB/EDS, SAA), les propriétés des rejets noirs et beiges ont été évaluées afin d'en estimer le potentiel de valorisation.

Les résultats ont mis en évidence une composition minéralogique dominée par les apatites carbonatées, accompagnées de dolomite, quartz, calcite, et en moindre mesure de gypse et d'éléments traces. La granulométrie majoritairement concentrée entre 0,25 mm et 4 mm, notamment pour les rejets beiges, témoigne d'un bon potentiel de récupération dans certaines fractions, en particulier celles comprises entre -0,5 mm et +0,125 mm. Ces fractions montrent une concentration significative en P_2O_5 (> 26 %) avec un rapport CaO/P_2O_5 favorable, indiquant une bonne libération des minéraux utiles.

En revanche, les fractions très fines et très grossières, moins riches en phosphate et plus chargées en éléments de gangue et en impuretés (SiO_2, MgO, éléments traces), apparaissent moins favorables à une valorisation directe sans traitement complémentaire.

L'ensemble des observations confirme que les rejets de phosphate, souvent perçus comme des résidus inertes, recèlent un potentiel économique notable, à condition d'adopter une stratégie de récupération sélective et adaptée aux caractéristiques granulométriques et minéralogiques. Cette étude constitue ainsi une base solide pour envisager des voies de valorisation secondaire durables, tout en réduisant l'impact environnemental des rejets miniers.

Chapitre V

Enrichissement par calcination et séparation électrostatique des rejets de phosphate issus de la voie humide

I. Introduction

Dans un contexte mondial de raréfaction des ressources et d'exigences croissantes en matière de durabilité, la valorisation des rejets miniers s'impose comme un enjeu stratégique pour l'industrie extractive. Le secteur du phosphate, essentiel à la production d'engrais et au développement agricole, génère des quantités considérables de résidus, notamment lors du traitement par voie humide. Ces rejets, longtemps considérés comme des rejets, représentent aujourd'hui une ressource secondaire potentielle, notamment dans les gisements algériens tels que celui de Djebel Onk.

Les rejets de phosphate noir et beige issus de ce complexe contiennent encore des teneurs significatives en P_2O_5, mais également des impuretés telles que les carbonates (CaO, MgO), la silice ou encore des éléments traces métalliques. Leur valorisation nécessite une approche intégrée, fondée sur une connaissance approfondie de leur composition minéralogique et chimique, ainsi que sur la mise en œuvre de techniques de traitement adaptées.

Ce chapitre s'inscrit dans cette démarche et vise à évaluer l'efficacité de deux méthodes de valorisation complémentaires : la calcination, destinée à éliminer les carbonates et la matière organique par décomposition thermique, et la séparation électrostatique à effet corona, qui exploite les différences de conductivité électrique entre les minéraux pour les séparer à sec, sans consommation d'eau. Ces deux approches ont été appliquées à des fractions granulométriques précises des rejets beiges et noirs, dans le but d'enrichir la teneur en phosphate tout en réduisant la concentration en impuretés.

À travers une série d'essais expérimentaux réalisés en laboratoire, ce chapitre présente les conditions opératoires optimales pour chaque procédé, analyse les effets de la température, du temps de traitement, de la vitesse de rotation et de la tension électrique, et discute des performances obtenues en termes de récupération, de qualité du concentré et de réduction des éléments indésirables.

L'objectif est de proposer un schéma de traitement réaliste, efficace et transposable à l'échelle industrielle, permettant de transformer ces rejets en ressources valorisables, dans une logique d'économie circulaire et de réduction de l'empreinte environnementale de l'activité minière.

II. Valorisation du phosphate

Les techniques de traitement des minéraux phosphatés dépendent du type de phosphate présent dans le minerai et des minéraux de gangue associés. Les minerais calcaires d'origine sédimentaire, contenant généralement de la calcite et/ou de la dolomite comme principales impuretés, ainsi que de petites quantités de silice et une quantité considérable de matière organique, posent un défi pour la concentration du phosphate en raison des similitudes dans les propriétés physico-chimiques des surfaces des constituants du minerai.

Ainsi, le choix du procédé de valorisation dépend de facteurs tels que le type de minerai, la texture minérale, la teneur totale en phosphore, la complexité de la gangue et les considérations économiques [131]. Les procédés d'enrichissement du minerai de phosphate sont conçus pour séparer les minéraux de gangue du phosphate économiquement exploitable. Les méthodes de traitement conventionnelles des rejets de phosphate impliquent un examen approfondi des principales technologies de valorisation, dont

l'objectif est d'augmenter la teneur en P_2O_5 du phosphate, laquelle doit généralement atteindre 29 % ou plus pour être commercialisable [3].

Les techniques de valorisation les plus couramment utilisées incluent la classification, la séparation gravimétrique, la flottation par mousse, la calcination, la séparation magnétique, la séparation électrostatique, le tri du minerai, et la lixiviation acide [6-11]. L'évaluation de ces méthodes prend en compte des facteurs tels que l'efficacité, les propriétés minéralogiques et la consommation énergétique afin de déterminer leur adéquation au traitement des rejets phosphatés [4, 12-13, 132].

II.1. Le cas de l'usine de traitement de Djebel Onk

Le procédé de préparation mécanique à l'usine de traitement du phosphate de Djebel Onk comprend deux étapes successives de concassage (à 200 mm puis à 20 mm) du matériau brut extrait. Après le concassage, le matériau est tamisé à l'aide d'un tamis de 15 mm. Le rejet initial (R + 15 mm) est traité selon deux lignes parallèles, utilisant des méthodes à sec et humides, comme le décrivent [67, 133].

La voie de traitement à sec vise à produire un concentré sec. Le minerai est d'abord séché dans un four afin d'éliminer les fines siliceuses et d'assurer une bonne fluidisation, jusqu'à atteindre une humidité d'environ 1 %. Un premier criblage à 2 mm puis à 1 mm permet d'éliminer les grains grossiers (>1 mm). Le produit est ensuite soumis à un broyage au marteau pour libérer la gangue attachée aux grains phosphatés. La séparation se poursuit par un tamisage à 0,08 mm pour retirer les fines (<0,08 mm), puis par un criblage supplémentaire à 0,80 mm afin d'éliminer les particules grossières (>0,80 mm). La fraction inférieure à 0,80 mm constitue le concentré final, présentant une teneur en P_2O_5 d'environ 29 % en poids [133].

À l'usine de traitement de Djebel Onk, le minerai de phosphate est également traité par voie humide après la préparation mécanique, laquelle génère une fraction inférieure à 15 mm. Le matériau grossier (>1 mm) est éliminé à l'aide d'une grille courbe. Le reste est soumis à une désintégration par hydrocyclone, produisant une pulpe. Cette pulpe est ensuite classée afin d'éliminer les fines (<0,08 mm) à faible teneur en P_2O_5. Enfin, le produit est séché dans un four rotatif jusqu'à ce que l'humidité descende sous 0,2 %, ce qui donne un produit avec une teneur en P_2O_5 jusqu'à 31.04 % [134].

III. Méthode de traitement des rejets de phosphate issus de la voie humide

III.1. Calcination

De nombreuses études sur l'influence de la température de calcination sur la porosité, la réactivité et la surface spécifique ont montré une chute brutale de ces caractéristiques dans une plage de température étroite [135, 136].

Par ailleurs, le phosphate minéral caractérisé par une forte teneur en carbonates affecte négativement la qualité du produit commercialisable, ce qui nécessite un traitement pour réduire ces carbonates (dolomite et calcite) par une méthode simple et efficace : la calcination [135]. La calcination est réalisée afin de dissocier thermiquement les carbonates, qu'ils soient issus de la gangue exogène ou endogène, dans une plage de température allant de 800 à 1000 °C. Pour réduire les proportions de CaO et de MgO par rapport au P_2O_5, une deuxième étape importante consiste à hydrater les oxydes de calcium et de

magnésium afin de pouvoir ensuite les éliminer. Le minerai subit alors une opération de lavage, qui consiste à éliminer les sels alcalins (K_2O, Na_2O) et la chaux (CaO, MgO), soit par dissolution, soit par mise en suspension dans l'eau, sans ajout de réactifs chimiques.

III.1.1. Condition expérimentale

Des essais de calcination ont été réalisés dans le laboratoire de chimie de l'Entreprise Nationale des Phosphates (SOMIPHOS). Ces tests ont été effectués sur des fractions (−1 +0,125 mm) pour les rejets de phosphate noir et des deux fractions (-1 +0.5 mm) et (-0.5 +0.25 mm) pour les rejets de phosphate beige, en utilisant un four à moufle CARBOLITE (Figure 69), avec une montée en température de 15 °C/min.

Les échantillons ont été calcinés à des températures de 850 °C, 950 °C et 1050 °C pendant des durées de 30 et 60 minutes, afin de réduire la teneur en matière organique des rejets de phosphate noir de Kef Essenoun. Après la calcination, les échantillons ont été refroidis (Figure 70), lavés, puis analysés pour déterminer les teneurs en P_2O_5 et en MgO.



Figure 69. Un four à moufle CARBOLITE



Figure 70. Dessiccateur en verre

III.1.2. Résultats et discussion

III.1.2.1. Calcination des rejets de phosphate noir

Les essais de calcination réalisés sur les rejets de phosphate (fraction −1+0,125 mm) ont mis en évidence l'évolution des minéraux clés en fonction de la température et du temps. Les conditions optimales de calcination ont été déterminées à 1050 °C pendant 60 minutes, ce qui a permis d'obtenir une composition de 30,91 % de P_2O_5, 1,26 % de MgO et 1,15 % de CO_2, avec un taux de récupération de 91,77 % (voir Tableau 23).

L'analyse chimique, illustrée dans la Figure 64, montre que la teneur en P_2O_5 augmente de manière significative au-delà de 850 °C. En revanche, les pourcentages de CO_2 et de MgO diminuent dans ces conditions (figure 65 et 66). Cette diminution s'explique par la décomposition thermique des carbonates de dolomite et de calcite, qui libèrent du CO_2 et se transforment respectivement en CaO et MgO.

Les données mettent en évidence l'impact important de la température et du temps de calcination sur les teneurs en P_2O_5, MgO et CO_2 des produits calcinés (voir Figure 71-73 et Tableau 22). Plus précisément, l'augmentation de la température et du temps de traitement favorise l'enrichissement en phosphates ainsi que la décomposition des carbonates.

Pour une durée de calcination de 30 minutes, la teneur en P_2O_5 atteint 29,20 % à 850 °C, 29,82 % à 950 °C, et 30,16 % à 1050 °C. Lorsque la durée est portée à 60 minutes, la teneur en P_2O_5 s'élève à 29,69 % à 850 °C, 30,07 % à 950 °C, et 30,91 % à 1050 °C.

Tableau 22. Effet de la température et du temps de calcination sur la composition des rejets de phosphate noir

Fractions (mm)	Tempera-ture (°c)	Temps (min)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CaO (%)	CO_2 (%)	Fe_2O_3 (%)	Na_2O (%)	K_2O (%)	Cd (ppm)	Zn (ppm)	Pb (ppm)	PAF
-1+0.125	850	30	29.20	2.13	47.06	1.51	0.62	0.90	0.006	16.75	110	60.00	13.90
		60	29.69	1.94	48.11	1.18	0.64	0.86	0.008	16.75	110	60.50	14.00
	950	30	29.82	1.55	47.18	1.13	0.68	0.93	0.008	15.25	110	69.75	14.15
		60	30.07	1.47	48.72	1.05	0.69	0.93	0.006	15.25	110	70.00	14.58
	1050	30	30.16	1.43	48.89	1.26	0.74	0. 85	0.008	15	110	77.75	14.85
		60	30.91	1.26	49.55	1.15	0.70	0.86	0.010	15	110	77.75	15.23

Tableau 23. Effet de la température et du temps sur la récupération du phosphate à partir des rejets

Fractions (mm)	Temperature (°c)	Temps (min)	Alimentation (g)	Concentré (g)	P_2O_5 (%)	Récupération (%)
-1+0.125	850	30	4	3.10	29.20	89.60
		60	4	3.09	29.69	90.79
	950	30	4	3.09	29.82	91.19
		60	4	3.07	30.07	91.36
	1050	30	4	3.05	30.16	91.40
		60	4	3.00	30.91	91.77

