

Table des Matières

DÉDICACES	I
REMERCIEMENTS	IV
LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS	XI
RÉSUMÉ	XII
ABSTRACT	XIV
INTRODUCTION GENERALE	1
CHAPITRE 1 : PRESENTATION GENERALE DU GISEMENT DE PHOSPHATE DE TAÏBA ET LES PRINCIPALES ETAPES DU PROCESSUS MINIER	3
1.1. INTRODUCTION.....	3
1.2. PRESENTATION DES INDUSTRIES CHIMIQUES DU SENEGAL (ICS).....	3
1.2.1. CONTEXTE GÉOLOGIQUE	4
1.2.1.1. Contexte géologique du gisement dans le bassin sénégal-mauritanien.....	4
1.2.1.2. Géologie locale du gisement	6
1.3. PRESENTATION GENERALE DU GISEMENT DE PHOSPHATE DE TAÏBA	9
1.3.1. CONTEXTE GÉOGRAPHIQUE.....	9
1.4. LES PRINCIPALES ETAPES DU PROCESSUS MINIER.....	11
1.4.1. L'EXPLORATION.....	11
1.4.2. DÉFINITION DES CRITÈRES D'EXPLOITATION	11
1.4.2.1. L'algorithme	12
1.4.2.2. Estimation des réserves : Méthode des polygones	13
1.4.3. PROCESSUS D'EXTRACTION DU MINERAI DE PHOSPHATE.....	13
1.4.3.1. Le décapage	13
1.4.3.2. L'extraction	14
1.4.4. PROCESSUS DE VALORISATION DU MINERAI DE PHOSPHATE	15
1.4.4.1. Le prétraitement.....	15
1.4.4.2. Le traitement.....	16
1.5. CONCLUSION	17
CHAPITRE 2 : ETUDES DES SONDRAGES ET CARTOGRAPHIE DES ANOMALIES DE COUCHES SUR LA PERIODE 2013-2016	18
2.1. INTRODUCTION.....	18
2.2. PROBLEMATIQUE ET METHODOLOGIE	18
2.2.1. Problématique de l'étude	18
2.2.2. Méthodologie.....	18

2.3. PRESENTATION DE LA ZONE D'ETUDE	19
2.4. EXPLOITATION DES DONNÉES DE SONDAGES	20
2.4.1. Les profils longitudinaux de la zone d'étude	24
2.4.2. Les profils transversaux de la zone d'étude	26
2.4.3. Variations latérales comparées de P ₂ O ₅ , de SiO ₂ et du feral.....	30
2.4.3.1. Variations latérales comparées suivant les profils longitudinaux	30
2.4.3.2. Variations latérales comparées suivant les profils longitudinaux	32
2.5. CARTOGRAPHIE DES ANOMALIES DE COUCHE	36
2.5.1. Cartographie des argiles de couche	36
2.5.2. Cartographie des calcaires de couche	37
2.5.3. Cartographie des sables de couche	37
2.5.4. Cartographie des faciès silico-ferrallitiques.....	37
2.6.1. Distribution de la calcite dans la zone d'étude.....	40
2.6.2. Distribution du feral dans la zone d'étude	40
2.6.3. Distribution du SiO ₂ dans la zone d'étude	41
2.6.4. Distribution du P ₂ O ₅ dans la zone d'étude.....	41
2.7. CONCLUSION	43
CHAPITRE 3 : ETUDE DES CONTRAINTES GEOLOGIQUES ET MINIERES ET DE LEURS IMPACTS SUR LES BILANS	44
3.1. INTRODUCTION.....	44
3.2. DEFINITION ET CARACTERISATION DES CONTRAINTES GEOLOGIQUES ...	44
3.2.1. Définition des contraintes géologiques.....	44
3.2.2. Caractérisation des contraintes géologiques	44
3.2.2.1. Les contraintes géométriques	44
3.2.2.1.1. Le mur de la couche de phosphate.....	44
3.2.2.1.2. Le toit de la couche de phosphate.....	45
3.2.2.1.3. L'épaisseur de la couche de phosphate exploitable	46
3.2.2.2. Les contraintes lithologiques.....	48
3.2.2.2.1. Les faciès indurés et ferrallitiques	48
3.2.2.2.2. Le faciès siliceux	48
3.2.2.2.3. Le faciès argileux.....	48
3.2.2.2.4. Le faciès calcaireux.....	49
3.3. DEFINITION ET CARACTERISATION DES CONTRAINTES MINIERES	50
3.3.1. Définition des contraintes minières	50

3.3.2. Caractérisation des différentes contraintes minières	50
3.3.2.1. La nappe phréatique	50
3.3.2.2. Les stocks tampon-reprises du phosphate	50
3.3.2.3. Les pertes au moment du transport	51
3.3.2.4. Les pertes dues au phosphate mouillé	51
3.3.2.5. Les pertes au niveau de la station de débouillage	51
3.4. CONCLUSION	52
CHAPITRE 4 : ETUDES DES BILANS PREVISIONS-REALISATIONS DE	
L'EXPLOITATION DE 2013 À 2016	53
4.1. INTRODUCTION	53
4.2. LES PRÉVISIONS DES PARAMÈTRES GÉOLOGIQUES ET GÉOCHIMIQUES DE L'EXPLOITATION DU PHOSPHATE DE TOBÈNE	53
4.2.1. Procédé de calcul des paramètres prévus	53
4.3. LES RÉSULTATS DE L'EXPLOITATION DU MINÉRAI DE PHOSPHATE	56
4.4. ETUDE DES RELATIONS ENTRE LES PREVISIONS ET REALISATIONS	57
4.4.1. Relation entre le prévu et le réalisé des tonnes marchandes	57
4.4.2. Relation entre le prévu et le réalisé du rendement au m ²	58
4.4.3. Relation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur totale de la couche Xo (m)	59
4.4.4. Relation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur utile budget X (m)	60
4.4.5. Relation entre le prévu et le réalisé de la récupération de la couche exploitable	62
4.4.6. Relation entre le prévu et le réalisé des rejets couche (m ³)	62
4.4.7. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en P ₂ O ₅ (%) <alimentation>	64
4.4.8. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en fer (Fe) (%) <alimentation>	65
4.4.9. Relation entre le prévu et le réalisé du rapport CaO/P ₂ O ₅ (%) <alimentation>	66
4.4.10. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en P ₂ O ₅ (%) <concentré>	67
4.4.12. Relation entre le prévu et le réalisé du rapport CaO/P ₂ O ₅ (%) <concentré>	69
4.4.13. Relation entre le prévu et le réalisé du rendement mécanique (%)	70
4.4.14. Relation entre le prévu et le réalisé du rendement flottation (%)	70
4.4.15. Relation entre le prévu et le réalisé de la densité (%)	72
4.4.16. Relation entre le prévu et le réalisé de la freinte (%)	73
4.5. CONCLUSION	75
CHAPITRE 5 : CONTRIBUTION À LA REFORMULATION DE L'EQUATION DE	
CALCUL DE LA RESERVE PREVISIONNELLE	76
5.1. INTRODUCTION	76

5.2. CALCUL DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE DE 2013 À 2016 DANS LE PANNEAU DE TOBÉNE	76
5.3. LOI DE DISTRIBUTION DES PARAMÈTRES VARIABLES ENTRANT DANS LE CALCUL DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE	77
5.4. PROPOSITION D'UN MODÈLE D'OPTIMISATION DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE BASÉ SUR UNE SIMULATION DE MONTE CARLO	78
5.4.1. Simulation Monte Carlo	78
5.4.2. Principe de la simulation Monte Carlo réalisé avec le logiciel Companion by minitab	78
5.4.3. Résultats obtenus par la méthode de simulation Monte Carlo	82
5.5. CONCLUSION	83
CONCLUSION GENERALE	84
RECOMMANDATIONS	85
RÉFÉRENCES BIBLIOGRAPHIQUES	A
LISTE DES FIGURES	C
LISTE DES TABLEAUX	E
ANNEXES	F
ANNEXE 1 : TABLEAU DES PARAMÈTRES GÉOLOGIQUES ET GÉOMÉTRIQUES	F
ANNEXE 2 : FLOW SHEET SCALPAGE-DÉBOURBAGE	K
ANNEXE 3 : FLOW SHEET DE LA PRÉPARATION	L
ANNEXE 4 : FLOW SHEET DE LA FLOTTATION	M

Liste des Sigles et Abréviations

BUMIFOM : Bureau Minier de la France d'Outre-Mer

CSPT : Compagnie Sénégalaise des Phosphates de Taïba

ICS : Industries Chimiques du Sénégal

IST : Institut des Sciences de la Terre

BPL: Bone Phosphate Lime

IFFCO: Indian Farmer Fertilizer Cooperative Limited

ATM : Alimentateur à tabliers métalliques

NW : Nord-Ouest

NE : Nord-Est

SW : Sud-Ouest

SE : Sud-Est

Cmr : Réserve prévisionnelle de phosphate marchand

Cpk : la capacité du processus

RÉSUMÉ

Dans ce mémoire, nous nous sommes intéressés aux contraintes géologiques (la morphologie irrégulière du gisement, l'abondance et la distribution aléatoire des faciès stériles dans la couche phosphatée, la présence de la nappe phréatique...) et minières (les pertes enregistrées lors du transport, du stockage et du traitement du minerai) qui entravent la production de phosphate marchand à Tobène. En effet ces contraintes provoquent fréquemment une baisse de la qualité du minerai (une baisse de 0,35 % en moyenne de la teneur en P_2O_5 dans le concentré) et une augmentation du tonnage marchand moyen mensuel (une augmentation de 6462 tonnes de phosphate marchand entre les moyennes de prévision mensuel et de réalisations mensuels du tonnage marchand). Ceci a pour conséquence d'impacter les bilans prévisions-réalisations de l'exploitation.

Nous avons en partant des données de sondages d'abord caractérisé géologiquement le secteur d'étude afin de mieux comprendre la géologie du gisement, de relever les caractéristiques géologiques et géochimiques (une forte présence des anomalies de couche, un minerai titrant en moyenne 24,37 % dans l'alimentation) ainsi que les irrégularités géométriques de la couche phosphatée exploitée dans le secteur de Tobène de 2013 à 2016 (les parties Nord, Centre Nord et au NW présentent de fortes épaisseurs de couche de phosphate alors que les parties SW et au Sud ont de faibles épaisseurs). Le caractère très hétérogène de même que la distribution aléatoire des faciès stériles sont confirmées par l'analyse des corrélations lithologiques des profils, des coupes, des cartes géochimiques et géologiques.

Une analyse corrélative entre les prévisions et les réalisations des paramètres du bilan prévu/réalisé (paramètres géologiques et géochimiques) sur la période 2013-2016 a été réalisée. Elle nous a permis d'obtenir des facteurs de correction pour les paramètres tels que le tonnage marchand (1,03), l'épaisseur totale de la couche X_o (1,19), les rejets couche (1,01), teneur en P_2O_5 alimentation (0,93) et teneur en P_2O_5 concentré (0,99) et rendement flottation (0,95). Leurs applications aux valeurs de prévisions ont donné des résultats satisfaisants : une réduction de la moyenne des écarts entre prévisions et réalisations de 30 % pour le tonnage marchand ; 98,68 % pour X_o ; 58,85 % pour les rejets couche ; 100 % pour P_2O_5 alimentation et 97,40 % pour le rendement flottation. Au vu de ces résultats concluants, l'utilisation de ces facteurs de corrections pourrait être recommandée pour corriger les prévisions. Ceci permettra de réconcilier au mieux ces dernières avec les réalisations de l'exploitation du phosphate de Tobène.

L'approche de la simulation Monte Carlo adoptée nous a aidé à optimiser la réserve prévisionnelle de phosphate marchand. Les améliorations apportées au procédé de calcul de la réserve prévisionnelle grâce au logiciel de statistique Companion by minitab ont permis d'augmenter la production qui passe de 83 520,83 tonnes à 85 830 tonnes soit un accroissement de 2,76 %.

Mots-clés : Tobène, contraintes géologiques, contraintes minières, phosphate, écarts, prévisions, réalisations.

ABSTRACT

In this thesis, we focused on the geological constraints (the irregular morphology of the deposit, the abundance and random distribution of sterile facies in the phosphate layer, the presence of the water table...) and mining constraints (the losses recorded during the transport, storage and processing of the ore) that hamper the production of merchant phosphate at Tobène. Indeed, these constraints frequently cause a decrease in ore quality (an average decrease of 0.35% in the P₂O₅ grade in the concentrate) and an increase in the average monthly merchant tonnage (an increase of 6,462 tonnes of merchant phosphate between the average monthly forecast and monthly actual average merchant tonnage). This has an impact on the operation's forecast-realization balance sheets.

Based on drill hole data, we first characterized geologically the study area in order to better understand the geology of the deposit, to note the geological and geochemical characteristics (a strong presence of layer anomalies, an ore averaging 24.37% in feed) as well as the geometric irregularities of the phosphate layer mined in the Tobène area from 2013 to 2016 (the North, North Central and NW parts have thick phosphate layers while the SW and South parts have thin layers). The very heterogeneous nature and random distribution of the barren facies is confirmed by the analysis of the lithological correlations of the profiles, sections, geochemical and geological maps.

A correlative analysis between predictions and realizations of the planned/realized balance parameters (geological and geochemical parameters) over the 2013-2016 period was performed. It allowed us to obtain correction factors for parameters such as merchant tonnage (1.03), total thickness of the X_o layer (1.19), layer discharge (1.01), P₂O₅ feed grade (0.93), P₂O₅ concentrate grade (0.99) and flotation yield (0.95). Their application to the forecast values gave satisfactory results: a reduction in the average difference between forecasts and actuals of 30% for merchant tonnage; 98.68% for X_o; 58.85% for coating discharges; 100% for P₂O₅ feed and 97.40% for flotation yield. In view of these conclusive results, the use of these correction factors could be recommended to correct the forecasts. This will allow the latter to be reconciled as well as possible with the achievements of the Tobène phosphate operation.

The Monte Carlo simulation approach adopted helped us to optimize the forecast merchant phosphate reserve. Improvements to the forecast reserve calculation process using the

Companion by minitab statistical software increased production from 83,520.83 tonnes to 85,830 tonnes, an increase of 2.76%.

Keywords: Tobene, geological constraints, mining constraints, phosphate, gabs, forecasts, achievements.

INTRODUCTION GENERALE

Le phosphate de chaux constitue l'une des principales richesses minérales du Sénégal. Un sondage effectué dans le cadre des recherches du Bureau Minier de la France d'Outre-Mer (BUMIFOM) a révélé son existence depuis 1949 au niveau du gisement de Taïba. Son exploitation industrielle qui a démarré exactement en 1960 avec la Compagnie Sénégalaise des Phosphates de Taïba (CSPT) a fini d'extraire le minerai des deux panneaux de Ndomor Diop et de Keur Mor Fall. Le troisième et dernier panneau (panneau de Tobéne) est en cours d'exploitation depuis 2003.

Pour les compagnies minières à l'instar des ICS, la planification est une étape critique impliquant plusieurs niveaux de décisions. Ces décisions se prennent à chaque maillon de la chaîne d'approvisionnement d'un complexe minier à savoir l'extraction, le transport, le stockage, le concassage, le traitement, etc. La planification est un exercice complexe puisque l'exploitation se heurte souvent à de nombreuses contraintes difficilement contrôlables.

Dans le cadre de cette planification de l'exploitation, des prévisions sont faites à partir d'un modèle de blocs basé sur les sondages dans le but de faire des projections sur la production (teneur, tonnage etc.). Ces prévisions permettent de prédire la quantité (tonnage) et la qualité du minerai (teneur) mais également de prévoir l'investissement des équipements d'exploitation.

Les bilans prévisions/réalisations faits mensuellement et annuellement permettent de faire le suivi de l'exploitation et la confrontation entre les prévisions et les réalisations. Ceci permettra d'apprécier les écarts marqués et d'essayer de déceler leurs causes qui sont généralement d'ordre géologique et/ou minière en vue de les limiter dans l'avenir. Les géologues et les ingénieurs de planification minière disposent d'un niveau raisonnable d'informations obtenues à partir du modèle de ressources concernant les limites de la couche du minerai, les tonnages, les teneurs géochimiques, les unités lithologiques et les caractéristiques géométriques qui sont nécessaires pour entreprendre une planification adéquate et pour justifier l'exploitation. Toutefois, ces décisions opérationnelles ne sont pas exemptes de risques et d'incertitudes comme l'incertitude géologique. Pour la majorité des mines phosphate, les incertitudes telles que la présence de faciès stériles et la variabilité de la couche de phosphate peuvent avoir des conséquences contrariantes sur la rentabilité de l'exploitation. Toutefois, un changement de paradigme sur la manière de traiter les

incertitudes géologiques et minières peut atténuer les pertes potentielles. C'est dans ce cadre que s'inscrit notre mémoire de fin d'étude du cycle de formation d'ingénieur géologue de conception qui a pour thème : « **Influences des contraintes géologiques et minières sur les bilans prévisions-réalisations de l'exploitation du phosphate de Tobène (ICS). Contribution à la reformulation de l'équation de calcul de la réserve prévisionnelle** ».

Ce mémoire s'articule autour de cinq (5) chapitres :

Le premier chapitre présentera de façon générale le gisement de phosphate de Taïba et les opérations d'exploration, d'extraction et de valorisation du minerai de phosphate.

Le deuxième chapitre sera consacré à une étude des sondages et une cartographie des anomalies de couche du secteur d'étude.

Le troisième chapitre fera une étude détaillée de toutes les contraintes géologiques et minières et leurs influences sur les bilans prévisions-réalisations.

Le quatrième chapitre sera consacré à une étude des bilans prévisions-réalisations de l'exploitation de 2013 à 2016. On étudiera la relation éventuelle entre le prévu et le réalisé de chaque paramètre d'exploitation et essaiera de corriger si nécessaire les écarts.

Enfin le cinquième chapitre fera une contribution à la reformulation de l'équation de calcul de la réserve prévisionnelle en adoptant une méthode d'optimisation à savoir la méthode de simulation Monte Carlo.

Les objectifs principaux de ce mémoire sont :

- a. D'abord d'aboutir à une bonne connaissance des contraintes géologiques et minières qui entravent l'exploitation du phosphate de Tobène. Ceci passera par leur caractérisation, leur localisation et l'analyse de leur distribution.
- b. Ensuite d'étudier leurs influences sur l'exploitation du phosphate de Tobène afin d'améliorer au mieux les écarts entre les prévisions et les réalisations des bilans.
- c. Après de voir d'éventuelles relations entre le prévu et le réalisé des paramètres du bilan afin de corriger les prévisions et les réconcilier au mieux avec les réalisations.
- d. Et enfin de contribuer à l'amélioration de l'équation de calcul de la réserve prévisionnelle.

CHAPITRE 1 : PRESENTATION GENERALE DU GISEMENT DE PHOSPHATE DE TAÏBA ET LES PRINCIPALES ETAPES DU PROCESSUS MINIER

1.1. INTRODUCTION

Le gisement de phosphate de chaux de Taïba, découpé en trois (3) panneaux (Keur Mor Fall, Ndomor Diop et Tobène) est situé à vol d'oiseau à 80 km de Dakar. Le minerai de phosphate exploité depuis 1960 est essentiellement constitué de sédiments argilo-phosphatés d'âge Eocène moyen (Ly et al, 2003). Il repose sur des argiles finement feuilletées à palygorskite de la formation de Lam Lam d'âge Lutétien inférieur et le toit est représenté par des argiles bariolées d'âge Bartonien. Une formation sableuse d'une puissance de 20 à 30 m recouvre l'ensemble du gisement ; le minerai de phosphate est situé en moyenne à 30 m de profondeur. Le procédé de mine à ciel ouvert est adopté pour son extraction. Une fois extrait, le minerai subit un prétraitement puis un traitement dans le but d'obtenir un concentré marchand commercialisable.

1.2. PRESENTATION DES INDUSTRIES CHIMIQUES DU SENEGAL (ICS)

Le phosphate de chaux constitue l'une des principales richesses minérales du Sénégal. Son existence a été révélée depuis 1949 par un sondage effectué dans le cadre des recherches du Bureau Minier de la France d'Outre-Mer (BUMIFOM) au niveau du gisement de Taïba. C'est exactement en 1960 que l'usine de traitement implantée dans la localité de Taïba a livré ses premières tonnes de phosphate marchand titré à 82 % BPL (Bone Phosphate Lime = phosphate de chaux des os : $P_2O_5 \times 2,1853 = BPL$). Ces phosphates classés parmi les meilleurs au monde ont été orientés pendant 24 ans vers l'exportation.

En 1984, le Sénégal entreprit la deuxième phase de sa politique de développement industriel par la mise en service d'une unité de fabrication d'acide sulfurique et phosphorique à Darou Khoudoss. Et ce fut la consécration d'un grand projet, celui des Industries Chimiques du Sénégal (ICS). Le Sénégal deviendra ainsi, en 1985, avec les ICS, un pays exportateur d'acide phosphorique à destination essentiellement du marché indien.

Le 25 Septembre 1996, une fusion-absorption a été décidée pour le compte des Industries Chimiques du Sénégal (ICS). Ainsi est née le plus grand complexe industriel du Sénégal dénommé le groupe des Industries Chimiques du Sénégal (ICS).

En 1999, les ICS ont mis en œuvre une politique d'investissement pour le dédoublement de la production d'acides qui va passer de 330 000 tonnes par an à 660 000 tonnes par an et l'ouverture d'une nouvelle mine à Tobéne. Ainsi le panneau de Tobéne prend le relais en 2003, après trente (30) années d'exploitation à Keur Mor FALL et assure depuis lors la totalité de la production avec quelques appoints du phosphate de Matam.

Les Industries Chimiques du Sénégal (ICS) sont constituées par :

- Le site minier de Taïba ;
- Le site de Darou Khoudoss qui constitue un complexe chimique de deux unités contiguës de fabrication d'acide phosphorique et d'acide sulfurique ;
- Le site engrais de Mbao ;
- Les installations portuaires au Port Autonome de Dakar (convoyeurs à bande, transporteurs, hangars, quai de chargement).

En 2014, le groupe indonésien Indorama Corporation a décidé de prendre le relais du groupe IFFCO qui avait en premier lieu recapitalisé les ICS en 2008. Ainsi depuis 2014, ICS est une société du groupe Indorama Corporation qui détient 78 % du capital contre 15 % pour l'Etat du Sénégal, le reste étant réparti entre IFFCO (6,78 %) et l'État Indien (0,22 %).

Dans le but d'obtenir leur autonomie énergétique, les ICS se sont dotées en 2016 d'une centrale électrique d'une capacité de 20 mégawatts pour un coût global d'environ 22 milliards de francs CFA approvisionne sans interruption les mines de l'entreprise en électricité.

1.2.1. Contexte géologique

1.2.1.1. Contexte géologique du gisement dans le bassin sénégal-mauritanien

L'évolution des formations du gisement de phosphate sédimentaire de Taïba s'inscrit dans le cadre global de l'évolution géodynamique et paléogéographique du bassin Méso-Cénozoïque sénégal-mauritanien (Sylla et al, 1992). Les formations phosphatées Éocènes de ce bassin s'étendent sur toute l'Afrique de l'Ouest, du Cap Blanc (Nord de la Mauritanie) où elles se raccordent au bassin d'Aïun Tarfaya, jusqu'à Bissau (Nord-Est de la Guinée-Bissau), où elles disparaissent progressivement en se rapprochant de la côte.

La couverture de ce bassin sédimentaire repose sur un substratum d'âge variable :

- Au Nord sur le Précambrien de la Dorsale de Réguibat
- Au Sud sur l'Infracambrien et le Paléozoïque inférieur plissé et métamorphisé de la chaîne des Mauritanides
- Plus au Sud sur le Siluro-Dévonien du bassin de Bové.

La sédimentation phosphatée s'est déroulée principalement au Lutétien sur le versant nord-ouest d'un haut fond (Slansky, 1962). Les dépôts phosphatés, datés du Lutétien au Bartonien appartiennent au groupe de gisements de phosphate de chaux sédimentaire observé sur toute la côte atlantique du Maroc à l'Afrique du Sud (Lucas et Prévôt, 1975). Les microfaunes présentes caractérisent un milieu de dépôt de mer ouverte. L'altération qui a conduit aux agrégats latéritiques phosphatés apparaît à l'Oligocène après la sortie du domaine marin, c'est à dire lors de la principale période de phosphatogenèse (Monciardini, 1966). Le gisement phosphaté de Taïba se trouve au NW du horst de Diass dans une zone d'altitude plus basse. Il est situé dans le plateau de Thiès et présente une structure synclinale dissymétrique d'axe SW-NE caractérisée par le prolongement des argiles du mur vers le NE et l'existence d'un fossé d'effondrement SW/NE limité par des cassures favorisant la mise en place d'émissions basaltiques associées à des tufs (Atger, 1970). Le centre du synclinal est carbonaté et entouré d'une bande phosphatée, elle-même ceinturée d'un domaine sablo-argileux (figure 1). La mise en place de ce fossé d'effondrement affectant surtout le Bedrock est antérieure au dépôt phosphaté. Il en résulte quelques déformations telles que :

- de fortes déformations topographiques dans le secteur ;
- un secteur Est présentant les points les élevés ;
- le pendage d'Ouest en Est du toit et du mur de 2,8 ‰ et 4,5 ‰

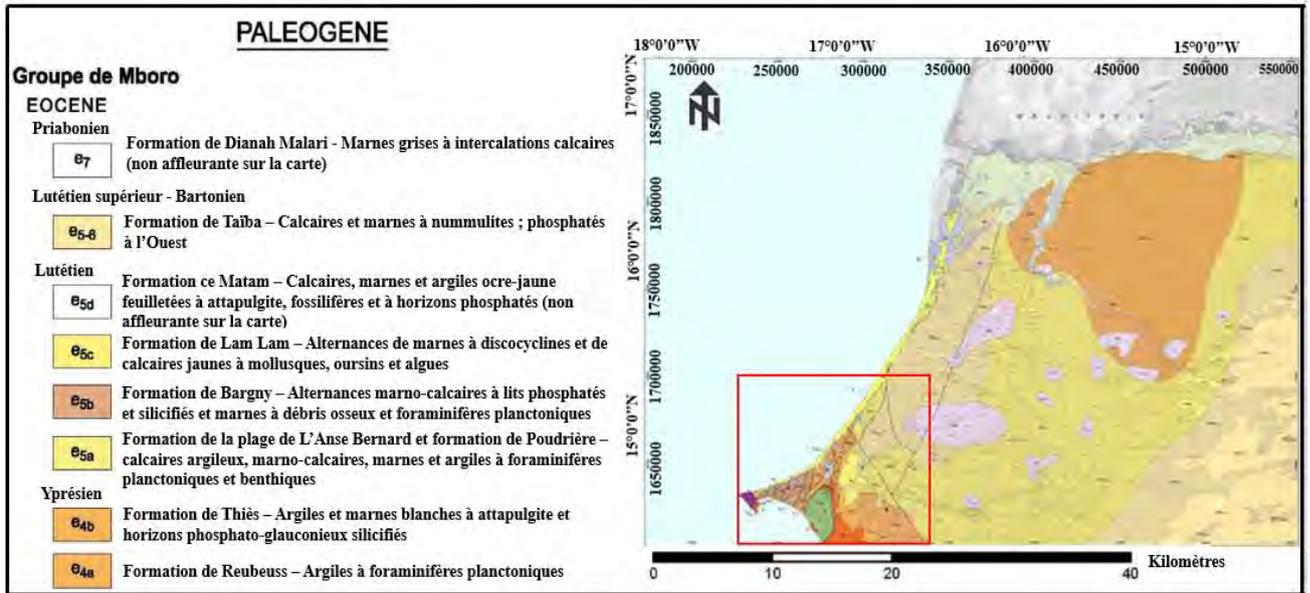


Figure 1 : Carte géologique du Sénégal avec le groupe de Mboro (Roger et al, 2009)

1.2.1.2. Géologie locale du gisement

La lithostratigraphie de la série phosphatée de Taïba a été étudiée par plusieurs auteurs : (Slansky, 1980), (Atger, 1970), (Boujo, 1972), (Flicoteaux, 1982) et (Samb, 1993). À partir de ces différents travaux, la coupe lithologique ci-dessous (figure 2) a été proposée pour le gisement de Taïba.

Elle donne de bas en haut :

- ❖ Des argiles feuilletées beiges à attapulгites appelées ‘‘argiles du mur’’, équivalent latéral des marnes de Lam Lam. Elles sont datées du Lutétien inférieur et atteindraient 20 m d’épaisseur.
- ❖ La formation de phosphate de chaux datée du Lutétien et épaisse d’une dizaine de mètre (7 m en moyenne). Elle comprend deux horizons :
 - Un horizon inférieur coprolithique formé de phosphate hétérogène renfermant par endroit des bancs de silex, des lentilles de sable phosphaté, des niveaux argileux d’épaisseur variables plus ou moins phosphatés ;
 - Un horizon supérieur formé de phosphate homogène renfermant dans sa partie supérieure des niveaux d’argile phosphatée. Cet horizon est épais d’environ 2,5 m.
- ❖ Des argiles bariolées rouges ‘‘argiles du toit’’. Elles sont à dominante montmorillonite. Ce niveau est discontinu (surface d’érosion). Il est daté de l’Eocène inférieur et peut atteindre 2 m d’épaisseur.

- ❖ Un niveau phosphaté altéré (niveau silico-ferralitique) d'âge Eocène à Oligocène et d'épaisseur moyenne 2 m. Il est constitué de latérite gris sombre à rouilles et d'un phosphate d'alumine pulvérulent. Son dépôt sera précédé par une érosion du toit de la couche phosphatée qui aura ainsi entraîné la disparition partielle des argiles du toit.
- ❖ Des grès gris d'épaisseur très irrégulière (0 à 10 m) parfois rouilles parce que ferruginisés, datés du Mio-Pliocène et reposant en discordance sur le niveau silico-ferralitique. La base de cette couche renferme un niveau de phosphate d'alumine encore appelé minerai hors couche.
- ❖ Des sables meubles superficiels, blancs à la partie inférieure, passent à un sable dunaire fauve avec des stratifications entrecroisées à la partie supérieure. Ils recouvrent l'ensemble du gisement. Leur épaisseur varie de 30 à 35 m et ils sont d'âge Quaternaire. Ces sables d'origine éolienne deviennent plus grossiers dans leur moitié supérieure.

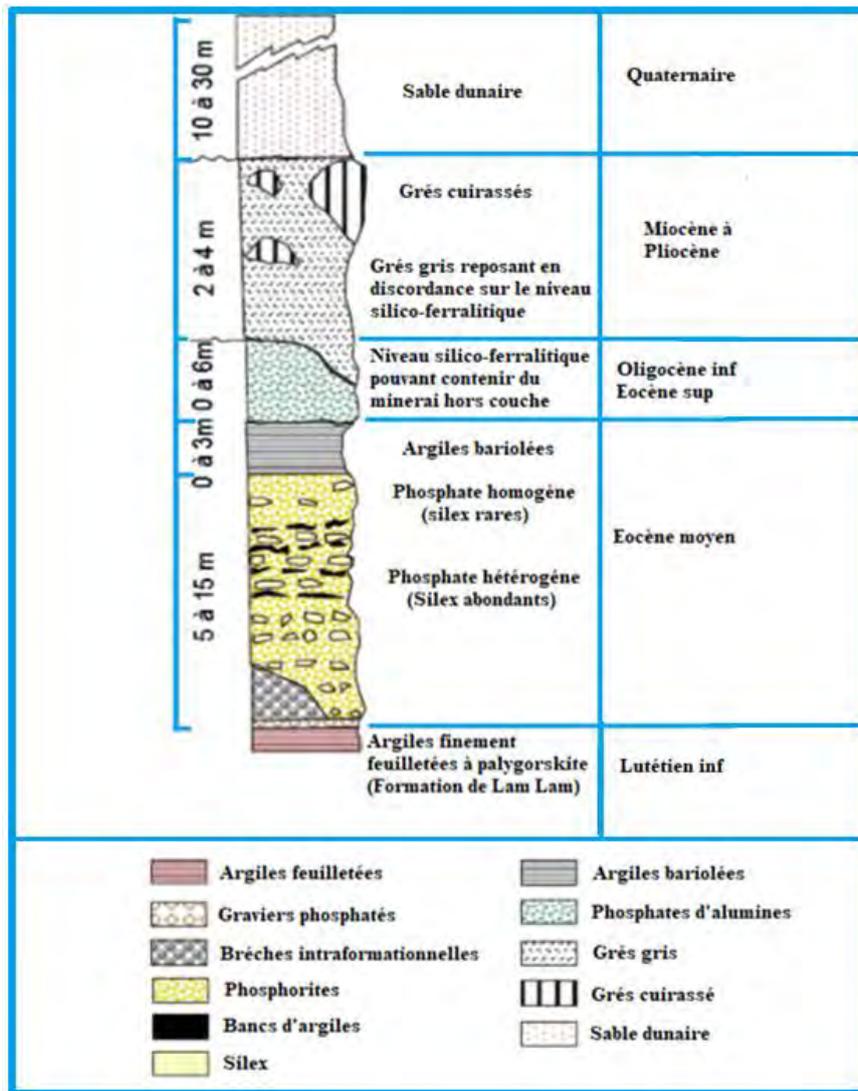


Figure 2 : Log type de la série phosphatée de Taïba (Samb, 1993 ; modifiée).

Au niveau du gisement de Taïba, la fraction non phosphatée de la roche se répartit entre une endogangue incluse dans les éléments figurés phosphatés et une exogangue qui leur est extérieure. L'exogangue correspond à l'ensemble de la partie stérile du minerai, constituée par la phase de liaison et les éléments figurés non phosphatés (la calcite, la silice, silex, l'argile, le feral libre et l'alumine). L'endogangue est constituée par l'ensemble de la fraction non apatitique interne aux éléments phosphatés (le quartz, les éléments osseux carbonatés, les tests d'organismes, les oxydes). Il est important de les distinguer en géologie minière car lors du traitement des minerais de phosphate l'endogangue étant plus difficile à éliminer que l'exogangue.

1.3. PRESENTATION GENERALE DU GISEMENT DE PHOSPHATE DE TAÏBA

1.3.1. Contexte géographique

Le gisement de phosphate de Taïba a été découvert en 1948 par le Bureau Minier de la France d'Outre-Mer (BUMIFOM). Il se trouve au Sénégal (région de Thiès, département de Tivaouane, commune de Darou Khoudoss). Il est situé à environ 100 km au NE de Dakar, à 7 km au SE de Mboro et à 20 km au NE de Tivaouane entre ces deux dernières localités (figure 3). Les coordonnées géographiques de son centre sont 15°05' de latitude Nord et 15°03' de longitude Ouest. La morphologie de la région est caractérisée par des dunes du Quaternaire qui isolent par endroit des dépressions ou affleure la nappe phréatique selon les saisons. Ces dépressions appelées "NIAYES" sont verdoyantes et favorables à la culture maraîchère car étant inondées quasiment pendant toute l'année par les émergences de la nappe phréatique. Le climat est de type soudano sahélien semi-aride marqué par une longue saison sèche d'octobre à juin et une courte saison des pluies de juillet à septembre avec une pluviométrie moyenne annuelle de 400 mm. La région subit l'influence de l'alizé maritime qui adoucit les excès de températures (température relativement stable variant entre 19° et 35°C au cours de l'année). Le réseau hydrographique est rudimentaire avec des cours d'eau éphémères engendrés par les eaux pluviales. La végétation est de type savane arborée avec une flore dominée par des acacias, cocotiers, manguiers, rôniers et baobabs associés aux cultures maraichères qui sont également pratiquées.

Le gisement de Taïba forme une vaste zone triangulaire de 22 km de long sur 10 km de large couvrant ainsi une superficie d'environ 220 km².

Il est découpé en trois secteurs ou panneaux (1) :

- ❖ Le panneau de Ndomor Diop (4.8 km²) au SW, exploité de 1960 à 1980 ;
- ❖ Le panneau de Keur Mor Fall (6.3 km²) au Nord réparti en deux panneaux :
 - Le panneau de Keur Mor Fall I-III : exploité de 1980 à 1991
 - Le panneau de Keur Mor Fall II-IV : exploité de 1991 à 2003 ;
- ❖ Le panneau de Tobéne (12.8 km²) au SE en cours d'exploitation depuis 2003

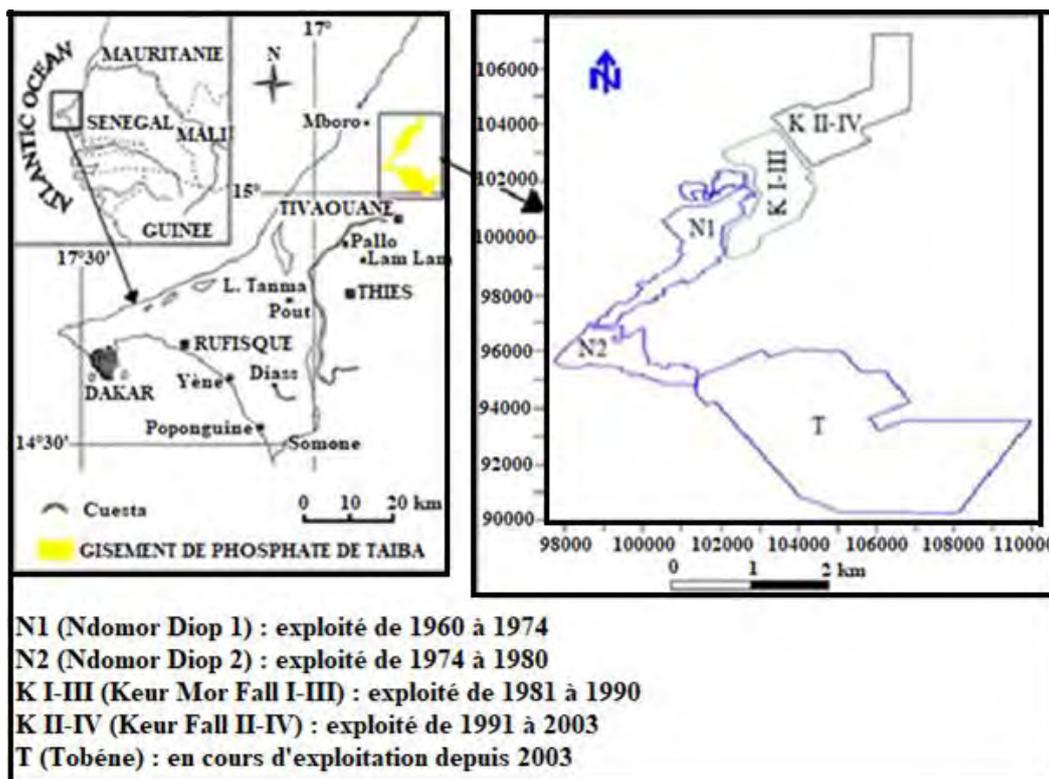


Figure 3 : Carte géologique du gisement de Taïba dans le cadre du bassin sénégalo-mauritanien (Flicoteaux, 1982 ; modifié par Pannatier, 1995).

1.4. LES PRINCIPALES ETAPES DU PROCESSUS MINIER

1.4.1. L'exploration

A Taïba, l'exploration s'effectue essentiellement par sondages à maillage triangulaire. Ces derniers répondent à un maillage régulier suivant les étapes de la prospection (figure 4).

C'est ainsi qu'on distingue :

- la maille d'exploration qui permet de définir les zones à indices ou zones positives (1000 m) ;
- la maille de reconnaissance (500 m) ;
- la maille d'évaluation (250 m) ;
- la maille d'exploitation (125 m) ;
- la maille de précision exceptionnelle (62,5 m).

Les sondages s'effectuent en mode destructif pour le recouvrement stérile et en mode carotté pour la couche phosphatée. L'étude des sondages se fait sur les carottes (c'est-à-dire les échantillons recueillis en profondeur) et est réalisée par des techniciens géologues qui établissent des logs stratigraphiques puis demandent des analyses par niveau métrique au laboratoire (analyses granulométriques et chimiques). L'exploitation des données de sondage au laboratoire apportera une appréciation qualitative du gisement. La cartographie et le traitement statistique en donneront une estimation quantitative. Lorsque l'ensemble des études admet que le panneau est exploitable, on passe alors à la seconde phase de décapage de la couverture.

1.4.2. Définition des critères d'exploitation

Environ 90 % de la production mondiale des concentrés de phosphates sont consommées par l'industrie des engrais phosphatés et de l'acide phosphorique. Cependant les normes commerciales exigent une certaine qualité sur les concentrés de phosphates. Ces exigences sont en rapport avec la nature des impuretés gênantes, présentes dans le minerai et leurs impacts sur les processus de valorisation du minerai et de fabrication des engrais et acides phosphoriques. Des paramètres sur les teneurs et la qualité du minerai qui permettent de fixer les critères d'exploitabilité sont définis. Il s'agit de :

- La teneur en P_2O_5 ou θ indique concentration en P_2O_5 . Lorsque la roche sédimentaire contient plus de 18 % de P_2O_5 , on parle de phosphorite et lorsqu'elle contient moins de

18 %, on parle de phosphatite qui est composée en majorité de minéraux de la série de l'apatite. Le gisement de phosphate de Taïba est caractérisé par des teneurs en P_2O_5 supérieures à 18%.

Pour la production d'acide phosphorique par attaque d'acide sulfurique, le concentré marchand de phosphate doit titrer au moins 30 % P_2O_5 (teneur $P_2O_5 > 30$ %) ; une basse teneur en P_2O_5 implique une grande quantité de phosphate à transformer. La valeur de cette teneur est aussi déterminante dans les rapports pondéraux tels que $(Fe_2O_3 + Al_2O_3)/P_2O_5$ ou CaO/P_2O_5 .

✚ La teneur en feral ($Fe_2O_3 + Al_2O_3$) ou ρ c'est un paramètre qui donne la teneur du feral ou somme des oxydes de fer et d'aluminium ($Fe_2O_3 + Al_2O_3$). Il est obtenu à partir de la 1ère étape de ferralitisaiton du phosphate où le couple P-Ca est remplacé par le couple Fe-Al par suite à des phénomènes d'infiltration, d'érosion et d'altération des eaux météoriques.

✚ Le rapport CaO/P_2O_5 définit le degré de calcicité du minerai. Il doit être aussi bas possible sinon il y a des risques d'appauvrissement du minerai. Ce rapport est d'une importance majeure en raison de sa signification par rapport à la consommation d'acide sulfurique du procédé de fabrication d'acide phosphorique. Plus ce rapport est important, plus la demande en acide sulfurique pour la dissolution est importante. Ce rapport permet de distinguer les phosphates de chaux, les phosphates alumino-calciques et les phosphates calcitiques (Slansky, 1980 ; Pannatier, 1995).

A Taïba, l'exploitation est guidée par des cartes et des coupes géologiques faites à partir des sondages d'exploitation.

1.4.2.1. L'algorithme

Dans le but de pouvoir apprécier l'exploitabilité des différents niveaux de la couche phosphatée, un algorithme (critères d'exploitabilité) qui fixe les conditions limites d'exploitation du minerai est défini :

Algorithme actuel

$$\theta = P_2O_5 \text{ ou } \theta > 5\%$$

$$F = 100\rho/P_2O_5 < 500$$

$$K = CaO/P_2O_5 < 4$$

Algorithme ancien

$$\theta = P_2O_5 \text{ ou } \theta > 20\%$$

$$F = 100\rho/P_2O_5 < 20$$

$$K = CaO/P_2O_5 < 1.45$$

Ce nouvel algorithme fixé depuis la fin de l'exploitation du panneau de Keur Mor Fall, est beaucoup plus tolérant à l'égard des termes pénalisants tels que le feral et la calcite du fait surtout du contexte du panneau de Tobéne marqué par une abondance de ces deux termes au sein de la couche phosphatée. Ainsi du minerai de plus en plus pauvre est chargé.

Tout niveau de la couche phosphatée qui satisfait aux trois conditions de l'algorithme est sélectionné sinon il est rejeté dans les stériles. Du fait de cette grande tolérance sur le feral, il urge de faire une sélection rigoureuse lors de l'extraction afin d'éliminer au maximum ces impuretés qui sont des éléments pénalisants pour le traitement du minerai.

1.4.2.2. Estimation des réserves : Méthode des polygones

C'est la méthode d'estimation des réserves utilisée à Taïba. Le panneau est divisé en hexagones et on estime chaque hexagone par la valeur de l'échantillon prélevé en son centre (teneurs en P_2O_5 , feral, CaO, SiO_2 et CO_2 , la puissance de la couche de phosphate). Les inconvénients de cette méthode peu précise sont l'impossibilité de déterminer les points de l'hexagone de teneurs supérieures et les points de teneurs inférieures à la teneur de coupure choisie, la surévaluation des réserves et la difficulté voire l'impossibilité d'apprécier la marge d'erreur de l'estimation.

1.4.3. Processus d'extraction du minerai de phosphate

Le processus d'extraction comprend deux (2) principales étapes que sont le décapage et l'extraction.