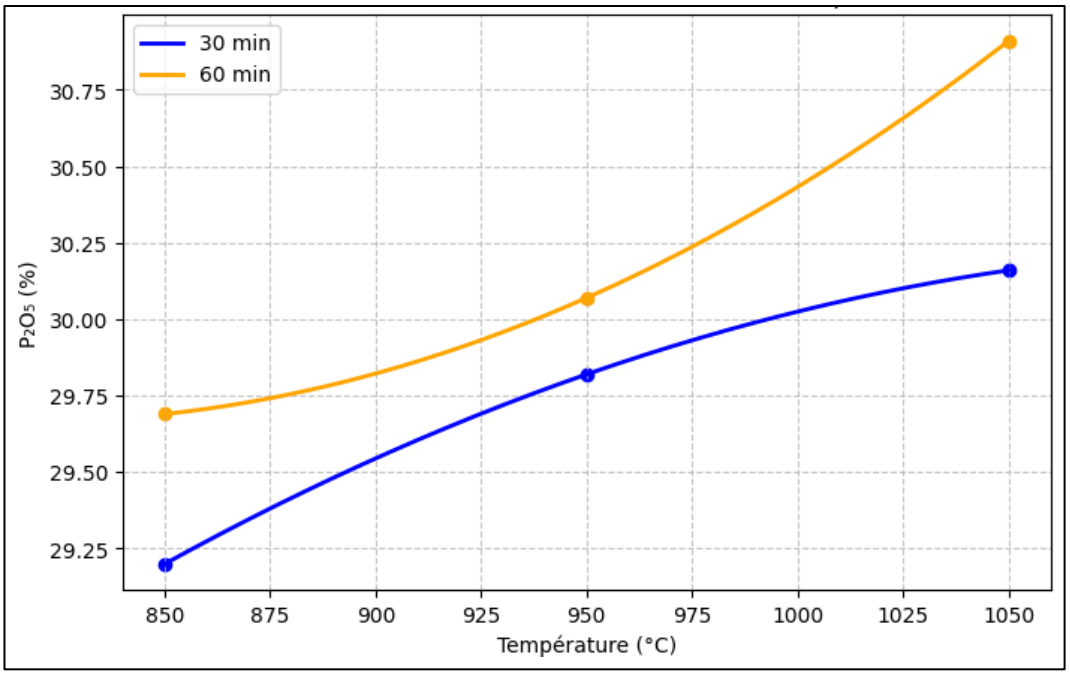


Figure 71. Variation de P_2O_5 (%) en fonction de la température et temps

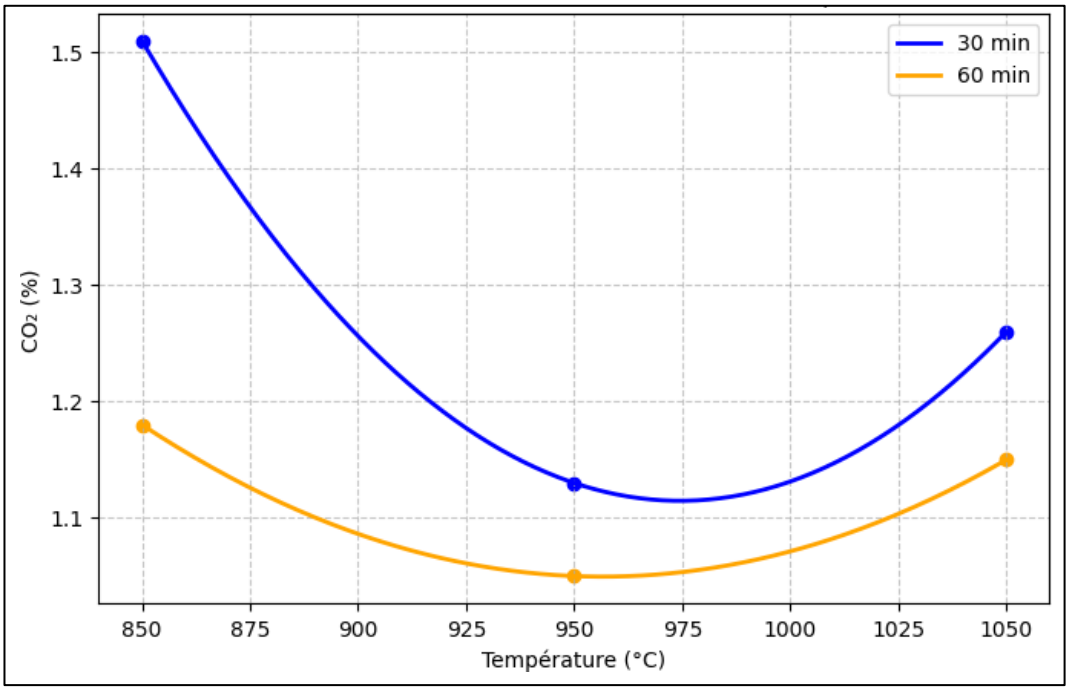


Figure 72. Variation de CO_2 (%) en fonction de la température et temps

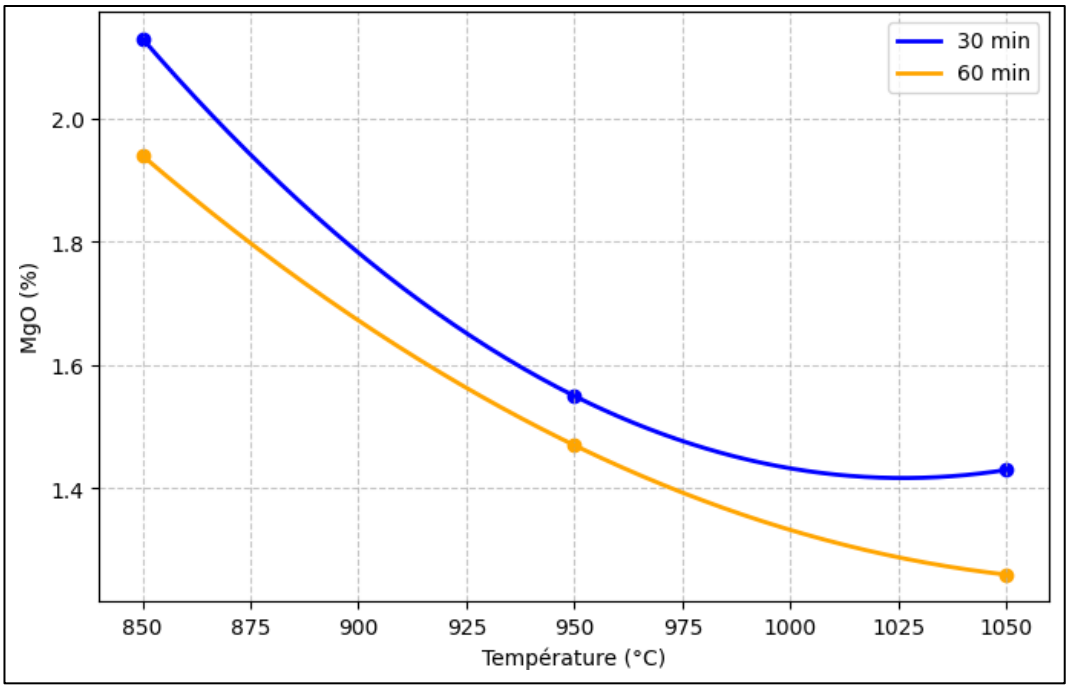


Figure 73. Variation de MgO (%) en fonction de la température et temps

III.1.2.2. Calcination des rejets de phosphate beige

La composition des rejets de phosphate beige de Djebel-Onk est présentée dans le Tableau 24 et Figure 74. Les analyses chimiques réalisées au laboratoire de l'usine SOMIPHOS montrent que les meilleurs résultats ont été obtenus avec la fraction −0,5 + 0,25 mm, comparativement à la fraction −1 + 0,5 mm. La fraction −0,5 + 0,25 mm présente de manière constante des teneurs plus élevées en P_2O_5 et des taux de récupération supérieurs, ce qui suggère que les particules de taille plus fine favorisent de meilleurs résultats lors de la calcination.

Les rejets de phosphate calcinés à 850 °C affichent une teneur en P_2O_5 de 29,41 %, contre 27,17 % pour une température et une durée équivalente, avec une teneur en CaO de 39,84 % et un rapport massique CaO/P_2O_5 de 1,35. Pour un phosphate calciné à 950 °C, la teneur en P_2O_5 atteint 30,05 %, le CaO 39,44 %, et le rapport CaO/P_2O_5 est de 1,31. La teneur en phosphate augmente davantage à 1050 °C, atteignant 31,15 % de P_2O_5 et 39,14 % de CaO, avec un rapport CaO/P_2O_5 de 1,25. L'effet de la température montre que la qualité du minerai de phosphate s'améliore avec une calcination à 1050 °C pendant 60 minutes, tandis que la teneur en MgO reste inférieure à 1,09 %.

Ces résultats suggèrent que des températures de calcination plus élevées augmentent la teneur en P_2O_5 du minerai, ce qui est bénéfique pour l'enrichissement du minerai. L'augmentation observée de la concentration en P_2O_5 avec la température est attribuée à une conversion accrue des minéraux phosphatés en formes plus réactives à des températures plus élevées. La teneur continue en MgO inférieure à 1,09 % pendant la calcination indique que les phases indésirables (comme les silicates de magnésium ou autres formes réactives du magnésium) se forment à un taux minimal.

La formation de telles phases pourrait nuire à la qualité globale du produit en réduisant sa réactivité ou en augmentant les impuretés. La faible teneur en MgO obtenue montre que le processus de calcination

limite efficacement la formation de ces phases indésirables, assurant ainsi une pureté et une qualité supérieures du produit final. Une concentration plus faible en MgO est souhaitable car elle traduit une transformation plus efficace des minéraux phosphatés, menant à une augmentation de la teneur en P_2O_5, cruciale pour l'utilisation ultérieure du minerai dans la production d'engrais. Cela améliore donc la qualité finale du phosphate en maintenant des teneurs élevées en composés utiles (P_2O_5) et en minimisant la présence d'éléments non bénéfiques comme le magnésium.

Tableau 24. Composition et récupération des rejets phosphatés beiges de Djebel Onk après calcination à différentes températures et fractions granulométriques

Température (°C)	Fraction (mm)	Temps (min)	Échantillon (g)	Poids (g)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CaO (%)	Récupération (%)	PAF (%)
850	-1 + 0.5	30	4	3.16	26.46	3.36	34.66	86.98	15.45
		60	4	3.14	27.17	3.05	35.24	88.75	15.52
	-0.5 + 0.25	30	4	3.22	29.02	1.19	39.78	89.36	11.05
		60	4	3.20	29.41	1.11	39.84	90.00	11.17
950	-1 + 0.5	30	4	3.14	26.32	3.11	35.64	85.98	15.92
		60	4	3.11	26.83	3.03	34.83	86.80	16.02
	-0.5 + 0.25	30	4	3.20	29.23	1.13	39.03	89.45	11.95
		60	4	3.18	29.83	1.14	39.44	90.12	12.05
1050	-1 + 0.5	30	4	3.02	26.41	3.11	34.33	82.97	16.15
		60	4	2.99	27.00	3.12	35.18	83.95	16.12
	-0.5 + 0.25	30	4	3.09	30.44	1.11	40.36	89.94	12.20
		60	4	3.03	31.15	1.09	39.14	90.62	12.80

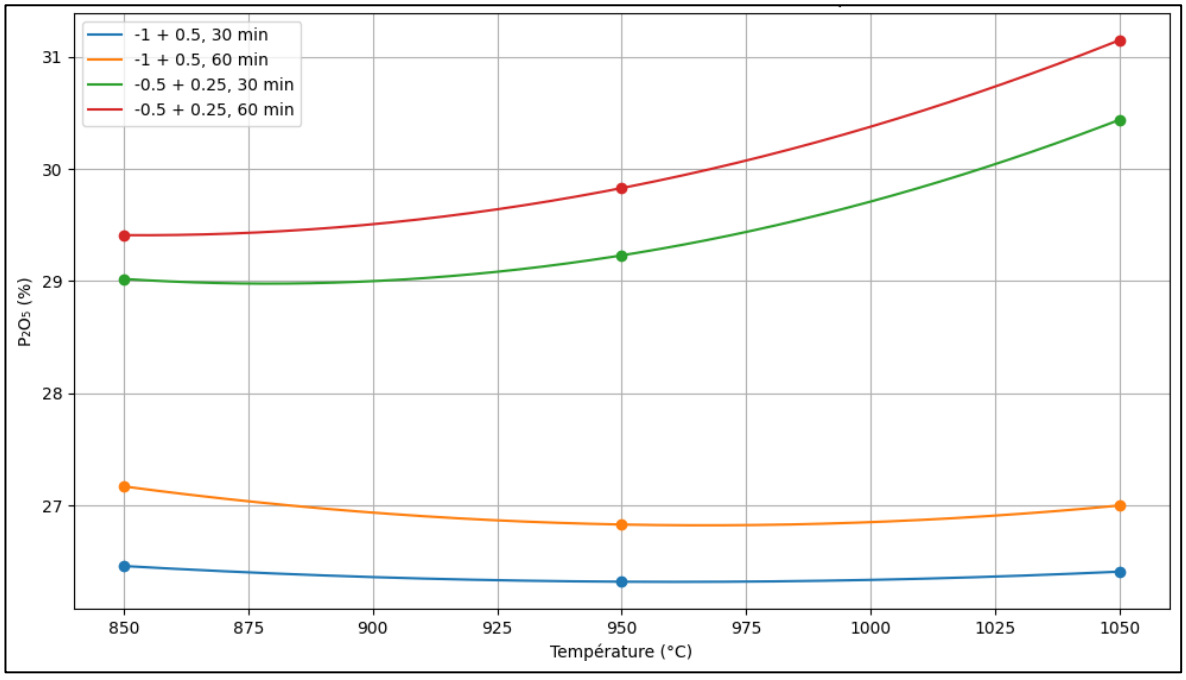


Figure 74. Évolution de la teneur en P_2O_5 en fonction de la température

III.1.3. Schéma proposé de traitement par le procédé de calcination

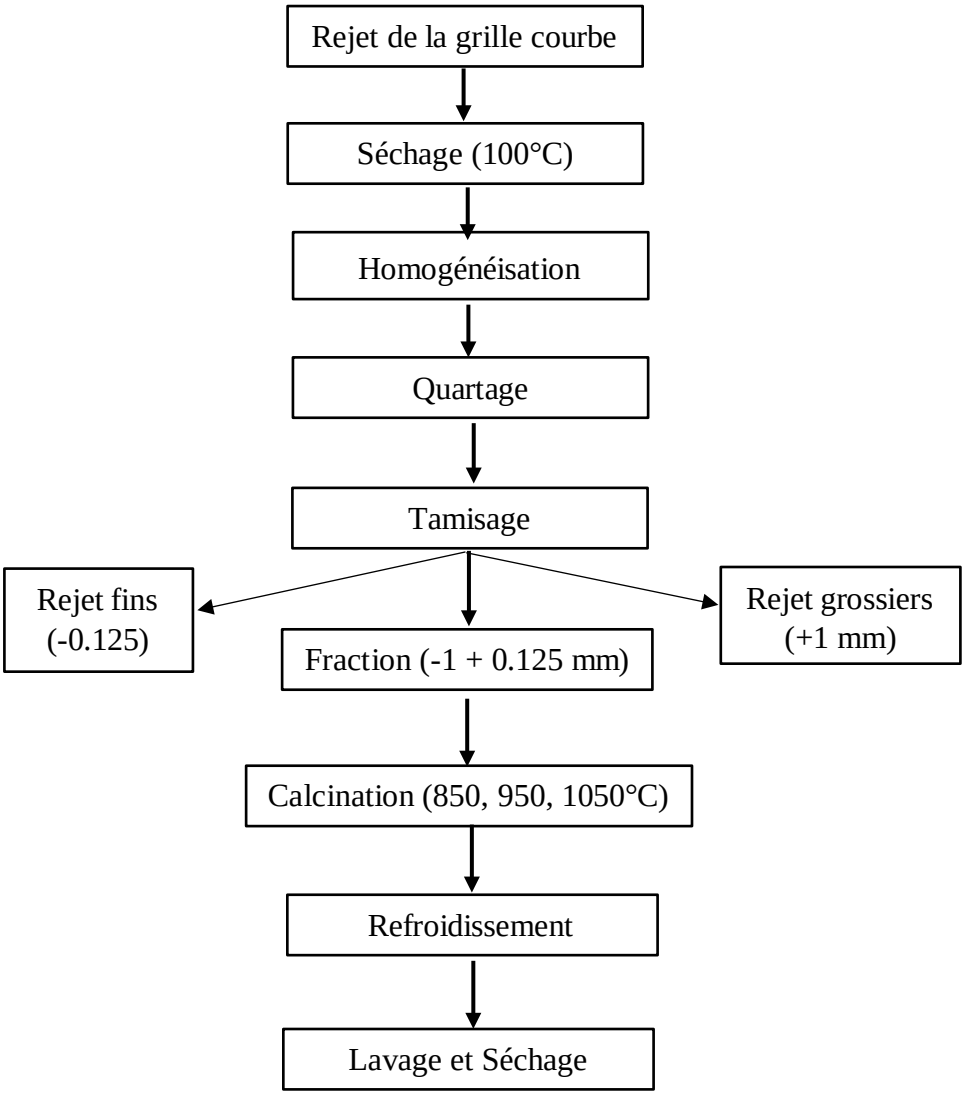


Figure 75. Schéma de traitement par procédé de calcination

III.2. Séparation électrostatique

Depuis les années 1940, les chercheurs explorent des moyens d'améliorer la récupération des minéraux phosphatés grâce à la séparation électrostatique par voie sèche, une alternative prometteuse aux méthodes hydro-métallurgiques, qui sont coûteuses et posent des problèmes liés au traitement de l'eau [132].

La séparation électrostatique exploite les différences de conductivité électrique entre les matériaux pour les séparer. Elle est couramment utilisée pour des minéraux tels que le rutile, l'ilménite, le zircon, l'étain, les phosphates, ainsi que certains sels. Elle a été appliquée efficacement à la valorisation des minerais phosphatés, notamment pour éliminer la silice et les carbonates [137].

Des essais de séparation électrostatique ont été réalisés sur des phosphates en provenance de pays tels que l'Inde, l'Algérie, la Tunisie et l'Angola [132].

La séparation électrostatique présente un intérêt économique important, notamment en raison de la valeur des gisements phosphatés situés dans les zones arides. Les résultats ont montré que le phosphate acquiert une charge positive lorsqu'il interagit avec la silice, et une charge négative en présence de calcite. L'une des rares applications industrielles des séparateurs électrostatiques a été mise en œuvre à l'usine de Pierce en Floride, où un concentré phosphaté avec une teneur en P_2O_5 de 32,9 % a été récupéré, puis enrichi jusqu'à 35,3 % de P_2O_5 [15].

III.2.1 Principe de fonctionnement du procédé électrostatique à effet corona

Le séparateur électrostatique à tambour se compose principalement d'un cylindre conducteur, mis à la terre et chargé positivement, d'une électrode ionique à charge négative, ainsi que d'une électrode statique également négative (Figure 76). Lors de l'opération, les particules de l'alimentation sont déposées sur la surface du tambour en rotation à vitesse contrôlée, assurant ainsi un débit régulier. En tournant, ces particules traversent un faisceau d'ions généré par l'électrode ionique connectée à une source de haute tension, permettant ainsi leur chargement différentiel en fonction de leurs propriétés électriques [138].

Le mélange particulaire à séparer est introduit sur la surface du tambour, où il est soumis à un champ électrique généré entre le tambour, mis à la terre, et une ou plusieurs électrodes reliées à un générateur de haute tension. Les particules sont ainsi artificiellement chargées par un courant électrique établi entre l'électrode corona, positionnée parallèlement à la largeur du tambour, et le tambour en rotation. Cette électrode émet principalement des ions négatifs, tels que des électrons. À proximité de cette électrode, le gaz ambiant est ionisé et les ions ainsi créés, de même polarité que les électrons, sont attirés vers le tambour mis à la masse. En conséquence, les particules transportées à la surface du tambour acquièrent toutes une charge négative due à l'interaction avec les gaz ionisés. Toutefois, le comportement de ces particules dans le champ électrique diffère considérablement en fonction de leur conductivité électrique, condition essentielle au bon déroulement de la séparation électrostatique à effet corona [139]. Les particules conductrices, après avoir acquis une charge, la transfèrent immédiatement au tambour conducteur. À l'inverse, les particules non conductrices conservent leur charge sur une période prolongée, nécessitant, dans certains cas, l'utilisation d'une brosse pour les détacher efficacement de la surface du tambour en rotation (Figure 68).

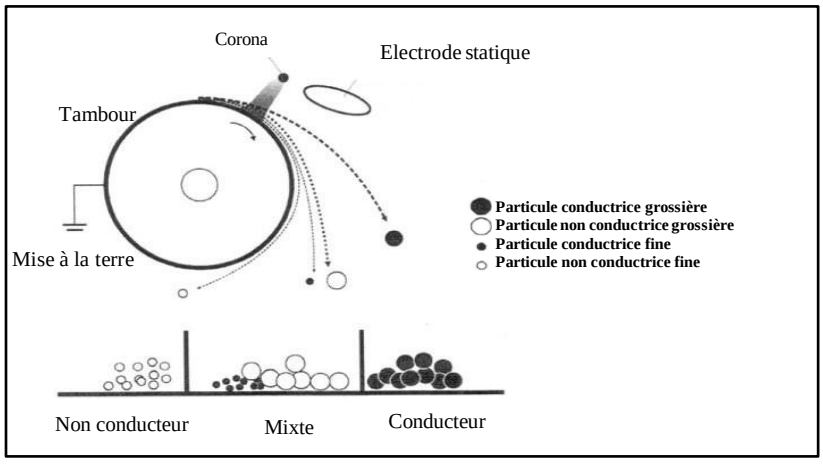


Figure 76. Séparateur électrostatique à tambour

L'utilisation des séparateurs électrostatiques à effet corona est particulièrement adaptée au traitement de particules dont la granulométrie se situe entre 60 et 500 µm, à condition qu'il existe une différence significative de conductivité électrique entre les matériaux à séparer. Toutefois, l'efficacité du procédé diminue fortement pour des particules de taille inférieure à 75 µm, avec une baisse notable de la capacité de traitement [140]. Il est également essentiel que les matériaux soient parfaitement secs, car la présence d'humidité modifie le comportement électrostatique des particules et compromet l'efficacité de la séparation. Par ailleurs, plusieurs paramètres influencent les performances du processus de séparation électrostatique à tambour. Ces paramètres peuvent être de nature mécanique (réglage du vibro-transporteur, vitesse du cylindre, configuration du collecteur), liés aux propriétés de la matière (conductivité, forme, dimension des particules, densité apparente), environnementaux (température, humidité, concentration de poussières), ou encore électriques (caractéristiques des électrodes actives et de neutralisation, niveau de haute tension appliquée) [141].

III.2.2. Condition expérimentale

Les essais d'enrichissement par séparation électrostatique ont été réalisés au Laboratoire de traitement des matériaux métalliques techniques de l'Université de Tafila, à l'aide d'un séparateur électrostatique de type Carpco (Figure 77).

Les échantillons ont d'abord été séchés sous vide à 100 °C, puis introduits dans le séparateur via un alimentateur vibrant. Pour chaque essai, 100 g d'un échantillon représentatif de taille granulométrique (-1 + 0,125 mm) pour les rejets noir et Fraction (−1 + 0.5, −0.5 + 0.25, −0.25 + 0.125 mm) pour les rejets beiges ont été traités sous une tension de séparation constante de 32 kV, avec des vitesses de rotation du chargeur de 25, 50, 75, 100 et 125 tr/min, et une distance inter-électrodes de 10 cm.



Figure 77. Séparateur électrostatique de type Carpco

III.2.3. Résultats et discussion

III.2.3.1. Séparation électrostatique des rejets de phosphate noir

Les essais de séparation électrostatique effectués sur les rejets de taille -1 + 0,125 mm ont montré l'effet de la vitesse de rotation du rouleau sur l'efficacité de séparation. Les paramètres optimaux ont été identifiés pour une vitesse de 75 tr/min et une tension électrique de 32 kV. Dans ces conditions, la teneur en phosphate atteinte était de 30,03 % de P_2O_5, avec un taux de récupération de 89,70 % (voir Tableau 25 et Figure 78). Ces résultats mettent en évidence l'efficacité de la séparation électrostatique pour l'enrichissement des rejets de phosphate noir.

Tableau 25. Résultats de la séparation électrostatique sur la récupération du phosphate

Fractions (mm)	Tension (KV)	Vitesse (r/min)	Masse (g)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CaO (%)	CO_2 (%)	CaO / P_2O_5	Récupération (%)
-1+0.125	32	25	57.66	27.68	1.56	44.28	10.14	1.60	63.18
		50	65.61	29.16	1.33	45.84	9.56	1.57	75.73
		75	75.45	30.03	1.29	45.34	9.72	1.51	89.70
		100	67.71	28.34	1.40	43.64	9.46	1.54	75.96
		125	61.97	28.02	1.52	44.24	9.30	1.58	61.38

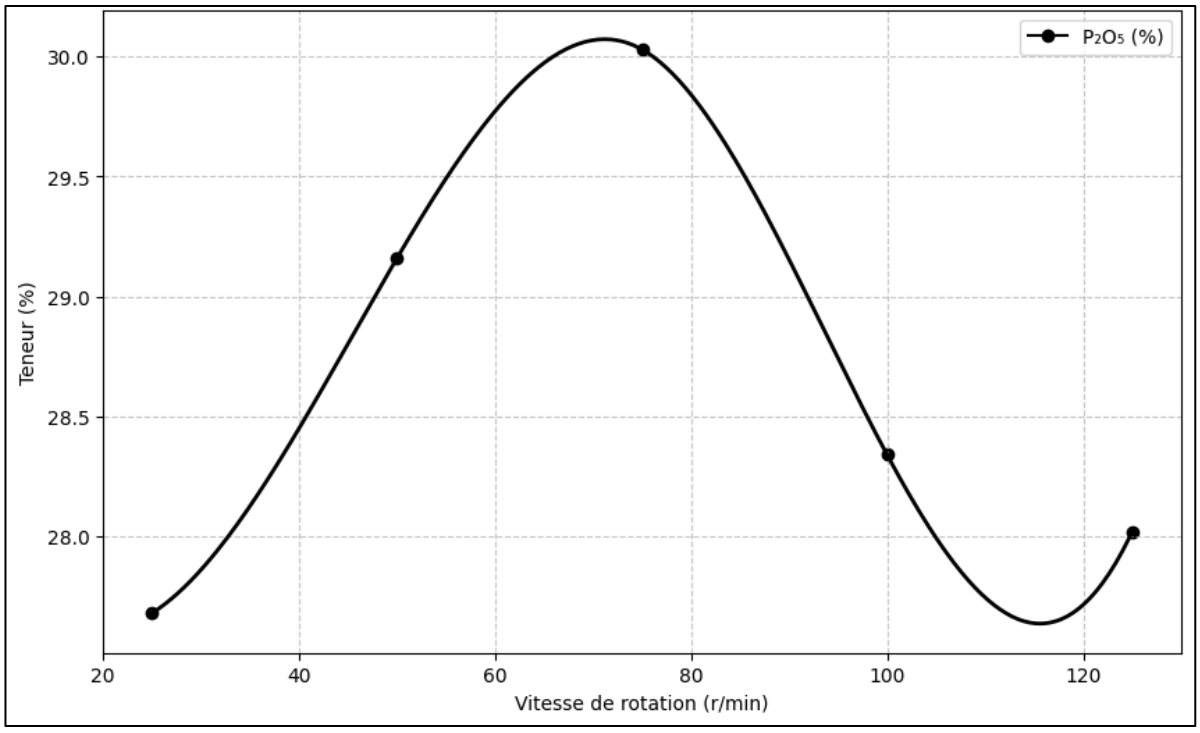


Figure 78. La variation de pourcentage de P_2O_5 en fonction de la vitesse de rotation

L'analyse chimique, présentée dans la Figure 78 et 79, montre que la teneur en P_2O_5 augmente avec la vitesse de rotation jusqu'à 75 tr/min, puis diminue au-delà. Inversement, la teneur en MgO diminue jusqu'à 75 tr/min, puis augmente à des vitesses plus élevées. Cela indique une influence significative de la vitesse du rouleau sur les teneurs en P_2O_5 et MgO dans les produits séparés (voir Figure 71, 72 et Tableau 25). Plus précisément, la teneur en P_2O_5 est de 27,68 % à 25 tr/min, 29,16 % à 50 tr/min, 30,03 % à 75 tr/min, 28,34 % à 100 tr/min, et 28,02 % à 125 tr/min. Quant à la teneur en MgO, elle est de 1,56 % à 25 tr/min, 1,33 % à 50 tr/min, 1,29 % à 75 tr/min, 1,40 % à 100 tr/min, et 1,52 % à 125 tr/min.