1.4.3.1. Le décapage

Le décapage consiste à mettre à nu la couche de phosphate en la dégageant de l'épaisseur de stériles qui la recouvre. Du fait de la puissance de la couverture, l'opération de décapage se fait en deux étapes (figure 4) :

- ✚ Le décapage supérieur qui concerne les douze (12) premiers mètres de la couverture depuis le terrain naturel. De puissantes roues pelles effectuent l'essentiel de ce travail jusqu'à plus de 12 m de profondeur. Les roues pelles transfèrent le sable sur des convoyeurs à bande qui, à près de 6 m/s, le transportent vers les zones déjà exploitées.
- ✚ Le décapage intermédiaire consiste au terrassement de la partie restante des sables. L'épaisseur concernée par ce décapage est de 15 m en moyenne. Cette phase est assurée par une société de sous-traitance indienne "KORATA" qui assure le

chargement des sables dans les camions “dumpers” (camions 100 tonnes) qui les évacuent hors de la zone d'exploitation.

- ✚ Le décapage inférieur : l'épaisseur concernée par ce décapage est de 8 m au-dessus de la plate-forme des draglines et 3 m en dessous. Il est effectué par les draglines qui assurent en même temps l'aménagement de leur plateforme d'assise, le prélèvement du minerai et son chargement dans les camions de 100 tonnes.

1.4.3.2. L'extraction

L'extraction correspond au prélèvement du minerai, assuré par les draglines positionnées suivant la ligne de minerai. Sur le chantier, quatre (4) draglines positionnées suivant la direction N-S : La 1260 W (capacité du godet 27,5 m³), la 7820 ou Marion (capacité du godet 27,5 m³), la 1250 B (capacité du godet 18,4 m³) et la 650 B (capacité du godet 12 m³) assurent le terrassement du dernier niveau de stérile (butte et découverte) et mettent ainsi à nue la couche phosphatée à extraire. Une fois la couche de phosphate mise à nu, les draglines extraient directement le minerai et chargent les dumpers ou camions 100 tonnes, sous la supervision d'un prospecteur dans le but de prélever le maximum de minerai non pollué (figure 4). Dans le cas où le minerai est immergé par la nappe phréatique, les draglines procèdent au curage (prélèvement et stockage du minerai juste à côté pendant des heures voire quelques jours pour le séchage). Outre le problème de l'imbibition du minerai de phosphate par la nappe phréatique, il faut aussi signaler que l'extraction du minerai de phosphate de Tobène rencontre d'autres problèmes comme l'existence de niveaux calcaires, de poches de sables et d'indurations dans la couche phosphatée. La rencontre de ces dernières nécessite un minage qui permet de les ébranler

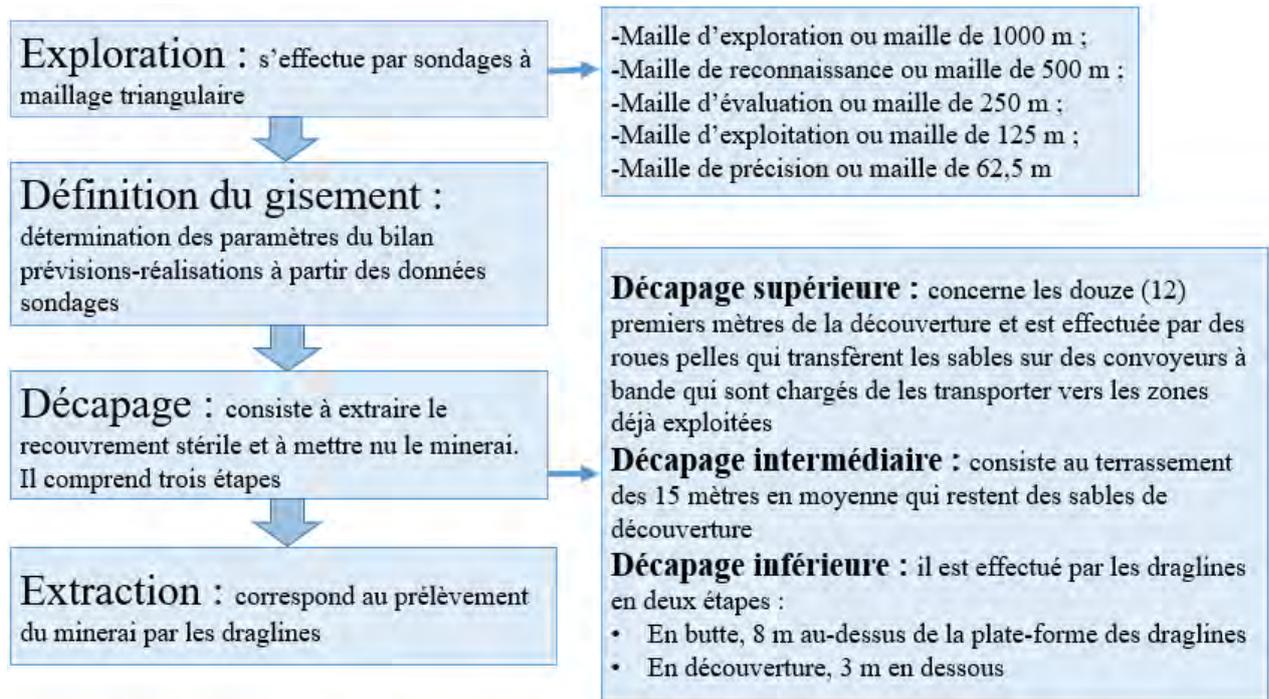


Figure 4 : Schéma des phases d'exploration et d'extraction du minerai

1.4.4. Processus de valorisation du minerai de phosphate

1.4.4.1. Le prétraitement

Le prétraitement a pour rôle principal d'éliminer les éléments de diamètre supérieur à 30 mm sous forme de rejet déposés au niveau des verses à tériel. Cette opération nécessite deux procédés : d'abord le scalpage puis le débourage.

- ✚ La station de scalpage assure la séparation du minerai des gros blocs de silex, de calcaire ou de grès ferrugineux de diamètre supérieur à 500 millimètres échappant à la sélection. Ce prétraitement est accompli grâce à un dispositif comprenant une trémie dans lequel les camions 100 tonnes vident leur chargement, un crible, deux alimentateurs à tabliers métalliques (ATM1 et ATM2), deux crasses et un système de convoyeur à bande long de 7 km chargé d'acheminer le minerai vers la station de débourage.
- ✚ A la station de débourage le minerai subit une autre sélection grâce à un dispositif composé de trois cribles et d'un débourbeur chargé de séparer les débris du phosphate. Les cribles sont équipés de robinets à jet d'eaux puissants qui permettent de récupérer les particules phosphatées colmatés sur les blocs stériles. Les éléments supérieurs à 30

mm sont envoyés au tériil grâce aux convoyeurs à silex. Seule la fraction granulométrique inférieure à 30 mm (jetée-mine) est déversée dans les fosses à pulpe et est acheminée vers la station de traitement par transport hydraulique.

1.4.4.2. Le traitement

Le traitement comprend une étape mécanique (préparation) et une étape chimique (flottation).

- ✚ La préparation consiste à sélectionner le minerai de taille comprise entre 40 et 800 μm et à éliminer les particules trop fines pour être enrichies. L'atelier préparation qui consiste en une succession de cyclonage et broyage/criblage en circuit fermé aboutit à une séparation des grains de taille inférieure à 40 μm appelés schlamms qui sont envoyés au niveau des bassins à schlamms, des grains de taille comprise entre 315 et 40 μm appelés les fins ou « over flow » et des grains compris entre 800 et 315 μm appelés les gros ou « under flow ». Les gros et les fins constituant le minerai préparé sont acheminés vers l'atelier de flottation à travers des circuits séparés.
- ✚ À l'atelier de flottation, on sépare les grains de phosphate de chaux des impuretés qui les accompagnent encore. On injecte dans l'eau des réactifs spécifiques (le Tall-Oil (TO), la soude (NaOH), le Diesel-Oil (DO) ou fuel et le promotor ou AP) qui enveloppent exclusivement les grains de phosphate. Lorsque de l'air est insufflé dans l'eau des bacs, de fines bulles se fixent aux grains de phosphate enrobés de réactifs, qui remontent à la surface tandis que les impuretés se déposent au fond. La flottation est complète au bout d'une minute et l'ensemble des grains phosphatés est récupéré sur un tapis roulant muni d'aspirateurs qui éliminent l'eau de la flottation.

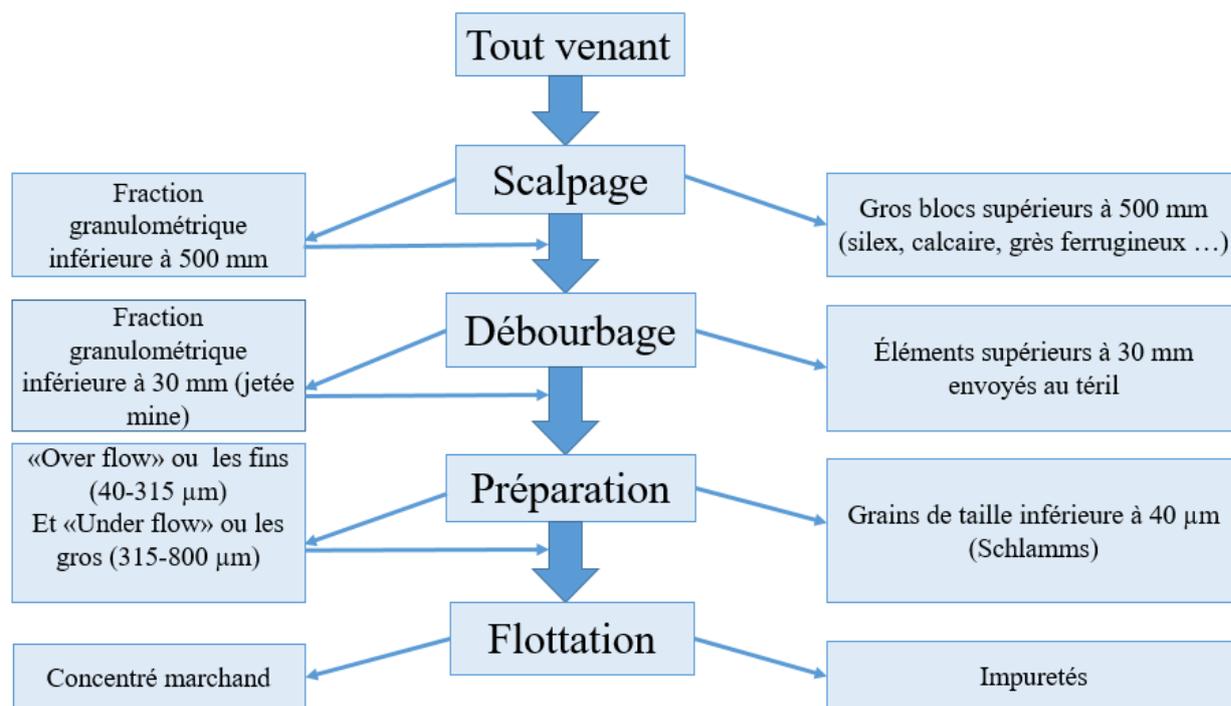


Figure 5 : Flow sheet de traitement du minerai

1.5. CONCLUSION

Le gisement de phosphate de Tobène est un gisement très hétérogène du point de vue lithologique (présence de faciès stériles dans la couche phosphatée) mais aussi très irrégulière du point de vue de sa morphologie. Tout ceci constitue un véritable handicap pour le bon fonctionnement et l'efficacité de l'exploitation car posant des difficultés d'extraction, de sélection et de traitement du minerai.

CHAPITRE 2 : ETUDES DES SONDAGES ET CARTOGRAPHIE DES ANOMALIES DE COUCHES SUR LA PERIODE 2013-2016

2.1. INTRODUCTION

Parmi les contraintes géologiques, on distingue les contraintes géométriques et les contraintes lithologiques. Dans cette étude, on fera une cartographie de toutes les contraintes lithologiques à savoir les anomalies de couche ensuite on essayera d'apprécier la distribution des éléments majeurs (P_2O_5 , feral, calcite).

2.2. PROBLEMATIQUE ET METHODOLOGIE

2.2.1. Problématique de l'étude

Le contexte actuel du gisement de Tobène marqué par une hétérogénéité sur le plan de la lithologie (fréquence de faciès stériles dans la couche de phosphate) et une irrégularité sur le plan de sa structuration géomorphologique, est une contrainte majeure pour l'efficacité de l'exploitation du phosphate.

Le chargement du minerai de moindre qualité et les pertes de minerai influencent négativement les résultats de la production de phosphate marchand. Tout ceci aboutit généralement à des résultats d'exploitation différentes des prévisions.

Pour produire un concentré marchand commercialisable, il est essentiel de fournir à l'usine un tout venant de bonne qualité. Cela passe inévitablement par une bonne maîtrise des contraintes géologiques qui pourraient non seulement altérer la qualité du minerai lors de l'extraction et ainsi rendre son enrichissement difficile et onéreux et des contraintes minières qui peuvent baisser les tonnages.

2.2.2. Méthodologie

Pour atteindre les objectifs de l'étude, la méthodologie qui sera adoptée est la suivante :

La collecte et l'exploitation des données de sondages sur la période 2013-2016 en réalisant des corrélations lithologiques, des coupes géologiques, les cartes de distributions des éléments majeurs (P_2O_5 , SiO_2 , feral et CaO) ainsi que les cartes de répartition des différentes anomalies

de la couche de phosphate. Ce qui permettra de caractériser géologiquement le secteur d'étude, de localiser les contraintes géologiques.

La collecte et l'exploitation des données des bilans mensuels prévisions/réalisations sur la période 2013-2016 dans le but d'apprécier les écarts.

Une étude de toutes les contraintes géologiques et minières pour évaluer leurs influences sur les bilans prévisions/réalisations de l'exploitation du phosphate.

Une étude corrélative entre les prévisions et les réalisations afin d'apprécier l'évolution des réalisations par rapport aux réalisations et de trouver d'éventuels coefficients de correction pour les prévisions. Ceci permettra de réconcilier au mieux les prévisions et les réalisations.

Une contribution de à l'amélioration de l'équation de calcul de la réserve prévisionnelle par une étude des différentes composantes de l'équation de calcul actuelle pour une optimisation de la production de phosphate à Tobène.

2.3. PRESENTATION DE LA ZONE D'ETUDE

Le secteur d'étude se situe dans le panneau de Tobène qui est le troisième panneau du gisement de Taïba. Elle couvre une superficie de 30 km² et son exploitation a démarré depuis 2003 à la suite de l'épuisement du panneau de Keur Mor FALL exploité de 1980 à 2003. De 2003 à 2019, une superficie de 9 km² a été exploitée. La zone d'étude est représentée par la partie du panneau de Tobène exploité de 2013 à 2016 (figure 6). Le choix de la période 2013-2016 s'explique par un problème de disponibilité des données. Au début de l'étude, l'objectif était de travailler sur la période 2010-2017 mais pour des contraintes disponibilité des données, nous avons dû limiter l'étude sur la période 2013-2016.

Le secteur d'étude couvre une surface totale de 1 502 106 m² avec une population de 181 sondages. Sur la période 2013-2016, les prévisions de production de phosphate dans le secteur d'étude sont évaluées à 3 698 812,067 tonnes titrant 33,87 % en P₂O₅, 2,93 % en feral, et un rapport K (CaO/P₂O₅) = 1,46 contre une réalisation de phosphate marchand de 4 009 000 tonnes titrant 33,51 % en P₂O₅, 3,26 % en feral, un rapport K = 1,41 et 23,42 % de SiO₂.

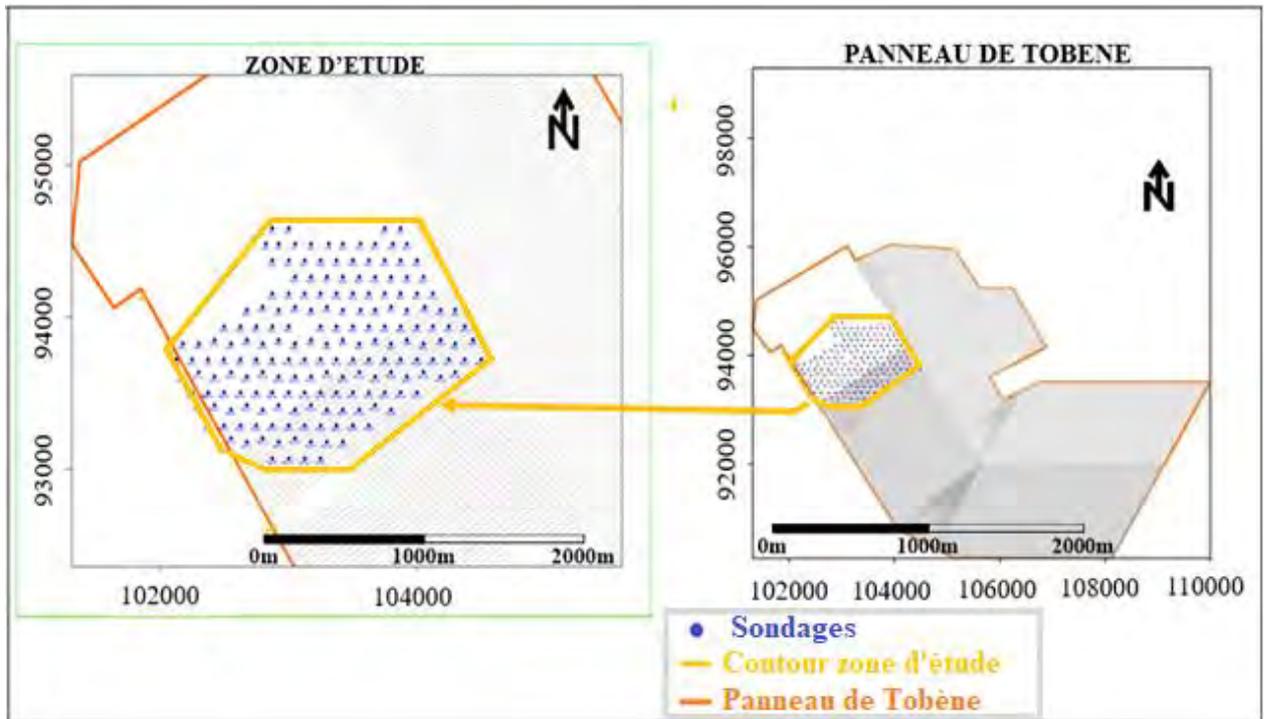


Figure 6 : Localisation de la zone d'étude dans le panneau de Tobéne

2.4. EXPLOITATION DES DONNÉES DE SONDAGES

L'incertitude géologique étant considérée comme la problématique principale de l'exploitation du minerai de phosphate, il est donc nécessaire de bien représenter, interpréter et surtout, utiliser les données de sondages recueillies pour une meilleure gestion des risques géologiques.

La méthodologie repose sur l'exploitation des données géologiques de sondages. À partir des 181 sondages disponibles du secteur de Tobéne exploité de 2013 à 2016, nous avons réalisé 84 logs lithologiques répartis en six (6) profils transversaux orientés du NW au SE (AA', BB', CC', DD', EE' et FF') et de trois (3) profils longitudinaux orientés du NE au SW (GG', HH' et II') (figure 7). Sur chaque profil longitudinal en plus des corrélations lithologiques, nous avons réalisé les courbes de variations latérales comparées entre le P_2O_5 , le SiO_2 et le feral. De même, nous avons pu réaliser la cartographie de toutes les anomalies de couches et voir la distribution de tous les éléments majeurs dans le secteur d'étude.

Nous avons tiré des 181 sondages de la base de données du secteur d'étude les observations consignées dans le tableau 1.

Tableau 1 : Fréquences d'apparition des faciès dans le secteur d'étude

Faciès	Pourcentage des sondages ayant intercepté le faciès
Calcaire de couche	13,04 %
Sable de couche	22,83 %
Argile de couche	75,54 %
Silico-feral	28,80 %

Il résulte de ce tableau une forte présence des argiles de couche (75,54 % des sondages) mais aussi la présence des calcaires de couche (13,04 %), des sables de couche (22,83 %) et du silico feral (28,80 %). Ceci confirme le caractère hétérogène et la forte présence de faciès stériles dans le secteur d'étude.

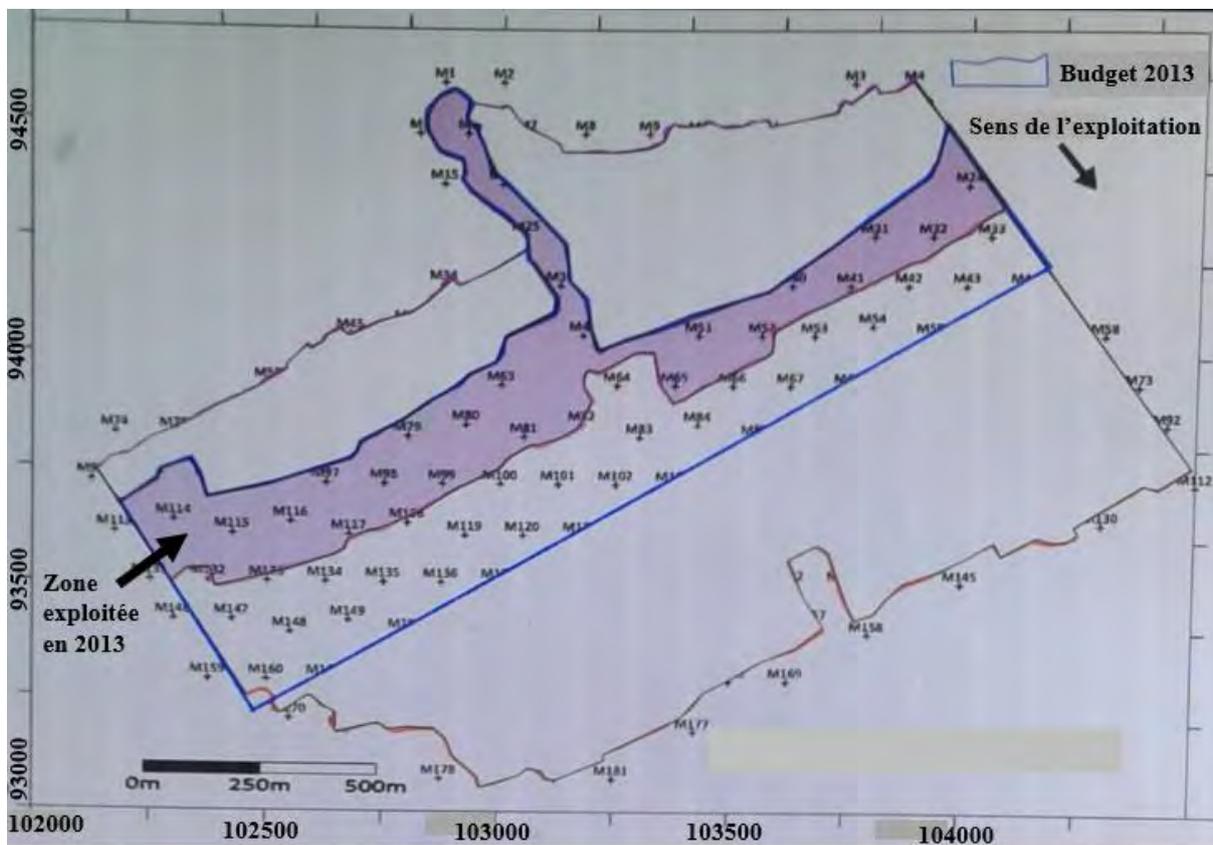


Figure 7 : Carte montrant la prévision et le résultat de l'exploitation en 2013

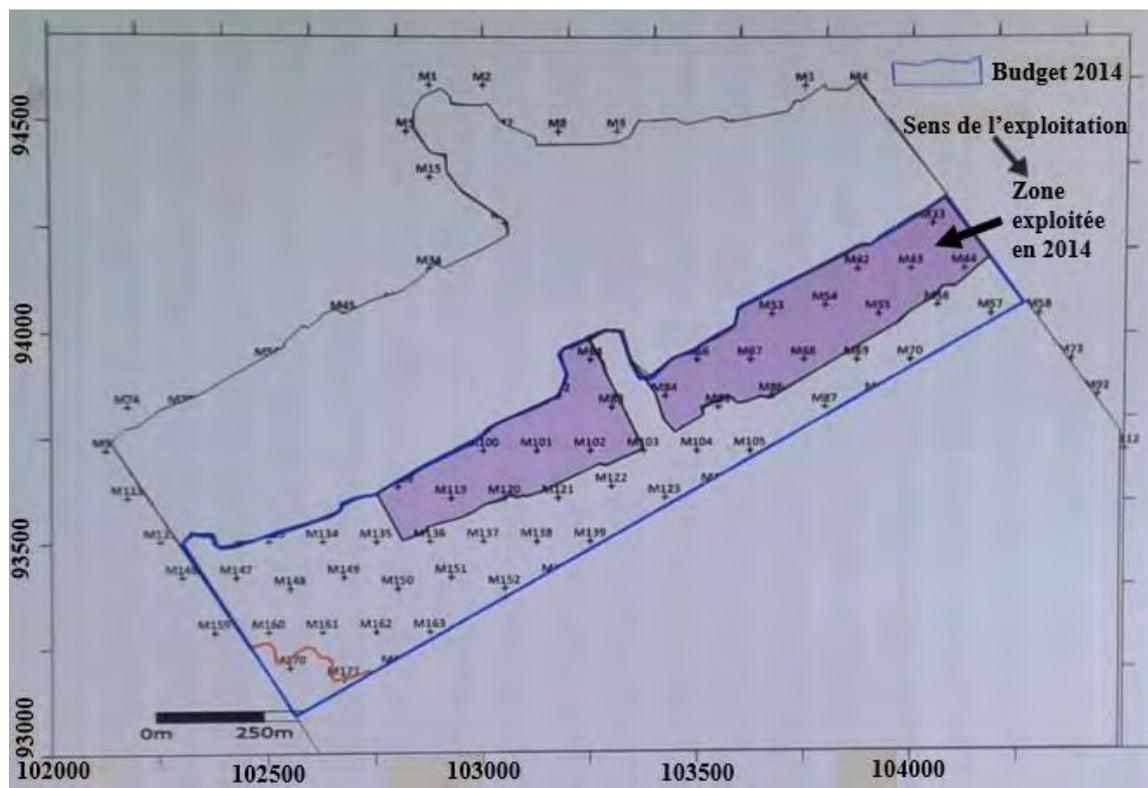


Figure 8 : Carte montrant la prévision et le résultat de l'exploitation en 2014

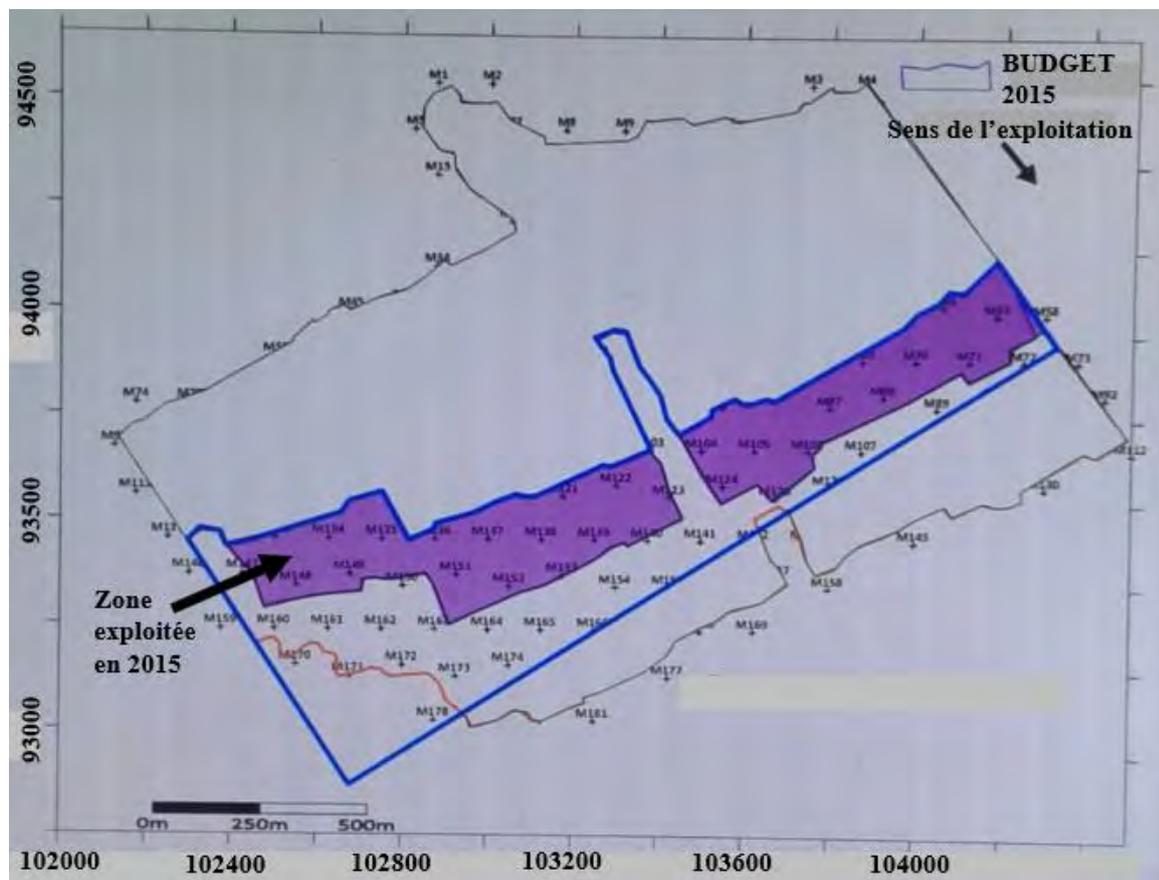


Figure 9 : Carte montrant la prévision et le résultat de l'exploitation en 2015

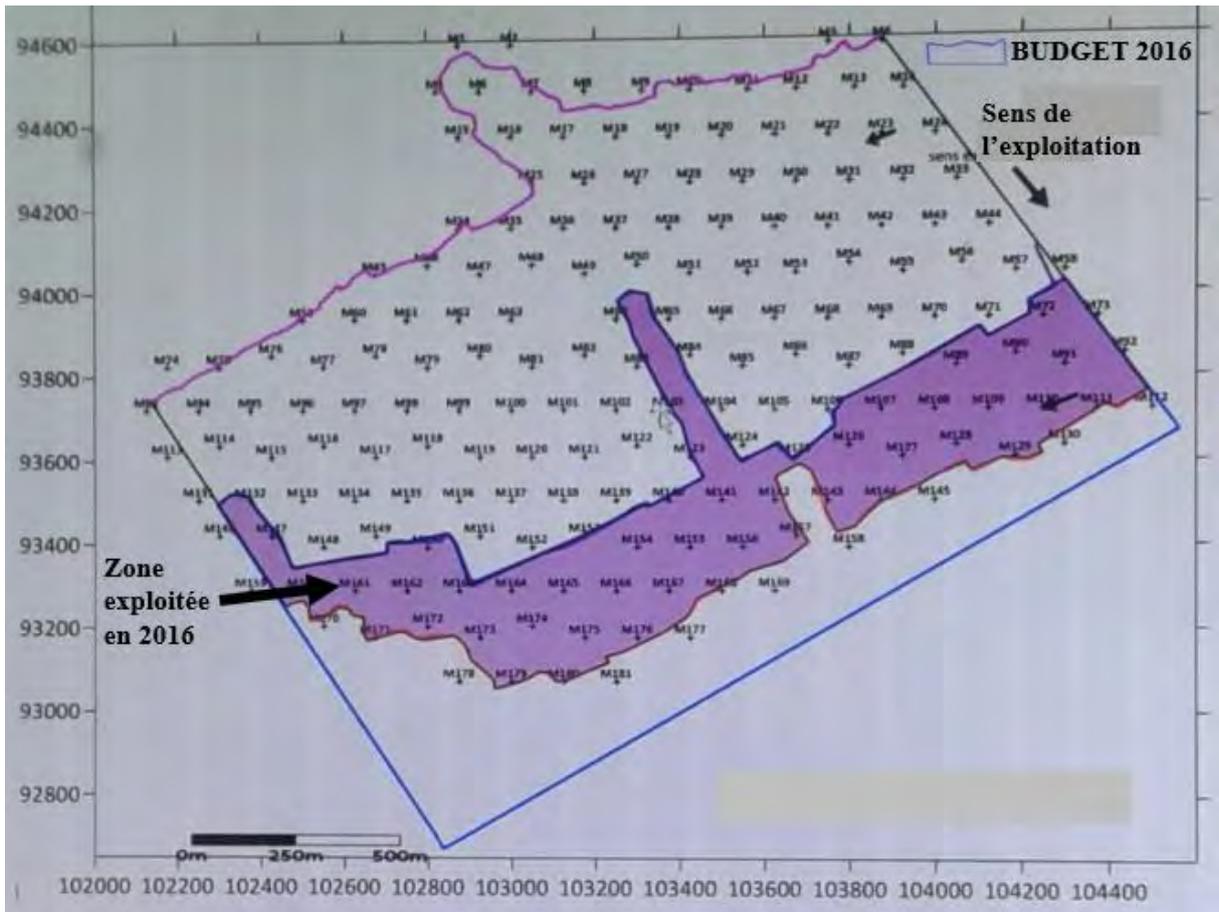


Figure 10 : Carte montrant la prévision et le résultat de l'exploitation en 2016

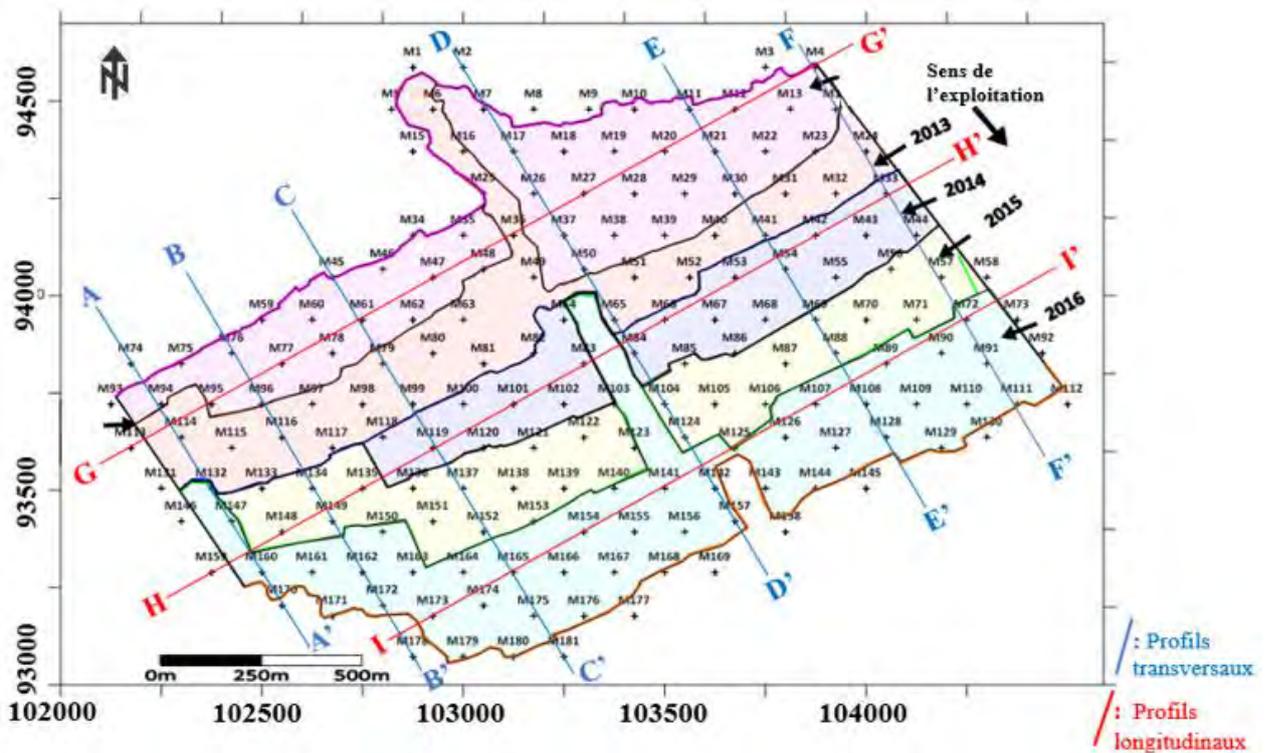


Figure 11 : Carte de localisation des sondages, des passes et des profils

2.4.1. Les profils longitudinaux de la zone d'étude

Trois (3) profils GG', HH' et II' orientés NE-SW ont été réalisés. Leurs corrélations lithologiques nous ont permis de mieux mesurer l'allure du toit et du mur de la couche de phosphate ainsi que son épaisseur. L'analyse de ces profils permet de suivre diverses variations dans la continuité latérale ainsi que l'épaisseur de la couche de phosphate, de son toit et de son mur. Afin de suivre d'une part la répartition éléments majeurs (P_2O_5 , SiO_2 et feral) dans les directions longitudinales et d'autre part dans les directions transversales, suivant le log des sondages, nous avons également réalisé les courbes de variations latérales comparées du feral, de SiO_2 et de P_2O_5 .

Les profils longitudinaux GG', HH' et II' sont respectivement représentés par les 9, 10 et 11 et leur analyse nous a permis de tirer les informations suivantes :

- De fortes variations de la puissance de la couche phosphatée.
- Une remontée de la couche de phosphate sont notées au SW et au NE alors que la zone centrale présente un affaissement de couche.
- La présence de calcaire de couche (sondages M4, M27 et M61 du profil GG') réduisant fortement la puissance de la couche phosphatée.
- L'absence marquée des argiles bariolées du toit au SE.
- La présence de manière aléatoire de faciès stériles tels des bancs de silex, des poches de sable et des lits d'argile intercalaires.

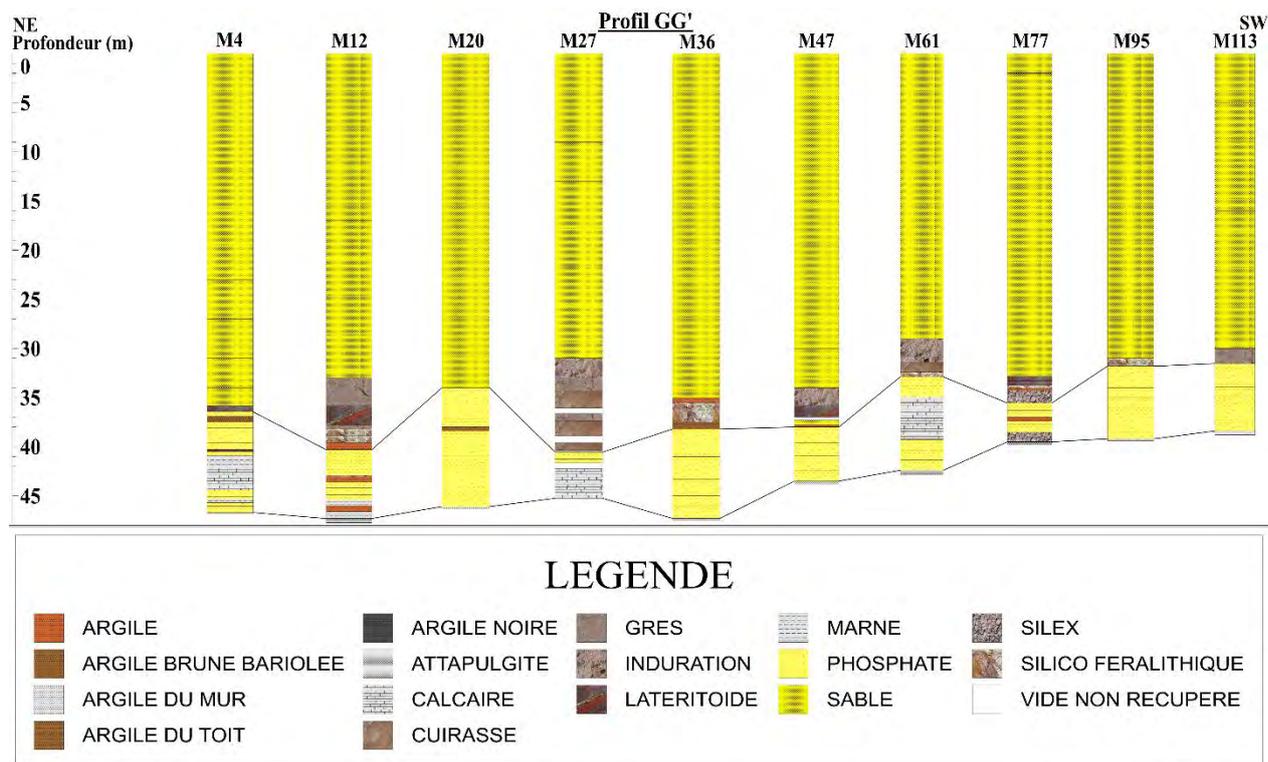


Figure 12 : Profil longitudinal NE-SW (Profil GG') du secteur d'étude

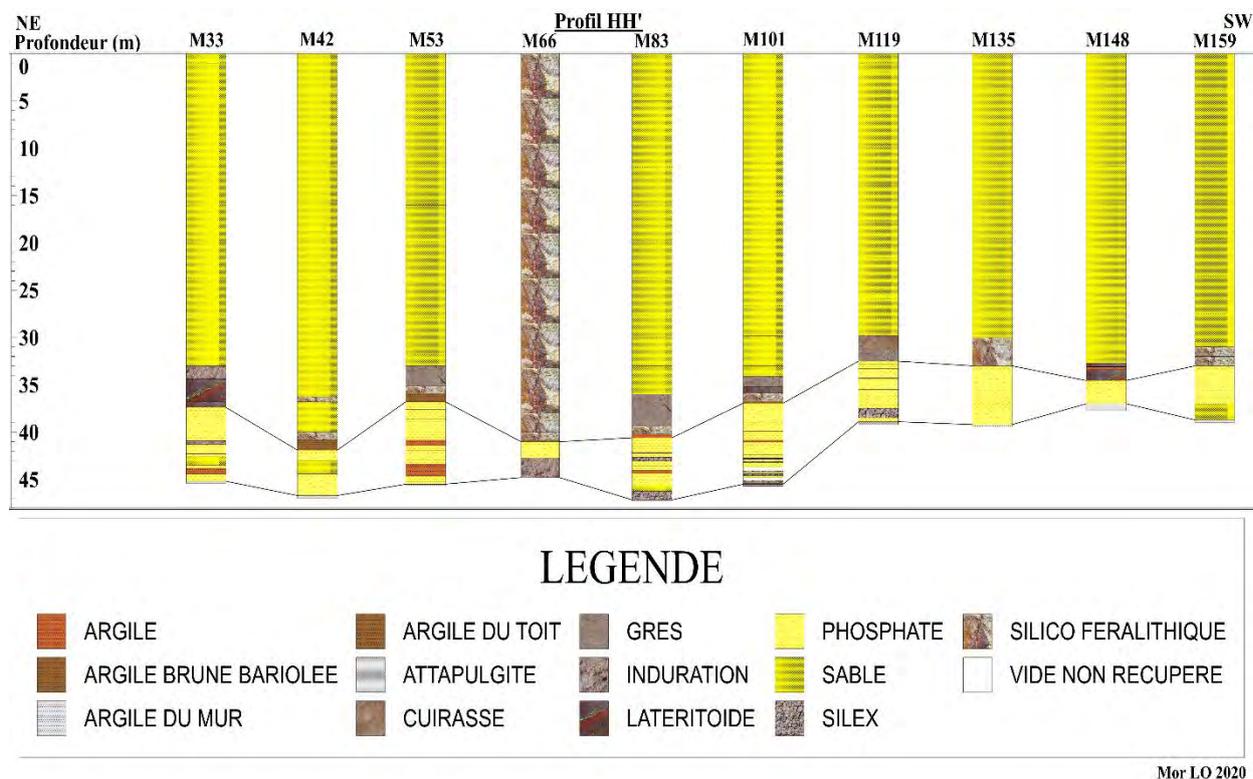
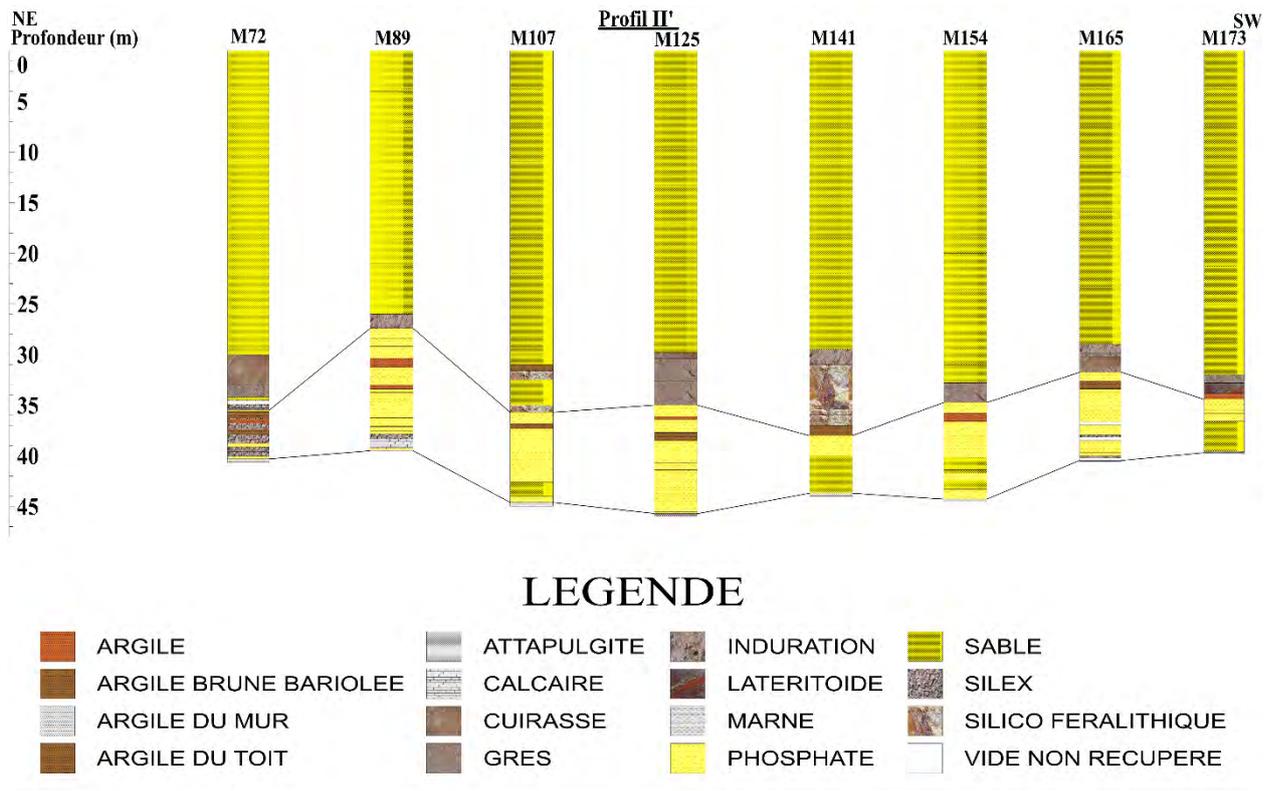


Figure 13 : Profil longitudinal NE-SW (Profil HH') du secteur d'étude



Mor LO 2020

Figure 14 : Profil longitudinal NE-SW (Profil II') du secteur d'étude

2.4.2. Les profils transversaux de la zone d'étude

À travers ces six (6) profils transversaux orientés NW-SE et représentés par les figures 12, 13, 14, 15, 16 et 17, nous tirons les informations suivantes :

- Une présence marquée de bancs de calcaire au NW entrainant parfois des épaissements de la couche phosphatée (profil DD').
- Une forte présence d'intercalations d'argiles dans la couche phosphatée et/ou une absence des argiles bariolées du toit.
- De fortes variations d'épaisseurs de la couche de phosphate avec des épaissements surtout au niveau des zones il y'a forte présence de faciès stériles comme les bancs de calcaire (NW du secteur).
- Une partie SE avec une couche globalement plus homogène c'est-à-dire comportant moins de faciès stériles.
- Une forte présence de faciès stériles dans la couche phosphatée entrainant parfois une forte réduction de la puissance exploitable de la couche de phosphate.

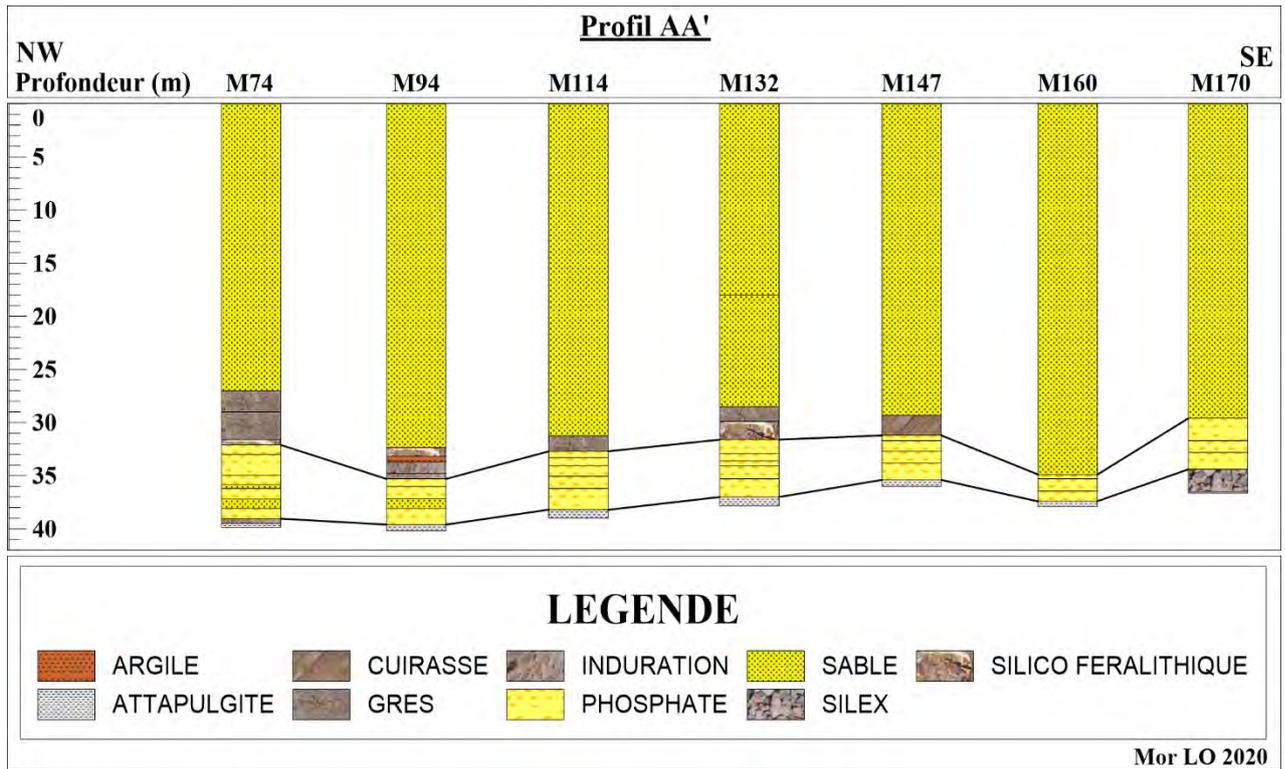


Figure 15 : Profil transversal NW-SE (Profil AA') du secteur d'étude

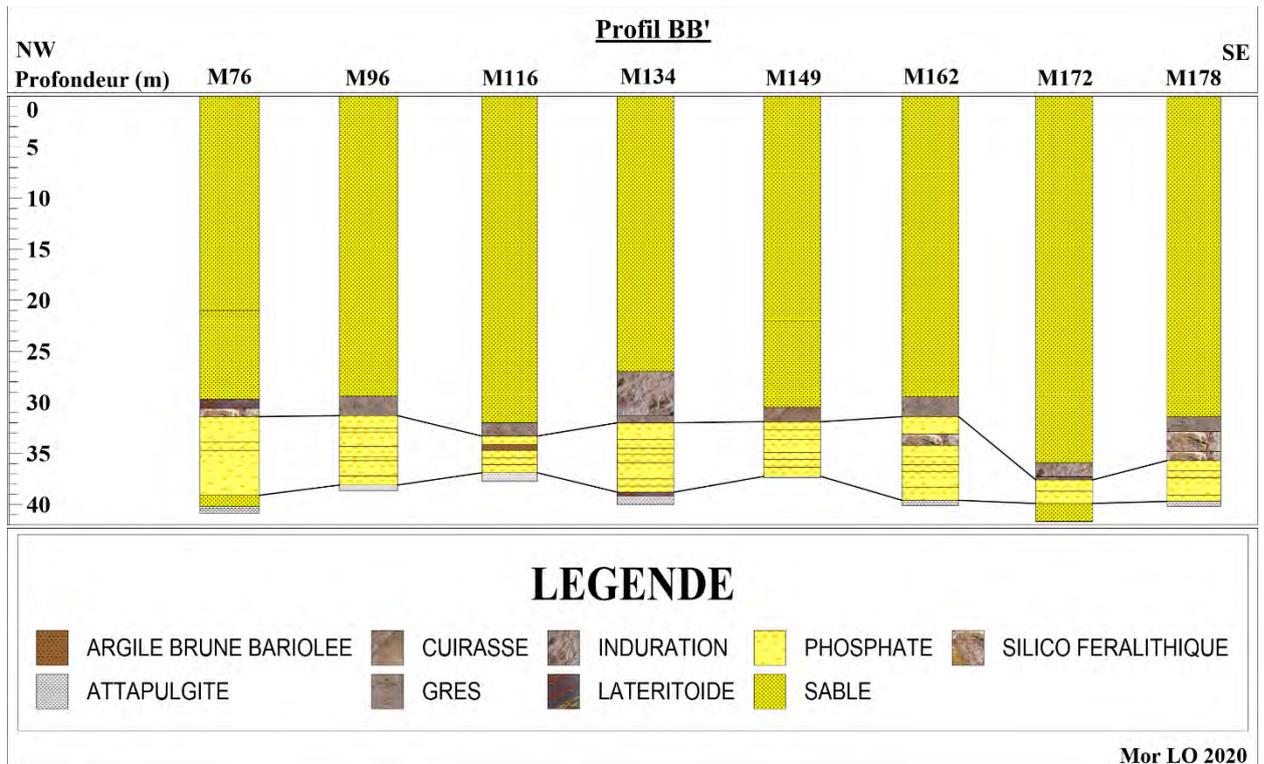


Figure 16 : Profil transversal NW-SE (Profil BB') du secteur d'étude

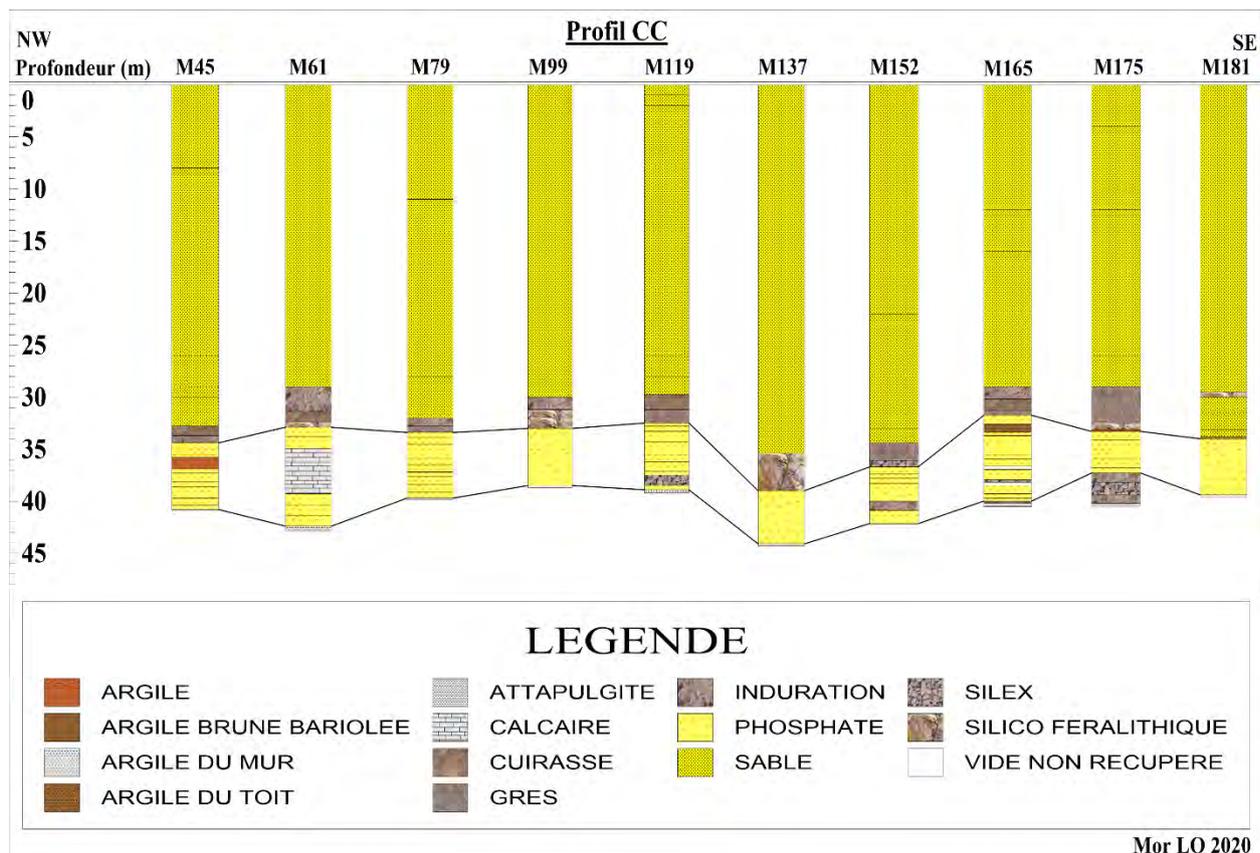


Figure 17 : Profil transversal NW-SE (Profil CC') du secteur d'étude

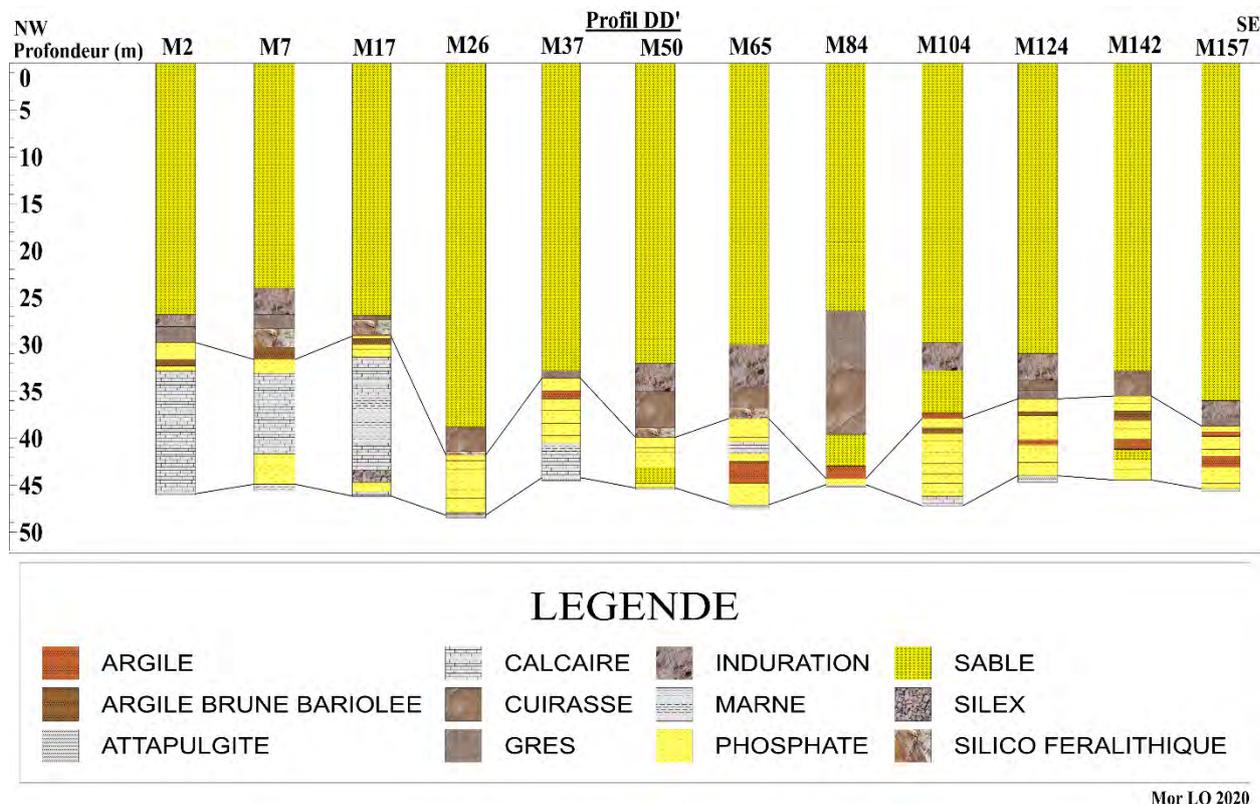
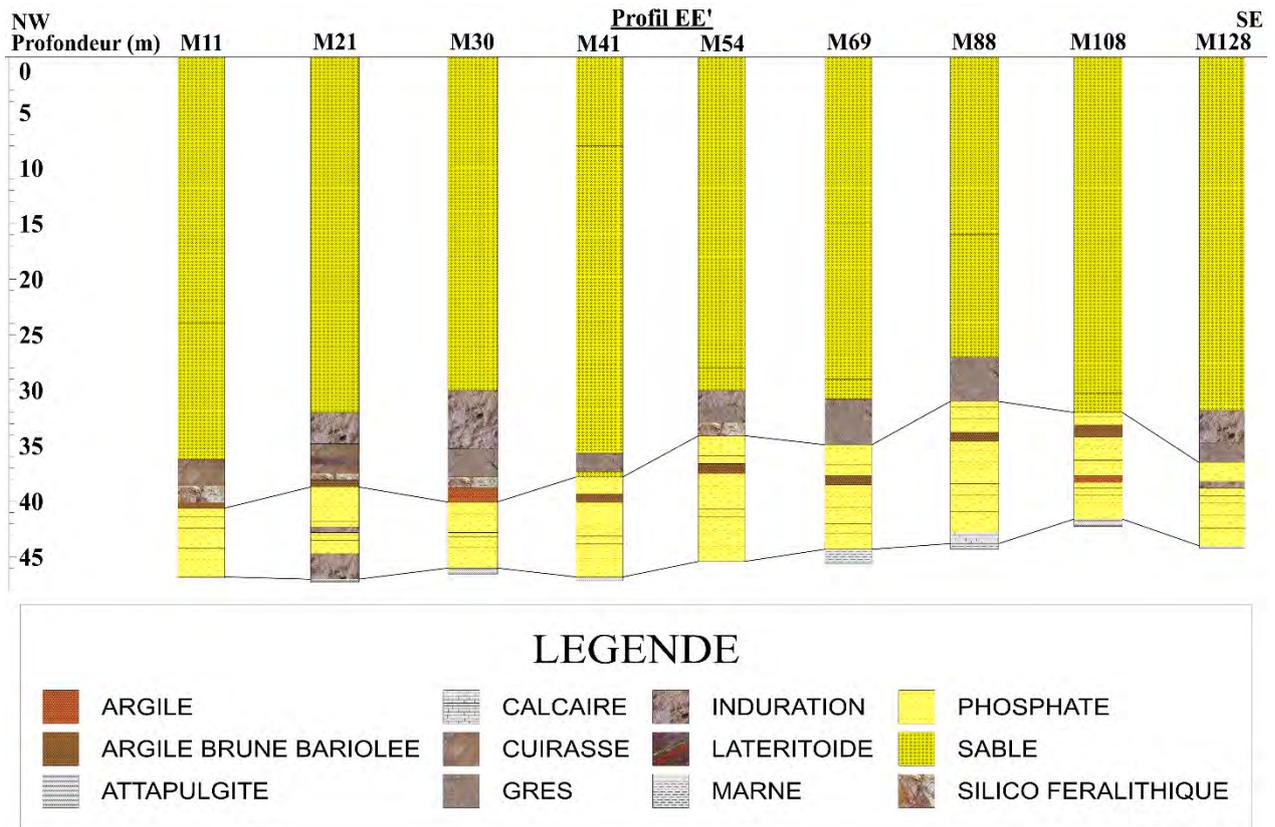
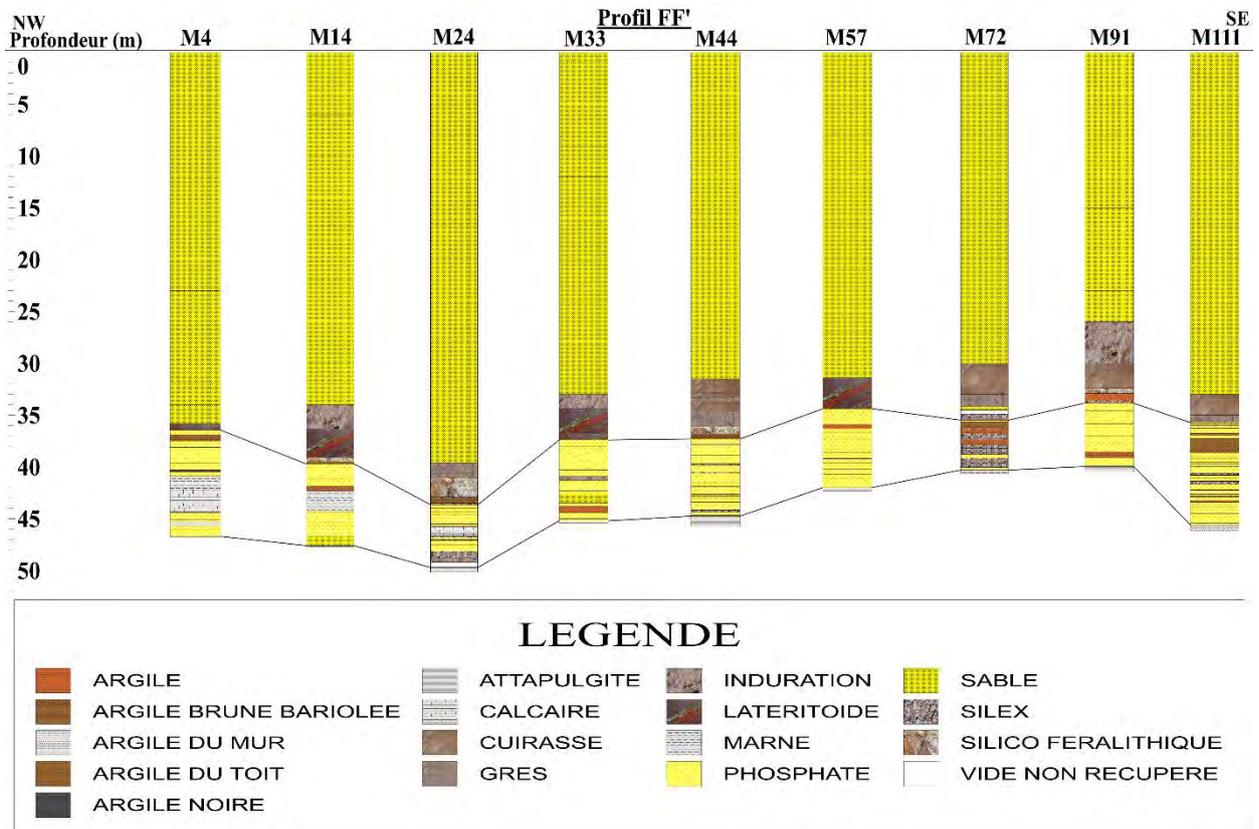


Figure 18 : Profil transversal NW-SE (Profil DD') du secteur d'étude



Mor LO 2020

Figure 19 : Profil transversal NW-SE (Profil EE') du secteur d'étude



Mor LO 2020

Figure 20 : Profil transversal NW-SE (Profil FF') du secteur d'étude

2.4.3. Variations latérales comparées de P_2O_5 , de SiO_2 et du feral

2.4.3.1. Variations latérales comparées suivant les profils longitudinaux

Les courbes de variations comparées de P_2O_5 , de SiO_2 et du feral suivant les profils GG', HH' et II' orientés NE-SW sont représentées par les figures 18, 19 et 20.

Suivant le profil GG' (figure 18), les éléments majeurs (P_2O_5 , feral et SiO_2) montrent une évolution en dents de scie. Le P_2O_5 est en moyenne de l'ordre 25,28 % mais varie faiblement au SW et fortement au NE. Les courbes de variations du feral et du P_2O_5 présentent des allures opposées. Le SiO_2 varie de manière très irrégulière du centre au SW avec des teneurs pouvant atteindre 44,07 % (sondage M61). Tout comme le feral, sa variation est faible au NE.

Suivant le profil HH' (figure 19), le P_2O_5 , le feral et le SiO_2 varient de manière très irrégulière. Le P_2O_5 avec une teneur moyenne de 25,90 % varie très fortement centre et faiblement au NE et au SW. Le P_2O_5 et le SiO_2 ont des variations quasi opposées. Le feral varie fortement au SW (sondage M148) et faiblement au centre où les teneurs en P_2O_5 sont fortes.

Suivant le profil II' (figure 20), le P_2O_5 , le SiO_2 et le feral varient en dents de scie. On note une symétrie nette entre les courbes de variations latérales de P_2O_5 et de SiO_2 , ce qui atteste une évolution contraire entre ces deux éléments. Le feral varie fortement au SW. Le point de sondage M125 situé au centre enregistre la plus forte teneur en P_2O_5 (32,79 %) et les plus faibles teneurs en SiO_2 (13,45 %) et en feral (1,83 %).

En définitive, on note une variation latérale très irrégulière de P_2O_5 , du feral et de SiO_2 ainsi qu'une distribution aléatoire du feral et de SiO_2 dans la direction NE-SW traduisant l'absence de gradient latéral. Les variations latérales du feral et de SiO_2 sont étroitement liées à celle de P_2O_5 . En effet les sondages avec de fortes teneurs en feral et SiO_2 sont pauvres en P_2O_5 et vice versa.

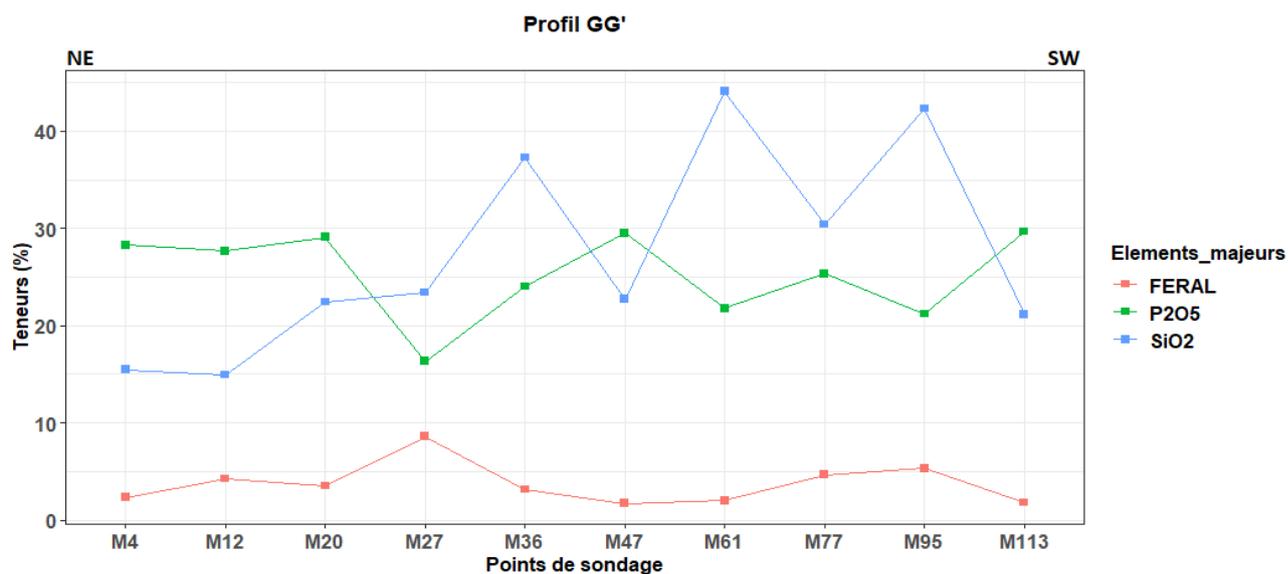


Figure 21 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil GG'

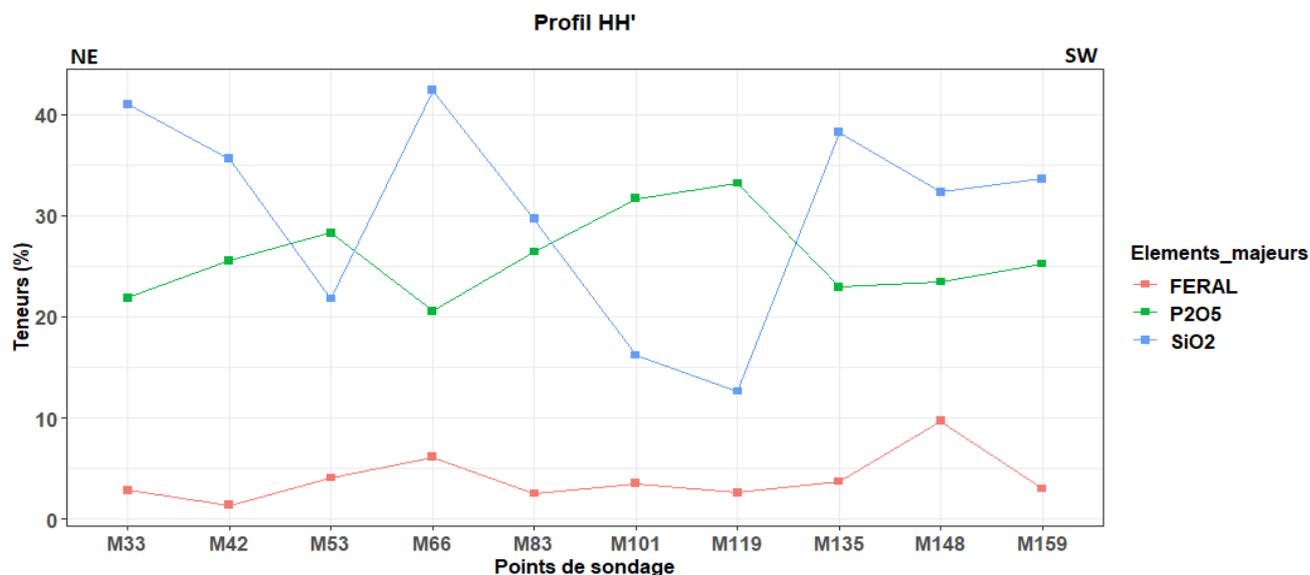


Figure 22 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil HH'

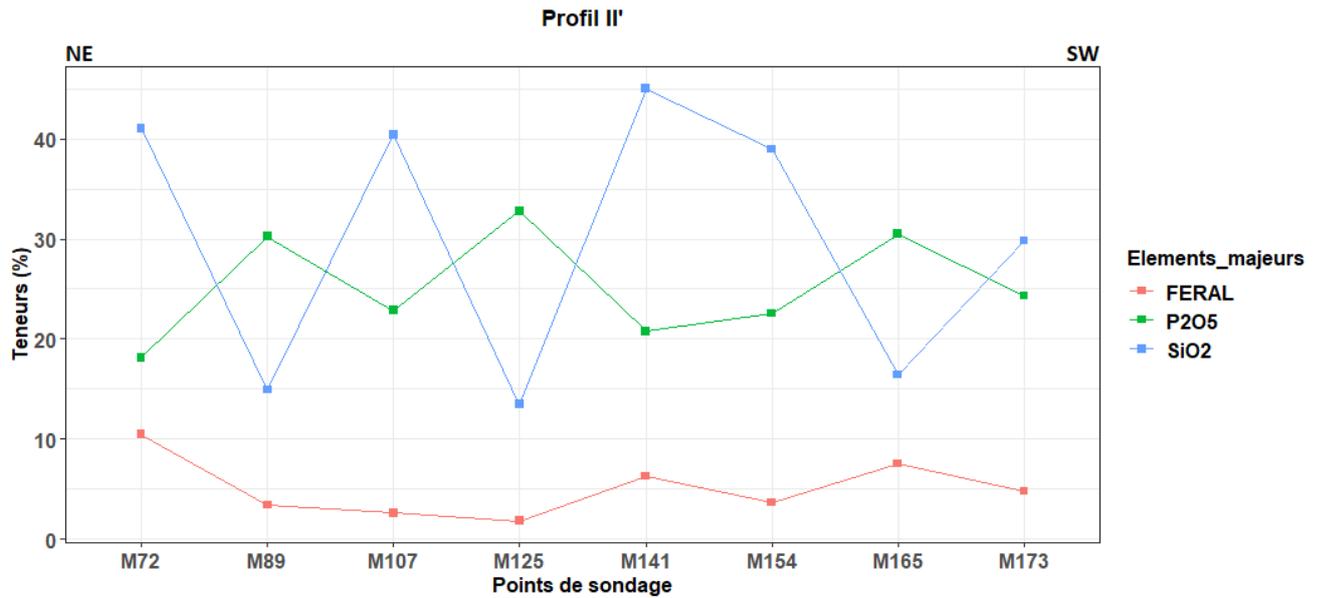


Figure 23 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et SiO₂ suivant le profil II'

2.4.3.2. Variations latérales comparées suivant les profils longitudinaux

Les courbes de variations comparées de P₂O₅, de SiO₂ et du feral suivant les profils AA', BB', CC', DD', EE' et FF' orientés NW-SE sont représentées par les figures 21, 22, 23, 24, 25 et 26.

Suivant le profil AA' (figure 21), la teneur moyenne de P₂O₅ est de l'ordre de 24,55 % mais varie fortement au centre et faiblement au NW et au SE où on note la plus faible de P₂O₅. Les courbes de variations du feral et de SiO₂ ont presque la même allure. La symétrie nette notée entre la variation de P₂O₅ et celle de SiO₂ atteste que d'une variation entre ces deux éléments.

Les fortes teneurs en SiO₂ (49,72 %) et en feral (17,29 %) notées au niveau du sondage M170 sont dues à l'absence des argiles du toit et à la forte présence de faciès siliceux (bancs de silex) au niveau de ce sondage.

Suivant le profil BB' (figure 22), les variations latérales de P₂O₅, de SiO₂ et du feral sont assez stable. Cependant au SE (sondage M172), on note de très fortes teneurs en feral (6,31 %) et SiO₂ (78,54 %) associées à une faible teneur en P₂O₅ (7,15 %). Ceci se justifie par l'absence des argiles du toit et à la présence de faciès siliceux (sable) au niveau de ce sondage. Les courbes de variations du feral et de SiO₂ ont la même allure et sont symétriques à celle de P₂O₅.

Suivant le profil CC' (figure 23), les trois éléments P_2O_5 , SiO_2 et feral montrent des évolutions en dents de scie. Le P_2O_5 varie très fortement au SE et faiblement au NE. La symétrie entre la courbe de variations de latérales de P_2O_5 et celle de SiO_2 montre les variations de ces deux éléments sont inversement liées. Le NW présente de fortes teneurs en P_2O_5 et de faibles teneurs en SiO_2 . Par contre au SE, hormis le sondage M181, on retrouve de fortes teneurs en P_2O_5 et de faibles teneurs en SiO_2 . La variation latérale du feral est assez stable mais devient irrégulière au SE.

Suivant le profil DD' (figure 24), les variations latérales des trois éléments P_2O_5 , SiO_2 et feral sont très irrégulières. Au NW, on note de fortes teneurs en P_2O_5 et de faibles teneurs en SiO_2 et feral. La même tendance est notée au SE avec des teneurs en P_2O_5 plus fortes. Cependant le centre est pauvre en P_2O_5 et riche est feral et P_2O_5 . Ceci peut être expliqué par l'absence des argiles bariolées du toit et l'intercalation de faciès stériles comme le sable et les argiles brunes dans la couche de phosphate au niveau des sondages situés au centre.

Suivant le profil EE' (figure 25), la variation latérale du P_2O_5 est assez stable. Avec une teneur moyenne de 30,25 %, les teneurs en P_2O_5 sont fortes sauf à l'extrême SE où on note des teneurs en P_2O_5 de l'ordre de 23 % et de fortes teneurs en SiO_2 et feral.

Suivant le profil FF' (figure 26), les variations latérales de P_2O_5 , SiO_2 et feral s'effectuent en dents de scie. Le centre et l'extrême SE riches en P_2O_5 , présentent de faibles teneurs en SiO_2 et feral alors que le SE (sondages M72 et M91) présente de faibles teneurs en P_2O_5 et de fortes teneurs en SiO_2 feral.

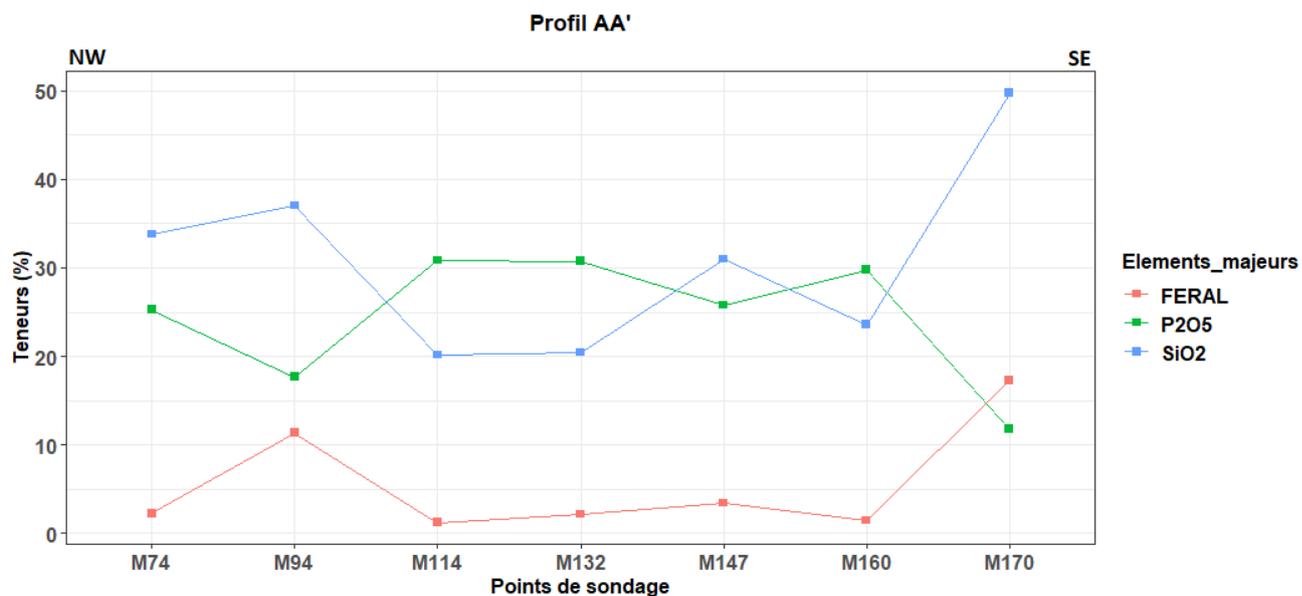


Figure 24 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil AA'

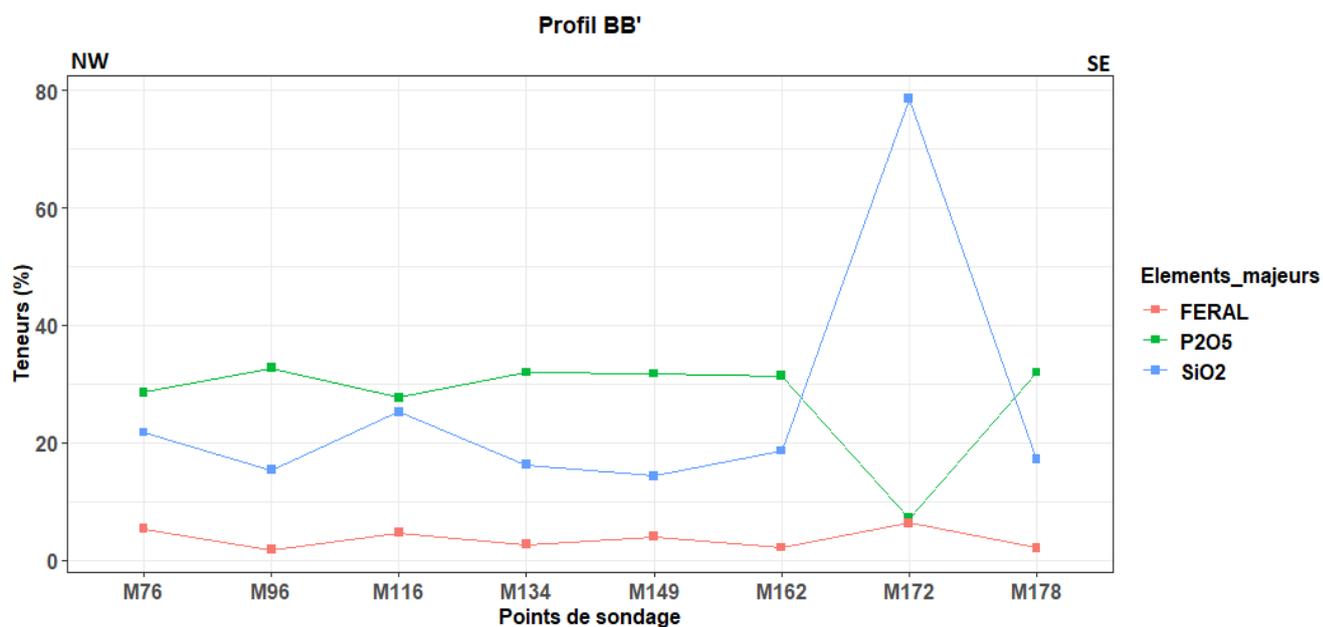


Figure 25 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil BB'

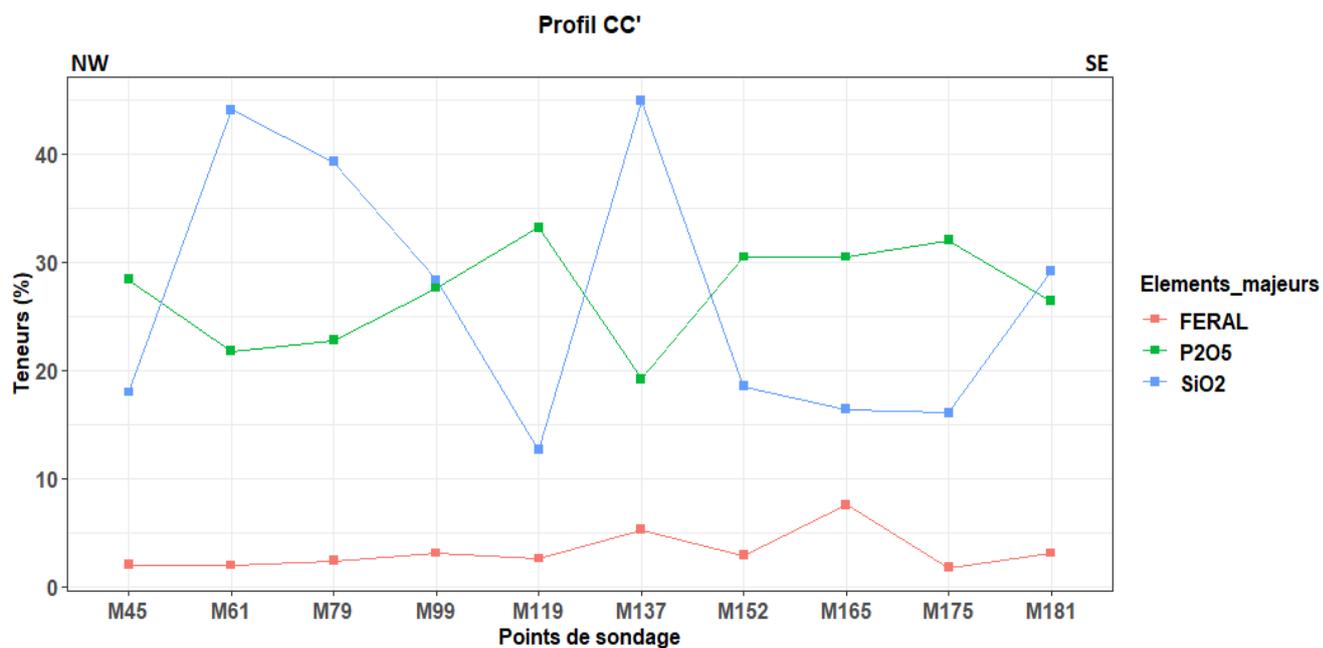


Figure 26 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil CC'