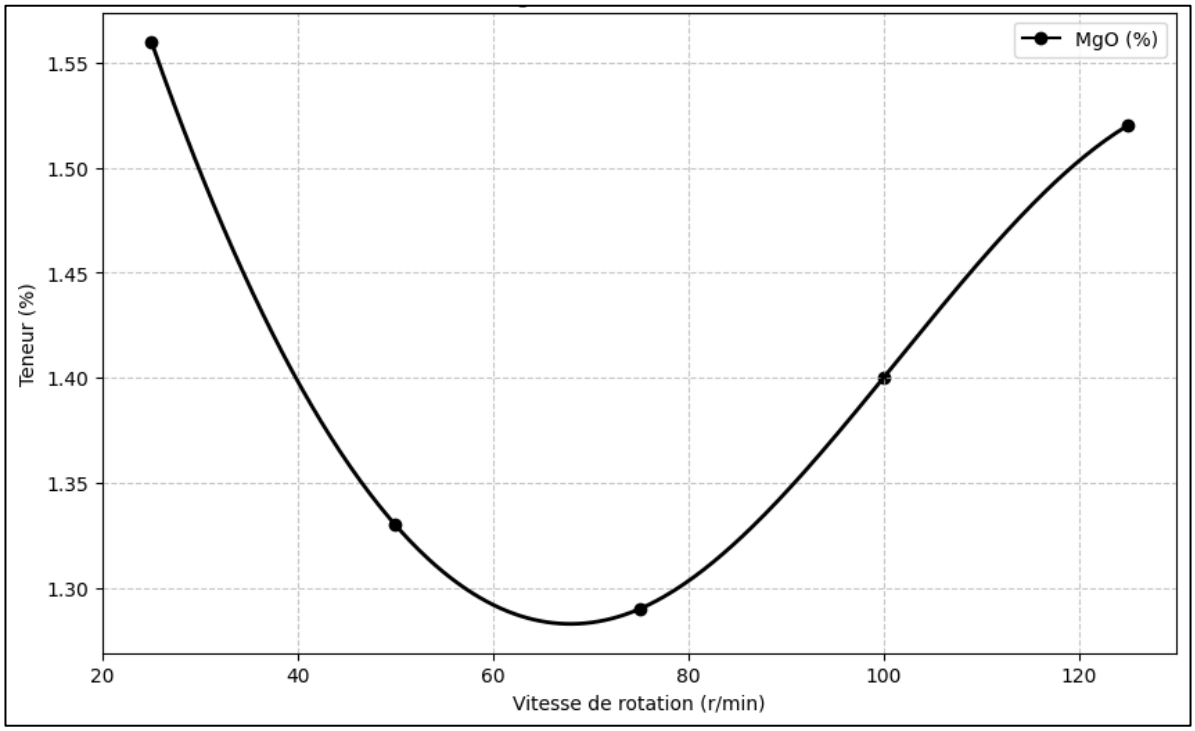


Figure 79. La variation de teneur MgO en fonction de la vitesse de rotation

III.2.3.2. Séparation électrostatique des rejets de phosphate beige

Selon les essais réalisés par séparation électrostatique à effet couronne sur les rejets de phosphate beige, il ressort du Tableau 26 et figure 80 et 81 que les meilleurs résultats ont été obtenus avec les paramètres suivants : vitesse de rotation de 75 tr/min, tension électrique de 32 kV, une teneur en phosphate (P_2O_5) de 32,80 %, une teneur en MgO de 0,86 %, une teneur en CaO de 43,49 % avec un rapport massique CaO/P_2O_5 de 1,32 et un taux de récupération de 95,46 %. Ces résultats démontrent que les essais d'enrichissement des rejets de phosphate beige de l'usine de Djebel Onk par séparation électrostatique permettent d'atteindre des résultats très satisfaisants.

Ces observations montrent que la séparation électrostatique est une méthode très efficace pour l'enrichissement des rejets phosphatés, offrant à la fois un excellent taux de récupération et une augmentation significative de la teneur en phosphate. Le faible taux de MgO (0,86 %) dans le produit enrichi atteste de l'efficacité du procédé pour éliminer le magnésium indésirable.

Tableau 26. Composition et récupération des rejets de phosphate après traitement par séparation électrostatique à différentes vitesses et fractions

Tension (kV)	Vitesse (tr/min)	Fraction (mm)	P_2O_5 (%)	MgO (%)	CaO (%)	CaO/ P_2O_5	Poids (%)	Récupération (%)
32	25	−1 + 0.5	28.12	1.21	40.18	1.42	58.36	68.30
		−0.5 + 0.25	30.94	0.63	46.11	1.49	55.20	65.33
		−0.25 + 0.125	29.76	0.93	43.85	1.47	39.50	52.85
	50	−1 + 0.5	27.72	1.32	45.63	1.68	59.68	68.84
		−0.5 + 0.25	30.50	0.55	45.96	1.50	35.20	41.07
		−0.25 + 0.125	29.40	1.52	44.65	1.52	25.83	34.44
	75	−1 + 0.5	28.09	1.52	42.37	1.51	81.19	94.90
		−0.5 + 0.25	32.80	0.86	43.22	1.32	76.08	95.46
		−0.25 + 0.125	29.81	1.16	46.24	1.55	69.46	91.60
	100	−1 + 0.5	27.33	1.02	45.91	1.68	62.84	93.98
		−0.5 + 0.25	29.86	1.36	45.22	1.52	70.39	91.62
		−0.25 + 0.125	29.63	1.36	45.22	1.52	70.39	91.62
	125	−1 + 0.5	27.95	1.31	43.63	1.56	51.77	60.21
		−0.5 + 0.25	30.61	0.98	46.72	1.52	57.09	63.26
		−0.25 + 0.125	29.42	1.40	45.43	1.54	43.10	56.63

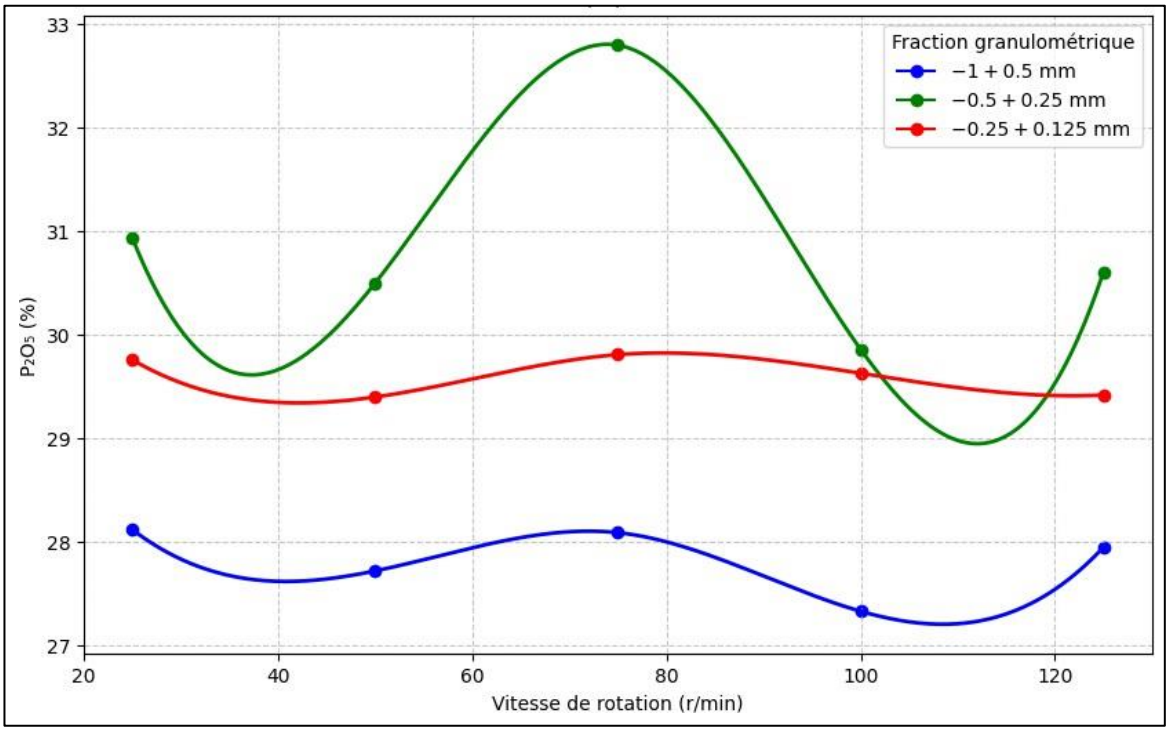


Figure 80. Variation de P_2O_5 (%) en fonction de la vitesse

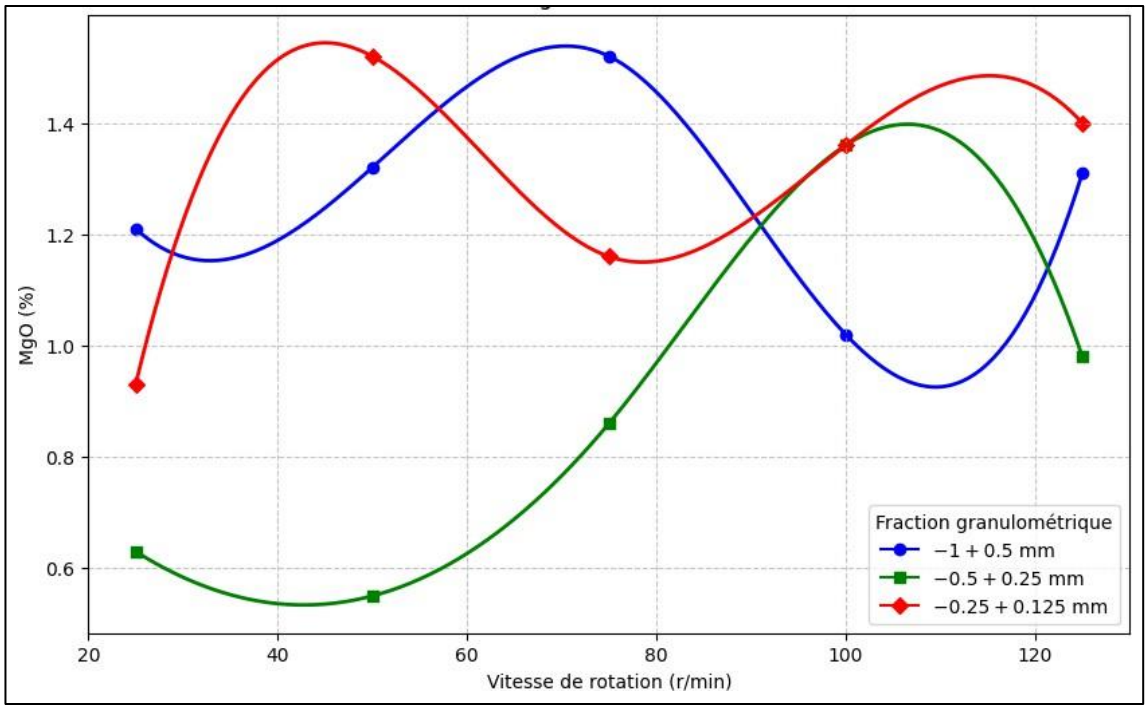


Figure 81. Variation de MgO (%) en fonction de la vitesse

III.2.4. Schéma de traitement pour séparation électrostatique

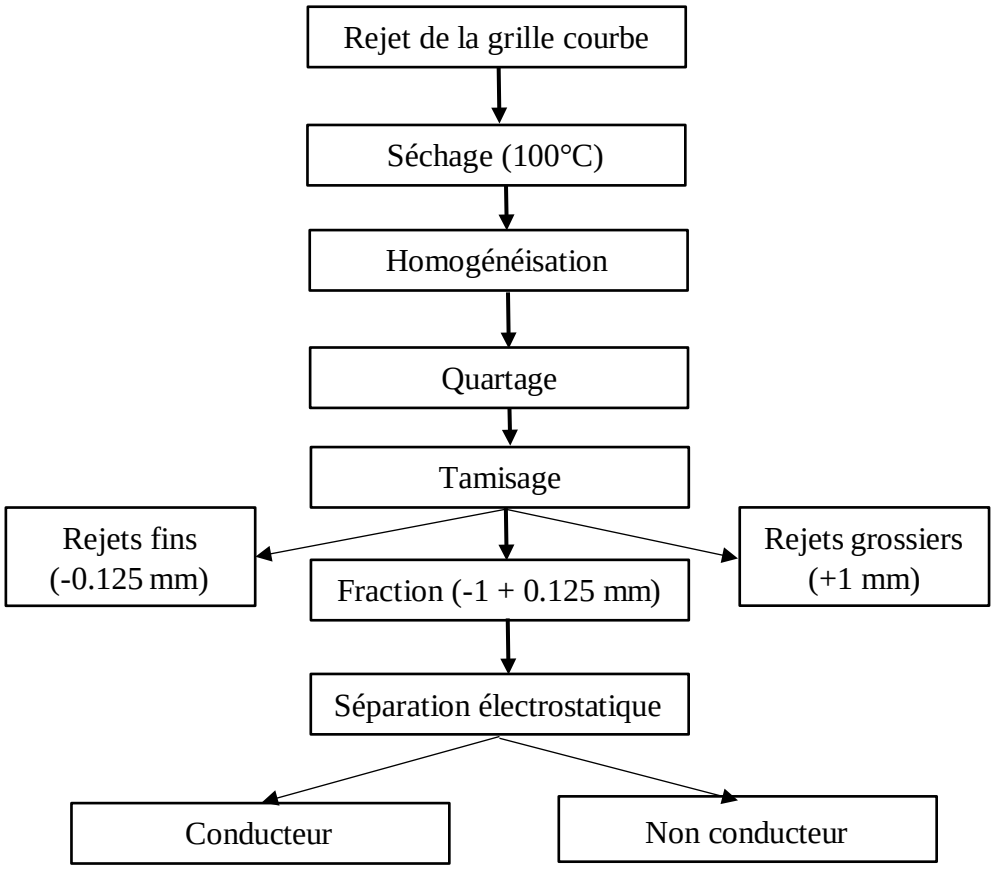


Figure 82. Schéma de traitement par procédé électrostatique

Les résultats du traitement soulignent l'importance de traiter les rejets de phosphate par les procédés de calcination et de séparation électrostatique afin d'optimiser leur qualité et leur taux de récupération. L'augmentation de la teneur en P_2O_5 obtenue par les deux méthodes montre que ces approches peuvent améliorer significativement l'efficacité économique et la performance environnementale du traitement de ces rejets.