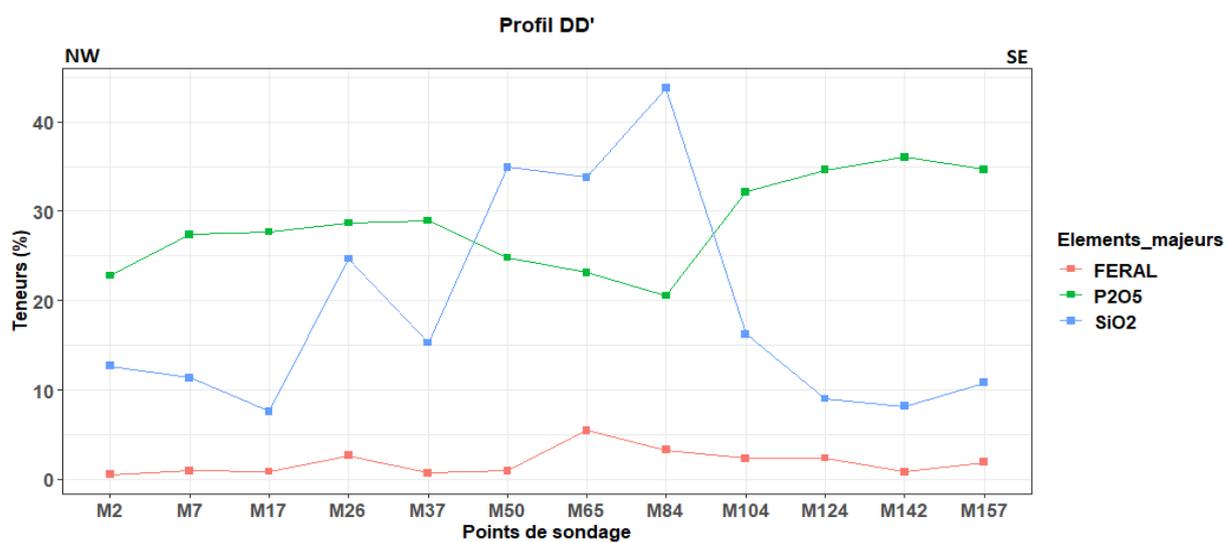


Figure 27 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil DD'

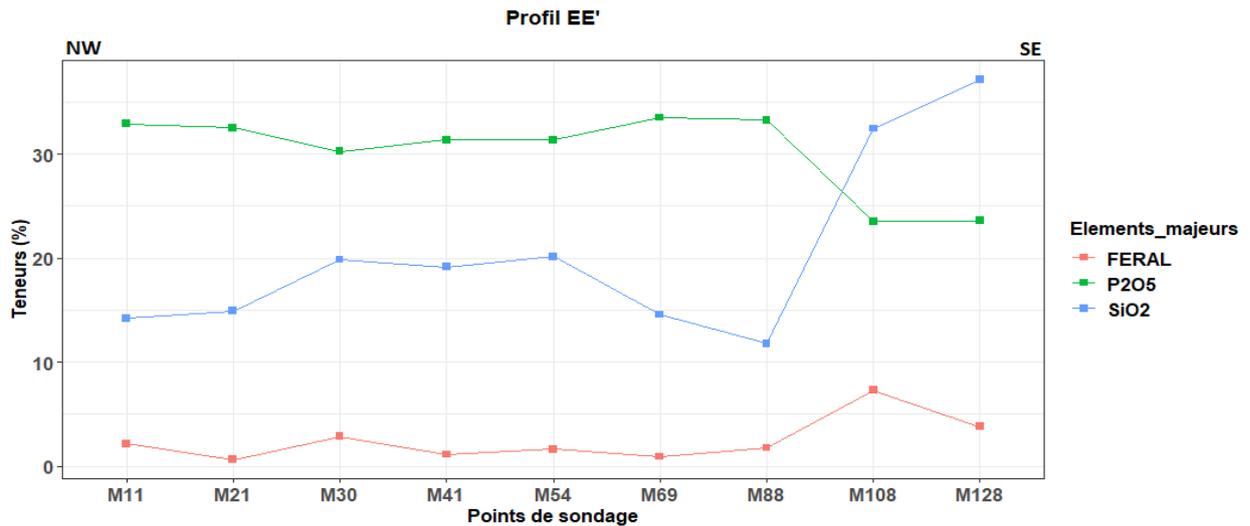


Figure 28 : Variations latérales du FERAL, de P₂O₅ et de SiO₂ suivant le profil EE'

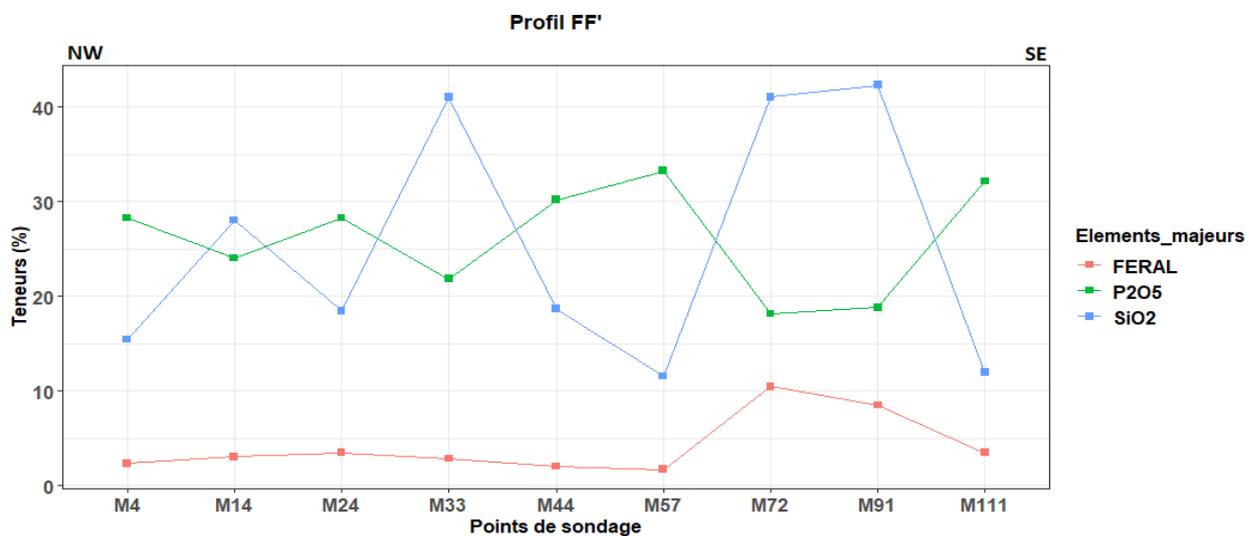


Figure 29 : Variations latérales comparées du FERAL, de P₂O₅ et SiO₂ suivant le profil FF'

2.5. CARTOGRAPHIE DES ANOMALIES DE COUCHE

2.5.1. Cartographie des argiles de couche

La cartographie des argiles de couche (figure 27) nous permet de souligner que les argiles de couche sont très répandues au NW où elles peuvent atteindre 14.5 m d'épaisseur, au SE (7,5 m) et dans une moindre mesure au Centre. Les plus faibles épaisseurs se localisent à l'extrême Sud de la zone. Leur présence a des conséquences fâcheuses sur la production de phosphate marchand. En effet, au niveau de la station de débouage, il faudra une forte pression d'eau pour libérer le phosphate argileux colmaté sur les blocs stériles. Si la pression d'eau n'est pas suffisante, le phosphate reste colmaté sur les blocs engendre des pertes non négligeables.

2.5.2. Cartographie des calcaires de couche

La cartographie des calcaires de couche (figure 28) nous indique que les lentilles de calcaires de couche se localisent essentiellement au NW et au Centre Nord où elles peuvent atteindre 7,15 m. Cependant les autres parties du secteur sont presque dépourvu de calcaires de couche. Leur présence pourrait beaucoup gêner la valorisation du minerai de phosphate.

2.5.3. Cartographie des sables de couche

La carte des sables de couche montre que les lentilles de phosphates sableux sont irrégulièrement réparties dans la zone (figure 29). Mais les parties NE et SE concentrent le plus de sable de couche (11,7 m). Ailleurs dans le secteur d'étude, les épaisseurs de phosphate de couche dépassent rarement 1 m.

2.5.4. Cartographie des faciès silico-ferrallitiques

La cartographie des faciès silico-ferrallitique (figure 30) montre la distribution du silico-feral dans la couche phosphatée est aléatoire à l'échelle du secteur d'étude. Ces faciès sont caractérisés par d'importantes concentrations en oxyde de fer et d'alumine (Fe_2O_3 et Al_2O_3).

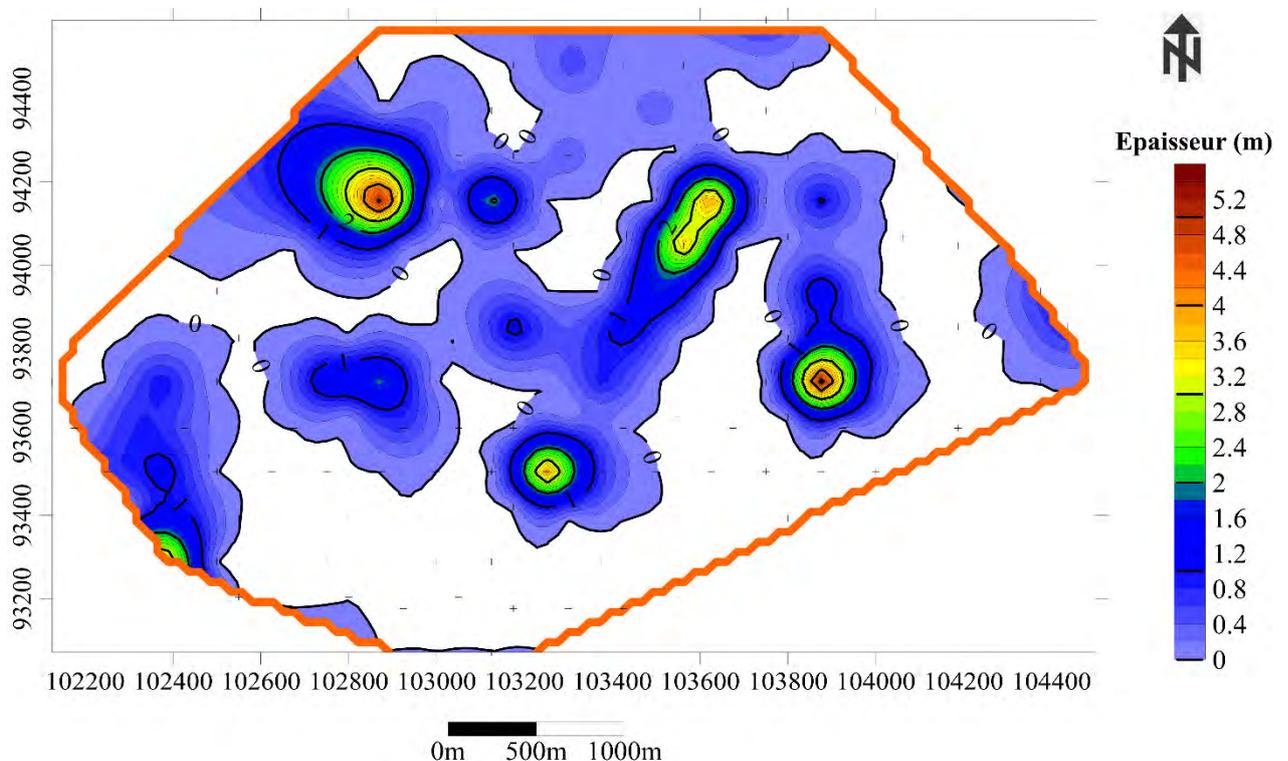


Figure 30 : Cartographie des argiles de couche dans le secteur d'étude

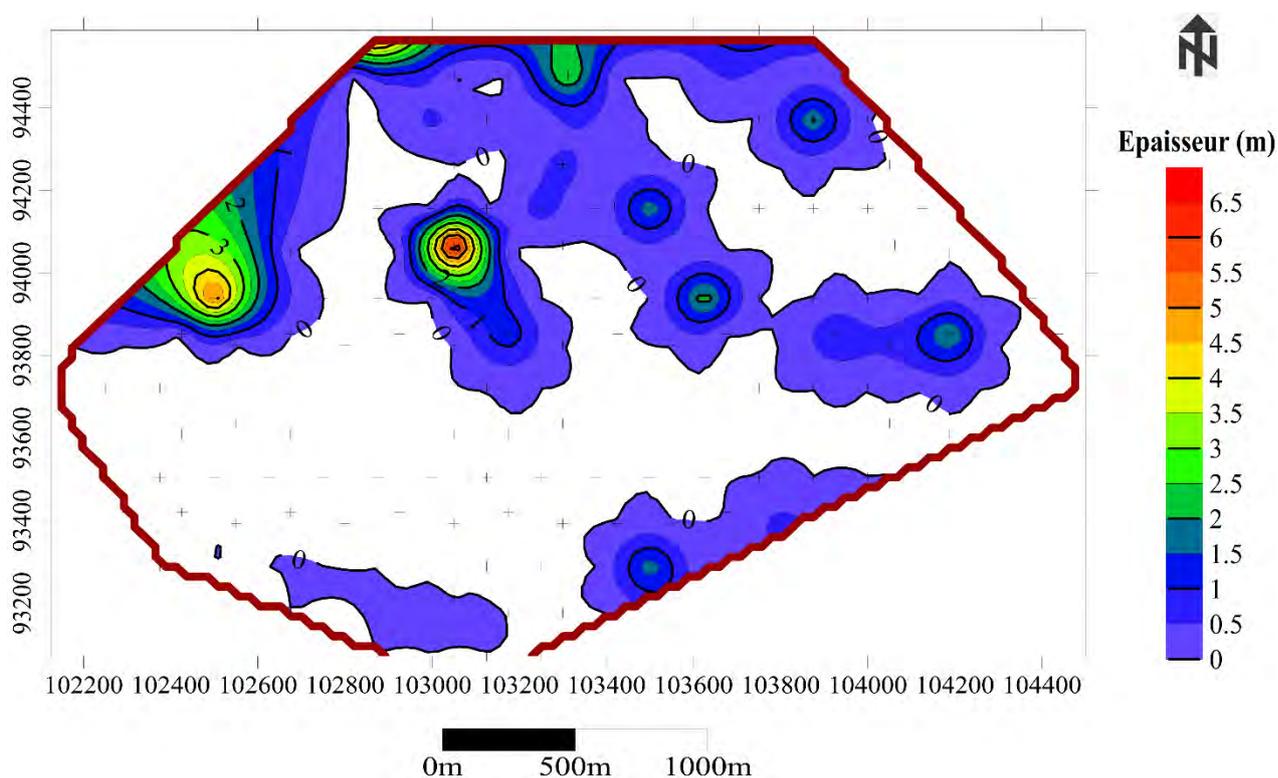


Figure 31 : Cartographie des calcaires de couche dans le secteur d'étude

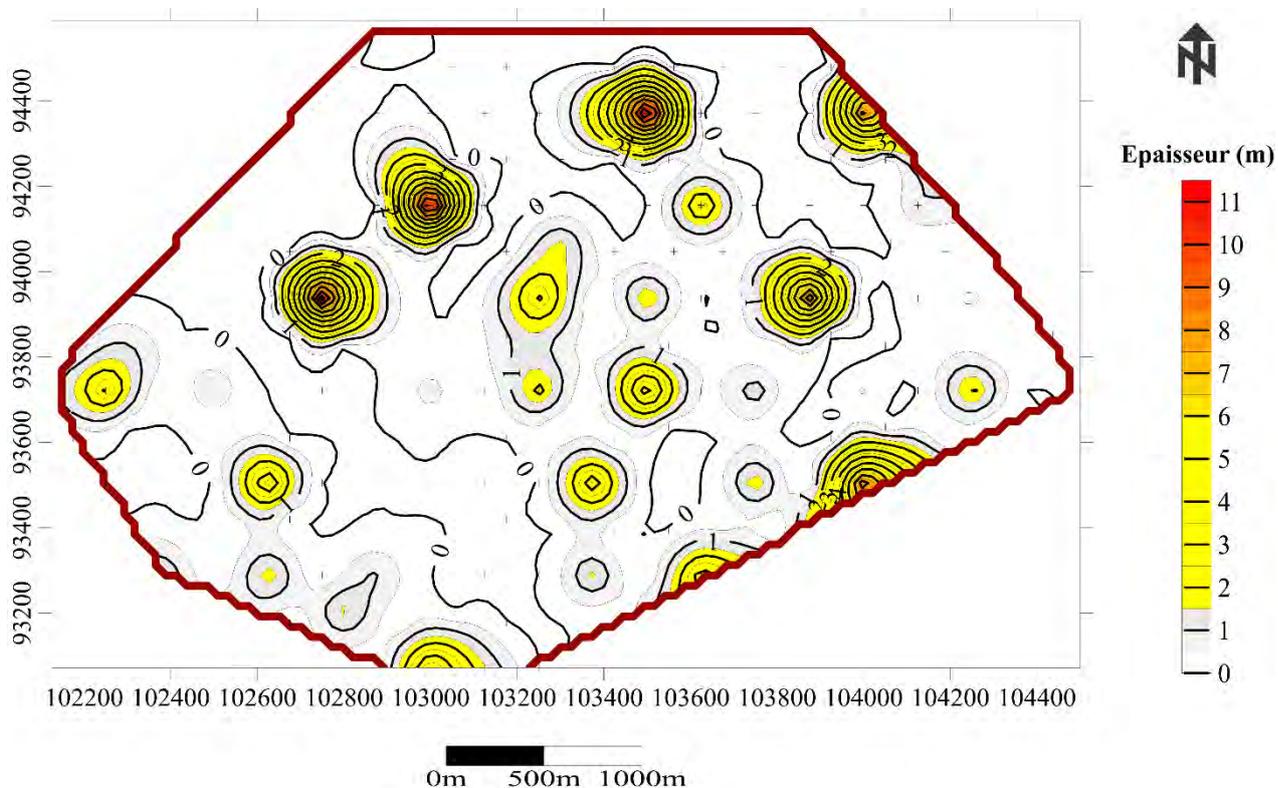


Figure 32 : Cartographie des sables de couche dans le secteur d'étude

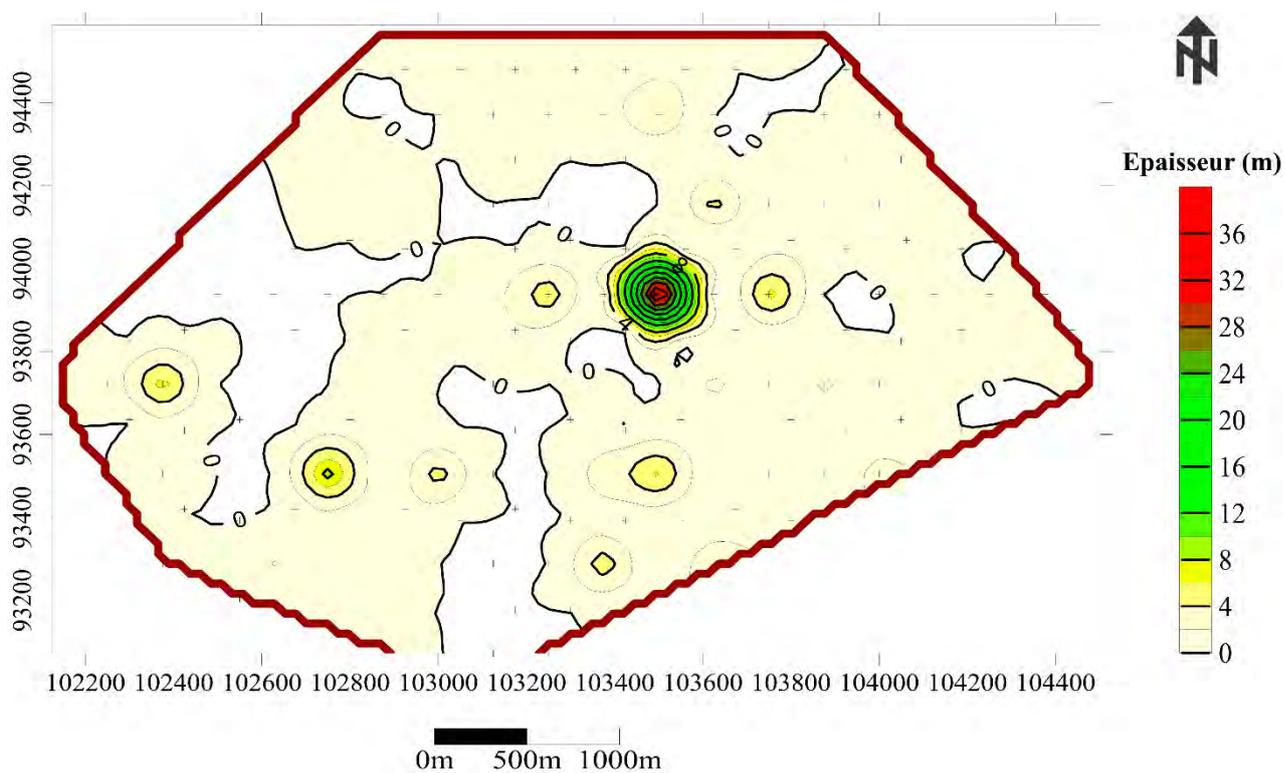


Figure 33 : Cartographie des faciès silico-ferrallitiques dans le secteur d'étude

2.6. ANALYSE ET INTERPRETATION DES CARTES ISOTENEURS ET ISOVALEURS

Le but de cette étude est de caractériser géochimiquement la partie du panneau de Tobéne exploité sur la période 2013-2016 et de se faire une idée sur la distribution des éléments majeurs à savoir le P_2O_5 , le feral, le SiO_2 et la calcite.

Pour ce faire, la démarche suivante a été adoptée : nous allons réaliser des cartes isoteneurs avec le logiciel Surfer 16 à partir de la base de données de 181 sondages correspondant à la zone exploitée durant la période 2013-2016. Cette base de données comprend toutes les caractéristiques des sondages.

2.6.1. Distribution de la calcite dans la zone d'étude

La carte des isoteneurs de la calcite (figure 32) de la zone d'étude est obtenue en utilisant les valeurs du rapport K ($K = CaO/P_2O_5$) de chaque sondage. Elle montre des teneurs en calcite élevées à très élevées au Nord, au NW et au Centre Nord ($1,4 < K < 2,7$) et sur une petite portion au Sud ($K > 1,4$). Les plus faibles concentrations de calcite sont localisées au SSW secteur ($K < 1,4$). Les fortes concentrations de calcite correspondent aux parties du secteur où il y a une forte présence de lentilles de calcaire dans la couche phosphatée. La superposition des figures 29 et 32 montre bien que le Nord, le NW, le NE sont les zones les plus calciteuses du secteur d'étude. La présence de calcaire (le plus souvent sous forme de bancs) est néfaste pour le minerai de phosphate d'où la nécessité de bien faire la sélection pour éviter toute pollution.

2.6.2. Distribution du feral dans la zone d'étude

La carte des isoteneurs du feral (figure 31) du secteur d'étude indique que le feral ($Fe_2O_3 + Al_2O_3$) est très irrégulièrement reparti dans le secteur. Il est très présent au SW avec de très fortes teneurs atteignant 17 % mais aussi à l'Est et à l'Ouest. Néanmoins il existe une relation entre la présence du feral et la topographie du mur de la couche de phosphate de Tobéne, matérialisée par une alternance de creux et de dôme. Les fortes concentrations de feral sont localisées au dans les parties du secteur où les côtes du mur très au-dessus du niveau moyen de la mer entre 13,5 m et 21,5 m. Il s'agit des zones Ouest, SW, Est et une petite portion au Nord du secteur. (Figure 31).

2.6.3. Distribution du SiO₂ dans la zone d'étude

La carte des isoteneurs du SiO₂ (figure 33) montre que le SE, le Centre Sud, le centre et le NE sont très siliceux. Ces concentrations élevées de SiO₂ sont liées à la présence de lentilles de phosphates sableux. En effet la superposition des cartes confirme bien que les zones qui ont de fortes concentrations de silice comme le SE, le Centre et NE sont occupées par des lentilles de phosphates sableux. La carte indique également que le minerai exploité de 2013 à 2016 présente globalement de fortes concentrations de silice.

2.6.4. Distribution du P₂O₅ dans la zone d'étude

La figure 34 montre que le P₂O₅ est inégalement réparti dans le secteur d'étude. Les parties du secteur pauvres en P₂O₅ (SW et Centre) correspondent à des zones qui ont de fortes concentrations en fer et en silice. L'analyse comparée des cartes isoteneurs des faciès stériles et celle des isoteneurs du P₂O₅ (figures 31, 32, 33 et 34) montre que la répartition du P₂O₅ dans la zone exploitée sur la période 2013-2016 est essentiellement liée à la distribution des faciès stériles à savoir le fer, la silice et la calcite. Ceci corrobore avec les résultats de l'étude des variations latérales comparées de P₂O₅, de SiO₂ et du fer.

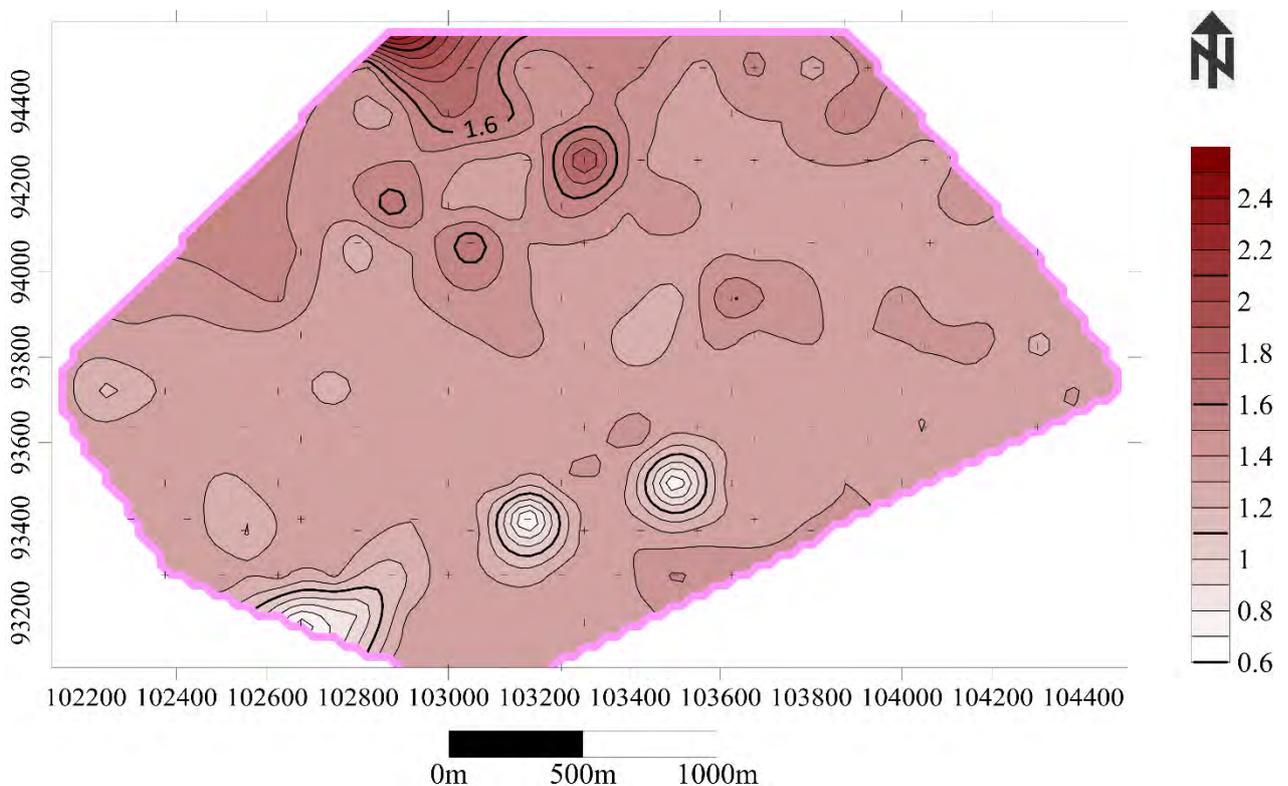


Figure 34 : Carte des isoteneurs de la calcite ($K = CaO/P_2O_5$) dans le secteur d'étude

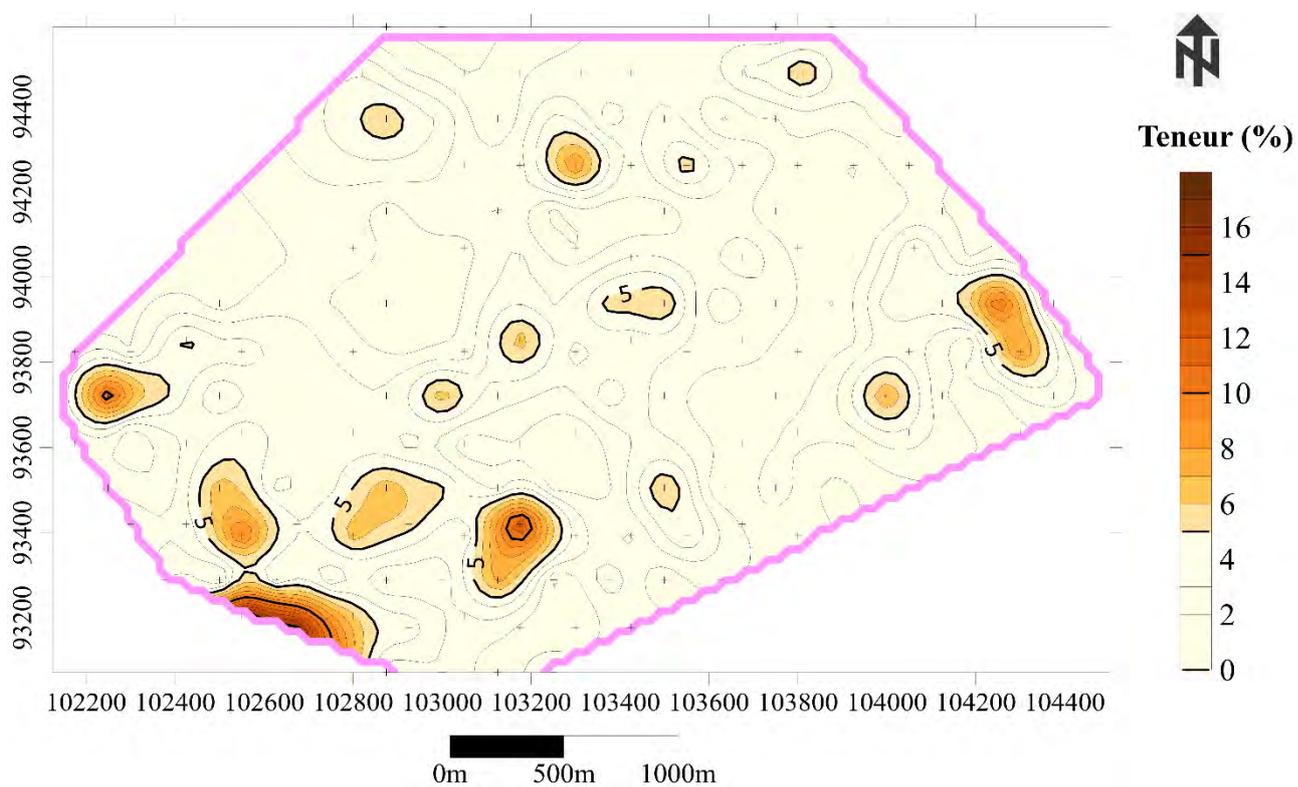


Figure 35 : Carte des isoteneurs du feral dans le secteur d'étude

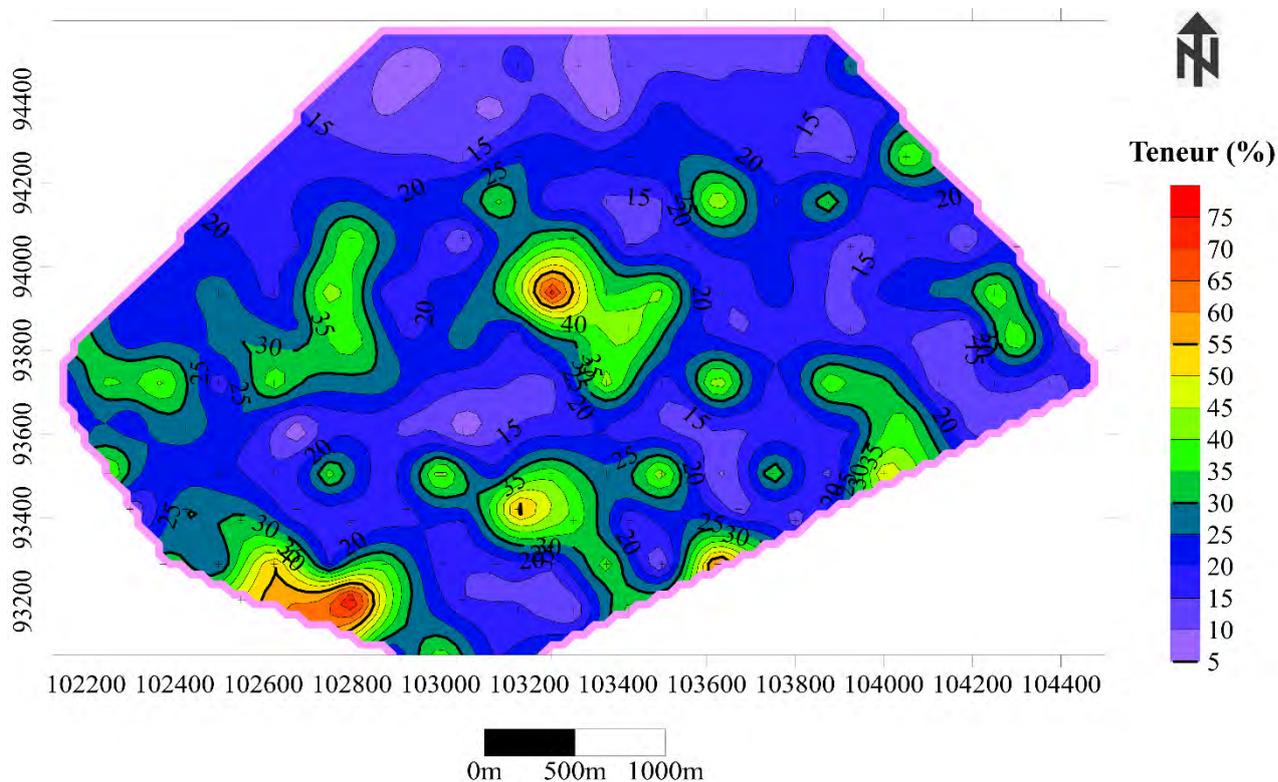


Figure 36 : Carte des isoteneurs de SiO₂ dans le secteur d'étude

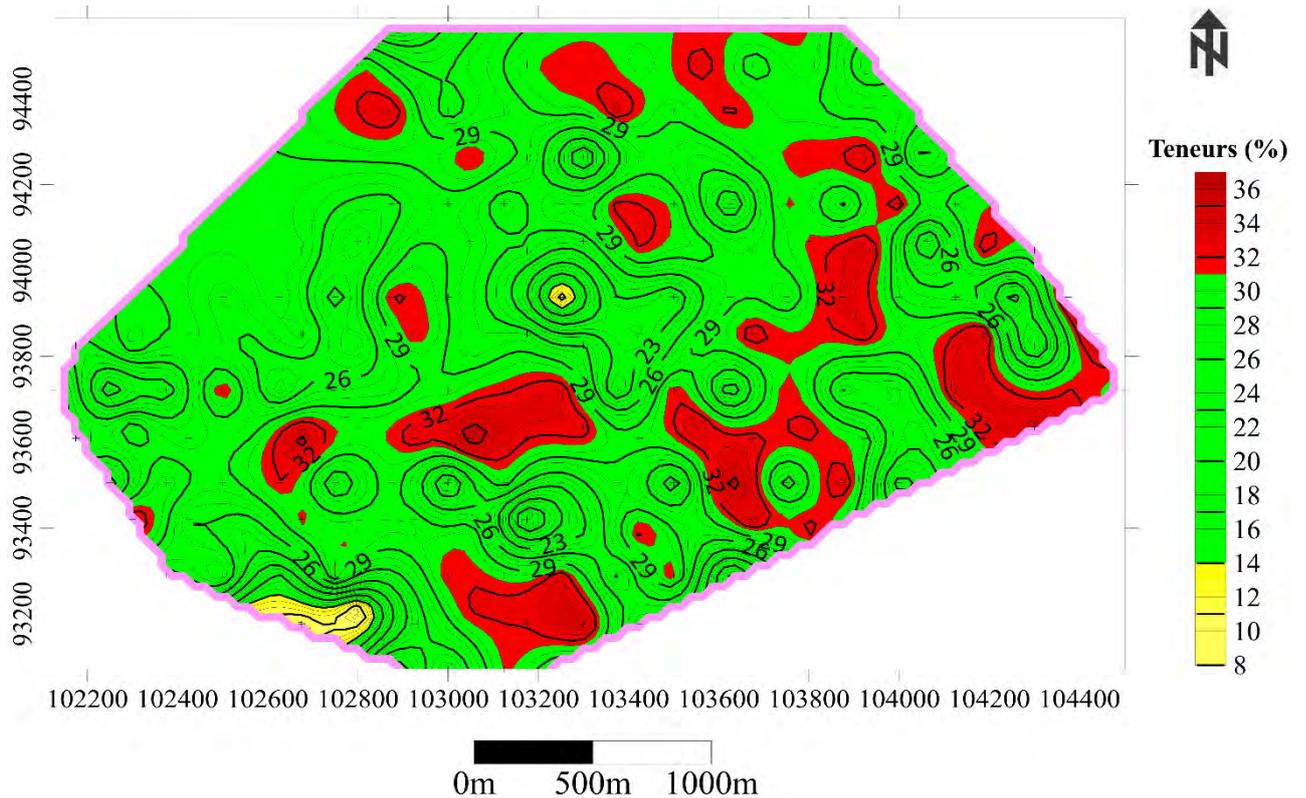


Figure 37 : Carte des isoteneurs de P₂O₅ dans le secteur d'étude

2.7. CONCLUSION

En somme l'analyse de ces différentes cartes isoteneurs nous permet de dire que la calcite est plus présente au Nord, NE et au NW avec des valeurs du rapport K pouvant atteindre 2,71. Le Centre Sud et le SW présente les plus faibles teneurs de calcite. La silice est plus présente dans les parties Centre, Centre-Sud, SE et SW où les teneurs de SiO₂ peuvent atteindre 78,54 %. La distribution du feral dans le secteur est très aléatoire. Cependant comme la silice, le feral est très présent au SW du secteur. Le P₂O₅ est très inégalement réparti dans le secteur mais la partie SW qui présente de fortes teneurs de feral et de silice est pauvre en P₂O₅ (jusqu'à 7,15 % de P₂O₅).

CHAPITRE 3 : ETUDE DES CONTRAINTES GEOLOGIQUES ET MINIERES ET DE LEURS IMPACTS SUR LES BILANS

3.1. INTRODUCTION

L'exploitation du phosphate de Tobène rencontre des contraintes d'ordre géologiques, minières et hydrogéologiques qui handicapent la production du minerai de phosphate. L'action négative de ces contraintes sur l'exploitation du minerai se répercute sur les bilans par des écarts prévu/réalisé marqués. Ceci traduit l'intérêt de notre étude. L'objectif de cette partie est d'identifier, de définir et de caractériser toutes ces contraintes.

3.2. DEFINITION ET CARACTERISATION DES CONTRAINTES GEOLOGIQUES

3.2.1. Définition des contraintes géologiques

L'exploitation du gisement de Tobène rencontre un certain nombre de contraintes d'ordre particulièrement géologiques qui influent négativement sur son bon fonctionnement. Ces contraintes géologiques correspondent entre autres au caractère hétérogène de la couche phosphatée marqué par la présence de faciès stériles, la morphologie ondulée du toit et du mur de la couche de phosphate qui sont nuisibles pour l'exploitation.

3.2.2. Caractérisation des contraintes géologiques

3.2.2.1. Les contraintes géométriques

3.2.2.1.1. Le mur de la couche de phosphate

Il est constitué par des argiles feuilletées beiges qui sont l'équivalent latéral des « Marnes de Lam-Lam ». Ce mur est essentiellement constitué d'attapulgites, qui sont tantôt relayées par des attapulgites marneuses ou des marno-calcaires. Il a une allure ondulée et se rencontre à des profondeurs allant de 35,4 m à 50,15 m. La topographie du mur de la couche de phosphate de Tobène (figure 36), matérialisée par une alternance de creux et de dômes a une forte influence sur le développement du feral qui est un élément nuisible pour l'exploitation du phosphate. Des phénomènes tectoniques et de remaniement post-sédimentaire auraient entraîné une érosion des argiles du toit. Ceci a pour conséquence la présence d'importants niveaux sableux et bancs de silex au mur de la couche de phosphate. La figure 36 montre que côtes les plus importantes du mur se localisent à l'Ouest, au NW, SW, au Nord et sur une

petite portion à l'Est alors que le Centre et le NE présentent de faibles côtes du secteur d'étude.

3.2.2.1.2. Le toit de la couche de phosphate

Il présente comme le mur, une allure ondulée et parfois érodée d'où engendrant une réduction de l'épaisseur de la couche phosphatée. Il se rencontre entre 27,8 m et 47,1 m de profondeur. Ce toit correspond à des argiles bariolées aux couleurs rouge, verte, brune et ocre, très répandues dans le gisement. Ces argiles du toit de par leur caractère imperméable jouent le rôle protecteur de la couche minéralisée contre les phénomènes d'érosion, d'altération et d'infiltrations des eaux météoriques responsables de la ferrallitisation. Leur absence (M26, M27, M33, M50, M79, ...) entraîne de fortes teneurs en fer. La morphologie du toit de la couche phosphatée de Tobéne est marquée par des dépressions. (SLANKY et al, 1965) et (BOUJO, 1976) mettent en évidence des structures majeures soulignant l'allure irrégulière des argiles du toit : ondulations, contournements, structures de compressions, étirements et glissements y sont fréquents. Atger (1970) attribue à une altération continentale postérieure au dépôt l'irrégularité du toit de la couche. La figure 35 montre que les côtes importantes du toit se situent à l'Ouest, au NW, SW, au Nord et sur une petite portion à l'Est. Cependant le NE et le Centre présentent de faibles côtes traduisant des affaissements et l'absence des argiles bariolées dans certains sondages provoquant ainsi la ferrallitisation de la couche phosphatée par altération et infiltration des eaux météoriques du secteur d'étude (figure 37)

3.2.2.1.3. L'épaisseur de la couche de phosphate exploitable

Elle correspond à l'épaisseur totale de la couche de phosphate à laquelle on a soustrait toutes les anomalies de couche ; on l'appelle épaisseur utile de la couche phosphatée. Du fait de l'hétérogénéité du toit et du mur (remontées et affaissements, sièges d'accumulations de sables sous forme de lentilles, de chenaux et d'oxydes) et de l'abondance des anomalies de couche en certains endroits du gisement, cette puissance utile de la couche de phosphate est très irrégulière. Elle varie d'un minimum au niveau des zones d'affaissement à un maximum au niveau des zones d'élévation. Sur la période 2013-2016, l'épaisseur utile moyenne de la couche phosphatée du gisement de Tobéne est de 7.42 m. La figure 37 montre que les plus grandes puissances de la couche phosphatée sont localisées au Nord, Centre Nord et au NW et les plus faibles épaisseurs de la couche phosphatée se situent SW et au Sud.

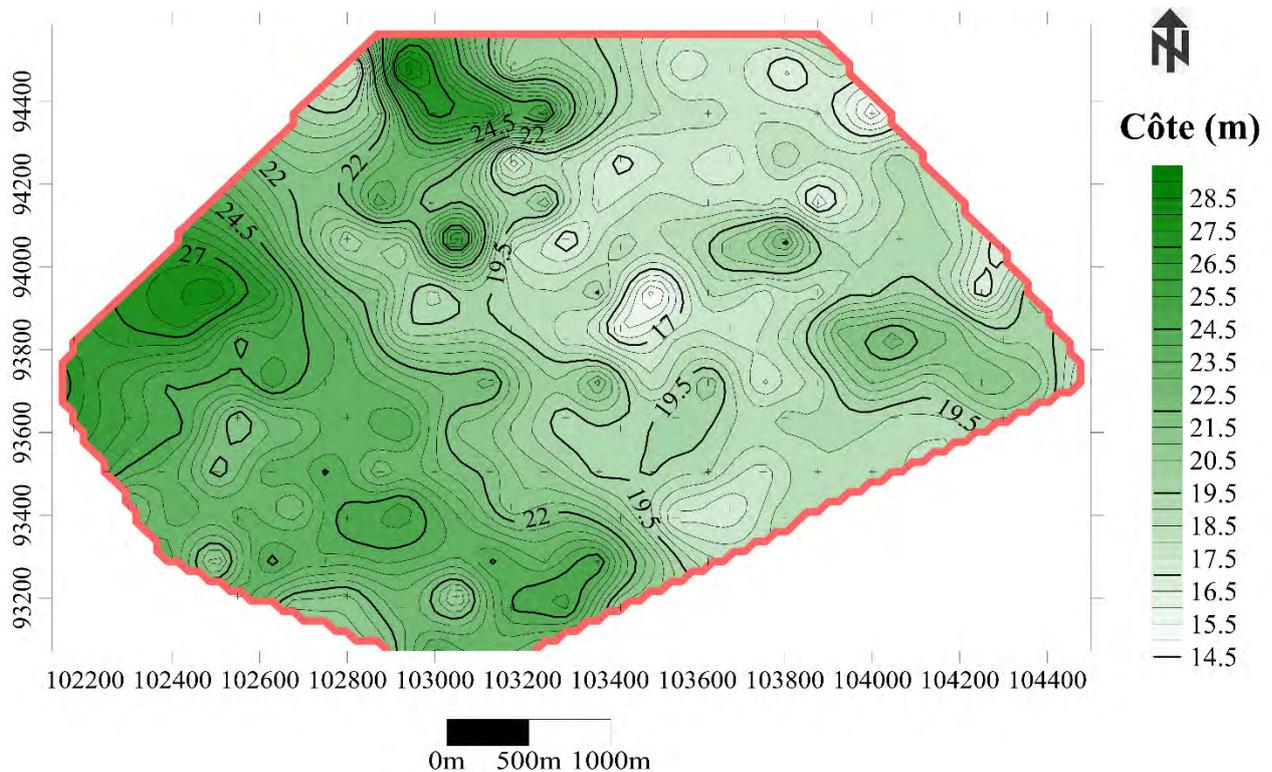


Figure 38 : Carte des isobathes du toit de la couche phosphatée dans le secteur d'étude

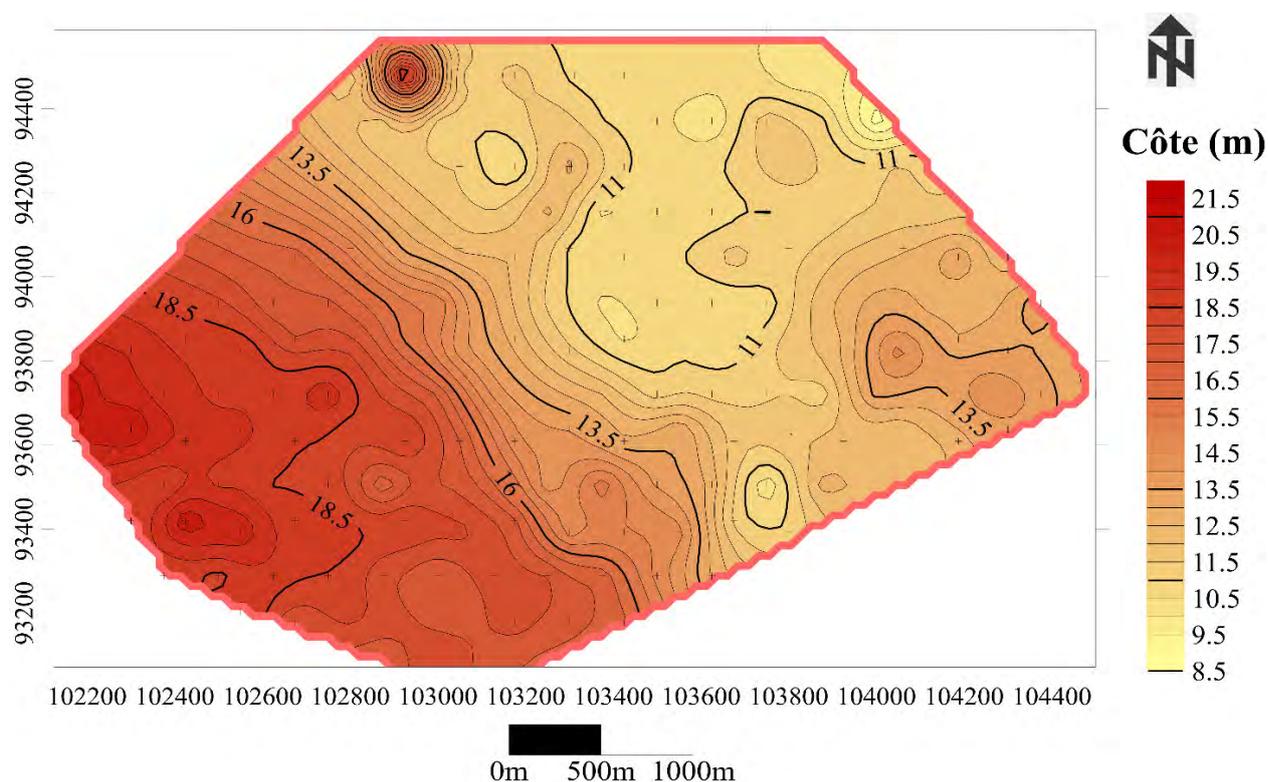


Figure 39 : Carte des isobathes du mur de la couche phosphatée dans le secteur d'étude

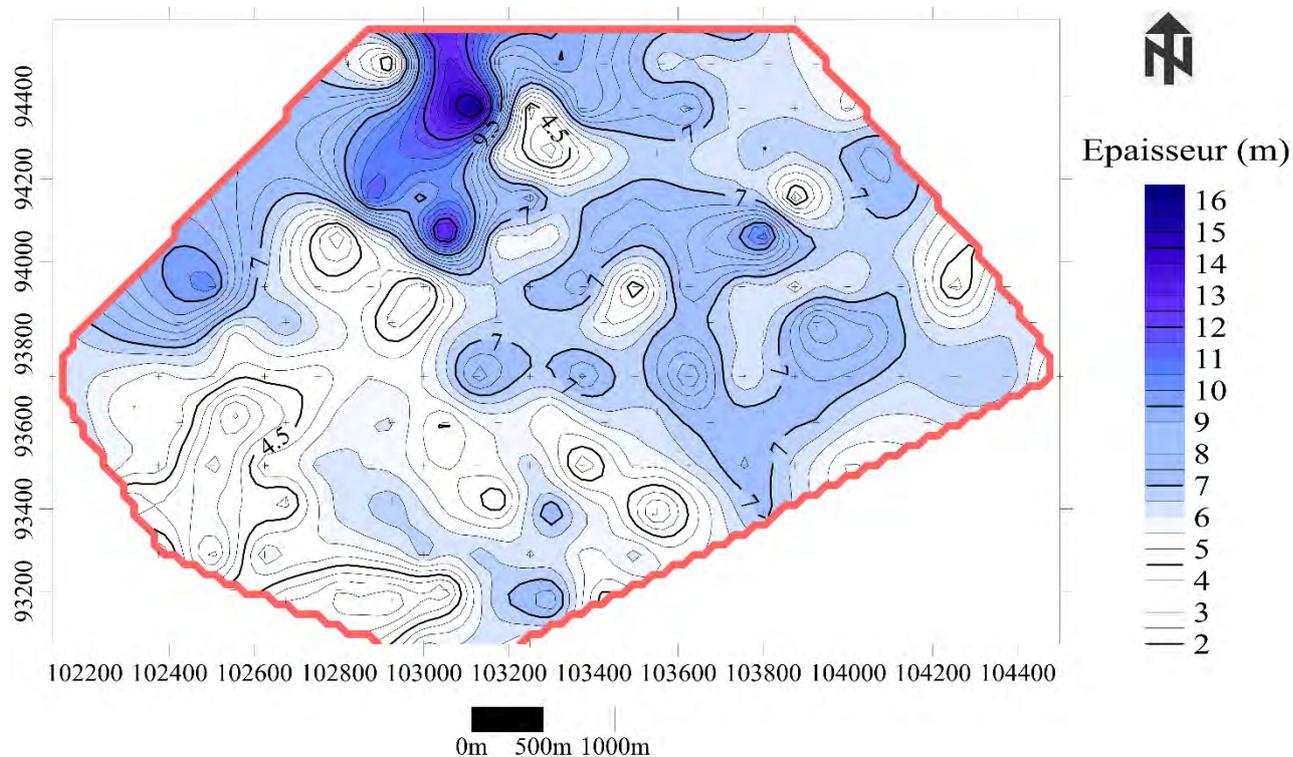


Figure 40 : Carte des isopaques l'épaisseur de la couche phosphatée dans le secteur d'étude

3.2.2.2. Les contraintes lithologiques

3.2.2.2.1. Les faciès indurés et ferrallitiques

Ces faciès d'induration sont représentés par des sables indurés, par un niveau silico-ferrallitique dit feral, des grès gris ferrugineux et des cuirasses et les phosphates hors couche appelés lateritoides phosphatés du fait de leur forte concentration en feral. Ces faciès gênent énormément l'exploitation du phosphate de Tobène particulièrement dans le choix et le dimensionnement des engins d'excavation et la qualité du minerai qu'ils ont tendance à diminuer en le polluant lors de l'extraction. Les concentrations en Fe_2O_3 peuvent atteindre 8,35 % et celles de Al_2O_3 11,70 % dans le minerai. Les secteurs du panneau où il y a absence des argiles du toit sont favorables à de fortes concentrations de feral. Les travaux de (Seck, 1992) ont révélé que les taux de feral sont plus élevés dans le minerai extrait que dans le minerai in situ (résultats des analyses granulochimiques des carottes de sondages). Ce qui prouve donc lors de l'extraction, les produits d'altération polluent le minerai par des phénomènes de glissement et d'éboulement. Les faciès indurés ferrallitiques sont reconnus pénalisants pour le traitement industriel et l'utilisation des phosphates bruts ou des produits issus de leur transformation (engrais, acide phosphoriques). En plus de provoquer une surconsommation d'acide sulfurique lors de la fabrication de l'acide phosphorique. Le développement de la ferrallitisation est un phénomène postérieur à la sédimentation phosphatée. La teneur moyenne en feral dans le concentré est de 3,26 %, légèrement supérieure à la limite fixée pour les concentrés de phosphate commercialisables (feral < 3 %).

3.2.2.2.2. Le faciès siliceux

Le minerai de phosphate du gisement de Tobène est associé à des niveaux siliceux sous forme de silex (bancs et rognons de silex) et de sable phosphaté. Ce dernier se présente sous forme d'inclusions (poches) dans la couche phosphatée et leur mise en place s'est faite par des fracturations se produisant en même temps que se forme le fossé d'effondrement associé aux mouvements tectoniques et activités volcaniques dans la presqu'île du Cap vert (Atger, 1970). Ces sables de couche polluent le minerai de phosphate rendant ainsi coûteuse sa valorisation. En effet, leur élimination nécessite des réactifs à coût élevé pour l'usine de traitement.

3.2.2.2.3. Le faciès argileux

Le toit ainsi que le mur de la couche phosphatée de Tobène sont constitués par des argiles. En plus d'être ceinturé par deux couches argileuses, la formation à phosphate de chaux de

Tobène contient de fines intercalations de lits d'argiles constituées de montmorillonite. Les impuretés d'argiles ont une influence marquée sur l'efficacité de l'exploitation du phosphate de Tobène. En effet au niveau de la station de débouage, la libération des grains de phosphate argileux colmatés sur les blocs stériles est parfois difficile si la pression du dispositif hydraulique d'abattage du minerai (lances à eau et pissettes). Ceci est dû au caractère collant des argiles en présence d'eau. Ce faciès argileux peut néanmoins contenir des concentrations non négligeables en P_2O_5 (jusqu'à 20 %) mais du fait de la granulométrie très fine des argiles ($< 0.2 \mu m$), une bonne partie de cette teneur en P_2O_5 est perdue dans les schlamms (grains de taille inférieure à $40 \mu m$).

3.2.2.2.4. Le faciès calcareux

Le calcaire, roche sédimentaire composée majoritairement de carbonate de calcium ($CaCO_3$) est présente dans la série phosphatée de Tobène. Ce faciès se présente à Tobène sous forme de bancs de calcaire massif, de marno-calcaire et de calcaire phosphaté. La calcite du gisement de Taïba se présente sous forme libre et dans l'endogangue. La fréquence de sédiment calciteux est néfaste pour l'exploitation du phosphate. Les phosphates à gangue carbonatée sont difficiles à valoriser par flottation. En effet, les similitudes entre leurs propriétés physico-chimiques superficielles entre les carbonates de la gangue (calcite) et l'apatite entraînent des réponses similaires face aux collecteurs pendant la flottation, rendant ainsi leur séparation difficile. Le rapport CaO/P_2O_5 qui permet de juger de la calcicité du minerai ne doit pas dépasser 1,45. Sinon le minerai est qualifié de calciteux. Sur la période 2013-2016, la valeur moyenne du rapport K (CaO/P_2O_5) dans le concentré est de 1,41, donc inférieure à la valeur limite.

3.3. DEFINITION ET CARACTERISATION DES CONTRAINTES MINIERES

3.3.1. Définition des contraintes minières

En plus des contraintes géologiques, l'exploitation du gisement de Tobène fait également face à des contraintes d'ordre minier qui correspondent aux pertes en quantité et en qualité notées depuis l'extraction du minerai jusqu'à l'obtention du concentré marchand.

3.3.2. Caractérisation des différentes contraintes minières

3.3.2.1. La nappe phréatique

A Tobène, le tiers inférieur de la couche phosphatée est immergé dans l'eau. Ceci rend la sélection de la couche phosphatée lors de l'extraction très difficile. On définit ainsi un taux récupération de la couche phosphatée exploitable qui est d'autant plus élevé que la nappe est bien rabattue. En outre cette eau contenue dans le minerai engendre un poids non négligeable qui peut être nuisible au tonnage et peut entraîner des pertes par éboulement lors de son transport. Ainsi, pour pouvoir exploiter le gisement, les ICS sont obligés de procéder à un dénoyage. Pour cela, ils effectuent un rabattement du niveau de la nappe par différentes méthodes de dénoyage (batterie de forages, pompes de surface). L'amélioration de ces procédés de dénoyage est plus que nécessaire pour éviter au mieux les pertes liées à la présence de la nappe phréatique lors de l'extraction et du transport.

3.3.2.2. Les stocks tampon-reprises du phosphate

Les ICS disposent d'aires de stockage pour le gerbage du phosphate lorsque les stations de prétraitement sont en arrêt (arrêt technique, arrêt d'entretien périodique, arrêt par manque d'eau...) ou lorsque le minerai est trop mouillé. Dans les aires de stockage, le minerai mouillé est séché au soleil et il est utilisé comme réserve en cas de rupture de production ou envoyé aux stations de prétraitement pour panacher le tout-venant humide qui pose des difficultés au prétraitement. Ces stockages-reprises ne sont pas sans conséquences car lors de la reprise, une quantité de phosphate est laissée sur place entraînant des pertes de minerai sinon une contamination du minerai est notée au niveau de ces aires stockage qui peut être causée par la couche de base lors de la reprise.

3.3.2.3. Les pertes au moment du transport

A Tobène le transport du minerai est assuré par des camions de 100 à 150 tonnes (dumpers) jusqu'à la station de scalpage ou vers les aires de stockage. Au moment du transport du minerai, des pertes non négligeables dus à la chute du phosphate. Ceci est surtout dû au mauvais état des pistes, aux camions trop chargés et à leur allure. Des pistes bien tracées et bien construites ont un effet positif sur la productivité, car elles autorisent des vitesses de circulation plus élevées, réduisent les temps d'arrêt nécessaires pour la maintenance et la réparation des véhicules et occasionnent moins de fatigue au volant et une réduction de la chute du minerai lors du transport. Un bon entretien des pistes de circulation réduit les coûts d'exploitation et de réparation ainsi que la consommation de carburant et augmente la durée de vie des pneus.

3.3.2.4. Les pertes dues au phosphate mouillé

Le phosphate mouillé chargé dans les camions entraîne des pertes dues au colmatage du minerai dans les bennes, les camions, les godets, les pelles et le trémis. Il est démontré que la teneur en eau qui pose le plus de problème de colmatage est entre 15 et 20 %. De plus le minerai trop mouillé entraîne des difficultés de prétraitement à la station de scalpage d'où la nécessité de bien rabattre la nappe pour charger le minerai le plus sec possible ou à défaut le prémanier c'est-à-dire le stocker sous le soleil pendant quelques heures voire quelques jours pour le séchage. La conséquence du phosphate mouillé ou trop mouillé est son déversement sur les pistes lors du transport et le non remplissage des camions.

3.3.2.5. Les pertes au niveau de la station de débouillage

La station de débouillage, chargée d'éliminer les éléments stériles de taille supérieure à 30 mm (silex, calcaires, grés, minerai induré) est équipée de trois cribles et d'un débouilleur. Chacun des trois cribles est muni de robinets (pissettes) à jet d'eau puissant (10 à 20 bars) permettant de récupérer les particules phosphatées colmatées sur les blocs stériles. Le minerai de phosphate très argileux cause beaucoup de problèmes au niveau du débouillage car il faudra une forte pression d'eau pour libérer le phosphate colmaté sur les blocs stériles. Si la pression d'eau n'est pas suffisante, le phosphate reste colmaté sur les blocs, ce qui engendre des pertes marquées.

3.4. CONCLUSION

L'exploitation du phosphate de Tobène rencontre également des contraintes d'ordre minier. En effet des pertes sont notées lors du transport, au niveau des zones de stockage et lors des opérations de valorisation comme au niveau des stations de débouillage et de flottation où des pertes de minerai sont notées. Une meilleure conduite doit être adoptée à tout niveau de l'exploitation, de l'extraction au stade ultime de la valorisation pour minimiser au maximum les pertes de minerai.

CHAPITRE 4 : ETUDES DES BILANS PREVISIONS-REALISATIONS DE L'EXPLOITATION DE 2013 à 2016

4.1. INTRODUCTION

L'exploitation du phosphate de Tobène se heurte à des contraintes géologiques et minières qui sont un véritable handicap pour son bon déroulement. Ces contraintes influencent de façon marquée les bilans prévisions-réalisations entraînant des écarts non négligeables entre le prévu et le réalisé des paramètres. Les engagements de la société envers ses partenaires peuvent subir les conséquences de ces contraintes. Dans le but de d'améliorer les conditions d'exploitation et d'amoindrir les écarts entre prévisions et réalisations, une étude détaillée sera effectuée pour mieux cerner toutes les contraintes que pourrait rencontrer l'exploitation.

4.2. Les prévisions des paramètres géologiques et géochimiques de l'exploitation du phosphate de Tobène

Le budget d'exploitation prévisionnel (Figures 7, 8, 9 et 10) est annuel et dépend de la production de concentré de concentré prévu, demandée par la direction de l'entreprise. En moyenne le budget annuel de la production est de 1 800 000 tonnes à environ 34 % de P_2O_5 (Panneau annuel). Toutes les autres prévisions qu'elles soient géologiques, minières, technique etc. dépendent de cette quantité et sont limitées au panneau annuel. Les prévisions vont permettre d'anticiper sur les besoins en équipement (ou les machines exploitation), en ressources humaines et en investissements nécessaires pour piloter correctement les opérations d'extraction et de valorisation du minerai. Elles permettent également de prédire les quantités à extraire et transporter, de prévoir les secteurs éventuels à miner (zones fortement indurées), les teneurs à l'entrée de l'usine et de chiffrer le coût d'exploitation. Les prévisions mensuelles sont la base des chiffrages annoncés pour le budget annuel de la mine (minerai marchand produit, matériel d'exploitation...). Cet exercice constitue la base sur laquelle il sera possible d'annoncer la production mensuelle.

4.2.1. Procédé de calcul des paramètres prévus

On détermine d'abord les surfaces exploitables qui correspondent aux surfaces couvrant les sondages exploitables. Ceci se fait à partir des sondages d'exploitation et de l'algorithme. On distingue ainsi trois types de panneaux :

- ❖ Le panneau géologique qui est le panneau initial tracé à partir des sondages d'exploitation et de l'algorithme de coupure avant l'ouverture de l'exploitation. Il contient la zone minéralisée exploitable et s'étend jusqu'à la limite de l'extraction en fin décembre 2016. Tous les paramètres géologiques prévisionnels sont calculés à partir des données de ce panneau.
- ❖ Le panneau minier qui désigne le panneau réellement décapé en tenant compte des conditions d'un fonctionnement de la mine (aménagement de pistes assurant la circulation des camions et autres moyens de transport dans la mine, abandon des zones stériles, risbermes de sécurité, fosse d'ouverture...). En dehors des paramètres liés à la surface et aux volumes de stérile décapés (rendement au m²), les autres paramètres (X₀, X, P₂O₅, K, le feral etc.) peuvent être considérés comme étant égaux à ceux calculés sur le panneau géologique. Les résultats de la topographie permettent de connaître la surface réelle et les volumes stériles qui y ont été décapés.
- ❖ Le panneau exploité est le panneau réellement exploité définie par les extensions de la fouille et le bord minéral. Il s'agit du panneau exploité en tenant compte des moyens d'exploitation (roue pelle, dragline...), des moyens logistiques (camions...) et des moyens humains.

Le calcul de la réserve prévisionnelle nous permet d'estimer le tonnage marchand minéral de phosphate. Pour cela on doit bien tenir compte des pertes qui surviennent sur toute la chaîne de production. L'équation de calcul de la réserve prévisionnelle (tonnage marchand de phosphate) est la suivante :

$$C_{mr} = S \times X \times R_p \times R_f \times f \times d$$

S = Surface exploitée en m²

X = épaisseur utile budget en m

R_p (%) = Rendement poids mécanique

R_f (%) = Rendement flottation

f (%) = freinte

d = densité apparente du minéral marchand

Les rendements mécaniques et flottations permettent de pondérer le calcul du tonnage marchand avec les pertes notées au niveau des stations de débouillage et de flottation.

Les autres paramètres prévus dans les bilans sont :

- Le rendement au m² (Tm/m²) qui est le rapport des tonnes marchandes sur la surface exploitée ;
- L'épaisseur totale de la couche de phosphate X₀ (phosphate + anomalies de couche) qui est déterminée à partir des sondages en repérant son toit qui correspond au mur des argiles

bariolées rouges et son mur qui correspond au toit des argiles feuilletées beiges équivalent des marnes de Lam Lam ;

- L'épaisseur utile sondage X_s (m) qui est l'épaisseur obtenue en enlevant de la couche de phosphate les anomalies de couche (figure 38) ;
- L'épaisseur utile budget X (m) qui est l'épaisseur de phosphate réellement exploitée sur le terrain en tenant compte des difficultés de sélection (d'où la définition d'un taux de récupération de la couche exploitable). En conditions normales (le niveau de la nappe phréatique rabattu jusqu'à ce que le contact entre la couche de phosphate et la couche des argiles du mur soit visible pour les prospecteurs), l'épaisseur utile budget est égale à l'épaisseur utile sondage. Sinon elle est obtenue en faisant le produit du taux de récupération par l'épaisseur utile sondage ;
- Le volume des rejets de couche (m^3) qui est obtenu en faisant le produit de l'épaisseur des anomalies de couche ($X_o - X$) par la surface exploitée ;
- Les teneurs (%) en P_2O_5 , feral et CaO/P_2O_5 de l'alimentation ;
- Les teneurs (%) en P_2O_5 , feral et CaO/P_2O_5 du concentré ;
- Le rendement mécanique qui est obtenu en faisant le rapport du tonnage qui sort de la station de débouillage sur le tonnage qui y entre ;
- Le rendement flottation qui est le rapport du tonnage qui sort de la station de flottation sur le tonnage qui y entre ;
- La densité calculée (g/cm^3) ;
- Et enfin la freinte (%) qui est une constante liée aux différentes pertes sur le concentré marchand

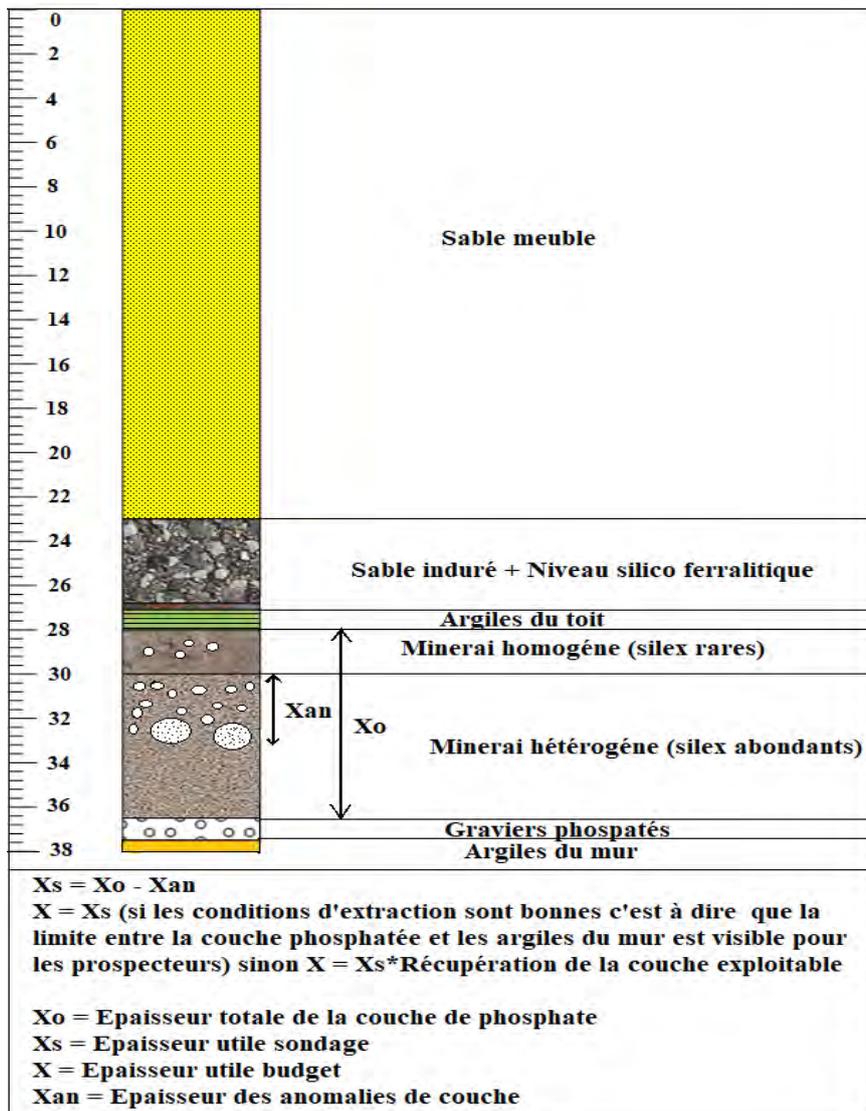


Figure 41 : Log illustrant les épaisseurs Xo, Xs et X

4.3. Les résultats de l'exploitation du minerai de phosphate

Aux ICS, une fois les prévisions faites, on fait le suivi des réalisations de l'exploitation pour pouvoir mesurer les écarts qu'il a eu entre ce qui était prévu et ce qui est réellement exploité. Ceci permettra de chercher les causes de ces écarts, de revoir la planification et d'essayer de réduire au maximum les marges d'erreur entre les différents paramètres. L'exploitation est confrontée à des difficultés liées à la morphologie du gisement et des imprévus difficilement contrôlables qui influencent fortement les bilans prévisions-réalisations. Les écarts entre les prévisions et les réalisations étant donc inévitables, l'objectif est de réduire les marges d'erreur au maximum. Il faut signaler que durant l'exploitation, la partie supérieure non protégée par les argiles bariolées, formée de phosphates très altérés à fortes teneurs en oxydes d'aluminium et de fer (feral), non prise en compte dans les prévisions fait l'objet de sélection

si elle répond aux conditions de l'algorithme de coupure 0. Les quantités de ces phosphates très altérés en feral appelés couramment phosphate "hors couche" sont non négligeables et peuvent plus ou moins faire varier les bilans prévisions-réalisations. En effet l'exploitation de ces phosphates hors couche peut influencer les réalisations soit en augmentant les teneurs en feral du minerai, soit en augmentent les tonnages (s'ils ont une assez bonne qualité).

4.4. ETUDE DES RELATIONS ENTRE LES PREVISIONS ET REALISATIONS

Dans cette partie, nous allons essayer de voir la relation entre le prévu et le réalisé des paramètres d'exploitation, d'apprécier les écarts et de les corriger si possible afin de les réconcilier au mieux. L'objectif est d'aboutir à des écarts minimales et non biaisés. Les écarts sont calculés par la formule suivante :

$$\text{Écart} = \text{Réalisation} - \text{Prévision}$$

4.4.1. Relation entre le prévu et le réalisé des tonnes marchandes

Le tonnage marchand nous permet d'évaluer l'impact des contraintes géologiques et minières sur l'exploitation des panneaux annuels par conséquent nous n'avons pas appliqué le facteur de correction trouvé aux valeurs de prévisions. Le coefficient de corrélation $r = 0,71$ (figure 39) trouvé indique qu'il y'a une bonne corrélation entre le prévu et le réalisé des tonnes marchandes. La relation $y = 1,03x$ signifie que le rapport moyen des tonnes marchandes réalisées sur les tonnes marchandes prévues est 1,03 (figure 39). Il faut noter que des contreperformances marquées sont notées au niveau des huit (8) points encadrés au niveau de la figure 40. Ces points « anormaux » correspondent respectivement aux mois de septembre 2013, janvier 2014, avril 2014, mai 2015, avril 2016, mai 2016, juillet 2016 et septembre 2016 (figure 40). Ils sont surtout dû à des contreperformances sur l'épaisseur utile de la couche X réalisée (dépend de la récupération de la couche exploitable) et dans une moindre mesure sur les rendements flottation et mécanique. Ces variations brusques d'écarts rendent la corrélation et l'utilisation du facteur de correction fragile. Ainsi pour éviter ces écarts « anormaux » dans le futur, il est important d'améliorer les résultats de la dépression du feral, en limitant au maximum les teneurs du feral dans l'alimentation (-5 %). De même il faut augmenter les conditions de récupération du minerai colmatés sur les blocs stériles au niveau de la station de débouillage mais également améliorer les conditions de récupération de la couche de phosphate qui passe par la mise en place d'un dispositif de dénoyage adéquat

permettant de rabattre au maximum la nappe phréatique. Il faut signaler que d'autres contraintes ni géologiques, ni minières peuvent affecter le bilan du tonnage marchand.

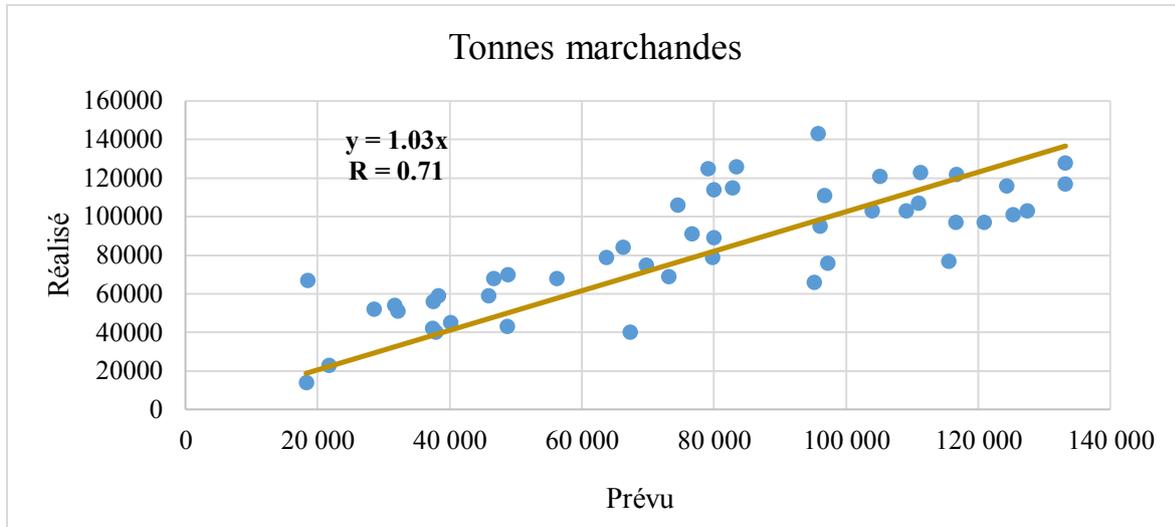


Figure 42 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé des Tonnes marchandes

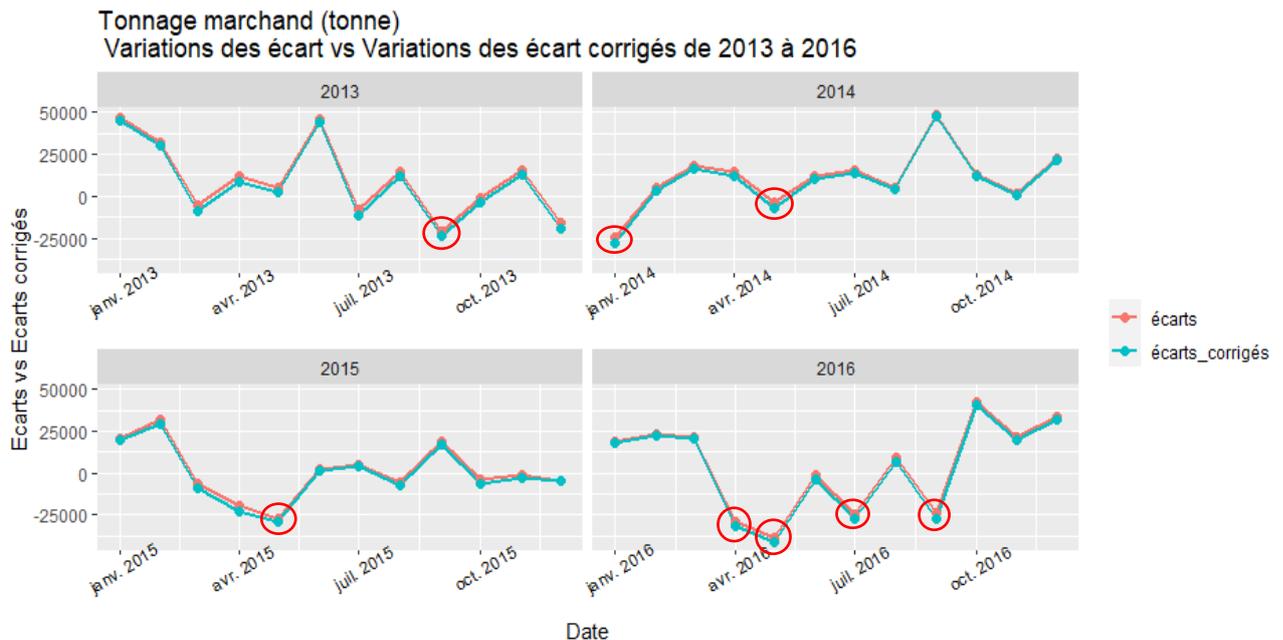


Figure 43 : Variations des écarts et écarts corrigés prévu/réalisé des tonnes marchandes de 2013 à 2016

4.4.2. Relation entre le prévu et le réalisé du rendement au m²

Il faut signaler que le rendement au m² dépend du tonnage marchand car il est obtenu en faisant le rapport du tonnage marchand sur la surface exploitée. Ainsi l'amélioration du rendement au m² passe par une bonne performance sur le tonnage marchand. Le mois de

septembre 2014 a exceptionnellement enregistré un écart de 8,34 qui est très supérieur à la moyenne des écarts sur la période 2013-2016 qui est de 0,5 (point encerclé sur la figure 41). La cause de ce fort rendement au m² réalisé au mois de septembre 2014 est la bonne performance de tonnage marchand réalisé par rapport à la faible surface exploitée de 5818 m² durant ce mois. Au mois de mai 2015, la faible épaisseur utile de couche phosphatée réalisée (3,54 m) est la cause principale du faible tonnage marchand réalisé et donc de la contreperformance sur le rendement au m² (écart de -1,21).

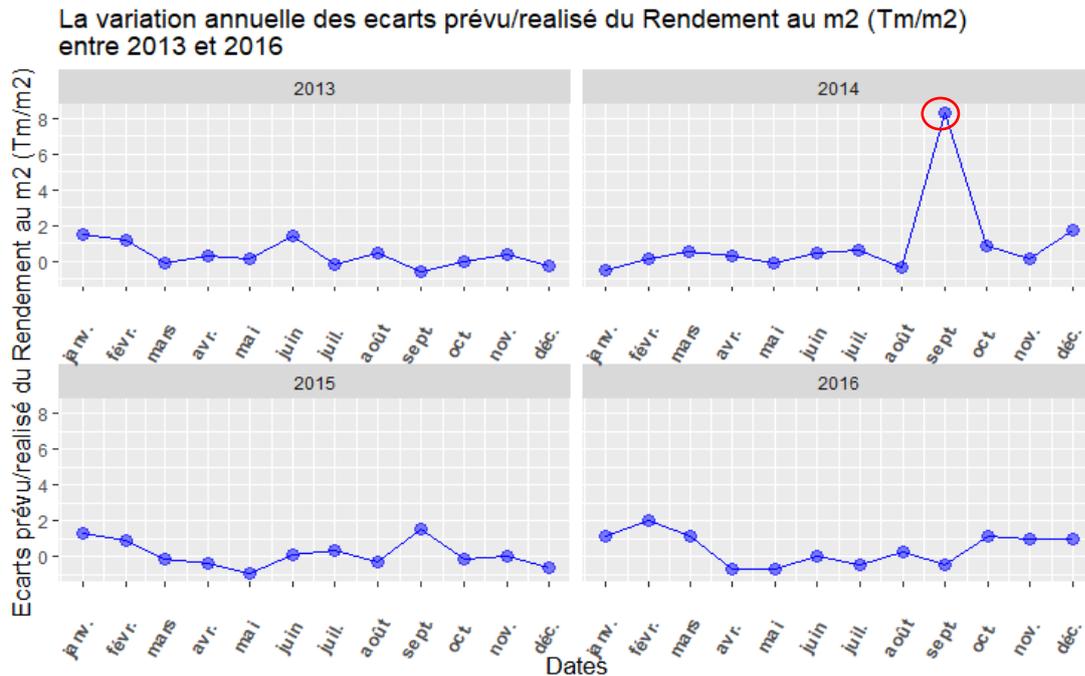


Figure 44 : Variations des écarts prévu/réalisé du rendement au m² de 2013 à 2016

4.4.3. Relation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur totale de la couche Xo (m)

Le coefficient de corrélation $r = 0,53$ (figure 42) trouvé montre que qu'il existe une corrélation acceptable entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur totale de la couche Xo. Le facteur 1,19 qui représente le rapport des épaisseurs totales prévues sur les épaisseurs totales réalisées a été utilisé pour corriger les prévisions. La comparaison des résultats avant et après correction montre que la moyenne des écarts qui était de 9,19 % est passée -7,79 % (tableau 2). D'après ces résultats probants, le facteur de correction de 1.187 pourrait être utilisé pour corriger les valeurs de prévisions de l'épaisseur totale de la couche dans le secteur. La figure 43 illustre la réconciliation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur totale Xo après correction. Les écarts se sont beaucoup améliorés.

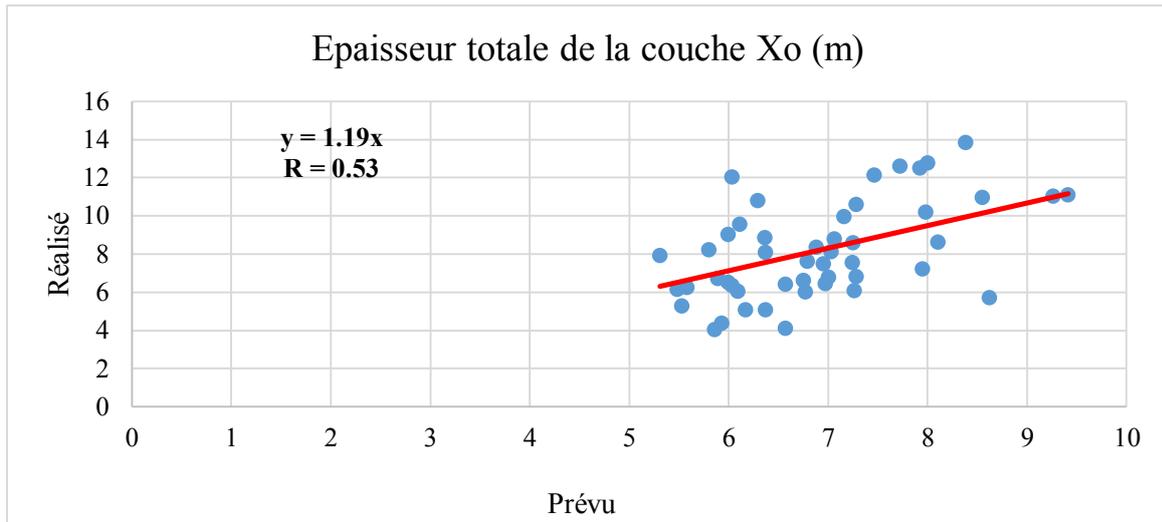


Figure 45 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur totale de la couche Xo (m)

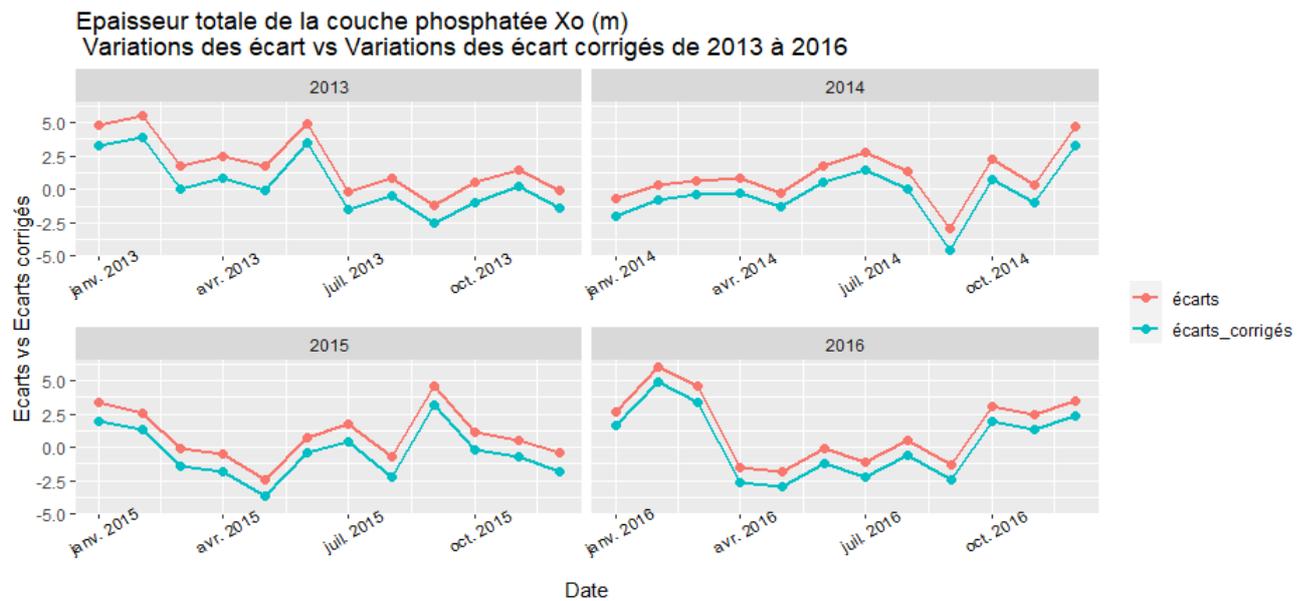


Figure 46 : Variations des écarts et écarts corrigés prévu/réalisé de l'épaisseur totale de la couche Xo de 2013 à 2016

4.4.4. Relation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur utile budget X (m)

Le coefficient de corrélation $r = 0,36$ trouvé (figure 44) indique que le prévu et le réalisé de l'épaisseur utile budget ne sont pas bien corrélés. Mais il faut noter qu'en dépit de certains écarts prévu/réalisé de l'épaisseur utile budget très inférieurs à la moyenne des écarts (9,48 %) sont notés aux mois de septembre 2013, septembre 2014, mai 2015, avril 2016, mai 2016 et juillet 2016 (figure 45), les performances sur l'épaisseur utile budget sont assez bonnes.

En outre la planification aussi est assez correcte avec une moyenne des écarts de 9,48 % (tableau 2). La rectification des écarts avec le facteur de correction de 1,21 trouvé a permis de réduire la moyenne des écarts de 9,48 % à -8,66 %. Étant donné que l'épaisseur utile budget X dépend de la récupération de la couche exploitable et de l'abondance des faciès stériles dans la couche de phosphate. Pour améliorer ses puissances, il faut améliorer les conditions d'extraction de la couche phosphatée c'est-à-dire la récupération de la couche phosphatée en rabattant au maximum la nappe phréatique pour que la limite entre la couche phosphatée et la couche des attapulgités du mur soit visible. Cette épaisseur utile X peut être très faible comme au mois de mai 2015 (3,54 m) lorsqu'il y'a une forte présence des passages de sables, les poches de feral et les niveaux de calcaires dans la couche phosphatée.