Bien que la calcination soit connue pour être un processus à forte consommation énergétique, son choix dans cette étude repose sur sa capacité à décomposer efficacement les carbonates et à enrichir le concentré en phosphate. Une évaluation préliminaire des besoins énergétiques de la calcination indique qu'un fonctionnement à 1050 °C pendant 60 minutes nécessite environ 500 kWh/tonne [3], ce qui est conforme aux normes industrielles pour des procédés similaires. Malgré son coût énergétique élevé, ses avantages en termes de qualité du produit final justifient des recherches complémentaires pour en réduire les coûts, notamment par l'utilisation de sources d'énergie alternatives ou par l'optimisation du rendement thermique.

Quant à la séparation électrostatique, bien qu'elle soit traditionnellement confinée à l'échelle de laboratoire, elle présente un potentiel d'application industrielle grâce à sa faible consommation en eau. Une mise en œuvre à l'échelle industrielle nécessiterait des adaptations, telles que des systèmes à convoyeur pour un fonctionnement continu et des conceptions d'électrodes améliorées pour un débit plus élevé. Des essais à l'échelle pilote sont donc recommandés comme prochaine étape pour évaluer sa viabilité industrielle.

Une comparaison préliminaire des coûts montre que, bien que la calcination soit énergivore, elle permet d'obtenir un concentré de phosphate de qualité supérieure, ce qui compense le coût énergétique par la valeur ajoutée du produit. La séparation électrostatique, quant à elle, constitue une option peu coûteuse et respectueuse de l'environnement, avec une consommation en eau quasi nulle, ce qui en fait une méthode complémentaire à la calcination dans un processus de valorisation à deux étapes.

Les travaux futurs devraient s'orienter vers l'amélioration de ces procédés et l'étude de nouvelles possibilités d'optimisation des techniques de calcination et de séparation. Explorer l'effet de profils thermiques variés et de paramètres électrostatiques adaptés à différentes compositions minéralogiques pourrait apporter de nouvelles perspectives pour l'amélioration du traitement des minerais phosphatés.

IV. Schéma de traitement des rejets de phosphate

Le schéma vise à valoriser les rejets issus de la voie humide à travers des opérations physiques et thermiques. Le schéma technologique proposé se divise en trois grandes étapes (Figure 84) :

- **La première étape** est celle de la préparation des échantillons, comprenant le séchage, l'homogénéisation, le quartage, le tamisage et le broyage. Ces opérations visent à standardiser les échantillons et à obtenir des fractions granulométriques adaptées aux traitements ultérieurs.
- **La deuxième étape** est consacrée à la caractérisation globale et granulométrique des échantillons. Plusieurs techniques analytiques sont mobilisées (DRX, FRX, MEB, SAA et l'observation optique).
- **La troisième étape** est le traitement proprement dit, qui repose principalement sur deux techniques : la séparation électrostatique appliquée à la fraction comprise entre 0.125 mm et 1 mm, et la calcination appliquée à la même fraction dans le but d'améliorer la séparation.

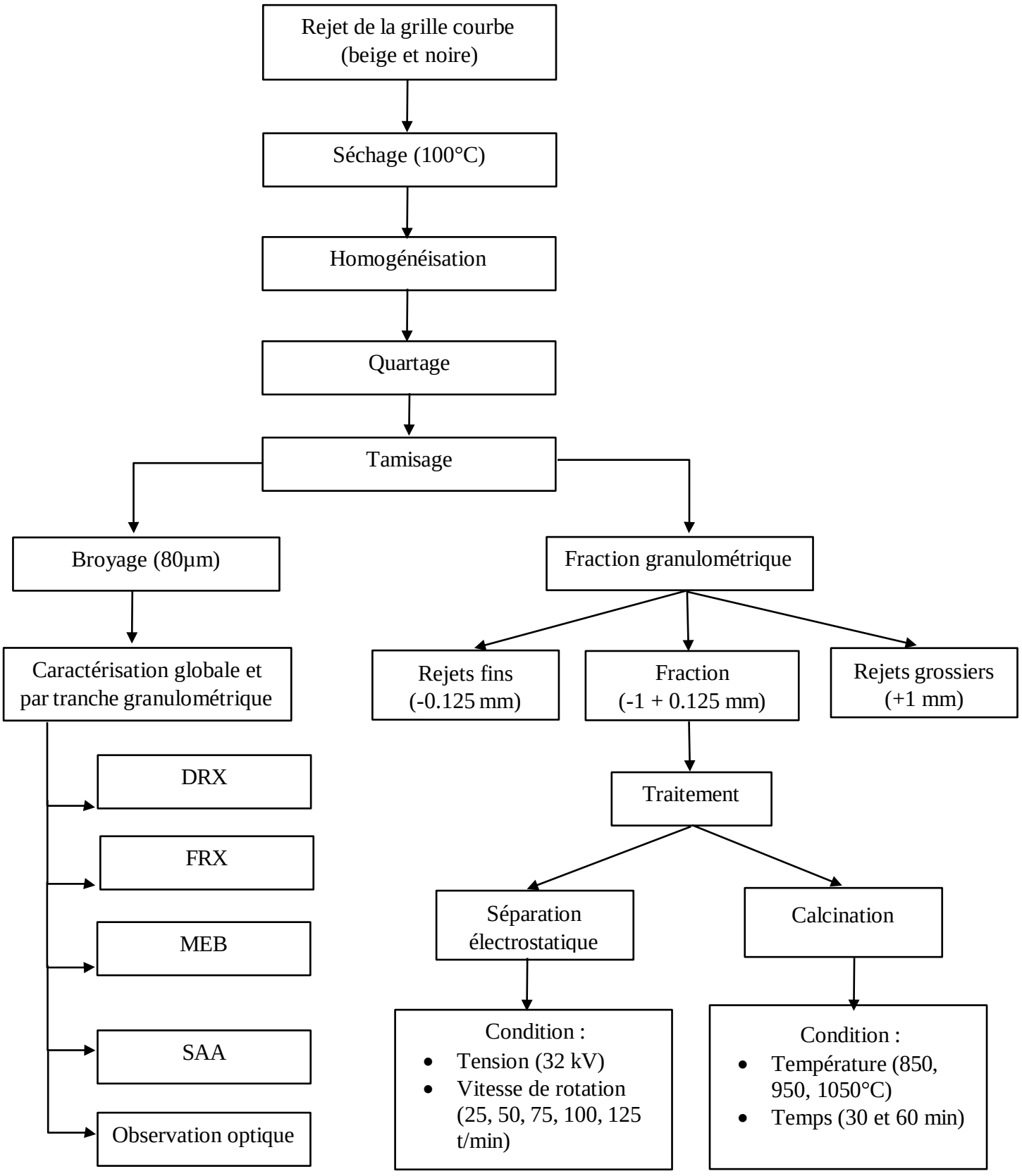


Figure 83. Schéma de traitement et de caractérisation des rejets de phosphate issus de la voie humide

V. Conclusion

Les rejets miniers de phosphate représentent à la fois un défi environnemental majeur et une perte économique significative pour la Société des Mines de Phosphate (SOMIPHOS). Cette étude s'est attachée à valoriser les rejets de phosphate noir et beige issus du complexe de Djebel Onk, en explorant deux techniques complémentaires de traitement : la séparation électrostatique à effet corona et la calcination. Ces approches ont été évaluées en tenant compte des caractéristiques minéralogiques, de la teneur en phosphate, de la distribution granulométrique, ainsi que du contexte climatique semi-aride de la région.

Les analyses XRF et SEM–EDS ont confirmé, pour les deux types de rejets, la présence prédominante de phases phosphatées et carbonatées, avec des teneurs en CaO et P_2O_5 significatives, traduisant un potentiel économique de valorisation élevé. Notamment, les rejets beiges présentent une teneur en CaO de 61,18 % et en P_2O_5 de 19,11 %, avec un rapport CaO/P_2O_5 de 3,20, tandis que les rejets noirs teneur en CaO de 59.74 % et en P_2O_5 de 20.04 %, avec un rapport CaO/P_2O_5 de 2.98.

Les résultats obtenus démontrent que la calcination, effectuée à 1050 °C pendant 60 minutes, constitue la condition optimale pour les deux types de rejets, permettant d'atteindre des teneurs en P_2O_5 de 30,91 % pour les rejets noirs et de 31,15 % pour les rejets beiges, tout en maintenant des teneurs en MgO inférieures à 1,26 % et 1,09 % respectivement. Parallèlement, la séparation électrostatique optimisée à une vitesse de rotation de 75 tours/min et une tension de 32 kV a permis d'atteindre des taux de récupération élevés : 89,70 % pour les rejets noirs avec un concentré à 30,03 % de P_2O_5 et 95,46 % pour les rejets beiges avec un concentré à 32,8 % de P_2O_5 et 0,86 % de MgO.

Ces résultats soulignent le potentiel de la combinaison de la calcination et de la séparation électrostatique comme techniques efficaces et durables pour la valorisation des rejets de phosphate du complexe de Djebel Onk. En améliorant significativement la récupération des ressources tout en réduisant les impuretés à des niveaux conformes aux exigences industrielles, ces procédés contribuent à une gestion plus efficiente des sous-produits miniers et à une valorisation intégrée respectueuse de l'environnement.

Schéma de traitement préconisé

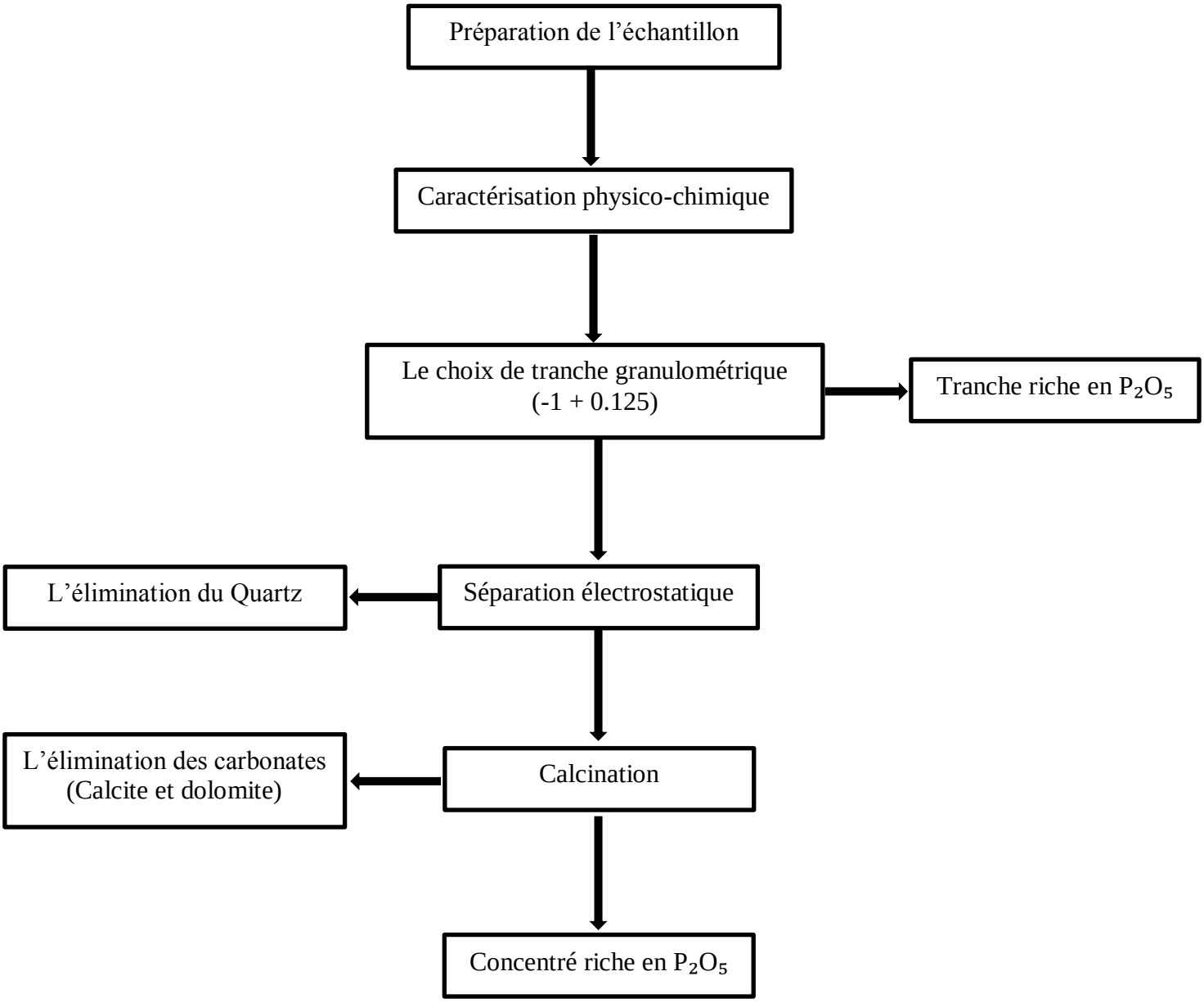


Figure 84. Schéma préconisé de traitement des rejets de phosphate

CONCLUSION GENERALE et PERPECTIVES

Les techniques de calcination et de séparation électrostatique utilisées dans cette étude présentent plusieurs avantages par rapport à d'autres procédés tels que la séparation gravimétrique, la flottation ou le lessivage, qui nécessitent généralement d'importantes quantités d'eau et de réactifs chimiques, pouvant entraîner une pollution toxique des eaux, des résidus miniers et de l'environnement. En revanche, la calcination et la séparation électrostatique sont des procédés secs, ce qui les rend particulièrement adaptés aux régions arides.

Par ailleurs, les essais de calcination réalisés à 1050 °C pendant 60 minutes sur les rejets phosphatés noirs et beiges ont permis d'obtenir des concentrés enrichis en P_2O_5, atteignant respectivement 30,91 % et 31,15 %, avec des teneurs en MgO de 1,26 % et 1,09 %. Les taux de récupération en P_2O_5, de 91,77 % pour les rejets noirs et 90,26 % pour les rejets beiges, confirment l'efficacité du traitement thermique dans l'élimination des impuretés carbonatées et organiques.

Parallèlement, la séparation électrostatique, appliquée à une tension de 32 kV et une vitesse de rotation de 75 tr/min, a permis d'obtenir des concentrés titrant 30,03 % de P_2O_5 (rejets noirs) et 32,80 % de P_2O_5 (rejets beiges), avec des teneurs en MgO de 1,29 % et 0,86 % respectivement. Les taux de récupération du P_2O_5 se sont élevés à 89,70 % pour les rejets noirs et 95,46 % pour les rejets beiges, démontrant l'excellente performance de ce procédé à sec dans la séparation des minéraux indésirables.

À titre comparatif, le complexe minier de Djebel Onk, qui utilise la séparation gravimétrique, atteint un taux de récupération inférieur à 70 % de P_2O_5. D'où l'importance de réduire la consommation d'eau et l'usage des produits chimiques afin de limiter l'empreinte environnementale. Ces constats renforcent les efforts internationaux et l'engagement des entreprises minières en faveur d'une gestion intégrée des rejets miniers et d'un développement durable.

Cependant, la faisabilité technique et économique de l'application de la calcination et de la séparation électrostatique à l'échelle industrielle doit être rigoureusement examinée, notamment en raison des coûts d'investissement élevés et des exigences énergétiques importantes, en particulier pour la calcination. Des études antérieures ont mis en évidence que la calcination peut engendrer des coûts énergétiques élevés, bien que ceux-ci puissent être amortis par la production de concentrés phosphatés de haute pureté, générant une valeur commerciale importante.

En revanche, la séparation électrostatique constitue une alternative économique pour un traitement à sec, permettant de préserver la ressource en eau, ce qui est particulièrement pertinent dans le contexte semi-aride de la région minière de Djebel Onk.

Ces résultats confirment la pertinence de la calcination et de la séparation électrostatique, en tant que méthodes efficaces et durables pour l'enrichissement des rejets phosphatés. Chacune permet une amélioration notable de la qualité du concentré tout en contribuant à la réduction de l'impact environnemental des résidus miniers. Néanmoins, l'applicabilité industrielle de ces procédés nécessite une évaluation économique approfondie, intégrant le coût de l'énergie, la disponibilité des ressources humaines et techniques, ainsi que le coût de traitement par tonne, afin d'en assurer la faisabilité à grande échelle.

Bien que les procédés de calcination et de séparation électrostatique aient montré un potentiel significatif pour l'enrichissement des rejets phosphatés, certaines limitations persistent. La calcination nécessite des températures élevées qui impliquent une consommation énergétique importante, tandis que la séparation électrostatique reste sensible à la granulométrie, à l'humidité résiduelle et aux propriétés superficielles des particules. Ces contraintes suggèrent la nécessité d'approches complémentaires et d'une validation à plus grande échelle.

Dans cette optique, deux perspectives se dégagent. La première consiste en le passage à une unité pilote semi-industrielle afin de confirmer la performance des procédés dans des conditions opérationnelles proches de l'industrie. La seconde porte sur la récupération des terres rares (ETR) contenues dans les rejets phosphatés, un domaine de recherche à fort potentiel stratégique, notamment dans le contexte mondial de demande croissante en métaux critiques. Le développement de procédés intégrés permettant la valorisation simultanée du phosphate et des terres rares représenterait une avancée majeure pour une exploitation durable et optimisée des ressources de Djebel Onk.

REFERENCE BIBLIOGRAPHIES

[1] P. Ptáček, Apatites and their Synthetic Analogues - Synthesis, Structure, Properties and Applications. InTech, 2016. doi: 10.5772/59882.

[2] P. Becker, Phosphates and phosphoric acid. 1983. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://www.cabidigitallibrary.org/doi/full/10.5555/19841981771

[3] A.-Z. M. Abouzeid, 'Physical and thermal treatment of phosphate ores—An overview', Int. J. Miner. Process., vol. 85, no. 4, pp. 59–84, 2008.

[4] M. Sajid et al., 'Synoptic view on P ore beneficiation techniques', Alex. Eng. J., vol. 61, no. 4, pp. 3069–3092, Apr. 2022, doi: 10.1016/j.aej.2021.08.039.

[5] A. Alsafasfeh, Modeling and optimization of froth flotation of low-grade phosphate ores: experiments and machine learning. Missouri University of Science and Technology, 2020. Accessed: Jun. 03, 2024. [Online]. Available: https://search.proquest.com/openview/8aa2258e6b2aebb0a89db94dd13cb861/1?pq-origsite=gscholar&cbl=18750&diss=y

[6] A. Alsafasfeh, L. Alagha, A. Alzidaneen, and V. Nadendla, 'Optimization of flotation efficiency of phosphate minerals in mine tailings using polymeric depressants: Experiments and machine learning', Physicochem. Probl. Miner. Process., May 2022, doi: 10.37190/ppmp/150477.

[7] H. Amar, M. Benzaazoua, A. Elghali, R. Hakkou, and Y. Taha, 'Waste rock reprocessing to enhance the sustainability of phosphate reserves: A critical review', J. Clean. Prod., vol. 381, p. 135151, Dec. 2022, doi: 10.1016/j.jclepro.2022.135151.

[8] R. Amata, M. Bounouala, A. Alsafasfeh, A. Amata, and C. Meniai, 'Utilizing Calcination and Electrostatic Separation to Enhance Recovery and Enrichment of Phosphate Tailings', Min. Metall. Explor., Apr. 2025, doi: 10.1007/s42461-025-01238-9.

[9] R. Amata, M. Bounouala, A. Alsafasfeh, A. Amata, and S. Bouabdallah, 'Sustainable Reuse of Algerian Black Phosphate Mining Tailings to Recover P_2O_5', J. Min. Environ., vol. 16, no. 3, pp. 877–887, 2025.

[10] L. Arroug, M. Elaatmani, A. Zegzouti, and M. Aitbabram, 'Low-grade phosphate tailings beneficiation via organic acid leaching: process optimization and kinetic studies', Minerals, vol. 11, no. 5, p. 492, 2021.

[11] Q. Bao, L. Guo, and Z. Guo, 'A novel direct reduction-flash smelting separation process of treating high phosphorous iron ore fines', Powder Technol., vol. 377, pp. 149–162, 2021.

[12] N. Bezzi, T. Aïfa, D. Merabet, and J.-Y. Pivan, 'Magnetic properties of the Bled El Hadba phosphate-bearing formation (Djebel Onk, Algeria): Consequences of the enrichment of the phosphate ore deposit', J. Afr. Earth Sci., vol. 50, no. 2–4, pp. 255–267, 2008.

[13] H. Li et al., 'Effect of geological origin of apatite on reverse flotation separation of phosphate ores using phosphoric acid as depressant', Miner. Eng., vol. 172, p. 107182, 2021.

[14] A. Farzanegan and Z. S. Mirzaei, 'Scenario-Based Multi-Objective Genetic Algorithm Optimization of Closed Ball-Milling Circuit of Esfordi Phosphate Plant', Miner. Process. Extr. Metall. Rev., vol. 36, no. 2, pp. 71–82, Mar. 2015, doi: 10.1080/08827508.2013.868348.

[15] A.-Z. M. Abouzeid, 'UPGRADING OF PHOSPHATE ORES – A REVIEW', 2007.

[16] H. He, W. Wang, R. Li, and L. Yu, 'Study on flotation of scrubbed tailings from phosphate ore', Ind Min. Process, vol. 11, pp. 4–10, 2015.

[17] H. M. Li, 'Discussion of scrubbing and desliming of phosphate ore in Dianchi area', Ind Min. Process, vol. 6, pp. 52–53, 1986.

[18] A.-Z. Abouzeid, A. T. Negm, and D. A. Elgillani, 'Upgrading of calcareous phosphate ores by flotation: Effect of ore characteristics', Int. J. Miner. Process., vol. 90, no. 1–4, pp. 81–89, 2009.

[19] Y. Ruan, D. He, and R. Chi, ‘Review on beneficiation techniques and reagents used for phosphate ores’, Minerals, vol. 9, no. 4, p. 253, 2019.

[20] N. L. Weiss, ‘SME Mineral Processing Handbook;; American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers’, Kingsport Press N. Y. USA, vol. 4, pp. 51–4, 1985.

[21] A. A. Negm and A. Z. M. Abouzeid, ‘Utilization of East Seba’eya Phosphate Plant Tailings’, Final Rep. Acad. Sci. Res. Technol., 2002.

[22] J.-S. Chang, A. J. Kelly, and J. M. Crowley, Handbook of electrostatic processes. CRC Press, 1995. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://books.google.com/books?hl=fr&lr=&id=lXYll7rmYeYC&oi=fnd&pg=PR3&dq=Chang+Jen-S,+Kelly+A,+Crowley+JM.+Handbook+of+Electrostatic+Processes.+CRC+Press,+1995.+ISBN:+978-1420066166&ots=-V2KeHmHRG&sig=D_bPbye1S5bZ0Q-eTob4iD2GR7I

[23] M. C. Fuerstenau and K. N. Han, Principles of mineral processing. SME, 2003. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://books.google.com/books?hl=fr&lr=&id=MDiZQCSBENMC&oi=fnd&pg=PA1&dq=Fuerstenau+MC,+Han+KN.+Principles+of+Mineral+Processing.+SME,+2003.+ISBN:+978-0873351676&ots=2OD0ow25k1&sig=OMAmStmzxd_Cc9-TLeknWesoftE

[24] A. Sobhy and D. Tao, ‘Innovative RTS Technology for Dry Beneficiation of Phosphate’, Procedia Eng., vol. 83, pp. 111–121, Jan. 2014, doi: 10.1016/j.proeng.2014.09.020.

[25] A. Haarr, ‘The reuse of phosphorus’, Eureau Position Pap. EU2-04-SL09, pp. 1–2, 2005.

[26] J. O. Amankonah and P. Somasundaran, ‘Effects of dissolved mineral species on the electrokinetic behavior of calcite and apatite’, Colloids Surf., vol. 15, pp. 335–353, 1985.

[27] T. Ohara, H. Kumakura, and H. Wada, ‘Magnetic separation using superconducting magnets’, Phys. C Supercond., vol. 357, pp. 1272–1280, 2001.

[28] C. B. Gill, ‘Gravity Concentration’, in Materials Beneficiation, New York, NY: Springer New York, 1991, pp. 148–175. doi: 10.1007/978-1-4612-3020-5_9.

[29] P. Blazy and E. A. Jdid, ‘Removal of ferriferous dolomite by magnetic separation from the Egyptian Abu Tartur phosphate ore’, Int. J. Miner. Process., vol. 49, no. 1–2, pp. 49–58, 1997.

[30] A. M. Shaikh and S. G. Dixit, ‘Beneficiation of phosphate ores using high gradient magnetic separation’, Int. J. Miner. Process., vol. 37, no. 1–2, pp. 149–162, 1993.

[31] J. H. P. Watson, ‘Status of superconducting magnetic separation in the minerals industry’, Miner. Eng., vol. 7, no. 5–6, pp. 737–746, 1994.

[32] B. international des poids and mesures, International System of Units (SI). Sèvres, France: Le Bureau, 2006.

[33] M. Ashraf, Z. I. Zafar, and T. M. Ansari, ‘Selective leaching kinetics and upgrading of low-grade calcareous phosphate rock in succinic acid’, Hydrometallurgy, vol. 80, no. 4, pp. 286–292, 2005.

[34] Z. I. Zafar and M. Ashraf, ‘Selective leaching kinetics of calcareous phosphate rock in lactic acid’, Chem. Eng. J., vol. 131, no. 1–3, pp. 41–48, 2007.

[35] M. Gharabaghi, M. Noaparast, and M. Irannajad, ‘Selective leaching kinetics of low-grade calcareous phosphate ore in acetic acid’, Hydrometallurgy, vol. 95, no. 3, pp. 341–345, Feb. 2009, doi: 10.1016/j.hydromet.2008.04.011.

[36] S. I. Abu-Eishah, M. Muthaker, and N. Touqan, ‘A new technique for the beneficiation of low grade carbonate-rich phosphate rocks by digestion with dilute acetic acid solutions: pilot plant testing results’, Miner. Eng., vol. 4, no. 5–6, pp. 573–586, 1991.

[37] Z. I. Zafar, M. M. Anwar, and D. W. Pritchard, ‘Optimization of thermal beneficiation of a low grade dolomitic phosphate rock’, Int. J. Miner. Process., vol. 43, no. 1–2, pp. 123–131, 1995.

[38] A. A. Boateng, Rotary kilns: transport phenomena and transport processes. Butterworth-Heinemann, 2015.