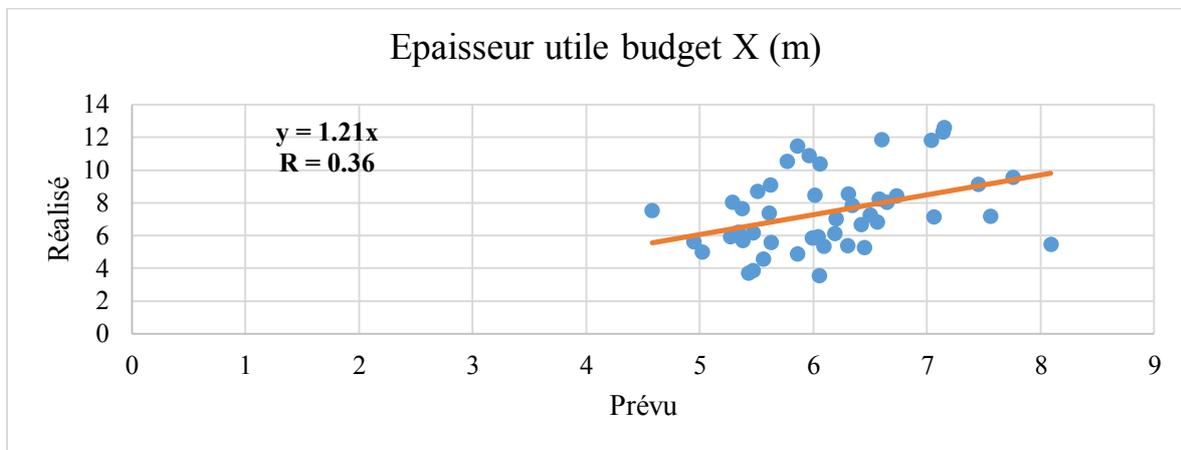


Figure 47 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé de l'épaisseur utile budget X

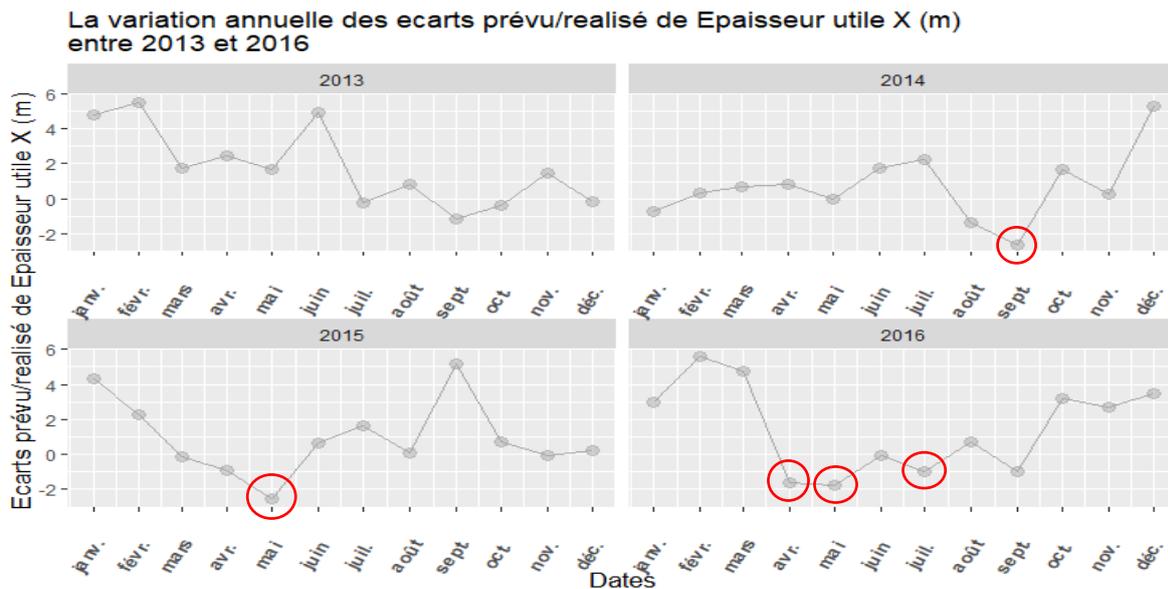


Figure 48 : Variations des écarts prévu/réalisé de l'épaisseur utile budget X de 2013 à 2016

4.4.5. Relation entre le prévu et le réalisé de la récupération de la couche exploitable

Les valeurs de prévisions de la récupération de la couche exploitable étant fixé à 0,95, aucune corrélation n'est possible entre le prévu et le réalisé de la récupération de la couche exploitable. Avec une moyenne des écarts de 11,2 % (tableau 2), les résultats de la récupération de la couche exploitable sont satisfaisants. La récupération de la couche exploitable étant un paramètre important pour améliorer la puissance l'épaisseur utile de la couche phosphatée et donc du tonnage marchand, il est nécessaire veiller à ce que les conditions d'extraction de la couche phosphatée soient bonnes pour permettre l'extraction totale de la couche phosphatée exploitable. Sur la période de juillet-août, de faibles récupérations de la couche exploitable sont généralement notées (figure 46). Ceci est surtout dû à la recharge et au défaut de rabattement de la nappe durant ces deux mois de la période des pluies.

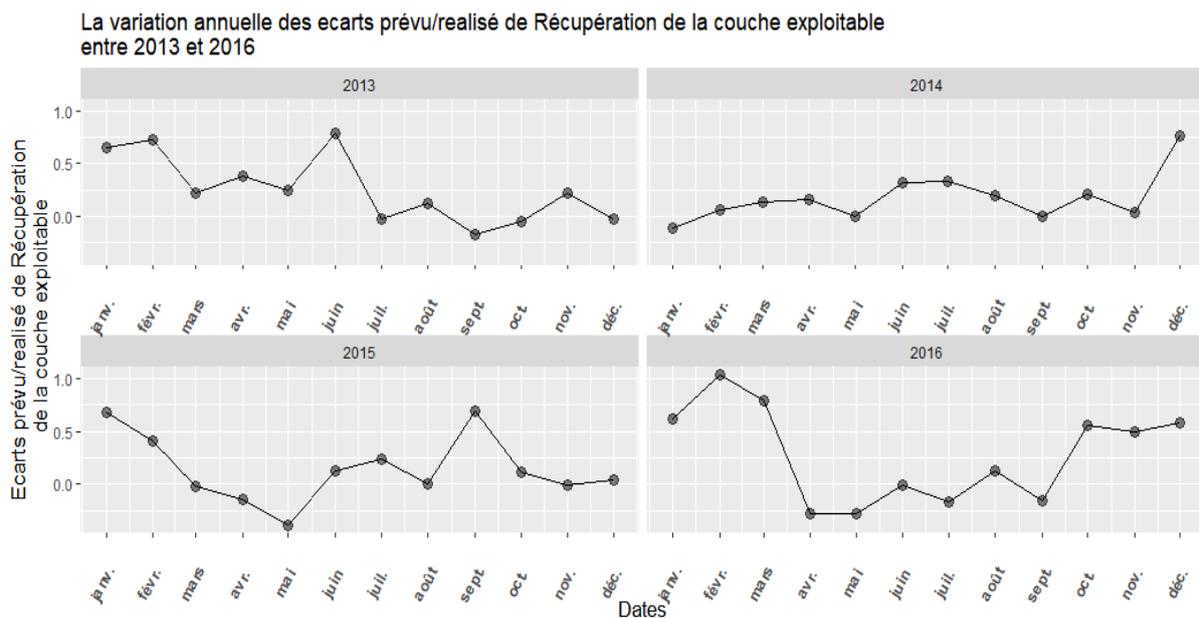


Figure 49 : Variations des écarts prévu/réalisé de la récupération de la couche de 2013 à 2016

4.4.6. Relation entre le prévu et le réalisé des rejets couche (m³)

Le coefficient de corrélation $r = 0,94$ (figure 47) montre qu'il y'a une très bonne corrélation entre le prévu et le réalisé des rejets couche. Le facteur de 1,0074 qui lie le prévu et le réalisé des rejets couche a été utilisé pour corriger les valeurs de prévisions qui sont de manière générale proches des réalisations. Ainsi, la moyenne des écarts qui était de -49,11 % avant correction est passée à -50,21 % (tableau 2). Les mois de d'octobre 2013, de juillet 2014,

d'octobre 2014, de février 2015, d'avril 2015 et de novembre 2015 ont enregistré de fortes quantités de rejets couche (figure 48). Ce qui témoigne de l'exploitation de l'horizon hétérogène de la couche phosphatée durant ces mois. Il faut souligner que les rejets couche englobent tous les faciès stériles (les blocs de grès ferrugineux, les bancs de calcaire, les rognons et bancs de silex) qui sont retrouvés dans la couche phosphatée et leur abondance a tendance à diminuer la puissance utile de la couche phosphatée. Certains de ces rejets couche comme le silex sont commercialisés par les ICS. Certaines entreprises installées non loin du site minier s'en servent pour fabriquer des granulats.

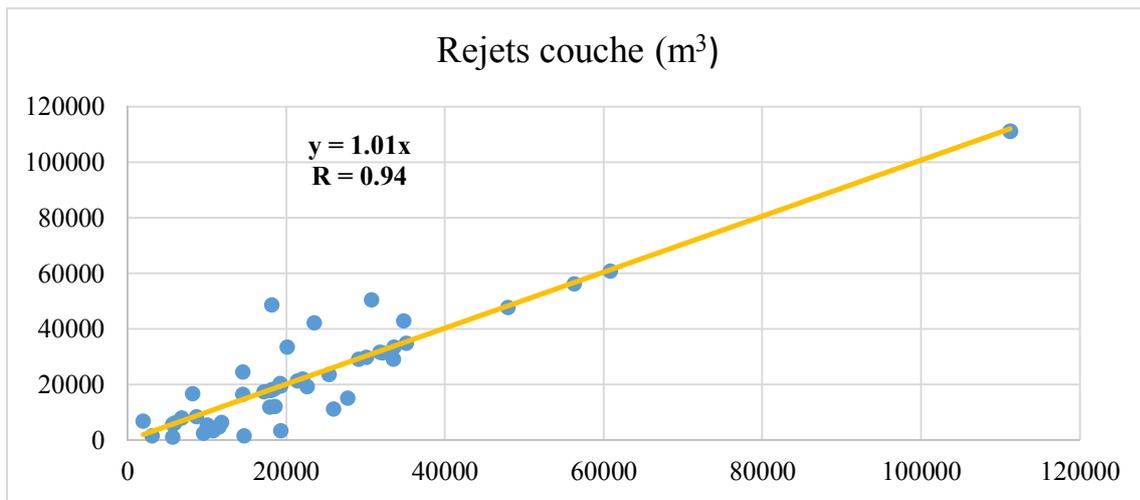


Figure 50 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé des rejets couche

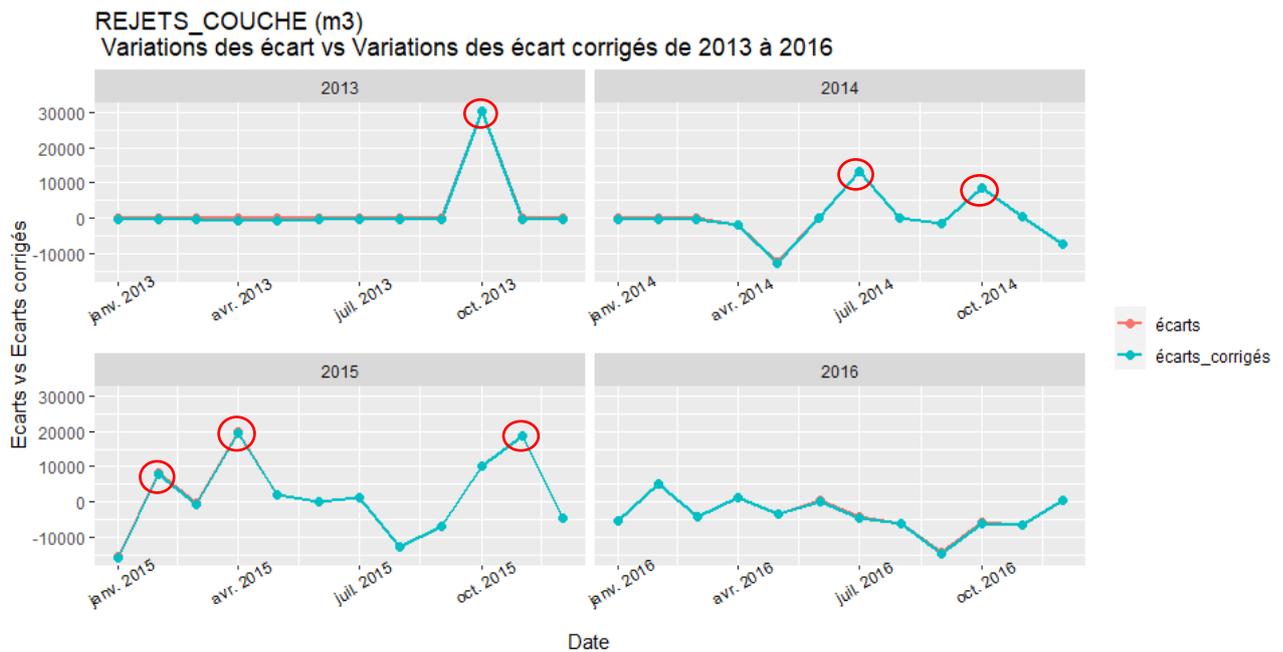


Figure 51 : Variations des écarts et écarts corrigés prévu/réalisé des rejets couche de 2013 à 2016

4.4.7. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en P₂O₅ (%) <alimentation>

Le coefficient de corrélation $r = 0,63$ (figure 49) trouvé montre que les prévisions et les réalisations des teneurs en P₂O₅ dans l'alimentation sont assez bien corrélés. Le rapport moyen des réalisations de la teneur en P₂O₅ sur les prévisions de la teneur en P₂O₅ est de 0,93. Ce facteur appliqué a permis de corriger les prévisions et la moyenne des écarts qui était de - 7,99 % est passée à -0,19 % (tableau 2). L'analyse de la figure 50 montre une nette amélioration des écarts prévu/réalisé après correction. Au vu de ces résultats concluants, le facteur de correction de 0,93 est un bon facteur pour corriger les prévisions faites sur les teneurs en P₂O₅ dans l'alimentation dans le secteur.

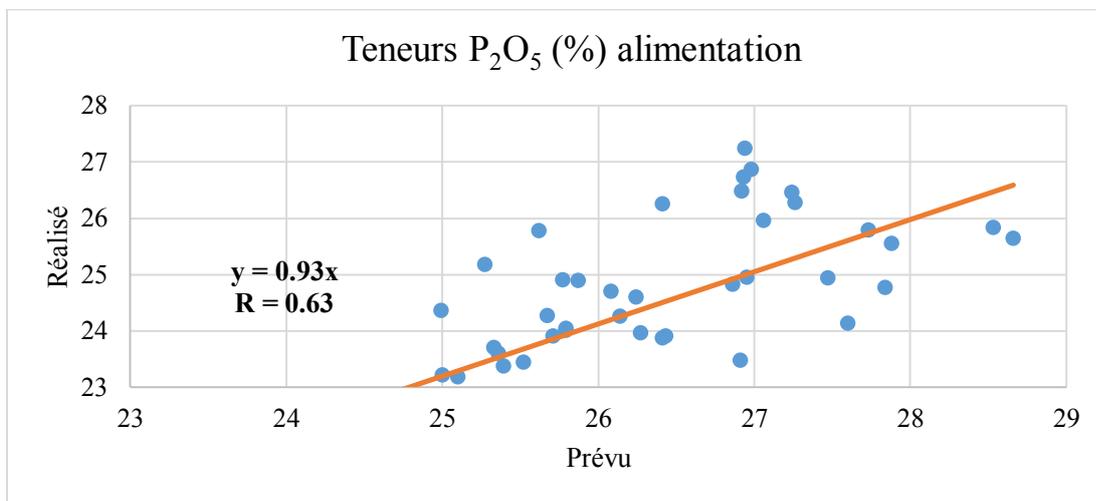


Figure 52 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé de la teneur en P₂O₅ alimentation

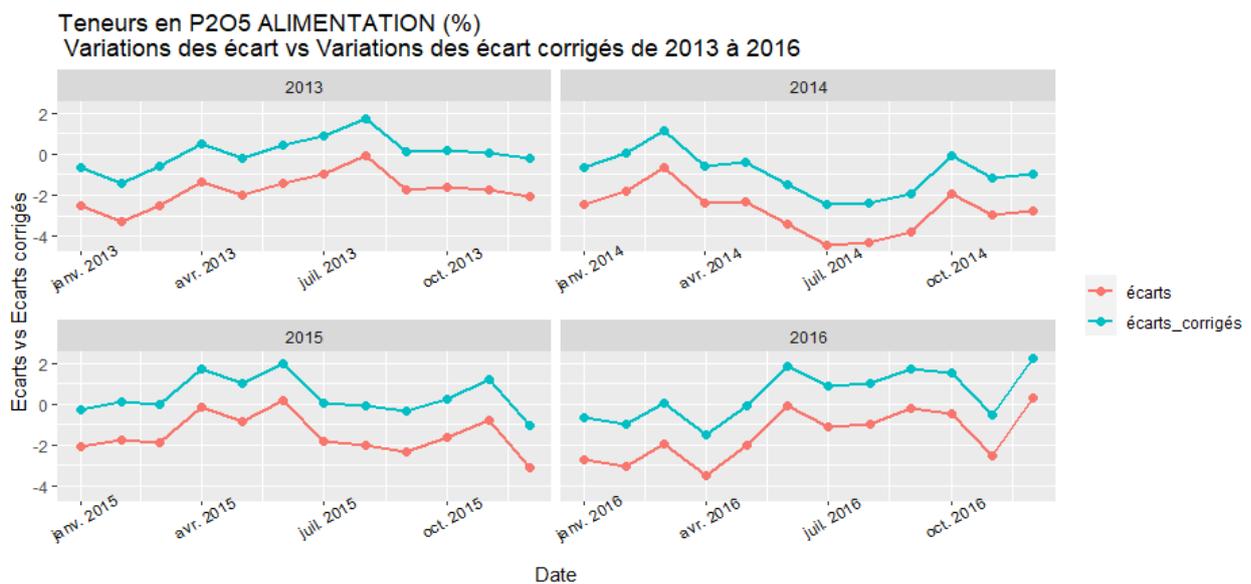


Figure 53 : Variations des écarts et écarts corrigés prévu/réalisé de la teneur en P₂O₅ <alimentation> de 2013 à 2016

4.4.8. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en feral (%) <alimentation>

Aucune corrélation possible n'a été trouvée entre le prévu et le réalisé du feral dans l'alimentation. Les réalisations sont généralement supérieures aux prévisions, ce qui est contraignant pour l'exploitation du phosphate. Ceci est dû à la forte pollution du minerai lors de l'extraction. La moyenne des teneurs en feral dans l'alimentation réalisées montre la question du feral doit être rigoureusement abordée car des teneurs en feral dans l'alimentation de l'ordre de 4 à 5 % rendent inefficace les procédés de valorisation du minerai par la méthode de flottation classique. A la mine de Tobène, la sélection est essentiellement basée sur l'observation à l'œil nu des faciès phosphatés après découverte de la couche. Le critère de reconnaissance du minerai ferrallitique à l'extraction est basé sur la couleur rouille ou ocre. Ce critère de sélection basé sur l'observation à l'œil nu est limité par l'existence dans le gisement de Tobène de minerais phosphatés qui apparaissent macroscopiquement comme de bonne qualité mais qui sont en réalité ferrallitiques ou siliceux. L'analyse de la figure 51 montre que hormis l'année 2015, les performances sur les teneurs en feral dans l'alimentation sur la période 2013-2016 sont globalement assez bonnes. Les contreperformances en 2015 seraient liées à l'exploitation de la partie Ouest du secteur durant cette période (figure 7). Par conséquent il urge d'être beaucoup plus rigoureux et vigilant lors l'extraction du minerai pour minimiser le plus possible les risques de pollution du minerai par les faciès ferrallitiques.

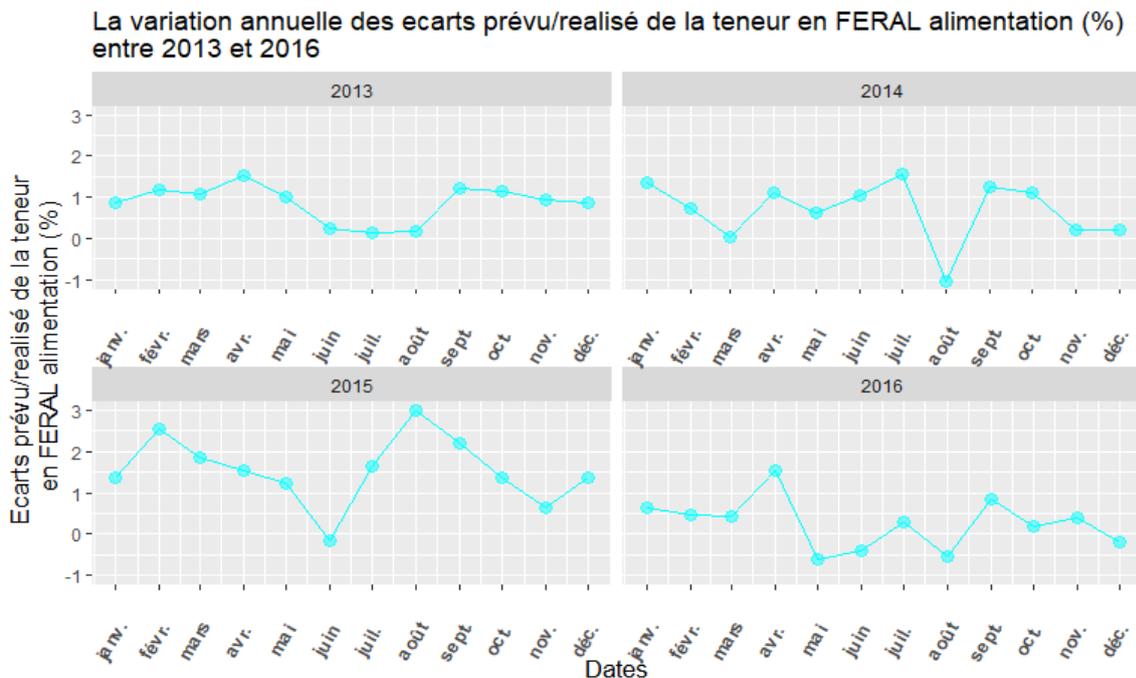


Figure 54 : Variations des écarts prévu/réalisé de la teneur en feral <alimentation> de 2013 à 2016

4.4.9. Relation entre le prévu et le réalisé du rapport CaO/P₂O₅ (%) <alimentation>

Le coefficient de corrélation $r = 0,48$ (figure 52) montre que la corrélation entre le prévu et le réalisé du rapport CaO/P₂O₅ dans l'alimentation n'est pas bonne. Le CaO étant un élément nuisible à l'exploitation du minerai de phosphate, plus les écarts sont faibles, plus l'objectif qui est d'avoir un rapport CaO/P₂O₅ qui ne dépasse pas 1,45 est susceptible d'être atteint. L'analyse de la figure 53 montre que les écarts prévu/réalisé du rapport K sur la période 2013-2016 en gros négatifs, ce qui signifie que les réalisations sont en général inférieures aux prévisions. Ceci est une bonne performance sur la qualité du minerai. Cette situation pourrait être expliquée par une bonne sélection (sélection facile et complète) des blocs calcaires et par le secteur d'étude qui n'est pas très calcareux.

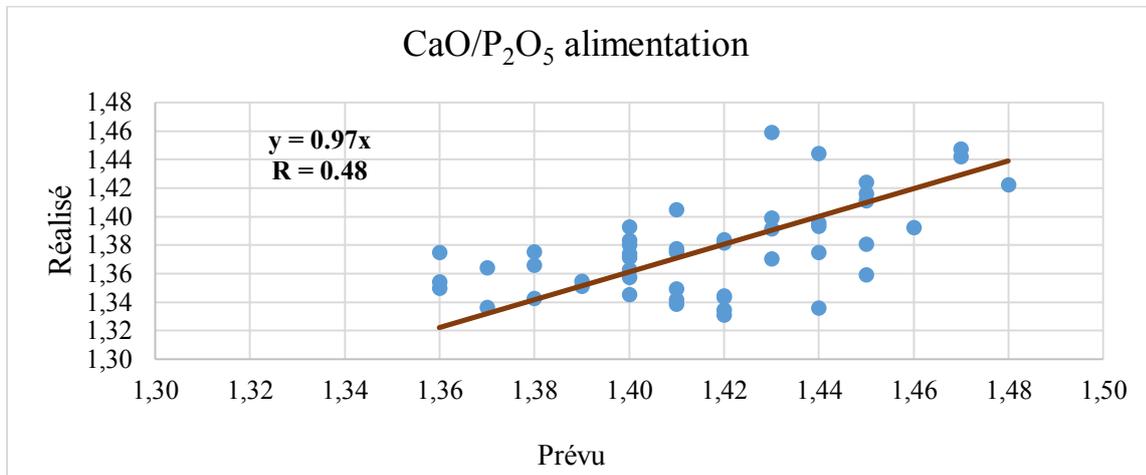


Figure 55 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé de la teneur en CaO/P₂O₅ alimentation

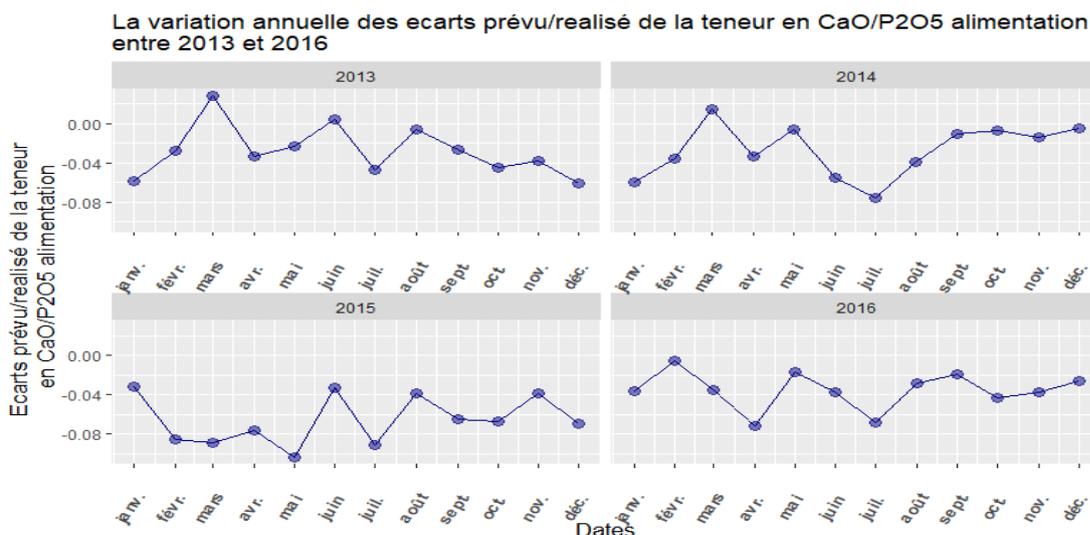


Figure 56 : Variations des écarts prévu/réalisé de la teneur CaO/P₂O₅ <alimentation> de 2013 à 2016

4.4.10. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en P₂O₅ (%) <concentré>

Le coefficient de corrélation $r = 0,64$ (figure 54) montre que le prévu et le réalisé des teneurs en P₂O₅ dans le concentré sont assez bien corrélés. L'application du facteur de correction de 0.99 trouvé aux valeurs de prévisions nous a permis de passer d'une moyenne des écarts de - 1.11 % avant correction à 8,99 % après correction (tableau 2). La figure 55 indique bien qu'après correction, les écarts prévu/réalisé se sont beaucoup améliorés. La teneur en P₂O₅ est étroitement liée à la teneur en feral ; les courbes de variations latérales comparées de P₂O₅ et du feral ont montré que ces deux éléments évoluent en sens opposé. Donc l'amélioration des teneurs en P₂O₅ passe nécessairement par une bonne sélection du minerai lors de l'extraction et éviter au maximum toute pollution du minerai par les faciès ferrallitiques.

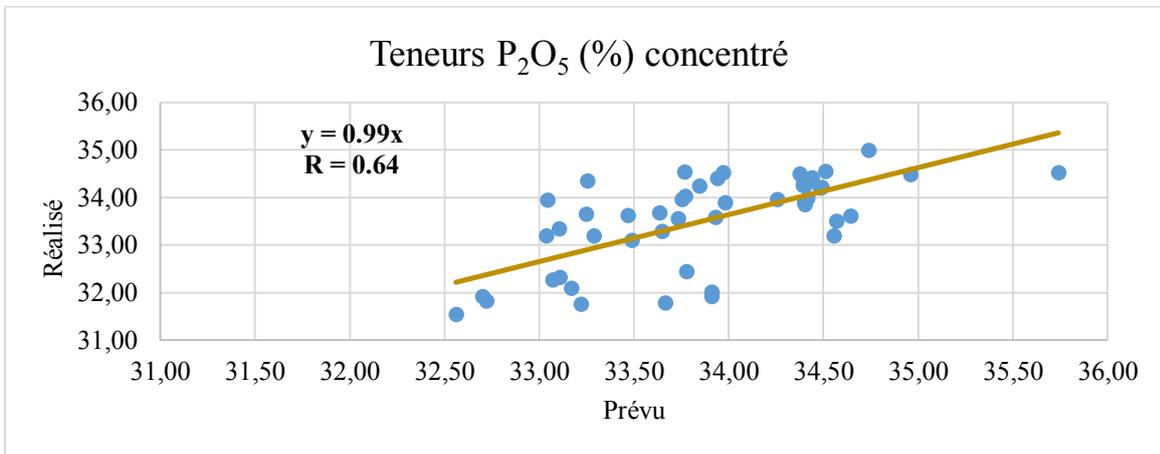


Figure 57 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé de la teneur en P₂O₅ concentré

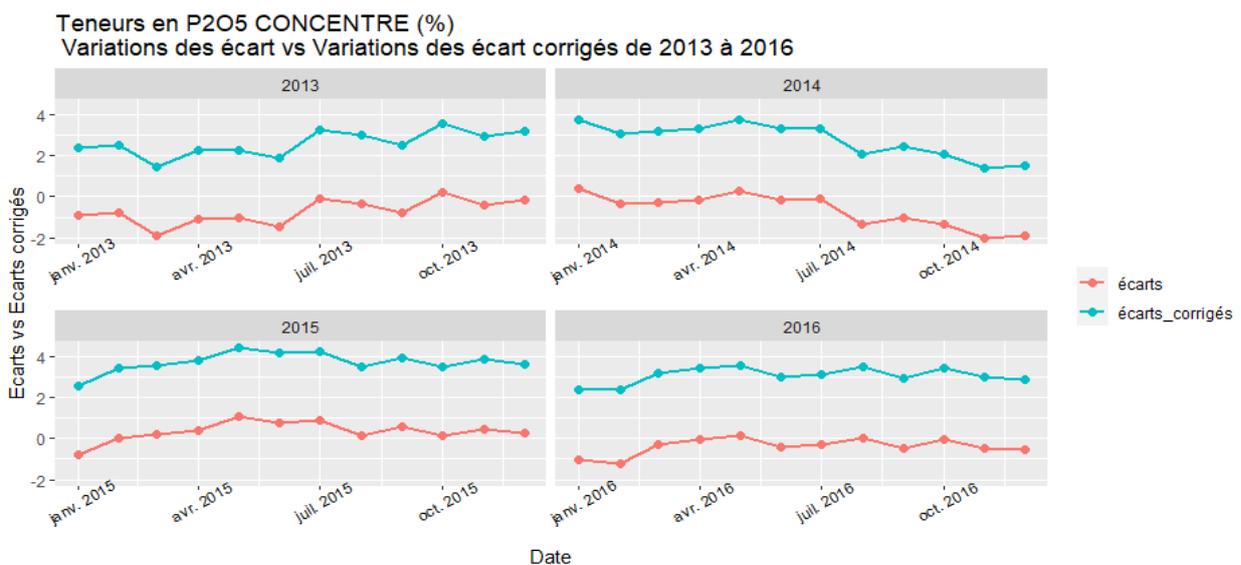


Figure 58 : Variations des écarts et écarts corrigés prévu/réalisé de la teneur en P₂O₅ <concentré> de 2013 à 2016

4.4.11. Relation entre le prévu et le réalisé de la teneur en feral (%) <concentré>

De même que le feral dans l'alimentation, il n'existe aucune corrélation entre le prévu et le réalisé des teneurs en feral dans le concentré. La moyenne des écarts qui est de 0,29 % et la moyenne des teneurs réalisés sur la période 2013-2016 montre que ces efforts supplémentaires doivent être faits au niveau de la sélection du minerai qui consiste à extraire le minerai et le charger sans l'associer avec des formations oxydées, nuisibles telles que les niveaux ferrallitiques. Également le processus de valorisation du minerai doit être révisé en mettant en place un procédé de flottation suffisamment efficace pour éliminer au maximum le feral. Les produits marchands trop ferralleux réalisés en février et aout 2015 (figure 56) pourraient s'expliquer par l'exploitation des parties Ouest et SW du secteur ou les teneurs en feral peuvent atteindre 17 % et par des contreperformances de l'usine de traitement. Le concentré marchand doit être caractérisé par un rapport P₂O₅/feral vigoureusement inférieur à 8 % sinon les fortes teneurs en feral dans le concentré pourraient compromettre le respect des normes commerciales du minerai.

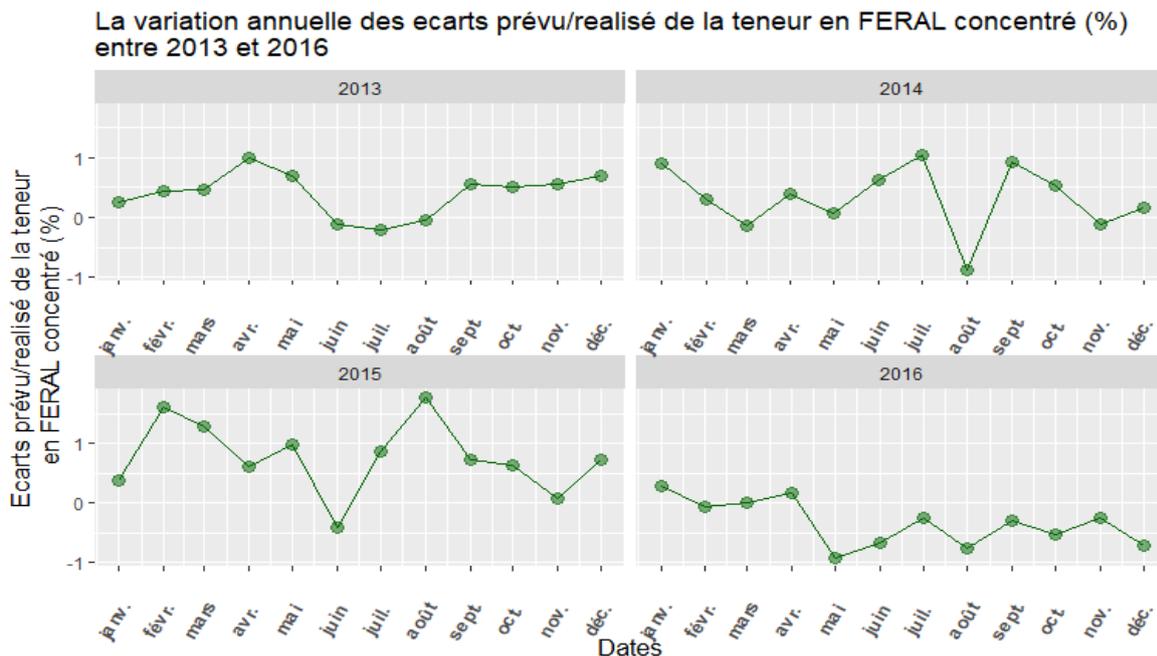


Figure 59 : Variations des écarts prévu/réalisé de la teneur en feral <concentré> de 2013 à 2016

4.4.12. Relation entre le prévu et le réalisé du rapport CaO/P₂O₅ (%) <concentré>

Le coefficient de corrélation $r = 0,43$ (figure 57) trouvé entre le prévu et le réalisé du rapport CaO/P₂O₅ montre que la corrélation entre ces deux grandeurs n'est pas bonne. Les écarts prévu/réalisé faibles et négatifs notés (figure 58) montrent que les prévisions sont surévaluées par rapport aux réalisations. Ces faibles écarts entre les prévisions et les réalisations du rapport CaO/P₂O₅ pourraient s'expliquer comme pour le rapport CaO/P₂O₅ <alimentation> par une meilleure sélection du calcaire (blocs de calcaire) comparée à la sélection du minerai ferraleux qui n'est pas évident à l'œil nu.

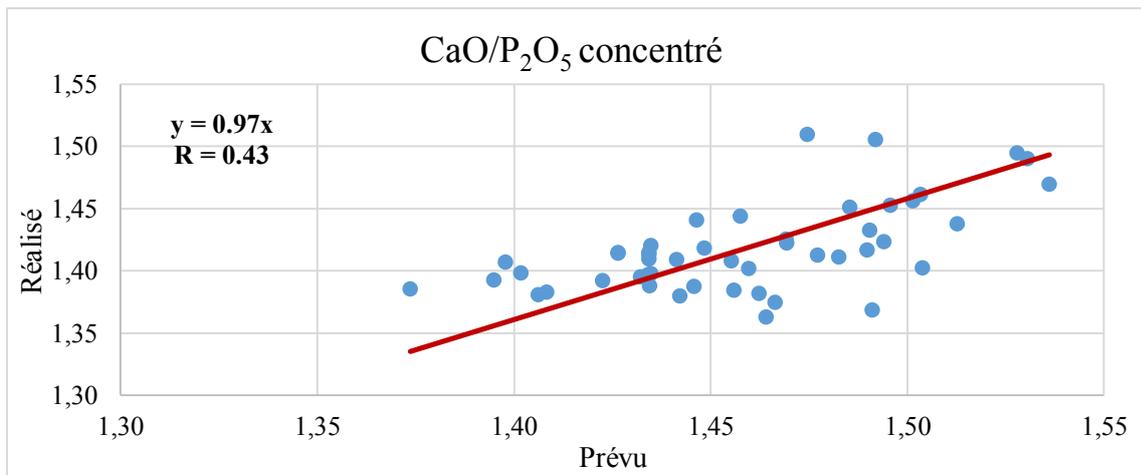


Figure 60 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé de la teneur en CaO/P₂O₅ concentré

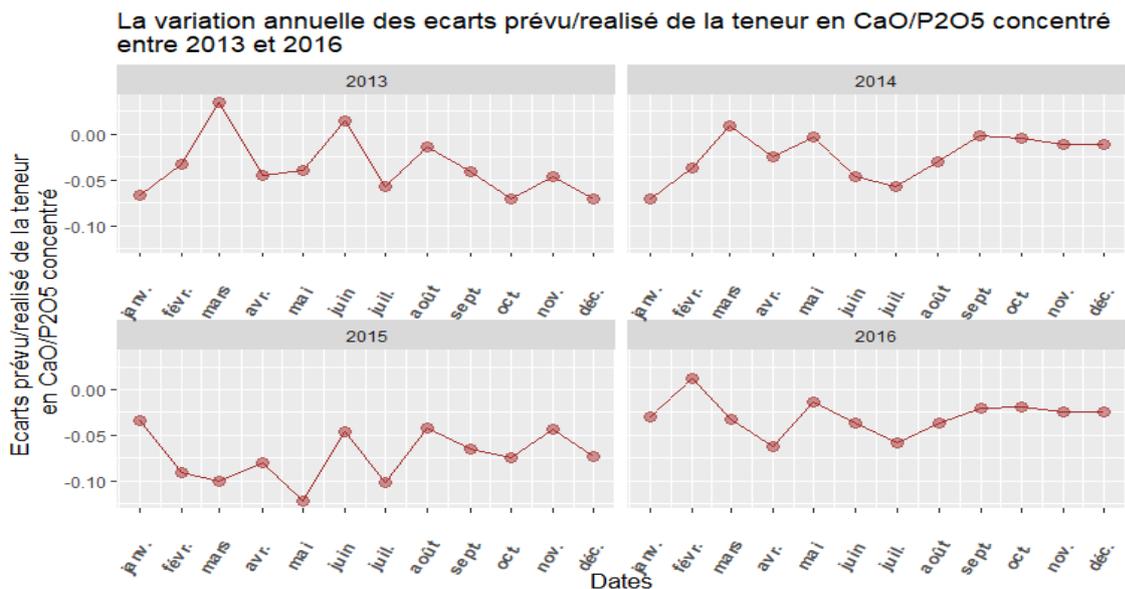


Figure 61 : Variations des écarts prévu/réalisé de la teneur en CaO/P₂O₅<concentré> de 2013 à 2016

4.4.13. Relation entre le prévu et le réalisé du rendement mécanique (%)

Les prévisions du rendement mécanique étant fixées 42 % pour la période 2013-2014 et 40,28% pour la période 2015-2016, il n'existe pas de corrélation entre le prévu et le réalisé du rendement mécanique. Les faibles écarts notés aux mois de juin 2014 et décembre 2015 (figure 59) indiquent des faibles rendements mécaniques réalisés dus à des contreperformances de la station de débouillage. Ceci est dû à un défaut de lavage du minerai à ce niveau entraînant des pertes non négligeables. Le rendement mécanique étant un élément qui entre dans le calcul du tonnage marchand, il est nécessaire d'alimenter la station de débouillage avec un minerai moins argileux possible et de bien optimiser la valorisation à ce niveau afin de récupérer le maximum de minerai qui y est entré.

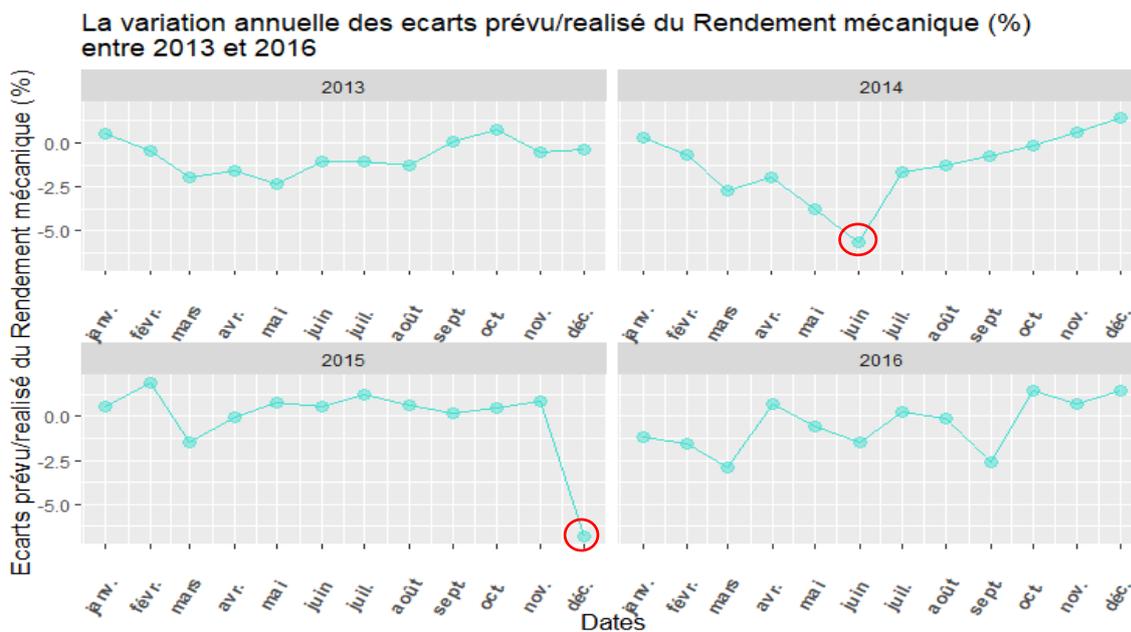


Figure 62 : Variations des écarts prévu/réalisé du rendement mécanique (%) de 2013 à 2016

4.4.14. Relation entre le prévu et le réalisé du rendement flottation (%)

Le coefficient de corrélation $r = 0,40$ (figure 60) trouvé montre que la corrélation entre le prévu et le réalisé du rendement flottation n'est pas bonne. Nous avons considéré comme point aberrant tous les points dont l'écart est 4 fois plus petit que la moyenne des écarts. Nous avons éliminé le point de coordonnées (58,95 ; 72,16) dont l'écart entre le prévu et le réalisé est 4 fois plus petit que la moyenne des écarts et on s'est retrouvé avec un coefficient de $r = 0,54$ (figure 61) qui montre une corrélation acceptable entre le prévu et le réalisé du rendement flottation et un facteur de correction de 0,95 avec lequel on a corrigé les

prévisions. Ceci nous a permis d'augmenter la moyenne des écarts de 97,40 %. De plus, le rendement flottation étant un paramètre très important car faisant partie des paramètres qui causent le plus souvent les contreperformances notées sur le tonnage marchand, il est important d'alimenter l'usine avec un minerai de bonne qualité afin d'augmenter le rendement flottation et par conséquent augmenter le tonnage marchand du minerai.