[39] S. Seetharaman, Treatise on Process Metallurgy: Volume 3: Industrial Processes. Elsevier, 2024. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://books.google.com/books?hl=fr&lr=&id=_OPPEAAAQBAJ&oi=fnd&pg=PP1&dq=++++Seetharaman+S.+Treatise+on+Process+Metallurgy,+Volume+3:+Industrial+Processes.+Newnes,+2013.+ISBN:+978-0080969893&ots=rfY-RmHzNO&sig=-zf6T363PzQfuMWv8PeYrkecBGY

[40] N. J. Sell, Industrial pollution control: issues and techniques. John Wiley & Sons, 1992. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://books.google.com/books?hl=fr&lr=&id=WlY0EQAAQBAJ&oi=fnd&pg=PR11&dq=++++Sell+NJ.+Industrial+Pollution+Control:+Issues+and+Techniques+Environmental+Engineering+Series.+John+Wiley+%26+Sons,+1992.+ISBN:+978-0471284192&ots=Qa8SuzJCe_&sig=RoHHO-Vep0yR-60BohFD-zEfZy0

[41] J. E. Kogel, Industrial minerals & rocks: commodities, markets, and uses. SME, 2006. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://books.google.com/books?hl=fr&lr=&id=zNicdkuulE4C&oi=fnd&pg=PP13&dq=+Kogel+JE.+Industrial+Minerals+%26+Rocks:+Commodities,+Markets,+and+Uses.+SME,+2006.+ISBN:+978-0873352338&ots=NmreyZC5uc&sig=am0kCkULdhdzErvxOCvf75DRalk

[42] P. Mullinger and B. Jenkins, Industrial and process furnaces: principles, design and operation. Butterworth-Heinemann, 2022.

[43] A. Watti, M. Alnjjar, and A. Hammal, ‘Improving the specifications of Syrian raw phosphate by thermal treatment’, Arab. J. Chem., vol. 9, pp. S637–S642, 2016.

[44] A. K. Özer, ‘The characteristics of phosphate rock for upgrading in a fluidized bed’, Adv. Powder Technol., vol. 14, no. 1, pp. 33–42, 2003.

[45] S. J. Van Kauwenbergh, World phosphate rock reserves and resources. Ifdc Muscle Shoals, 2010. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: http://www.firt.org/sites/default/files/SteveVanKauwenbergh_World_Phosphate_Rock_Reserve.pdf

[46] A. Amirech, M. Bouhenguel, S. Kouachi, ‘Two-stage reverse flotation process for removal of carbonates and silicates from phosphate ore using anionic and cationic collectors. *Arab J Geosci* **11**, 593 (2018). https://doi.org/10.1007/s12517-018-3951-2

[47] C. B. Chernoff and G. J. Orris, ‘Data set of world phosphate mines, deposits, and occurrences: Part A. Geologic data. Part B. Location and mineral economic data’, US Geological Survey, 2002. Accessed: May 05, 2025. [Online]. Available: https://pubs.usgs.gov/publication/ofr02156

[48] S. K. Kawatra and J. T. Carlson, ‘Beneficiation of Phosphate Ore’.

[49] H. Sis and S. Chander, ‘Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review’, Miner. Eng., vol. 16, no. 7, pp. 577–585, 2003.

[50] D. A. Elgillani and A.-Z. Abouzeid, ‘Flotation of carbonates from phosphate ores in acidic media’, Int. J. Miner. Process., vol. 38, no. 3–4, pp. 235–256, 1993.

[51] S. J. Zhang, J. J. Yi, L. H. Kong, A. L. Jiang, and G. Y. Liu, ‘Current status of phosphorite-ore resources in China and screening for national-class physical geological data of phopshorite’, Inorg Chem Ind, vol. 48, pp. 1–6, 2016.

[52] P. Somasundaran and L. Zhang, ‘Role of surface chemistry of phosphate in its beneficiation’, Benef. Phosphates Adv. Res. Pract., pp. 141–154, 1999.

[53] M. A. Wilson and B. G. Ellis, ‘Influence of calcium solution activity and surface area on the solubility of selected rock phosphates’, Soil Sci., vol. 138, no. 5, pp. 354–359, 1984.

[54] D. Nettour, M. Chettibi, G. Bulut, and A. Benselhoub, ‘Beneficiation of phosphate sludge rejected from Djebel Onk plant (Algeria)’, Min. Miner. Depos., vol. 13, no. 4, pp. 84–90, Dec. 2019, doi: 10.33271/mining13.04.084.

[55] A. J. Teague and M. C. Lollback, ‘The beneficiation of ultrafine phosphate’, Miner. Eng., vol. 27, pp. 52–59, 2012.

[56] B. Debray, ‘Systèmes d’aide à la décision pour le traitement des déchets industriels spéciaux’, PhD Thesis, INSA de Lyon, 1997. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://theses.hal.science/tel-00850534/

[57] C. London, ‘La notion juridique de déchet ou quelques interrogations d’ordre sémantique’, Environ. Ingénierie Dév., 1996, Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://eid.episciences.org/8305

[58] L. Y. Maystre, V. Duflon, T. Diserens, D. Leroy, J. Simos, and F. Viret, Déchets urbains: nature et caractérisation. Presses polytechniques et universitaires romandes, 1994. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://pascal-francis.inist.fr/vibad/index.php?action=getRecordDetail&idt=109038

[59] E. Jardé, ‘Composition organique de boues résiduaires de stations d’épuration lorraines: Caractérisation moléculaire et effets de la biodégradation’, PhD Thesis, Université Henri Poincaré-Nancy I, 2002. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://theses.hal.science/tel-00007882/

[60] E. A. Ripley and R. E. Redmann, Environmental effects of mining. CRC Press, 1995. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://books.google.com/books?hl=fr&lr=&id=5au3aSUHYo4C&oi=fnd&pg=PA1&dq=Ripley,+E.+A.,+Redmann,+R.+E.,+%26+Crowder,+A.+A.+(1996).+Environmental+effects+of+mining.++St.+&ots=lTyJBeNKbm&sig=HW77QiGsfCEjo4CcHbC7NAWCIaI

[61] G. M. Ritcey, ‘Tailings management’, 1989, Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://www.osti.gov/biblio/7153930

[62] M. Villeneuve, Évaluation du comportement géochimique à long terme de rejets miniers à faible potentiel de génération d’acide à l’aide d’essais cinétique. École Polytechnique de Montréal, 2004. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://publications.polymtl.ca/9481/1/2004_Villeneuve.pdf

[63] D. K. Nordstrom and C. N. Alpers, ‘Geochemistry of acid mine waters’, 1997, Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://pubs.geoscienceworld.org/segweb/books/edited-volume/1219/chapter/107020688

[64] P. C. Singer and W. Stumm, ‘Acidic Mine Drainage: The Rate-Determining Step’, Science, vol. 167, no. 3921, pp. 1121–1123, Feb. 1970, doi: 10.1126/science.167.3921.1121.

[65] C. Gounou, ‘Mobilité des éléments traces métalliques dans les sédiments: couplage et comparaison des approches chimique et microbiologique’, PhD Thesis, Paris Est, 2008. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://theses.fr/2008PEST0074

[66] H. Pendias, ‘Trace elements in soils and plants’, 1992, Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://agris.fao.org/search/en/providers/123819/records/64735b7e53aa8c8963086518

[67] N. Bezzi, T. Aifa, S. Hamoudi, and D. Merabet, ‘Trace elements of Kef Es Sennoun natural Phosphate (Djebel Onk, Algeria) and how they affect the various Mineralurgic modes of treatment’, Procedia Eng., vol. 42, pp. 1915–1927, 2012.

[68] E. F. da Silva et al., ‘Heavy elements in the phosphorite from Kalaat Khasba mine (North-western Tunisia): Potential implications on the environment and human health’, J. Hazard. Mater., vol. 182, no. 1–3, pp. 232–245, 2010.

[69] F. Khelifi, A. Melki, Y. Hamed, P. Adamo, and A. G. Caporale, 'Environmental and human health risk assessment of potentially toxic elements in soil, sediments, and ore-processing wastes from a mining area of southwestern Tunisia', Environ. Geochem. Health, vol. 42, no. 12, pp. 4125–4139, Dec. 2020, doi: 10.1007/s10653-019-00434-z.

[70] Z. S. Altschuler, 'The geochemistry of trace elements in marine phosphorites Part I. Characteristic abundances and enrichment', 1980, Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://pubs.geoscienceworld.org/sepm/books/edited-volume/1082/chapter-abstract/10547255

[71] M. S. Al-Hwaiti, H. J. Brumsack, and B. Schnetger, 'Fraction distribution and risk assessment of heavy metals in waste clay sediment discharged through the phosphate beneficiation process in Jordan', Environ. Monit. Assess., vol. 187, no. 7, p. 401, Jul. 2015, doi: 10.1007/s10661-015-4579-2.

[72] M. Ettoumi et al., 'Characterization of Kef Shfeir phosphate sludge (Gafsa, Tunisia) and optimization of its dewatering', J. Environ. Manage., vol. 254, p. 109801, 2020.

[73] C. Directive, '86/278/EEC Council Directive 86/278/EEC on the protection of the environment, and in particular of the soil, when sewage sludge is used in agriculture', OJ L, vol. 181, no. 4.7, 1986.

[74] 'CFIA, 2020. Canadian Food Inspection Agency, Plant Production: Fertilizers Section (2020). https://www.inspection.gc.ca/plant-health/fertilizers/registering-fert ilizers-and-supplements/guide-to-submitting-applications-for-registration/e ng/1456415167275/1456415380069. - Recherche Google'. Accessed: May 06, 2025. [Online].

[75] S. Dudka and W. P. Miller, '[No title found]', Water. Air. Soil Pollut., vol. 113, no. 1/4, pp. 127–132, 1999, doi: 10.1023/A:1005028905396.

[76] T. Mehmood, M. M. Chaudhry, M. Tufail, and N. Irfan, 'Heavy metal pollution from phosphate rock used for the production of fertilizer in Pakistan', Microchem. J., vol. 91, no. 1, pp. 94–99, 2009.

[77] O. M. de la Santé, 'Rapport sur la santé dans le monde 2004: changer le cours de l'histoire', in Rapport sur la santé dans le monde 2004: changer le cours de l'histoire, 2004, pp. 187–187. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://pesquisa.bvsalud.org/portal/resource/pt/mis-21587

[78] C. J. Rosen, Lead in the Home Graden and Urban Soil Environment. Minnesota Extension Service, University of Minnesota, 2002. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://chemistry.beloit.edu/classes/Chem117/lead/Lead%20in%20the%20Home%20Garden%20Univer sity%20of%20Minnesota%20Extension.pdf

[79] I. A. for R. on Cancer, 'Cadmium and cadmium compounds', Monogr. Eval. Carcinog. Risks Hum., vol. 58, pp. 119–237, 1993.

[80] M. Sattouf, 'Identifying the origin of rock phosphates and phosphorus fertilisers using isotope ratio techniques and heavy metal patterns', PhD Thesis, Braunschweig, Techn. Univ., Diss., 2007, 2007. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://d-nb.info/98583157X/34

[81] Y. Teng, S. Ni, C. Zhang, J. Wang, X. Lin, and Y. Huang, 'Environmental geochemistry and ecological risk of vanadium pollution in Panzhihua mining and smelting area, Sichuan, China', Chin. J. Geochem., vol. 25, no. 4, pp. 379–385, Nov. 2006, doi: 10.1007/s11631-006-0378-3.

[82] M. Aubertin, B. Bussière, and L. Bernier, Environnement et gestion des rejets miniers. Presses Internationales Polytechnique, 2002. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://publications.polymtl.ca/26881/

[83] B. Bussière, 'Colloquium 2004: Hydrogeotechnical properties of hard rock tailings from metal mines and emerging geoenvironmental disposal approaches', Can. Geotech. J., vol. 44, no. 9, pp. 1019–1052, Sep. 2007, doi: 10.1139/T07-040.

[84] B. Bussière, M. Aubertin, G. J. Zagury, R. Potvin, and M. Benzaazoua, 'Principaux défis et pistes de solution pour la restauration des aires d'entreposage de rejets miniers abandonnées', in Proceedings of the Symposium, 2005, pp. 1–29. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://www.academia.edu/download/69579443/PRINCIPAUX_DFIS_ET_PISTES_DE_SOLUTION_PO20210913-24480-tajsjo.pdf

[85] G. M. Ritcey, 'Tailings management in gold plants', Hydrometallurgy, vol. 78, no. 1–2, pp. 3–20, 2005.

[86] M. Benzaazoua, B. Bussière, I. Demers, M. Aubertin, É. Fried, and A. Blier, 'Integrated mine tailings management by combining environmental desulphurization and cemented paste backfill: Application to mine Doyon, Quebec, Canada', Miner. Eng., vol. 21, no. 4, pp. 330–340, 2008.

[87] B. C. Aubé and J. M. Zinck, 'Comparison of AMD treatment processes and their impact on sludge characteristics', in proceedings for Sudbury, 1999, pp. 261–270. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://www.envirobay.com/wp-content/uploads/2017/09/1999-Lime-process-compare.pdf

[88] J. Zinck and W. Griffith, 'Review of mine drainage treatment and sludge management operations', MEND Rep., vol. 3, no. 1, p. 111, 2013.

[89] R. Argane, 'Valorisation des rejets miniers à faible teneur en sulfures comme granulats pour mortiers', PhD Thesis, Lyon, INSA, 2015. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://theses.fr/2015ISAL0039

[90] R. Argane, M. Benzaazoua, R. Hakkou, and A. Bouamrane, 'Reuse of base-metal tailings as aggregates for rendering mortars: Assessment of immobilization performances and environmental behavior', Constr. Build. Mater., vol. 96, pp. 296–306, 2015.