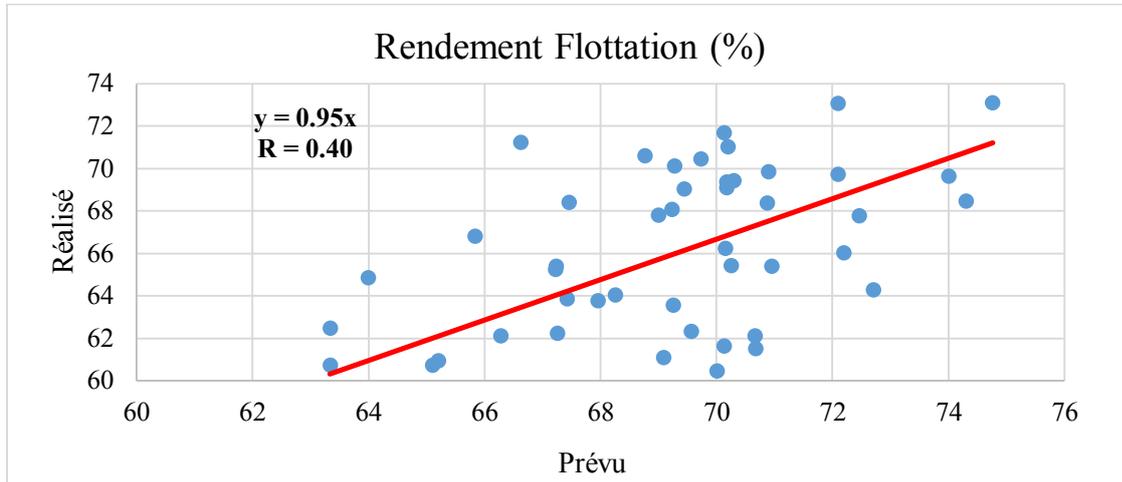


Figure 63 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé du Rendement flottation

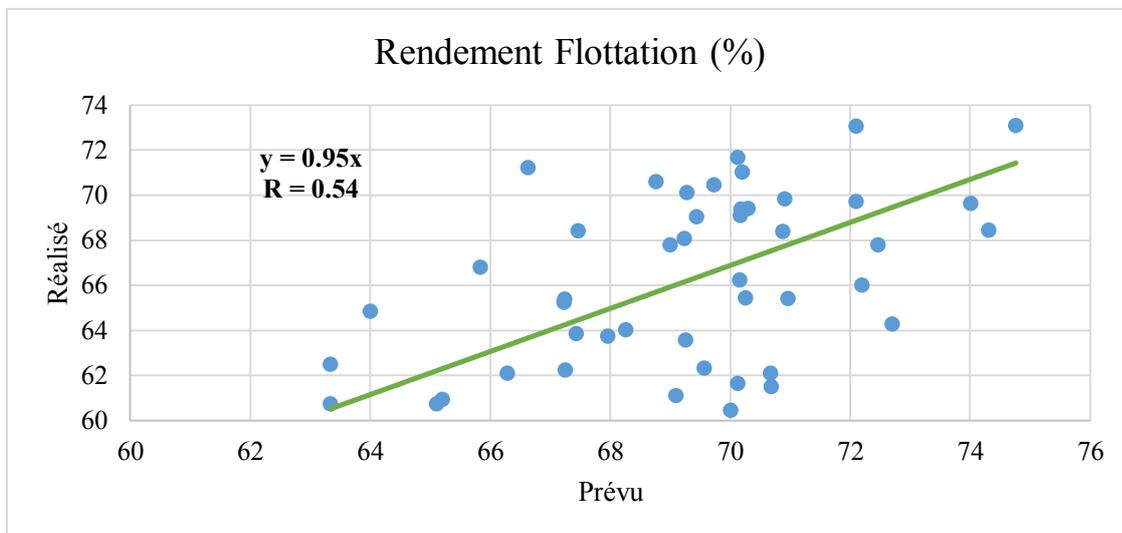


Figure 64 : Droite de corrélation entre le prévu et le réalisé du Rendement flottation (%) de 2013 à 2016

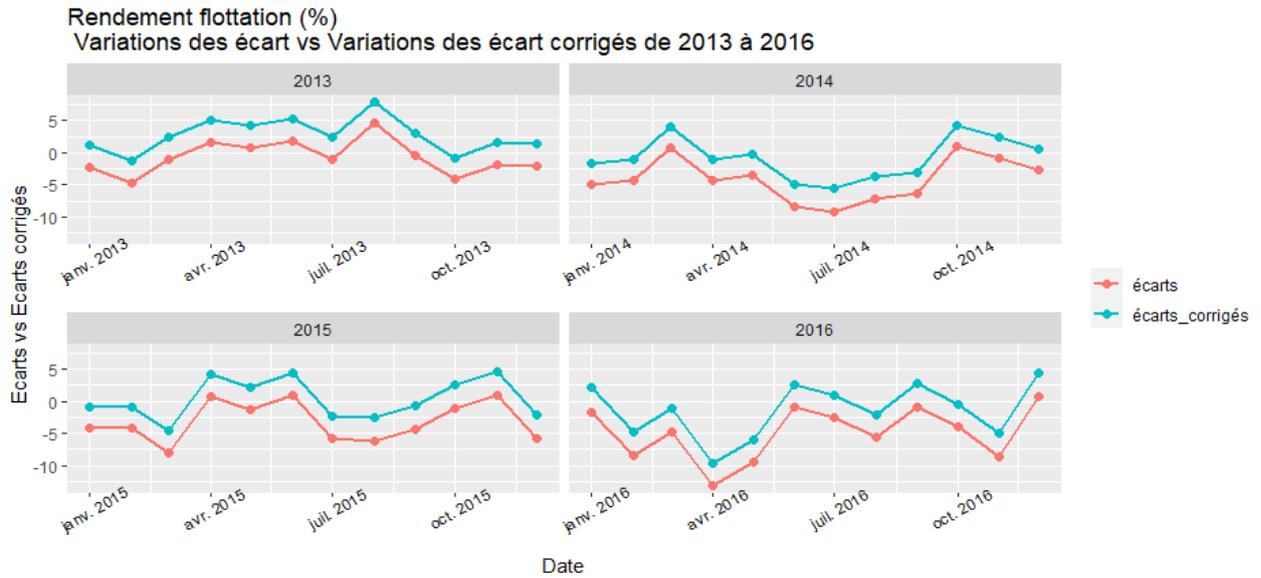


Figure 65 : Variations des écarts et écarts corrigés prévu/réalisé du Rendement flottation (%) de 2013 à 2016

4.4.15. Relation entre le prévu et le réalisé de la densité (%)

Les prévisions de la densité sont fixées à 1,48, il n'existe aucune relation entre le prévu et le réalisé de la densité. Cependant il est très important d'avoir une bonne densité de minerai car c'est un paramètre qui entre dans le calcul du tonnage marchand. Sur la période 2013-2016, les prévisions sont globalement surévaluées par rapport aux réalisations (figure 63).

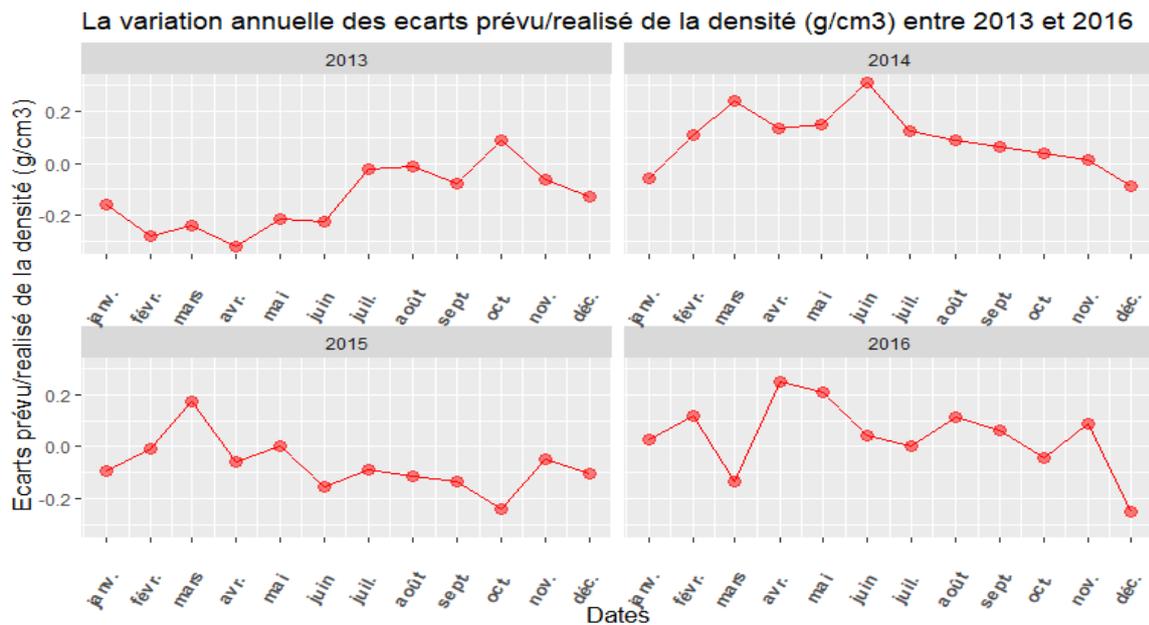


Figure 66 : Variations des écarts prévu/réalisé de la densité (g/cm³) de 2013 à 2016

4.4.16. Relation entre le prévu et le réalisé de la freinte (%)

De même que la densité, il n'y a pas de corrélation possible entre le prévu et le réalisé de la freinte ; les valeurs de prévision étant fixées à 0,97 %. La freinte désigne les pertes enregistrées sur le minerai stocké ou transporté. Globalement les réalisations sont supérieures aux prévisions avec de faibles écarts. Les évolutions temporelles de la freinte sur les quatre (4) années sont identiques (figure 64). Il est important de bien maîtriser les causes de toutes les pertes entre l'amont et l'aval des opérations d'exploitation du minerai afin d'optimiser la production.

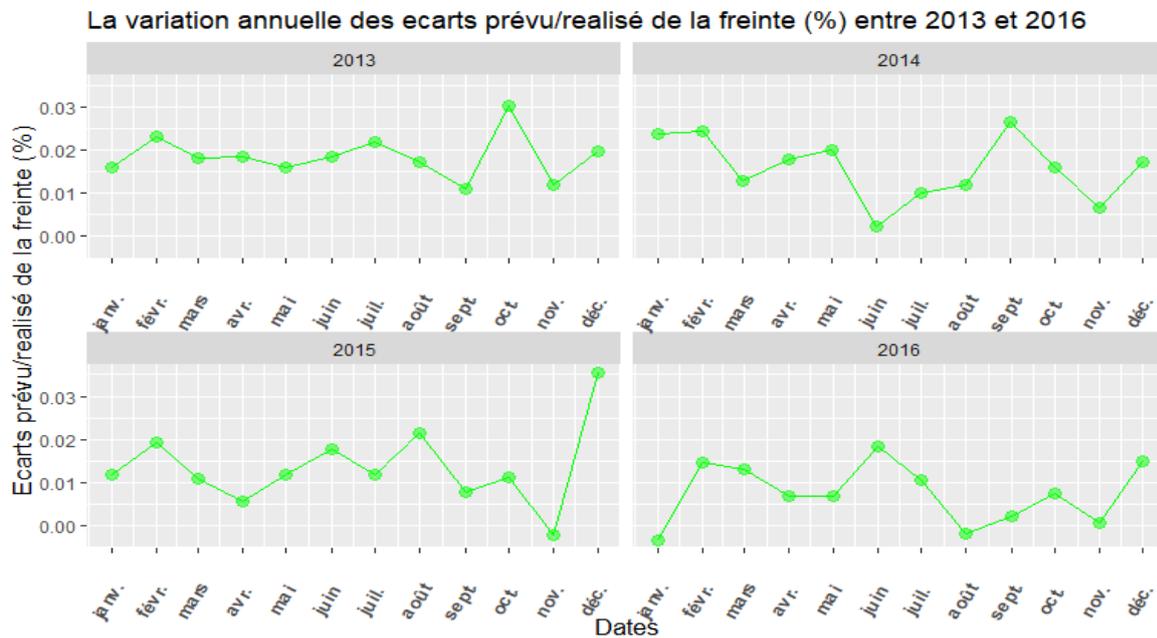


Figure 67 : Variations annuelles de 2013 à 2016 des écarts prévu/réalisé de la freinte (%)

Tableau 2 : Tableau récapitulatif des écarts/écarts corrigés des paramètres du bilan

Paramètres	Écarts moyens (%)			Écarts moyens corrigés (%)			Équations prévu/réalisé	Coefficients de corrélation R	Facteurs de correction
	Min	Max	Moy	Min	Max	Moy			
Tonnes marchandes	-68,38	72,44	6,92	-72,61	71,75	4,58	$y = 1,03x$	0,71	1,03
Rendement au m ²	-68,38	72,44	6,47	-104,38	66,55	-12,98	$y = 1,21x$	0,43	1,21
Épaisseur totale de la couche Xo (m)	-58,96	49,96	9,19	-88,68	40,6	-7,79	$y = 1,19x$	0,53	1,19
&Épaisseur utile X (m)	-71,06	48,83	9,48	-106,98	38,09	-8,66	$y = 1,21x$	0,36	1,21
Récupération de la couche exploitable	-71,06	48,83	11,2	/	/	/	/	/	/
Rejets couche (m ³)	-724,56	71,52	-49,11	-730,66	71,3	-50,21	$y = 1,01x$	0,94	1,01
Teneur en P ₂ O ₅ alimentation (%)	-19,67	1,09	-7,99	-11,03	8,23	-0,19	$y = 0,93x$	0,63	0,93
Teneur en feral alimentation (%)	-23,48	61,63	19,08	/	/	/	/	/	/
Teneur en CaO/P ₂ O ₅ alimentation	-7,8	1,97	-2,86	/	/	/	$y = 0,97x$	0,48	0,97
Teneur en P ₂ O ₅ concentré (%)	-6,23	3,19	-1,11	4,39	12,87	8,99	$y = 0,99x$	0,64	0,99
Teneur en feral concentré (%)	-0,93	1,77	0,29	/	/	/	/	/	/
Teneur en CaO/P ₂ O ₅ concentré	-8,94	2,34	-2,88	/	/	/	/	/	/
Rendement mécanique Rp (%)	-20,48	4,5	-1,88	/	/	/	/	/	/
Rendement flottation Rf (%)	-22,4	11,61	-4,71	-16,27	11,11	0,06	$y = 0,95x$	0,54	0,95
Densité (g/cm ³)	-27,46	17,28	-2,29	/	/	/	/	/	/
Freinte (%)	-0,34	3,53	1,4	/	/	/	/	/	/

4.5. CONCLUSION

Une étude corrélative a permis de trouver une relation entre le prévu et le réalisé de certains paramètres. Le coefficient qui lie le prévu et le réalisé de ces paramètres a été utilisé pour corriger les valeurs de prévisions. Certaines valeurs considérées comme aberrantes par rapport à la moyenne des écarts entre le prévu et le réalisé faussant la corrélation ont été éliminées après avoir cherché des solutions aux contraintes responsables des dites valeurs aberrantes. Leur élimination a permis d'avoir une meilleure corrélation et donc un bon coefficient qu'on a appelé facteur de correction. Les résultats obtenus sont concluants puisqu'on obtient une augmentation de la valeur attendue du projet et que l'on note une diminution de l'écart entre les quantités de production par rapport aux objectifs. Au vu des résultats satisfaisants obtenus après correction, ces facteurs de correction pourraient être utilisés pour corriger les prévisions et réconcilier au mieux le prévu et le réalisé.

CHAPITRE 5 : CONTRIBUTION À LA REFORMULATION DE L'EQUATION DE CALCUL DE LA RESERVE PREVISIONNELLE

5.1. INTRODUCTION

La planification et l'optimisation de la production de phosphate marchand sont un défi pour les ICS. Les inefficacités à ce niveau entraînent des difficultés à répondre à la demande de ses clients. Ce qui affecte la capacité à générer des bénéfices. Afin d'améliorer la productivité de l'usine, il est essentiel de bien optimiser la réserve prévisionnelle. Ceci passe par une bonne maîtrise de toutes les contraintes de l'exploitation et par une analyse des données d'exploitation par un puissant logiciel qui pourra permettre d'étudier l'efficacité et les possibilités d'amélioration du processus en place.

Dans cette étude les données appliquées sont mensuelles et sont déterminées sur la base des panneaux annuels.

5.2. CALCUL DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE DE 2013 À 2016 DANS LE PANNEAU DE TOBÉNE

Pour assurer leur production, les compagnies minières font des planifications sur le tonnage et la qualité de minerai. La planification permet d'orienter les niveaux de décision inférieurs. Cependant cette phase planification est complexe puisque les opérations à planifier rencontrent de nombreuses contraintes difficilement contrôlables. Pour les prévisions actuelles budgétaires au niveau des ICS, l'équation de calcul de la réserve de phosphate marchand est le suivant :

Réserve prévisionnelle $C_{mr} = \text{Surface } S * \text{Épaisseur utile } X * \text{Rendement mécanique } R_p * \text{Rendement flottation } R_f * \text{Densité } d * \text{Freinte } fr.$

La surface exploitée S et l'épaisseur utile de la couche phosphatée X sont les deux paramètres qui impactent le plus le calcul de la réserve prévisionnelle.

Les rendements mécanique et flottation, la densité et la freinte présentent une faible variabilité. Les rendements mécaniques et flottations permettent de pondérer le calcul du tonnage marchand avec les pertes liées à des contreperformances notées au niveau des stations de débouillage et de flottation.

5.3. LOI DE DISTRIBUTION DES PARAMÈTRES VARIABLES ENTRANT DANS LE CALCUL DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE

Sur la base du test de normalité effectué avec XLSTAT, nous constatons que la surface mensuelle exploitée (S) est uniformément distribuée avec un minimum de 5 818 m² et un maximum de 54 956 m² (figure 65). L'épaisseur utile (X) est normalement distribuée avec une moyenne de 7,33 m et un écart type de 2,25 m (figure 66). Les données du rendement mécanique (Rp) s'ajustent mieux à la loi normale avec une moyenne de 0,4 et un écart type de 0,02 (figure 67). Le rendement flottation (Rf) est uniformément distribué avec un minimum de 0,59 et un maximum de 0,73 (figure 68). Les données de la densité (d) suivent une distribution normale avec une moyenne de 1,46 g/cm³ et un écart type de 0,146 g/cm³ (figure 70). Enfin la freinte (fr) est normalement distribuée avec une moyenne de 0,98 et un écart

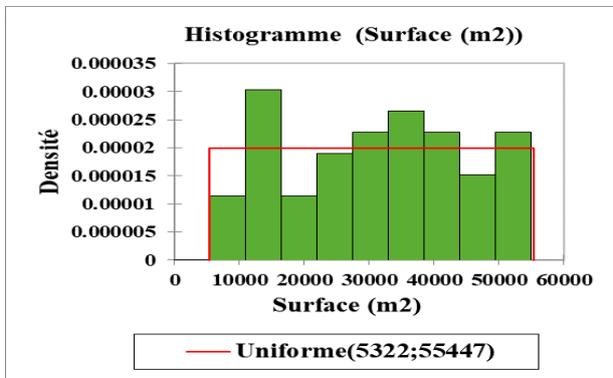


Figure 68: Histogramme de la surface exploitée (S)

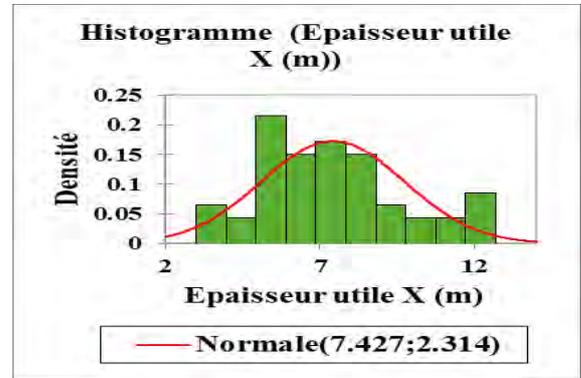


Figure 69: Histogramme de X

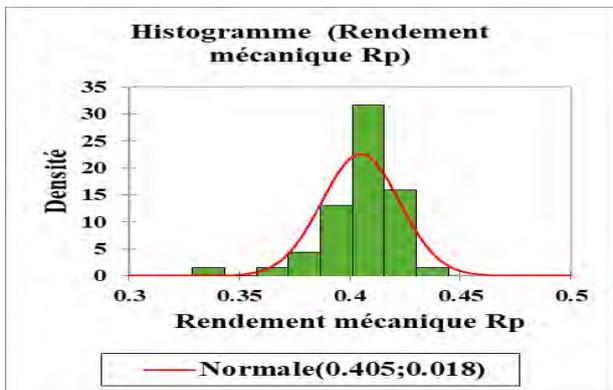


Figure 70 : Histogramme de Rp

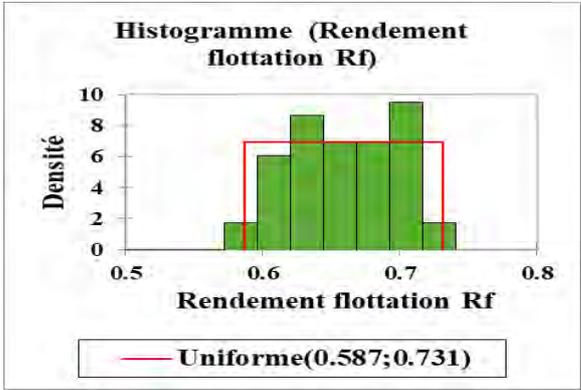


Figure 71: Histogramme de Rf

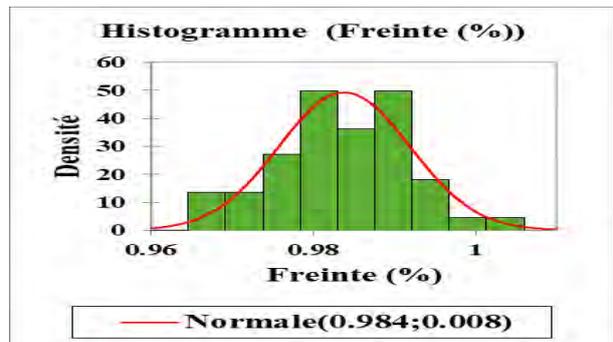


Figure 72 : Histogramme de la freinte (fr)

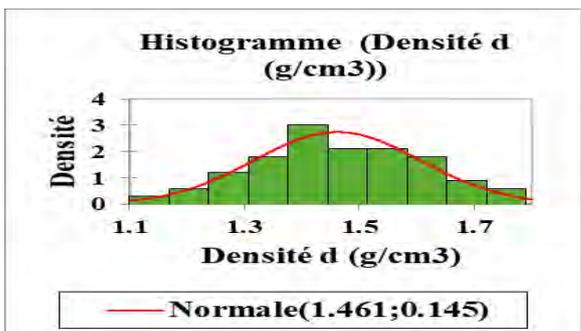


Figure 73 : Histogramme de la densité (d)

5.4. PROPOSITION D'UN MODÈLE D'OPTIMISATION DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE BASÉ SUR UNE SIMULATION DE MONTE CARLO

5.4.1. Simulation Monte Carlo

Savoir estimer ses incertitudes est primordial pour toute entreprise en particulier les entreprises minières. Certes, la simulation a tous les défauts de son caractère virtuel, mais elle fournit des données qui ne sont généralement pas accessibles à la mesure directe sur le terrain, et à un coût négligeable. Parmi les méthodes de simulation les plus pratiques et les plus utilisées, on peut citer la méthode de simulation de Monte Carlo. Elle utilise un échantillonnage aléatoire répété pour simuler les données d'un modèle mathématique. C'est une analyse quantitative qui tient compte du risque et de l'incertitude d'un système en incluant la variabilité des entrées. Elle permet d'explorer le comportement du système, d'évaluer et d'optimiser le résultat plus rapidement, à moindre coût et peut-être même de manière plus sûre que si l'on expérimentait sur le système réel. Le système peut être un nouveau produit, une nouvelle ligne de fabrication etc. La simulation fournit des valeurs attendues basées sur des équations qui définissent la relation entre les entrées (X) et les sorties (Y). Ces équations peuvent être connues (comme dans notre cas) ou basées sur un modèle créé à partir d'une analyse de régression.

Pour notre cas, nous avons utilisé cette simulation de Monte Carlo pour proposer un modèle d'optimisation de la réserve prévisionnelle C_{mr} de phosphate marchand.

5.4.2. Principe de la simulation Monte Carlo réalisé avec le logiciel Companion by minitab

Le principe de la simulation de Monte Carlo avec le logiciel Companion by minitab qui est un logiciel de statistique est le suivant :

On entre d'abord les données d'entrée (les entrées) du modèle en spécifiant pour chaque entrée une distribution pour décrire sa variation. Le logiciel a l'avantage de pouvoir nous proposer la loi de distribution qui s'ajuste au mieux à chaque entrée. Puis on entre l'équation du modèle mathématique et les limites de spécification. Dans notre étude nous examinons la réserve prévisionnelle du panneau de Tobéne. Ici, les données d'entrée sont la surface S, l'épaisseur utile X, le rendement mécanique R_p, le rendement flottation R_f, la densité d et la freinte fr (tableau 3). D'après les bilans prévisions-réalisations, la plus faible prévision de la réserve prévisionnelle sur la période 2013-2016 est de 18 258,36 tonnes. Ainsi nous avons spécifié

une limite de spécification inférieure (LSL = Low specification limit) que nous avons fixée à 20 000 tonnes (figure 71).

L'équation du modèle mathématique est :

Réserve prévisionnelle $C_{mr} = \text{Surface } S * \text{Épaisseur utile } X * \text{Rendement mécanique } R_p * \text{Rendement flottation } R_f * \text{Densité } d * \text{Freinte } fr$ (figure 71).

Ensuite on spécifie le nombre d'itérations (1000 itérations pour notre cas) et on lance la simulation. Les résultats de toutes les itérations sont résumés afin de fournir des valeurs attendues pour les résultats. Companion by minitab affiche un histogramme et des statistiques récapitulatives y compris les valeurs de sortie attendues et une estimation de leur variabilité. Comme nous avons spécifié la limite inférieure, les résultats comprennent également des mesures de performance du processus (la capacité du processus mesurée par Cpk) (figure 72). La capacité est le rapport entre la performance souhaitée et la performance réelle d'un processus. L'analyse de capacité est une mesure de l'aptitude du processus.

Si la simulation initiale ne donne pas de résultats satisfaisants, le logiciel nous propose une première méthode pour nous aider à améliorer les résultats : c'est la méthode d'optimisation des paramètres. Il s'agit d'identifier les réglages optimaux pour les entrées que nous pouvons contrôler. Companion by minitab recherche une plage de valeurs pour chaque entrée afin de trouver les paramètres qui répondent à l'objectif défini et conduisent à une meilleure performance du processus.

Si l'application de cette méthode d'optimisation des paramètres ne donne toujours pas les résultats attendus, le logiciel nous propose une deuxième méthode pour encore améliorer les résultats : c'est la méthode d'analyse de la sensibilité qui consiste à identifier et à réduire la variabilité des entrées dont la variation a plus d'impact sur la variation de la réponse ou sortie. Companion by minitab affiche un graphique qui montre l'effet d'une modification de l'écart type de l'entrée sur le pourcentage de la sortie hors spécification et le Cpk.

Define Model

X Name	Distribution	Parameters		Preview	Actions
Surface S	Uniform	Lower 5 818	Upper 54 956		
Epaisseur utile X	Normal	Mean 7.3328	St Dev 2.2473		
Rendement mécanique Rp	Normal	Mean 0.4	St Dev 0.02		
Rendement flottation Rf	Uniform	Lower 0.59	Upper 0.73		
Densité d	Normal	Mean 1.46	St Dev 0.15		
Freinte fr	Normal	Mean 0.98	St Dev 0.008		

[+ Add Another X](#)

Y Name	Equation	Spec Limits (Optional)		Actions
Réserve prévisionnelle	= Surface S*Epaisseur utile X*Rendement mécanique Rp*Rendement flottation Rf*Densité d*Freinte fr	LSL 20 000	USL	

[+ Add Another Y](#)

Model

Before you run the simulation, use the diagram below to verify that the model is correct.

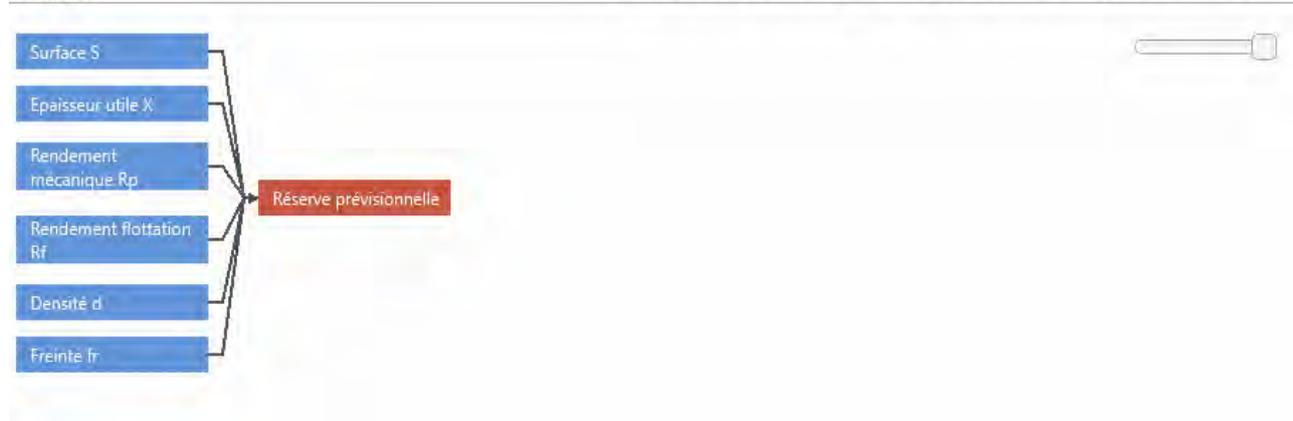
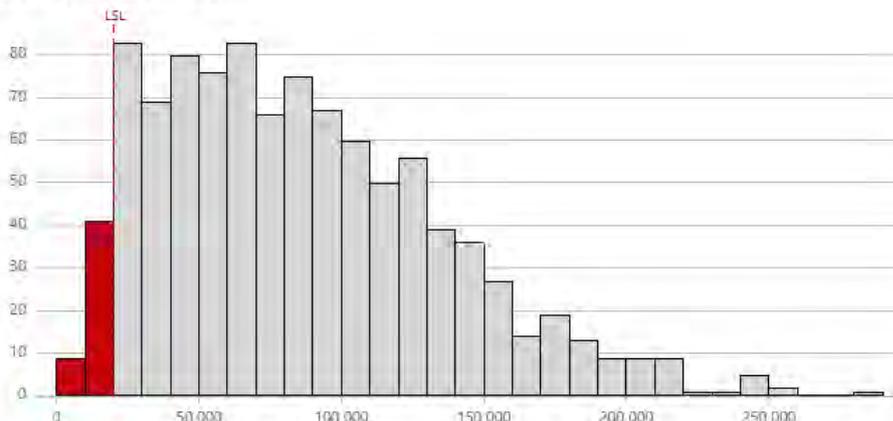


Figure 74 : Les entrées avec leurs lois de distribution et l'équation du modèle

Simulation Results

Réserve prévisionnelle



Process Performance (Cpk)

0.7826

% Out of Spec

5.00 %

Summary Statistics

N	1 000
Mean	85 829.53
Standard Deviation	50 168.09

The simulation indicates that you can expect 5.00 % of the *Réserve prévisionnelle* values to fall outside of the specification limits. This corresponds to a Cpk of 0.7826. A generally accepted minimum value of Cpk is 1.33.

Capability

Specification Limits	
USL	—
LSL	20 000
DPMO	
>USL	—
<LSL	50 000
Observed Performance	
>USL	—
<LSL	50

Summary Statistics

N	1 000
Mean	85 829.53
Standard Deviation	50 168.09
Minimum	3 189.74
Median	78 563.87
Maximum	280 423.41

Percentiles

0.1 st	3 191.28
0.5 th	7 024.34
1 st	10 021.34
5 th	19 696.55
10 th	26 221.64
90 th	153 446.28
95 th	180 061.32
99 th	222 219.86
99.5 th	248 435.92
99.9 th	280 401.15

Model Assumptions

Inputs

Name	Distribution	Settings
Surface S	Uniform	(5 818; 54 956)
Épaisseur utile X	Normal	(7.3328; 2.2473)
Rendement mécanique Rp	Normal	(0.4; 0.02)
Rendement flottation Rf	Uniform	(0.59; 0.73)
Densité d	Normal	(1.464; 0.146312)
Freinte fr	Normal	(0.98; 0.008)

Outputs

Name	Equation
Réserve prévisionnelle	Surface S*Épaisseur utile X*Rendement mécanique Rp*Rendement flottation Rf*Densité d*Freinte fr

Next Steps ?

The Cpk is below the generally accepted value. To improve these results, you can perform **Parameter Optimization** to identify optimal settings for the inputs that you can control.

Parameter Optimization

Figure 75 : Les résultats de la simulation Monte Carlo

5.4.3. Résultats obtenus par la méthode de simulation Monte Carlo

Les résultats de la simulation indiquent que nous pouvons nous attendre à ce que 5,0 % des valeurs de Cmr se situent en dehors des limites des spécifications. Cela correspond à un Cpk de 0,7826 qui est inférieure à la valeur généralement admise (valeur minimale de Cpk généralement acceptée est de 1,33) (figure 72). Ainsi en considérant les 5,0 % de valeurs de Cmr qui se situent en dehors des limites de spécification, on constate le procédé n'est toujours pas capable. La capabilité est le rapport entre la performance souhaitée et la performance réelle d'un processus. Elle est mesurée par le Cpk (capabilité de centrage court terme du procédé). L'analyse de capabilité est une méthode de mesure de l'aptitude d'un procédé. Cependant la moyenne de la réserve prévisionnelle qui était de 83 520,83 tonnes (tableau 4) est passée à 85 829,53 tonnes après simulation (tableau 5). Ceci constitue une performance non négligeable obtenue. La comparaison de l'écart type des données brutes (tableau 4) et de l'écart type des données après simulation (tableau 5) montre que la dispersion des mesures autour de la moyenne est plus étroite dans les données brutes.

Tableau 3 : Les entrées du modèle avec leurs lois de distributions

Noms	Distributions	Paramètres
Surface S (m ²)	Uniforme	(5 818 ; 54 956)
Épaisseur utile X (m)	Normale	(7,3328 ; 2,2473)
Rendement mécanique Rp	Normale	(0,4 ; 0,02)
Rendement flottation Rf	Uniforme	(0,59 ; 0,73)
Densité d (g/cm ³)	Normale	(1,464 ; 0,146312)
Freinte fr	Normale	(0,98 ; 0,008)

Tableau 4 : Statistiques descriptives de la réserve prévisionnelle avant simulation

Données brutes				
Réserves prévisionnelles				
Minimum	Maximum	Moyenne	Médiane	Écart type
14 000	143 000	83 521	81500	30 977,68

Tableau 5 : Statistiques descriptives de la réserve prévisionnelle après la simulation initiale

Simulation initiale avec nombre d'itérations N = 1000				
Réserve prévisionnelle Cmr				
Minimum	Maximum	Moyenne	Médiane	Écart type
3 189,74	280 423,73	85 829,53	78 563,87	50 168,09

Avec un Cpk = 0,7826 %

Et un pourcentage de valeurs de Cmr en dehors des limites de spécification = 5 %

5.5. CONCLUSION

Pour respecter ses engagements envers ses clients, la société ICS est tenue de bien optimiser sa production de phosphate marchand. L'analyse des données avec le logiciel de statistique Companion by minitab a facilité l'optimisation de la réserve prévisionnelle. L'approche de la simulation Monte Carlo adoptée a montré à quel point les techniques d'optimisation peuvent apporter de réels avantages. Les améliorations apportées au procédé de calcul de la réserve prévisionnelle ont permis d'augmenter la réserve prévisionnelle qui passe en moyenne de 83521 à 85 830 tonnes après simulation soit un accroissement de 2,76 %. L'optimisation de l'épaisseur utile X et la réduction de la variabilité de la surface exploitée pourraient encore améliorer la performance du processus.

Le test de normalité effectué montre que la réserve prévisionnelle C_{mr} obtenue après simulation est normale avec moyenne de 85829,5 tonnes et écart type = de 50168,1 tonnes.

L'analyse de la fonction de répartition montre que la probabilité que la moyenne mensuelle des prévisions de la réserve prévisionnelle en 2016 qui est de 79359,4 tonnes ne soit pas soit réalisée est de 44,9 % ($x = 79359.4$ implique une probabilité $P(X \leq x) = 0,448691$).

CONCLUSION GENERALE

L'étude réalisée sur la partie du panneau de Tobène exploitée de 2013 à 2016 nous a permis d'apprécier les contraintes géologiques et minières et leurs impacts sur les paramètres des bilans prévisions-réalisations.

L'étude géologique faite a permis de relever les caractéristiques géologiques du gisement (la morphologie du toit et du mur de la couche phosphatée marquée par des dépressions, la présence d'anomalies de couche et l'effet de la nappe phréatique) qui constituent des contraintes pour l'exploitation du minerai. Les différentes contraintes minières ont été également relevées et caractérisées.

Les résultats obtenus ont participé à une meilleure compréhension des facteurs géologiques et miniers qui entravent l'exploitation et vont permettre une meilleure conduite de l'extraction et de la sélection du minerai. En outre, ils vont permettre de minimiser les pertes enregistrées après l'extraction.

La cartographie des faciès stériles a permis de situer les zones favorables qui devraient être privilégiées pour l'exploitation et les zones défavorables où la sélection devrait être beaucoup plus rigoureuse.

L'étude des relations entre les prévisions et réalisations des paramètres a permis de trouver des facteurs de correction qui pourraient rectifier les valeurs de prévisions. Cependant vu la complexité de la géologie du gisement de Taïba, des progrès dans la connaissance de la structure géologique et dans la conduite des opérations minières devraient être recherchés. Donc l'application de ces facteurs de correction sur d'autres zones à exploiter (2020, 2021, 2022...) supposerait que celles-ci présentent les mêmes caractéristiques géologiques que les zones exploitées de 2013 à 2016. Ce qui n'est pas évident vu le caractère très hétérogène et la morphologie en dépression de la couche de phosphate du gisement. Il est donc nécessaire de reconduire les mêmes études pour les futures zones à exploiter dans le but de ressortir les caractéristiques géométriques et lithologiques intrinsèques de chaque zone du panneau.

Un modèle de simulation Monte Carlo-optimisation nous a permis d'améliorer le procédé de calcul de la réserve prévisionnelle qui passe en moyenne de 83 520,83 à 85 829,5 tonnes après simulation (tableau 4 et 5).

RECOMMANDATIONS

Pour amoindrir les impacts des contraintes géologiques et minières et optimiser la production de phosphate marchand à Taïba, nous formulons les recommandations suivantes :

1. Du fait du caractère irrégulier du gisement et des fortes variations de la couche phosphatée, il va falloir resserrer la maille des sondages de prospection à 62,5 m pour éviter de rater des informations entre deux sondages.
2. Faire la cartographie et établir des cartes pour toutes les anomalies de couches (niveaux ferrallitiques, poches de sable, bancs de calcaire, bancs de silex...) et les mettre à jour au fur et à mesure que l'exploitation avance.
3. Trouver un bon logiciel de modélisation géologique (GDM Suite, GOCAD Mining Suite, Leap Frog...) qui va permettre de faire des coupes géologiques pour avoir une meilleure appréciation de la couche phosphatée et ainsi bien guider l'exploitation. De même trouver un bon logiciel de simulation de procédés de traitement de minerai qui permettra la conception d'un schéma de traitement solide, efficace et rentable permettant d'atteindre les objectifs de production.
4. Faire preuve de beaucoup de rigueur et de vigilance dans les travaux d'extraction du minerai, cela évitera au mieux la pollution du minerai et permettra de maintenir le rythme de production de minerai de bonne qualité.
5. Pour une meilleure gestion des stocks de minerai, aménager des zones pour le minerai bon qualité et celui de moindre qualité et prévoir des panachages (mélange entre les deux qualités de minerai)
6. Mettre en place des procédés de dénoyage adéquats afin de contourner les difficultés de récupération de la couche de phosphate.
7. Des efforts de la société dans la formation des personnels particulièrement des mineurs qui sont en charge de l'extraction.
8. Assurer un bon et régulier entretien des pistes de circulation qui participera à réduire les coûts d'exploitation et de réparation.

9. Se procurer d'outils puissants (logiciels de statistiques comme Minitab) qui pourront permettre de détecter les étapes du processus qui sont défaillantes et de proposer des méthodes d'amélioration et d'optimisation de la production

Références bibliographiques

- ATGER M. (1970) : Données sur la géologie du gisement de phosphate de Taïba et sur les gisements d'origine sédimentaire marine. Rapport interne C.S.P.T, 14p.
- BA N. A. (2011) : Modélisation hydrogéologique du site minier de Tobène pour la recherche de solutions adaptées au dénoyage de la couche de phosphate. Mémoire IST. N° 230, 74p.
- BOUJO A. (1972) : Contribution à l'étude géologique du gisement de phosphate crétacé-éocène des Ganntour (Maroc occidental). Thèse Sciences, Univ. Strasbourg, et Sciences Géologiques
- DIA C. (2002) : Études des facteurs géologiques d'exploitation pouvant influencer sur la précision des teneurs prévues à l'alimentation : Application au panneau minier de Keur Mor Fall (gisement de Taïba). Mémoire IST. N° 111, 82p.
- DIONE N.P. (2011) : Sédimentologie et minéralogie des phosphates Éocène de Tobène. Thèse Doctorat de troisième cycle, UCAD, 235p.
- FLICOTEAUX R. (1982) : Genèse des phosphates alumineux du Sénégal Occidental. Étapes et guides de l'altération. Thèse ès Sciences. Univ. Aix- Marseille III (1980), Multigr., et Sciences Géologiques Mémoires Strasbourg 67 (1982), 229 p.
- GUEYE A.S. (2011) : Analyse Comparative de Données de sondage Prévisionnels et de résultats d'Exploitation du Panneau de Tobène entre 2003 et 2009 ; Cartographie des Anomalies de couches. Mémoire de D.E.A, UCAD, 46p.
- LY A., FALL M., DIOUF B. et SAMB E. M. (2003) : Gisement phosphate de Tobène (Secteur occidental) - Biostratigraphie, Sédimentologie et Évolution Paléoenvironnementale. Rapport Final, 172 p.
- LUCAS J., MENOR E.A., et PREVOT L. (1979) : Le gisement de phosphate de chaux de Taïba (Sénégal). Un exemple d'enrichissement par altération, Sci. Géol. Bull. No 32, pp.39-57.
- LUCAS J. et PREVOT L. (1975) : Les marges continentales, pièges géochimiques, l'exemple de la marge atlantique de l'Afrique à la limite Crétacé-Tertiaire. Bull. Soc. Géol. Fr. XVII, p. 496-501.
- MENOR E. A. (1975) : La sédimentation phosphatée, Pétrographie, Minéralogie et Géochimie des gisements de Taïba (Sénégal) et d'Olinda (Brésil). Thèse Dr. Ing., Univ. Louis Pasteur Strasbourg, 153 p.
- MONCIARDINI C. (1966) : La sédimentation éocène au Sénégal. Mém. B.R.G.M, N°43, 65p.

- PANNATIER Y. (1995) : Variowin : logiciel pour l'analyse spatiale de données en 2D. Étude géologique et géostatistique du gîte de phosphate de Taïba (SENEGAL). Thèse Doct. Uni. Lausanne, 209p.
- PHILIPPART P. (1995) : Contribution à l'étude géostatistique du gisement de phosphate de Taïba (Sénégal). Dipl. Ing. Civil des mines, Uni. de Liège, Fac. Sc. App. Serv. Géo. App, 94p.
- SARR O. (2006) : Contribution à l'exploitation et à la valorisation des phosphates ferrallitiques du gisement de Tobéne. Mémoire IST. N° 230, 76p.
- SECK A. I. (1992) : Le « feral » à Lam Lam : caractérisation et études des possibilités d'élimination ou de réduction des oxydes de fer et d'aluminium. Mémoire d'ingénieur géologue IST, n° 0029, 43p.
- NDIAYE I. (2011) : Étude des formations du recouvrement du gisement de Tobéne : Analyse des impacts sur l'extraction et la qualité du minerai de phosphate. Mémoire IST. N° 236, 61p
- SAMB E. M. (1995) : Minéralogie, pétrographie et géochimie du gisement phosphaté de Tobéne. Rapport de stage de recherche Université Technique de Berlin.
- SAMB M. (1993) : Rapport de stage sur Tobéne. Rapport interne CSPT, 65p.
- SAMB M. (2007) : Évolution géochimique des phosphates sédimentaires du Gisement de Tobéne (Sénégal). Implications pour l'exploitation industrielle. Journal des Sciences. 7p
- SAMB M. (1998) : Aspects minéralogiques et chimiques des phosphates sédimentaires du gisement de Tobéne (Sénégal). Transformations de l'apatite par la diagenèse et l'altération pédologique. Bull. I.F.A.N Ch. A. Diop, Dakar, t. 49, n° 2, p. 55-77.
- SECK A. I. (1992) : Le « feral » à Lam Lam : caractérisation et études des possibilités d'élimination ou de réduction des oxydes de fer et d'aluminium. Mémoire d'ingénieur géologue IST, n° 0029, 43p.
- SLANKY M. (1960) : Premières observations sur le gisement de phosphates. CSPT-BRGM Dakar, 7p.
- SLANSKY M. (1962) : Les problèmes du phosphate au Sénégal, BRGM, 22 p.
- SLANSKY M., LALLEMAND A. et MILLOT G. (1964) : La sédimentation et l'altération latéritique des sédiments phosphatés du gisement de Taïba. Carte géol. Als. Lorr. 17, p. 311-324.
- SLANKY M. (1980) : Géologie des phosphates sédimentaires. Mém. B.R.G.M, n°114, 83p.