[91] H. Bouzahzah, 'Modification et amélioration des tests statiques et cinétiques pour une prédiction fiable du drainage minier acide', PhD Thesis, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, 2013. Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://depositum.uqat.ca/id/eprint/578/

[92] B. S. Thomas, A. Damare, and R. C. Gupta, 'Strength and durability characteristics of copper tailing concrete', Constr. Build. Mater., vol. 48, pp. 894–900, 2013.

[93] O. Onuaguluchi and Ö. Eren, 'Recycling of copper tailings as an additive in cement mortars', Constr. Build. Mater., vol. 37, pp. 723–727, 2012.

[94] Y.-L. Chen, C.-J. Lin, M.-S. Ko, Y.-C. Lai, and J.-E. Chang, 'Characterization of mortars from belite-rich clinkers produced from inorganic wastes', Cem. Concr. Compos., vol. 33, no. 2, pp. 261–266, 2011.

[95] S. Ahmari and L. Zhang, 'Production of eco-friendly bricks from copper mine tailings through geopolymerization', Constr. Build. Mater., vol. 29, pp. 323–331, 2012.

[96] C. Li, H. Sun, Z. Yi, and L. Li, 'Innovative methodology for comprehensive utilization of iron ore tailings: Part 2: The residues after iron recovery from iron ore tailings to prepare cementitious material', J. Hazard. Mater., vol. 174, no. 1–3, pp. 78–83, 2010.

[97] R. C. K. Wong, J. E. Gillott, S. Law, M. J. Thomas, and C. S. Poon, 'Calcined oil sands fine tailings as a supplementary cementing material for concrete', Cem. Concr. Res., vol. 34, no. 7, pp. 1235–1242, 2004.

[98] M. Contreras Llanes, M. I. Martín, M. J. Gázquez González, M. Romero, and J. P. Bolívar Raya, 'Valorisation of ilmenite mud waste in the manufacture of commercial ceramic', 2014, Accessed: May 06, 2025. [Online]. Available: https://rabida.uhu.es/dspace/handle/10272/11591

[99] T. Kavas, A. Christogerou, Y. Pontikes, and G. N. Angelopoulos, 'Valorisation of different types of boron-containing wastes for the production of lightweight aggregates', J. Hazard. Mater., vol. 185, no. 2–3, pp. 1381–1389, 2011.

[100] Y. Zhao, L. Zang, Z. Li, and J. Qin, 'Discussion on the model of mining circular economy', Energy Procedia, vol. 16, pp. 438–443, 2012.

[101] M. Esposito, T. Tse, and K. Soufani, ‘Is the Circular Economy a New Fast-Expanding Market?’, Thunderbird Int. Bus. Rev., vol. 59, no. 1, pp. 9–14, Jan. 2017, doi: 10.1002/tie.21764.

[102] S. Sarvajayakesavalu, Y. Lu, Paul. J. A. Withers, P. S. Pavinato, G. Pan, and P. Chareonsudjai, ‘Phosphorus recovery: a need for an integrated approach’, Ecosyst. Health Sustain., vol. 4, no. 2, pp. 48–57, Feb. 2018, doi: 10.1080/20964129.2018.1460122.

[103] M. Redclift, ‘Sustainable development (1987–2005): an oxymoron comes of age’, Sustain. Dev., vol. 13, no. 4, pp. 212–227, Oct. 2005, doi: 10.1002/sd.281.

[104] M. Dassamiour, ‘Eléments en traces et valorisation des minerais de phosphate du gisement de Kef Essennoun-Dj. Onk (Algérie Orientale)’, PhD Thesis, Annaba, 2012. Accessed: May 17, 2024. [Online]. Available: https://www.ccdz.cerist.dz/admin/notice.php?id=000000000000000305878000000

[105] ‘Visse, J. (1951). Études sur les phosphates de Djebel Onk et réserves. - Recherche Google’. Accessed: May 08, 2025. [Online].

[106] ‘• Prian, A., Cortiel, A. (1993). Rapport du BRGM sur l’exploitation des phosphates de Djebel Onk. - Recherche Google’. Accessed: May 08, 2025. [Online].

[107] ‘Rudowicz, A. (1975). Prospection géophysique et radiométrique des gisements de phosphates. - Recherche Google’. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://www.google.com/search?q=Rudowicz%2C+A.+(1975).+Prospection+g%C3%A9ophysique+et+radiom%C3%A9trique+des+gisements+de+phosphates.&rlz=1C1GCEA_enDZ1018DZ1021&oq=Rudowicz%2C+A.+(1975).+Prospection+g%C3%A9ophysique+et+radiom%C3%A9trique+des+gisements+de+phosphates.&aqs=chrome..69i57j69i60.8376j0j7&sourceid=chrome&ie=UTF-8

[108] ‘Office DE (2021). Rapport des travaux de recherche du gisement de phosphate de Djebel Onk. - Recherche Google’. Accessed: May 08, 2025. [Online].

[109] ‘(PDF) Les phosphates du Nord de Tébessa (Dyr et El-Kouif) : Étude sédimentologique, gîtologique et géochimique.’, ResearchGate. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://www.researchgate.net/publication/336642428_Les_phosphates_du_Nord_de_Tebessa_Dyr_et_El-Kouif_Etude_sedimentologique_gitologique_et_geochimique

[110] ‘Office DE (2019). Rapport des travaux de recherche du gisement de phosphate de Djebel Onk, Documentation libre de la Direction d’Etudes et de Développement, SOMIPHOS, Djebel Onk, Tébessa, Algérie, Rapport inédit. - Recherche Google’. Accessed: May 08, 2025. [Online].

[111] A. Hafsaoui, M. Bounouala, and A. Idres, ‘FERRAG DIT ALLEG SAMIR’.

[112] R. Kechiched, ‘Typologie Geolchimique et geostataistique des minerais de phosphatesdu gisement de bled el hadba-djebel onk (Algerie oriontale.’, PhD Thesis, Annaba, 2011. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://www.ccdz.cerist.dz/admin/notice.php?id=000000000000000515130000000

[113] J. L. Blès and J. J. Fleury, ‘Carte géologique 1/50000 MORSOTT et notice explicative’, Publ Serv Géol Algér., 1970.

[114] G. G. Dubourdieu, Étude géologique de la région de l’Ouenza:(confins algéro-tunisiens), vol. 10. Université de Paris, 1957.

[115] J. J. Fleury, ‘Stratigraphie du Cretace et de l’Eocene de la feuille 1: 50 000 eme Morsott no. 178’, Bull Serv Erte, pp. 145–157, 1969.

[116] J. Thibieroz and M. Madre, ‘Le gisement de sidérite de Dj. Ouenza est contrôlé par un Golfe de la mer aptienne’, Bull Soc Hist Nat Afr. Nord Alger, vol. 67, pp. 3–4, 1976.

[117] A. Bouzenoune, ‘Minéralisations péridiapiriques de l’Aptien calcaire: les carbonates de fer du gisement hématitique de l’Ouenza (Algérie orientale)’, PhD Thesis, Paris 6, 1993. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://theses.fr/1993PA066041

[118] G. Ranchin, 'Gisement de phosphate de chaux sédimentaire de Djebel Onk (Algérie)', Rapp. Inéd. Société D'Etudes Réalis. Minières Ind. SERMI Paris, 1963.

[119] S. Chabou-Mostefai, 'Etude de la série phosphatée tertiaire du Djebel-Onk (Algérie)', PhD Thesis, Aix-Marseille, 1987. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://www.ccdz.cerist.dz/admin/notice.php?id=000000000000000785131000632

[120] A. Otmanine, 'Les minéralisations en fluorine, barytine, Pb, Zn et fer sidéritique autour du fossé de Tébessa-Morsott. Relation entre la paléogéographie albo-aptienne, diapirisme, structure et métallogénie', Th Doct 3ème Cycle Univ P M Curie Paris VI, 1987, Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://pascal-francis.inist.fr/vibad/index.php?action=getRecordDetail&idt=7785015

[121] H. Mezghache, A. Toubal, T. Bouima, and M. T. Bouarroudj, 'Localisation des differents types de minerai a l'aide de methodes statistiques multivariables dans le gisement de phosphate de Kef Es Sennoun Djebel Onk (Algerie). 5eme Conference sur la Geologie du Monde Arabe-GAW-5-21-23 Fevrier 2000', Caire-Egypte, 2000.

[122] M. Larouci, 'Study of the characterization and the valorization of phosphate ore of Djebel Onk, Algeria', PhD Thesis, Ph. D. Thesis, University of Orleans, France, 1988.

[123] S. Cielensky, N. Benchernine, and T. Watkowski, 'Travaux de prospection et d'évaluation des phosphates dans la région de Bir El Ater', Rapp. Interne Entrep. Rech. D'Exploration Minière, 1987.

[124] G. Duchatelle, 'Minerai de phosphate de Djebel Onk, carrière de Djemi Djema', Etude Minéralogique Rapp Interne CERPHOS 55p, 1975.

[125] S. C. Dominy, 'Sampling: A critical component to gold mining project evaluation', in Project Evaluation Conference, Melbourne, Australia, 2007. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://www.researchgate.net/profile/Simon-Dominy/publication/289870933_Sampling_-_A_critical_component_to_gold_mining_project_evaluation/links/5971a4c1a6fdcc64d065e883/Sampling-A-critical-component-to-gold-mining-project-evaluation.pdf

[126] S. C. Dominy, L. O'Connor, A. Parbhakar-Fox, H. J. Glass, and S. Purevgerel, 'Geometallurgy—A route to more resilient mine operations', Minerals, vol. 8, no. 12, p. 560, 2018.

[127] M. M. S. Aranguren, 'Contamination en métaux lourds des eaux de surface et des sédiments du Val de Milluni (Andes Boliviennes) par des déchets miniers Approches géochimique, minéralogique et hydrochimique.', PhD Thesis, Université Paul Sabatier-Toulouse III, 2008. Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://theses.hal.science/tel-00277431/

[128] A. Gosselin, D. Blackburn, and M. Bergeron, Protocole d'évaluation de la traitabilité des sédiments, des sols et des boues à l'aide des technologies minéralurgiques. Environnement Canada, Direction de la protection de l'environnement, Section …, 1999.

[129] V. V. Thirion-Merle, 'Spectrométrie de fluorescence X', Circ. Proven. Matér. Dans Sociétés Anciennes, 2014, Accessed: May 08, 2025. [Online]. Available: https://hal.science/hal-01393984/document

[130] F. Rouessac, A. Rouessac, and D. Cruché, 'Méthodes et techniques instrumentales modernes', Dunod Paris, pp. 144–145, 2004.

[131] A. Elbendary, T. Aleksandrova, and N. Nikolaeva, 'Influence of operating parameters on the flotation of the Khibiny Apatite-Nepheline Deposits', J. Mater. Res. Technol., vol. 8, no. 6, pp. 5080–5090, 2019.

[132] J. D. Bittner, S. A. Gasiorowski, F. J. Hrach, and H. Guicherd, 'Electrostatic beneficiation of phosphate ores: Review of past work and discussion of an improved separation system', Procedia Eng., 2015.

[133] A. Bouzenzana, 'Enrichissement complexe du minerai de phosphate cas djebel-onk.', PhD Thesis, Annaba, 2007. Accessed: May 17, 2024. [Online]. Available: https://www.ccdz.cerist.dz/admin/notice.php?id=000000000000000557513000173

[134] B. Boumaza, R. Kechiched, and T. V. Chekushina, ‘Trace metal elements in phosphate rock wastes from the Djebel Onk mining area (Tébessa, eastern Algeria): A geochemical study and environmental implications’, Appl. Geochem., vol. 127, p. 104910, Apr. 2021, doi: 10.1016/j.apgeochem.2021.104910.

[135] ‘(PDF) Impact of Washing Followed by Calcination on the Quality of Bouchane Phosphate of Morocco’. Accessed: Jun. 06, 2024. [Online]. Available: https://www.researchgate.net/publication/344252672_Impact_of_Washing_Followed_by_Calcination_on_the_Quality_of_Bouchane_Phosphate_of_Morocco?_tp=eyJjb250ZXh0Ijp7ImZpcnN0UGFnZSI6ImhvbWUiLCJwYWdlIjoic2VhcmNoIiwicG9zaXRpb24iOiJwYWdlSGVhZGVyIn19

[136] J. Y. Kim, N. Ellis, C. J. Lim, and J. R. Grace, ‘Effect of calcination/carbonation and oxidation/reduction on attrition of binary solid species in sorption-enhanced chemical looping reforming’, Fuel, vol. 271, p. 117665, 2020.

[137] J. Anawati and G. Azimi, ‘Recovery and separation of phosphorus as dicalcium phosphate dihydrate for fertilizer and livestock feed additive production from a low-grade phosphate ore’, RSC Adv., vol. 10, no. 63, pp. 38640–38653, 2020.

[138] K. Senouci, K. Medles, A. Bendaoud, M. Younes, S. Das, and L. Dascalescu, ‘Application de la Maîtrise Statistique des Procédés au pilotage d’un processus de séparation électrostatique’, Acta Electrotech., 2006, Accessed: May 13, 2025. [Online]. Available: https://ie.utcluj.ro/files/acta/2006/Number1/Paper02_Senouci.pdf

[139] S. Bouchard, Traitement du minerai: Flottation. Méthodes physiques. Le Griffon d’argile., 2001.

[140] ‘Wills, B.A. Mineral Processing Technology. 4ième éditioned. Oxford : PergamonPress;1988; p.855 - Recherche Google’. Accessed: May 13, 2025. [Online].

[141] A. Tilmatine, Z. Azzouz, M. Younes, M. Brahami, and L. Dascalescu, ‘Separation electrostatique des particules: une technologie efficace dans l’industrie de recyclage’, Sci. Technol. B Sci. Ing., pp. 42–46, 2004.