Liste des Figures

FIGURE 1 : CARTE GÉOLOGIQUE DU SÉNÉGAL AVEC LE GROUPE DE MBORO (ROGER ET AL, 2009).....	6
FIGURE 2 : LOG TYPE DE LA SÉRIE PHOSPHATÉE DE TAÏBA (SAMB, 1993 ; MODIFIÉE).....	8
FIGURE 3 : CARTE GÉOLOGIQUE DU GISEMENT DE TAÏBA DANS LE CADRE DU BASSIN SÉNÉGALO-MAURITANIEN (FLICOTEAUX, 1982 ; MODIFIÉ PAR PANNATIER, 1995).....	10
FIGURE 4 : SCHÉMA DES PHASES D'EXPLORATION ET D'EXTRACTION DU MINÉRAI.....	15
FIGURE 5 : FLOW SHEET DE TRAITEMENT DU MINÉRAI.....	17
FIGURE 6 : LOCALISATION DE LA ZONE D'ÉTUDE DANS LE PANNEAU DE TOBÉNE.....	20
FIGURE 7 : CARTE MONTRANT LA PRÉVISION ET LE RÉSULTAT DE L'EXPLOITATION EN 2013..	21
FIGURE 8 : CARTE MONTRANT LA PRÉVISION ET LE RÉSULTAT DE L'EXPLOITATION EN 2014..	22
FIGURE 9 : CARTE MONTRANT LA PRÉVISION ET LE RÉSULTAT DE L'EXPLOITATION EN 2015..	22
FIGURE 10 : CARTE MONTRANT LA PRÉVISION ET LE RÉSULTAT DE L'EXPLOITATION EN 2016	23
FIGURE 11 : CARTE DE LOCALISATION DES SONDAGES, DES PASSES ET DES PROFILS.....	23
FIGURE 12 : PROFIL LONGITUDINAL NE-SW (PROFIL GG') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	25
FIGURE 13 : PROFIL LONGITUDINAL NE-SW (PROFIL HH') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	25
FIGURE 14 : PROFIL LONGITUDINAL NE-SW (PROFIL II') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	26
FIGURE 15 : PROFIL TRANSVERSAL NW-SE (PROFIL AA') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	27
FIGURE 16 : PROFIL TRANSVERSAL NW-SE (PROFIL BB') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	27
FIGURE 17 : PROFIL TRANSVERSAL NW-SE (PROFIL CC') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	28
FIGURE 18 : PROFIL TRANSVERSAL NW-SE (PROFIL DD') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	28
FIGURE 19 : PROFIL TRANSVERSAL NW-SE (PROFIL EE') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	29
FIGURE 20 : PROFIL TRANSVERSAL NW-SE (PROFIL FF') DU SECTEUR D'ÉTUDE.....	29
FIGURE 21 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL GG'.	31
FIGURE 22 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL HH'.	31
FIGURE 23 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL II'.....	32
FIGURE 24 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL AA'.	34
FIGURE 25 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL BB'.	34
FIGURE 26 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL CC'.	35
FIGURE 27 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL DD'.	35
FIGURE 28 : VARIATIONS LATÉRALES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL EE'.	36
FIGURE 29 : VARIATIONS LATÉRALES COMPARÉES DU FERAL, DE P ₂ O ₅ ET DE SiO ₂ SUIVANT LE PROFIL FF'.....	36
FIGURE 30 : CARTOGRAPHIE DES ARGILES DE COUCHE DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	37
FIGURE 31 : CARTOGRAPHIE DES CALCAIRES DE COUCHE DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	38
FIGURE 32 : CARTOGRAPHIE DES SABLES DE COUCHE DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	38
FIGURE 33 : CARTOGRAPHIE DES FACIÈS SILICO-FERRALLITIQUES DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	39
FIGURE 34 : CARTE DES ISOTENEURS DE LA CALCITE (K = CAO/P ₂ O ₅) DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	41
FIGURE 35 : CARTE DES ISOTENEURS DU FERAL DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	42
FIGURE 36 : CARTE DES ISOTENEURS DE SiO ₂ DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	42
FIGURE 37 : CARTE DES ISOTENEURS DE P ₂ O ₅ DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	43
FIGURE 38 : CARTE DES ISOBATHES DU TOIT DE LA COUCHE PHOSPHATÉE DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	46
FIGURE 39 : CARTE DES ISOBATHES DU MUR DE LA COUCHE PHOSPHATÉE DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	47
FIGURE 40 : CARTE DES ISOPAQUES L'ÉPAISSEUR DE LA COUCHE PHOSPHATÉE DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE.....	47
FIGURE 41 : LOG ILLUSTRANT LES ÉPAISSEURS XO, XS ET X.....	56
FIGURE 42 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DES TONNES MARCHANDES.....	58

FIGURE 43 : VARIATIONS DES ÉCARTS ET ÉCARTS CORRIGÉS PRÉVU/RÉALISÉ DES TONNES MARCHANDES DE 2013 À 2016.....	58
FIGURE 44 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DU RENDEMENT AU M ² DE 2013 À 2016	59
FIGURE 45 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DE L'ÉPAISSEUR TOTALE DE LA COUCHE XO (M).....	60
FIGURE 46 : VARIATIONS DES ÉCARTS ET ÉCARTS CORRIGÉS PRÉVU/RÉALISÉ DE L'ÉPAISSEUR TOTALE DE LA COUCHE XO DE 2013 À 2016.....	60
FIGURE 47 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DE L'ÉPAISSEUR UTILE BUDGET X	61
FIGURE 48 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE L'ÉPAISSEUR UTILE BUDGET X DE 2013 À 2016.....	61
FIGURE 49 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA RÉCUPÉRATION DE LA COUCHE DE 2013 À 2016.....	62
FIGURE 50 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DES REJETS COUCHE	63
FIGURE 51 : VARIATIONS DES ÉCARTS ET ÉCARTS CORRIGÉS PRÉVU/RÉALISÉ DES REJETS COUCHE DE 2013 À 2016.....	63
FIGURE 52 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DE LA TENEUR EN P ₂ O ₅ ALIMENTATION.....	64
FIGURE 53 : VARIATIONS DES ÉCARTS ET ÉCARTS CORRIGÉS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA TENEUR EN P ₂ O ₅ <ALIMENTATION> DE 2013 À 2016.....	64
FIGURE 54 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA TENEUR EN FERAL <ALIMENTATION> DE 2013 À 2016.....	65
FIGURE 55 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DE LA TENEUR EN CAO/P ₂ O ₅ ALIMENTATION	66
FIGURE 56 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA TENEUR CAO/P ₂ O ₅ <ALIMENTATION> DE 2013 À 2016.....	66
FIGURE 57 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DE LA TENEUR EN P ₂ O ₅ CONCENTRÉ.....	67
FIGURE 58 : VARIATIONS DES ÉCARTS ET ÉCARTS CORRIGÉS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA TENEUR EN P ₂ O ₅ <CONCENTRÉ> DE 2013 À 2016	67
FIGURE 59 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA TENEUR EN FERAL <CONCENTRÉ> DE 2013 À 2016.....	68
FIGURE 60 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DE LA TENEUR EN CAO/P ₂ O ₅ CONCENTRÉ	69
FIGURE 61 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA TENEUR EN CAO/P ₂ O ₅ <CONCENTRÉ> DE 2013 À 2016	69
FIGURE 62 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DU RENDEMENT MÉCANIQUE (%) DE 2013 À 2016.....	70
FIGURE 63 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DU RENDEMENT FLOTTATION.....	71
FIGURE 64 : DROITE DE CORRÉLATION ENTRE LE PRÉVU ET LE RÉALISÉ DU RENDEMENT FLOTTATION (%) DE 2013 À 2016	71
FIGURE 65 : VARIATIONS DES ÉCARTS ET ÉCARTS CORRIGÉS PRÉVU/RÉALISÉ DU RENDEMENT FLOTTATION (%) DE 2013 À 2016	72
FIGURE 66 : VARIATIONS DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA DENSITÉ (G/CM ³) DE 2013 À 2016	72
FIGURE 67 : VARIATIONS ANNUELLES DE 2013 À 2016 DES ÉCARTS PRÉVU/RÉALISÉ DE LA FREINTE (%).....	73
FIGURE 68: HISTOGRAMME DE LA SURFACE EXPLOITÉE (S)	77
FIGURE 69: HISTOGRAMME DE X	77
FIGURE 70 : HISTOGRAMME DE RP	77
FIGURE 71: HISTOGRAMME DE RF..	77
FIGURE 72 : HISTOGRAMME DE LA FREINTE (FR)	77
FIGURE 73 : HISTOGRAMME DE LA DENSITÉ (D)	77
FIGURE 74 : LES ENTRÉES AVEC LEURS LOIS DE DISTRIBUTION ET L'ÉQUATION DU MODÈLE .	80
FIGURE 75 : LES RÉSULTATS DE LA SIMULATION MONTE CARLO.....	81

Liste des Tableaux

TABLEAU 1 : FRÉQUENCES D'APPARITION DES FACIÈS DANS LE SECTEUR D'ÉTUDE	21
TABLEAU 2 : TABLEAU RÉCAPITULATIF DES ÉCARTS/ÉCARTS CORRIGÉS DES PARAMÈTRES DU BILAN	74
TABLEAU 3 : LES ENTRÉES DU MODÈLE AVEC LEURS LOIS DE DISTRIBUTIONS.....	82
TABLEAU 4 : STATISTIQUES DESCRIPTIVES DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE AVANT SIMULATION.....	82
TABLEAU 5 : STATISTIQUES DESCRIPTIVES DE LA RÉSERVE PRÉVISIONNELLE APRÈS LA SIMULATION INITIALE.....	82

ANNEXES

Annexe 1 : Tableau des paramètres géologiques et géométriques

Points de sondage	X	Y	Altitude	Z	X0	X	P ₂ O ₅	SiO ₂	CaO	XA	REJETS	K	ZTOIT	ZMUR	Féral
M1	102875	94587	59	34.5	10.7	7.9	16.3	17.81	44.24	3.96	21.84	2.71	24.5	13.8	0.96
M2	103000	94587	57.69	32.3	13.6	13.6	22.79	12.7	46.54	2.55	70.71	2.04	25.39	11.79	0.52
M3	103750	94587	57.5	39.2	7.8	7.8	33.03	9.25	47.72	3.03	35.68	1.44	18.3	10.5	1.53
M4	103875	94587	57.3	37.5	9.2	5.7	28.27	15.45	44.94	2.7	26.29	1.59	19.8	10.6	2.32
M5	102822	94479	59.06	41.3	5.9	5.9	30.77	12.26	44.36	2.56	29.56	1.44	17.76	11.86	3.93
M6	102925	94479	57.69	28.4	9.35	3.4	25.51	6.09	48.76	1.46	39.21	1.91	29.29	19.94	2
M7	103050	94479	56.41	31.6	13.3	13.3	27.4	11.36	47.8	2.71	67.05	1.74	24.81	11.51	0.96
M8	103175	94479	57.2	37.4	8.1	8.1	30.84	17.42	43.03	4.31	19.54	1.4	19.8	11.7	1.87
M9	103312	94479	58.4	38	9.6	9.6	31.98	6.96	49.17	4.3	32	1.54	20.45	10.85	2.3
M10	103425	94479	60.09	40.9	8.55	8.15	29.15	12.77	44.39	3.48	32.07	1.52	19.24	10.69	3.13
M11	103562	94479	57.69	40.6	6.2	6.2	32.9	14.2	44.92	2.82	27.94	1.37	17.09	10.89	2.16
M12	103675	94479	57.96	40.3	7	6.3	27.64	14.95	42.52	2.56	30.16	1.54	17.66	10.66	4.25
M13	103812	94479	57.85	41.6	6.2	6.2	30.81	14.37	41.84	3.06	20.66	1.36	16.25	10.05	6.09
M14	103925	94479	57.65	39.7	7.9	5.9	24.02	28.01	36.36	2.11	38.14	1.51	17.95	10.05	3.04
M15	102875	94371	58.13	37.1	9.2	9.2	33.38	9.24	46.2	4.64	31.62	1.38	21.03	11.83	5.85
M16	103000	94371	56.3	28.8	16.2	11.95	24.6	14.6	42.84	4.65	46.92	1.74	27.5	11.3	3.86
M17	103125	94371	57.31	30	16.2	16.2	27.68	7.57	46.06	3.12	12.78	1.66	27.31	11.11	0.85
M18	103250	94371	58.7	32.6	14.3	3.6	29.87	17.94	42.38	1.42	5.89	1.42	26.1	11.8	4.28
M19	103375	94371	58.11	38	9.1	9.1	33.72	5.44	50.49	4.38	25.66	1.5	20.11	11.01	1.31
M20	103500	94371	56.7	38	8.1	7.7	29.1	22.4	39.6	3.93	12	1.36	18.7	10.6	3.5
M21	103625	94371	57.02	38.7	8.3	8.3	32.52	14.91	45.1	3.57	20.92	1.39	18.32	10.02	0.63
M22	103750	94371	57.4	39.5	6.1	6.1	29.4	20.3	41.3	2.87	7	1.4	17.9	11.8	1.9
M23	103875	94371	57.34	39.8	6.4	6.4	28.14	13.91	44.7	2.05	29.55	1.59	17.54	11.14	2.22
M24	104000	94371	58.42	43.5	6.2	5.3	28.27	18.46	40.84	2.56	25.19	1.44	14.92	8.72	3.48
M25	103050	94263	58.18	35.5	11.2	11.2	32.79	12.08	45.53	6.46	16.38	1.39	22.68	11.48	2.46
M26	103175	94262	58.55	41.8	6.4	5.5	28.7	24.67	38.96	2.78	34.35	1.36	16.75	10.35	2.66
M27	103300	94263	57.97	39.6	5.65	2.95	16.32	23.4	31.78	0.45	75.68	1.95	18.37	12.72	8.58
M28	103425	94262	56.88	40.2	5.6	5.6	27.95	24.92	39.02	2.61	18.8	1.4	16.68	11.08	2.45
M29	103550	94262	57.49	40	6.65	6.65	26.49	25.06	35.73	2.55	33.29	1.35	17.54	10.89	5.77
M30	103675	94262	57.16	40.1	5.95	5.95	30.26	19.87	41.85	2.1	28.03	1.38	17.11	11.16	2.85
M31	103800	94262	57.44	38.4	7.15	7.15	31.86	14.73	44.62	2.96	30.82	1.4	19.04	11.89	1.9
M32	103925	94262	58.87	40.6	7	7	33.84	12.15	47.37	3.06	24.91	1.4	18.27	11.27	0.9
M33	104050	94262	56.84	37.4	7.8	7.8	21.84	40.99	29.87	3.77	23.56	1.37	19.44	11.64	2.83
M34	102875	94155	56.9	32.3	11.6	11.54	25.18	20.02	42.51	5.11	19.1	1.69	24.6	13	1.53
M35	103000	94155	58.44	37.3	9.1	9.1	28.31	25.45	38.38	4.87	30.07	1.36	21.14	12.04	2.75
M36	103125	94155	58.8	38.2	9.1	9.1	24.01	37.27	32.05	4.85	8.89	1.33	20.6	11.5	3.14
M37	103250	94155	56.87	35.8	8.4	8.4	28.93	15.27	45.04	2.95	33.43	1.56	21.07	12.67	0.68
M38	103375	94155	56.9	39.6	6.9	6.9	32.71	13.72	45.95	3.45	15.16	1.4	17.3	10.4	1.33
M39	103500	94155	57.4	39.1	7.55	7.55	30.64	13.94	44.82	2.99	32.75	1.46	18.35	10.8	1.4

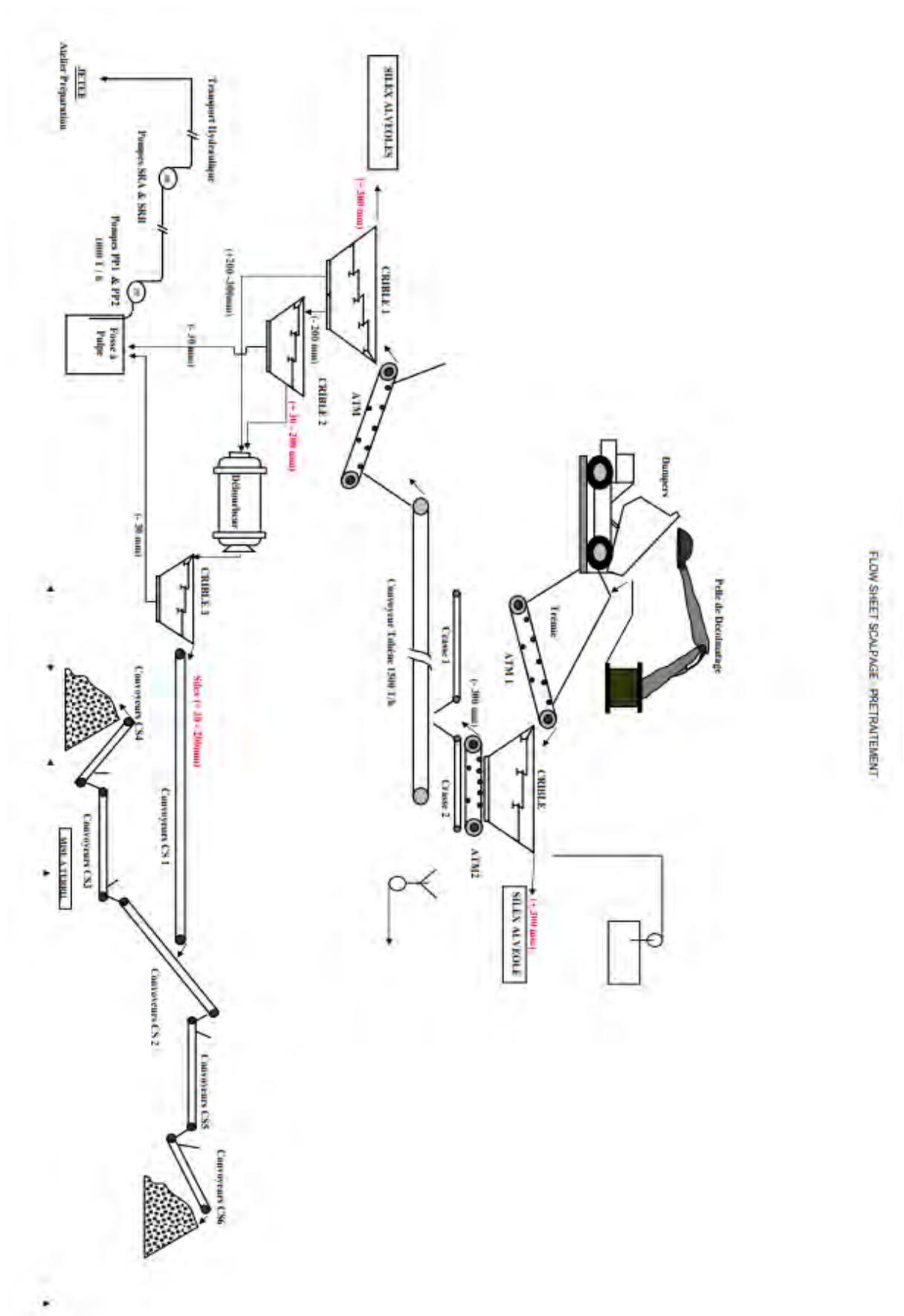
M40	103625	94155	54.6	36.8	7.2	7.2	20.12	46.49	27.41	3.94	14.42	1.36	17.8	10.6	2.29
M41	103750	94155	57.76	40.1	6.7	6.7	31.37	19.15	43.67	3.23	14.39	1.39	17.66	10.96	1.11
M42	103875	94155	57.8	41.9	4.8	3.4	25.53	35.58	33.76	1.63	22.26	1.32	15.9	11.1	1.37
M43	104000	94155	56.93	38.7	6.7	6.7	33.19	14.6	45.92	2.68	32.31	1.38	18.23	11.53	1.17
M44	104125	94155	56.34	37.3	7.45	7.45	30.17	18.65	43.04	3.34	26.86	1.43	19.04	11.59	2.01
M45	102675	94047	57.58	35	5.8	5.8	28.39	17.99	42.68	2.41	26.29	1.5	22.58	16.78	2.03
M46	102800	94068	57.27	37.9	4.1	2.9	22.67	39.82	27.94	1.28	25.62	1.23	19.37	15.27	2.57
M47	102925	94047	57.53	38	5.9	5.9	29.5	22.71	41.29	3.32	15.34	1.4	19.53	13.63	1.71
M48	103050	94068	59.04	32.2	14.6	14.15	28.14	9.74	48.14	3.23	15.1	1.71	26.89	12.34	1.62
M49	103175	94047	58.06	40.2	5.4	5.4	26	28.5	36.11	2.68	17.94	1.39	17.86	12.46	3.23
M50	103300	94068	56.21	39.9	5.4	5.4	24.78	34.89	34.47	2.27	23.93	1.39	16.31	10.91	0.95
M51	103425	94047	57.26	38.3	8	8	32.15	14.1	44.6	3.66	22.3	1.39	18.96	10.96	3.02
M52	103562	94047	56.1	37.3	7.8	7.4	30.35	15.8	41.64	3.77	9.5	1.37	18.8	11	2.34
M53	103675	94047	57.28	36.8	8.7	8.7	28.25	21.76	38.54	4.05	23.63	1.36	20.48	11.78	4.07
M54	103800	94068	56.67	34.1	11.3	11.3	31.35	20.13	42.62	4.37	27.5	1.36	22.57	11.27	1.62
M55	103925	94047	56.96	37.9	7.05	7.05	34.31	11.11	46.89	2.72	33.84	1.37	19.11	12.06	1.04
M56	104062	94068	57.43	38.2	6.8	6.8	19.72	18.55	26.46	2.77	28.21	1.34	19.23	12.43	4.95
M57	104187	94047	55.39	36.3	5.7	5.7	33.23	11.56	46	2.75	24.11	1.38	19.09	13.39	1.7
M58	104300	94047	54.19	37.8	4.4	4.4	30.2	21.56	40.36	1.81	27.41	1.34	16.39	11.99	2.09
M59	102500	93938	59.8	31.3	10.4	10.4	26.2	28.3	38.5	5.51	9	1.47	28.5	18.1	1.3
M60	102625	93938	59.5	32.9	9.5	6.45	28.91	17.73	44.07	2.62	31.5	1.52	26.6	17.1	2.64
M61	102750	93938	57.1	34.1	5.9	4.9	21.78	44.07	28.98	2.46	16.27	1.33	23	17.1	1.98
M62	102875	93938	57.19	35.6	5.5	5.5	32.44	16.64	44.54	2.33	31.31	1.37	21.59	16.09	1.31
M63	103000	93938	57.4	38.7	3.3	3.3	28.7	22.4	41.8	1.62	9	1.46	18.7	15.4	1.2
M64	103250	93938	57.6	39	7.2	7.2	9.49	73.08	12.67	4.72	10.06	1.33	18.6	11.4	2.91
M65	103375	93938	57.53	37.9	9.2	8	23.12	33.78	31.76	1.95	28.29	1.37	19.63	10.43	5.46
M66	103500	93938	55.6	41	3.8	3.8	20.56	42.37	25.7	2.14	14.87	1.25	14.6	10.8	6.14
M67	103625	93938	55.35	36.7	8.1	8.1	28.33	14.66	46.28	2.58	45.44	1.63	18.65	10.55	0.88
M68	103750	93938	56.5	38.8	7	6	26.86	24.02	39.55	2.44	19.57	1.47	17.7	10.7	2.92
M69	103875	93938	56.6	38.5	5.8	5.65	33.49	14.56	45.61	2.61	18.83	1.36	18.1	12.3	0.92
M70	104000	93938	57.08	37.9	5.95	5.95	27.93	21.9	39.57	2.8	30.55	1.42	19.18	13.23	4.61
M71	104125	93938	53.91	34.2	7	7	26.53	27.65	35.77	3.13	27.1	1.35	19.71	12.71	4.48
M72	104250	93938	53.05	36.7	3.6	3.6	18.13	41.04	24.19	1.15	47.79	1.33	16.35	12.75	10.5
M73	104375	93938	53.55	32.9	6.7	6.7	35.97	8.35	49.49	3.17	27.71	1.38	20.65	13.95	0.83
M74	102175	93825	59.22	33	6.5	6.5	25.26	33.78	33.86	3.69	14.49	1.34	26.22	19.72	2.26
M75	102300	93825	59.25	32.5	7.35	7.35	30.77	20.08	42.43	3.28	26.33	1.38	26.8	19.45	1.85
M76	102425	93852	59.01	31.4	8.8	8.8	28.57	21.74	38.66	4.51	14.07	1.35	27.61	18.81	5.35
M77	102550	93825	58.5	34.3	5.2	5.2	25.32	30.39	34.33	1.44	38.3	1.36	24.2	19	4.67
M78	102675	93852	57.58	32.9	7.25	7.25	28.75	23.44	38.41	3.02	26.87	1.34	24.73	17.48	3.61
M79	102800	93825	57.6	33.9	5.8	5.8	22.77	39.26	30.91	2.49	31.07	1.36	23.7	17.9	2.39
M80	102925	93852	57.12	37.5	3.75	3.75	32.27	16.94	42.71	1.74	31.76	1.32	19.62	15.87	1.11
M81	103050	93825	57.6	37.3	6.1	6.1	26.96	28.35	37.2	2.15	39.82	1.38	20.3	14.2	2.2
M82	103175	93852	57.72	38.4	6.5	6.5	27.44	19.29	39.18	2.54	26	1.43	19.32	12.82	6.75
M83	103300	93825	58.76	40.6	6.55	6.55	26.42	29.65	35.92	2.99	27.03	1.36	18.16	11.61	2.54
M84	103425	93852	55.35	39.6	5.35	5.35	20.55	43.76	24.87	2.41	18.53	1.21	15.75	10.4	3.27

M85	103550	93825	56.89	38.8	7.1	7.1	29.75	19.93	41.47	3.04	27.73	1.39	18.09	10.99	2.73
M86	103675	93852	56	38.4	6.9	6.9	33.35	13.03	45.79	3.11	14.45	1.37	17.6	10.7	2.77
M87	103800	93825	55.62	36.8	7	6.4	31.33	18.15	43.91	3	21.2	1.4	18.82	11.82	1.28
M88	103925	93852	56.33	34.6	9.2	9.2	33.25	11.79	46.63	3.74	27.87	1.4	21.73	12.53	1.78
M89	104050	93825	54.2	31.3	8.2	8.2	30.22	14.92	42.66	3.46	31.45	1.41	22.95	14.75	3.44
M90	104187	93852	53.21	31.8	8.4	6.2	34.74	8.5	49.76	2.83	20.4	1.43	21.41	13.01	1.17
M91	104300	93825	53.38	33.6	6.3	6.3	18.81	42.3	23.83	3.41	26.27	1.27	19.78	13.48	8.48
M92	104437	93852	58.43	39.2	6.3	6.3	35.75	8.37	49.1	3.08	16.2	1.37	19.23	12.93	1.24
M93	102125	93721	59.8	32.1	6.35	6.35	31.94	16.16	43.66	2.88	26.91	1.37	27.75	21.4	2.1
M94	102250	93721	59.4	33.7	5.9	5.9	17.68	37.01	20.54	2.62	24.6	1.16	25.7	19.8	11.3
M95	102375	93721	58.4	34	5.2	5.2	21.18	42.33	27.7	2.61	15.77	1.31	24.4	19.2	5.33
M96	102500	93721	56.96	32.5	5.6	5.6	32.74	15.41	44.71	2.53	30.07	1.37	24.46	18.86	1.8
M97	102625	93721	56.2	30.7	6.8	4.8	22.87	39.38	30.34	2.79	13.87	1.33	25.5	18.7	3.19
M98	102750	93721	56.19	32.3	4.55	4.55	26.98	27.22	34.24	1.1	48.08	1.27	23.94	19.39	3.74
M99	102875	93721	56.4	33	5.5	5.5	27.61	28.37	36.92	2.96	13.82	1.34	23.4	17.9	3.14
M100	103000	93721	58.16	35.7	5.5	5.5	29.21	18.25	39.26	1.88	32.96	1.34	22.46	16.96	6.86
M101	103125	93721	59.8	37	8.45	8.45	31.68	16.21	43.48	4.42	14.81	1.37	22.85	14.4	3.52
M102	103250	93721	58.74	38.6	6.9	6.9	33.22	13.42	45	2.12	20.02	1.35	20.14	13.24	2.7
M103	103375	93721	56.5	34.7	9.3	8.2	20.14	43.36	26.98	4.55	10.93	1.34	21.8	12.5	4.77
M104	103500	93721	57.42	39.5	6.7	6.7	32.15	16.23	44.09	2.91	23.88	1.37	17.92	11.22	2.32
M105	103625	93721	57.3	36.8	9.2	9.2	20.49	46.19	28.05	5.16	12.8	1.37	20.5	11.3	1.36
M106	103750	93721	56.72	39.4	5.9	5.9	31.9	17.7	43.85	1.51	45.58	1.37	17.32	11.42	1.48
M107	103875	93721	55.8	37.2	7.4	7.3	22.87	40.39	31.39	3.79	11.21	1.37	18.6	11.2	2.64
M108	104000	93721	55.29	34.2	7.4	7.4	23.52	32.44	30.92	2.63	27.53	1.31	21.09	13.69	7.3
M109	104125	93721	54.3	34.5	6.55	6.55	33.94	10.63	46.96	3.51	15.52	1.38	19.85	13.3	2.08
M110	104250	93721	55.13	33.6	7	7	31.91	17.46	43.57	2.93	26.4	1.37	21.53	14.53	1.72
M111	104375	93721	59.48	38.7	7	7	32.15	11.95	45.4	3.95	18.81	1.41	20.83	13.83	3.49
M112	104500	93721	56.87	39.7	4.4	4.4	29.47	23.2	39.61	1.73	21.02	1.34	17.17	12.77	2.3
M113	102175	93609	58.45	32	6.4	6.4	29.66	21.16	40.63	2.4	35.21	1.37	26.45	20.05	1.78
M114	102300	93636	58.77	33.3	4.9	4.9	30.82	20.16	41.46	1.76	43.08	1.35	25.47	20.57	1.23
M115	102425	93609	57.4	32.8	5.25	5.25	27.21	27.61	36.99	2.12	32.18	1.36	24.65	19.4	3.17
M116	102550	93636	56.07	34.7	2.2	2.2	27.67	25.25	37.04	0.74	43.18	1.34	21.37	19.17	4.72
M117	102675	93609	56.35	33.8	4	4	36.33	4.5	49.33	1.71	40.8	1.36	22.55	18.55	3.6
M118	102800	93636	56.41	32.6	5.6	5.6	30.69	18.66	41.63	2.34	30.16	1.36	23.81	18.21	3.09
M119	102925	93609	57.51	32.8	6.1	6.1	33.19	12.64	46.14	2.58	29.72	1.39	24.71	18.61	2.61
M120	103050	93609	60.63	39.3	4.3	4.3	36.56	6.17	50.11	2.11	21.72	1.37	21.33	17.03	1.29
M121	103175	93609	61.1	40.8	5.65	5.65	32.01	16.26	43.69	2.19	36.56	1.36	20.35	14.7	1.99
M122	103300	93636	56.92	37.9	5	5	33.2	15.16	44.9	2.12	23.24	1.35	19.02	14.02	0.98
M123	103425	93609	57.38	38.1	6.2	6.2	29.91	15.26	43.38	2.31	30.87	1.45	19.28	13.08	2.98
M124	103550	93636	57.49	37.6	6.4	6.4	34.63	9	46.96	2.3	33.16	1.36	19.89	13.49	2.35
M125	103675	93609	57.51	38.5	7.2	7.2	32.79	13.45	44.97	3.38	25.11	1.37	19.01	11.81	1.83
M126	103800	93636	57.18	37.9	7.2	7.2	32.98	14.31	45.12	3.33	24.17	1.37	19.28	12.08	2.22
M127	103925	93609	55.74	36.6	7	7	30.33	19.01	42.17	2.9	32.01	1.39	19.14	12.14	2.04
M128	104050	93636	56.05	37.2	6.8	6.15	23.59	37.14	30.37	2.44	31.15	1.29	18.85	12.05	3.79
M129	104187	93609	54.17	35.6	5.9	5.9	31.84	14.57	44.04	2.57	29.05	1.38	18.57	12.67	2.15

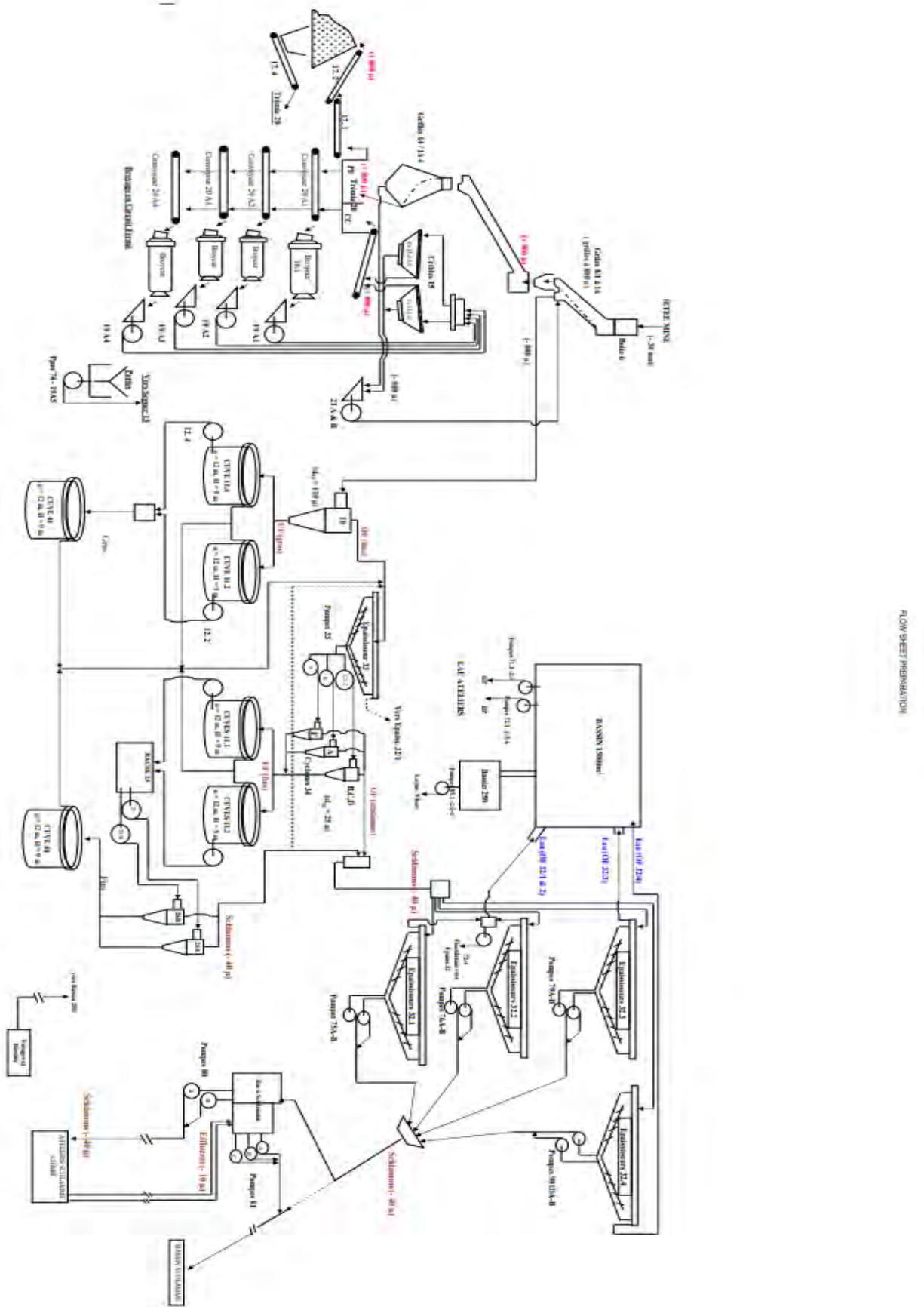
M130	104300	93636	58.14	37.9	6.4	6.4	34.48	9.15	48.07	3.1	24.82	1.39	20.24	13.84	1.71
M131	102250	93505	59.1	34	6.1	6.1	20.86	43.24	28.31	3.26	21.48	1.36	25.1	19	2.95
M132	102375	93505	55.45	31.6	5.4	5.4	30.77	20.42	41.95	3.01	10.46	1.36	23.85	18.45	2.16
M133	102500	93505	56.6	35	2.7	2.7	28.54	21.21	36.46	1.37	16.56	1.28	21.6	18.9	6.74
M134	102625	93505	57.67	33.6	5.6	5.6	32.01	16.25	43.8	2.15	34.86	1.37	24.07	18.47	2.68
M135	102750	93505	57.6	33	6.2	6.2	22.92	38.23	31.22	3.15	15.84	1.36	24.6	18.4	3.7
M136	102875	93505	55.85	33.4	5.9	5.9	29.83	16.62	40.43	2.06	36.22	1.36	22.45	16.55	6.8
M137	103000	93505	61.6	39	5.1	5.1	19.2	44.9	25.9	2.55	15	1.35	22.6	17.5	5.3
M138	103125	93505	59.07	37.2	5.3	5.3	30.43	20.34	40.94	1.76	39.48	1.35	21.87	16.57	2.64
M139	103250	93505	59.6	38.9	6.5	6.5	23.58	38.24	32.87	2.78	17.28	1.39	20.7	14.2	1.61
M140	103375	93505	58.05	38.8	3.4	3.4	28.55	25.85	39.18	0.88	46.76	1.37	19.25	15.85	1.79
M141	103500	93505	57.6	38	5.7	5.7	20.77	44.99	13.4	3	10.25	0.65	19.6	13.9	6.3
M142	103625	93505	57.25	38.1	6.35	6.35	36.05	8.19	49.85	3.04	23.66	1.38	19.15	12.8	0.83
M143	103750	93505	56.7	39	7.6	7.6	24	36.8	32.7	3.04	16	1.36	17.7	10.1	2.6
M144	103875	93505	56.58	37.6	6.3	6.3	33.84	13.43	47.35	2.51	28.4	1.4	18.98	12.68	0.64
M145	104000	93505	57.1	38.4	6.3	4.9	18.69	50.19	25.8	2.28	16.39	1.38	18.7	12.4	1.54
M146	102300	93420	55.89	33.9	3.45	3.45	34.3	8.66	46.58	1.58	35.55	1.36	21.99	18.54	3.9
M147	102425	93420	55.87	31.7	3.7	3.7	25.78	30.96	34.52	0.99	57.78	1.34	24.17	20.47	3.42
M148	102550	93393	56.9	33.1	3.9	3.9	23.42	32.31	27.47	0.89	63.58	1.17	23.8	19.9	9.69
M149	102675	93420	55.85	33.6	3.65	3.65	31.77	14.33	42.92	1.34	38.37	1.35	22.25	18.6	4.04
M150	102800	93393	57.2	32.3	6.15	6.15	31.02	14.06	41.84	2.43	31.24	1.35	24.9	18.75	6.63
M151	102925	93420	60.09	34.7	6.8	6.8	30.06	18.02	39.22	2.52	36.07	1.3	25.39	18.59	5.49
M152	103050	93393	60.3	36.7	5.45	5.45	30.5	18.55	42.53	2.26	32.52	1.39	23.6	18.15	2.92
M153	103175	93420	59.16	38.2	3.8	3.8	12.41	59.43	7.55	1.75	34.39	0.61	20.96	17.16	12.8
M154	103300	93393	59	36.6	7.7	7.7	22.57	38.93	30.44	3.52	27.19	1.35	22.4	14.7	3.67
M155	103425	93393	57.4	36.8	5.65	5.65	32.92	14.81	45.06	2.39	23.79	1.37	20.65	15	1.73
M156	103550	93393	57.2	39.9	2.5	2.5	27.36	24.48	36.37	0.8	34.72	1.33	17.3	14.8	5.24
M157	103675	93420	56.74	39.8	5.6	5.6	34.65	10.8	46.86	2.34	18.8	1.35	16.94	11.34	1.89
M158	103800	93393	56.7	37.7	7.9	7.2	32.76	11.99	46.35	3.17	26.75	1.41	19	11.1	1.37
M159	102375	93289	57.2	33	5.7	5.7	25.2	33.61	34.06	2.7	19.86	1.35	24.2	18.5	3
M160	102500	93289	55.66	35.3	2.1	2.1	29.78	23.57	40.83	0.78	45.29	1.37	20.36	18.26	1.46
M161	102625	93289	55.8	31	6	6	16.46	55.81	22.23	3.84	12.17	1.35	24.8	18.8	2.72
M162	102750	93289	58.07	34.2	5.4	5.4	31.39	18.67	41.78	2.55	29	1.33	23.87	18.47	2.2
M163	102875	93289	59.7	35.6	6.5	5.4	24.9	37.2	27.9	2.65	14	1.12	24.1	17.6	2.1
M164	103000	93289	56.93	33.2	6.8	6.8	31.89	17.44	43.09	3.17	25.71	1.35	23.73	16.93	2.3
M165	103125	93289	58.1	33.4	6.95	6.85	30.47	16.41	38.55	3.49	17.09	1.27	24.7	17.75	7.56
M166	103250	93289	58	34.6	5.9	5.9	33.38	15.33	45.53	2.17	31.03	1.36	23.4	17.5	0.79
M167	103375	93289	57.1	32	8.3	5.3	22.56	38.53	30.69	2.4	12.91	1.36	25.1	16.8	3.75
M168	103500	93289	56.56	35.4	6.35	6.35	32.45	8.54	49.2	1.92	42.92	1.52	21.16	14.81	1.07
M169	103625	93289	56	37.3	5.8	5.4	12.2	64.76	17.67	3.5	9.07	1.45	18.7	12.9	2.21
M170	102550	93204	55.72	31.7	4.8	4.8	11.77	49.72	13.47	1.22	66.92	1.14	24.02	19.22	17.3
M171	102675	93177	57.9	37	3.4	3.4	9.28	62.03	5.74	0.77	63.44	0.62	20.9	17.5	15.9
M172	102800	93204	59.97	38.7	2.95	2.95	7.15	78.54	6.38	0.47	78.53	0.89	21.27	18.32	6.31
M173	102925	93177	57.3	34.4	5.3	2.35	24.33	29.81	33.48	0.9	33.21	1.38	22.9	17.6	4.78
M174	103050	93204	57.55	37.5	2.9	2.9	32.19	15.16	43.43	1.07	45.52	1.35	20.05	17.15	2.81

M175	103175	93177	57.9	33.3	6.9	6.9	32.01	16.09	44.17	2.82	37.62	1.38	24.6	17.7	1.78
M176	103300	93177	56.88	31.6	8.1	8.1	35.52	9.04	48.44	3.75	23.11	1.36	25.28	17.18	0.9
M177	103425	93177	56.5	35.9	4	4	22.86	37.5	30.79	1.61	31.7	1.35	20.6	16.6	2.9
M178	102875	93072	56.65	35.7	4	4	31.95	17.14	42.88	1.75	33.15	1.34	20.95	16.95	2.1
M179	103000	93072	57.3	33	6.2	6.2	22.35	38.79	29.69	3.22	17.1	1.33	24.3	18.1	2.97
M180	103125	93072	56.98	33.6	6.2	6.2	31.54	18.93	43.29	2.82	29.83	1.37	23.38	17.18	1.29
M181	103250	93072	56.1	34	5.4	5.4	26.4	29.2	35.9	2.92	13	1.36	22.1	16.7	3.1

Annexe 2 : Flow sheet Scalpage-débourage



Annexe 3 : Flow sheet de la préparation



Annexe 4 : Flow sheet de la flottation

