

Table des figures

| | | |
|------------|---|------|
| Figure1 | Synoptique de thèse | xvii |
| Figure1.1 | Mine à ciel ouvert, koniambo, Nouvelle-Calédonie | 3 |
| Figure1.2 | La Nouvelle-Calédonie | 5 |
| Figure1.3 | La Calédonie et la France | 6 |
| Figure1.4 | Le Jules Garniers II | 7 |
| Figure1.5 | Les exploitations minières dans le monde | 8 |
| Figure1.6 | Infexion du BTP après une accélération essentiellement tirée par les constructions d'usines | 10 |
| Figure1.7 | La Société Le Nickel | 11 |
| Figure1.8 | Les sites miniers de la SLN | 12 |
| Figure1.9 | Processus SLN | 13 |
| Figure1.10 | Prospection et sondage par hélicoptère | 14 |
| Figure1.11 | Le décapage avant l'extraction | 14 |
| Figure1.12 | Extraction sur butte | 15 |
| Figure1.13 | Extraction sur gradin | 16 |
| Figure1.14 | Le trommel, engin minier de tri | 17 |
| Figure1.15 | La fusion | 18 |
| Figure1.16 | Les processus SLN | 20 |
| Figure3.1 | De l'extraction à la transformation | 56 |
| Figure3.2 | Echange d'information | 58 |
| Figure3.3 | Procédé de calcul | 59 |
| Figure3.4 | Les blocs de la mine 1 et les conditions du four | 67 |
| Figure3.5 | Les blocs de la mine 2 et les conditions du four | 68 |
| Figure3.6 | Exemple du bloc 5 de la mine 2 | 69 |
| Figure3.7 | Les mélanges et les conditions de fonctionnement du four | 72 |
| Figure3.8 | Mélange optimal, dans le pire cas (rouge) et meilleur cas (noir) | 78 |
| Figure3.9 | Les mélanges dans le cas pessimiste | 81 |
| Figure3.10 | Les mélanges dans le cas optimiste | 81 |
| Figure3.11 | Les mélanges dans le cas d'une approche globale | 82 |
| Figure3.12 | Les résultats de l'étude expérimentale | 83 |
| Figure4.1 | Contexte de l'étude | 88 |
| Figure4.2 | Illustration de l'approche par re-planification | 94 |

| | | |
|------------|--|-----|
| Figure4.3 | Plan robuste : le stock de minerai sans cyclone | 98 |
| Figure4.4 | Plan classique : le stock de minerai sans cyclone | 98 |
| Figure4.5 | La production de l'usine | 99 |
| Figure4.6 | Plan robuste : le stock de minerai avec cyclone en Mars sur Thiebaghi | 100 |
| Figure4.7 | Plan classique : le stock de minerai avec un cyclone en Mars | 101 |
| Figure4.8 | Plan classique et plan robuste : mine 1 | 102 |
| Figure4.9 | Plan classique et plan robuste : mine 2 | 102 |
| Figure4.10 | Transport : Approche robuste | 103 |
| Figure4.11 | Transport : Approche classique | 103 |
| FigureA.1 | Extrait d'une étude sur le nickel dans le monde en 2017 | 156 |
| FigureA.2 | Exemple d'optimisation | 157 |
| FigureA.3 | Les paramètres du modèle | 158 |
| FigureA.4 | Résultat d'optimisation | 159 |
| FigureA.5 | Matrice de gain | 160 |
| FigureA.6 | Résultat minimisation | 161 |
| FigureA.7 | Fonction objectif de maximisation | 162 |
| FigureA.8 | Fonction objectif de minimisation | 163 |

Liste des tableaux

| | | |
|------|---|----|
| 2.1 | Les modèles et problèmes d'optimisation miniers | 36 |
| 2.2 | Les problèmes et modèles de planification minière | 36 |
| 2.3 | Les techniques de résolution | 43 |
| 2.4 | Incertitude dans les problèmes miniers | 53 |
| 3.1 | teneur en éléments par bloc, mine 1 | 66 |
| 3.2 | teneur en éléments par bloc, mine 2 | 66 |
| 3.3 | Condition 1 | 66 |
| 3.4 | Condition 2 | 66 |
| 3.5 | Coût de dopant et d'élément neutre | 67 |
| 3.6 | Coût de traitement par bloc mine 2 | 71 |
| 3.7 | Coût de traitement par bloc mine 1 | 71 |
| 3.8 | Les données correspondant aux mélanges | 73 |
| 3.9 | Valorisation optimiste et pessimiste | 74 |
| 3.10 | Coût de traitement condition 1 | 75 |
| 3.11 | Valorisation optimiste par élément e1, e2 | 76 |
| 3.12 | Résultat optimisation | 77 |
| 3.13 | Coûts induits pessimistes mine 1 | 79 |
| 3.14 | Coûts induits pessimistes mine 2 | 79 |
| 3.15 | Coûts induits évalués mine 1 | 80 |
| 3.16 | Coûts induits évalués mine 2 | 80 |
| 3.17 | Les coûts des mélanges de l'optimisation global | 82 |
| 4.1 | Illustration de l'approche par replanification : le planning initial | 93 |
| 4.2 | Illustration de l'approche par replanification : le planning avec occurrence d'un cyclone en période : P3 | 93 |

Table des matières

| | |
|---|------------|
| Table des figures | v |
| Liste des tableaux | vii |
| 1 Contexte | 1 |
| 1.1 Le projet minier | 1 |
| 1.1.1 Les phases du projet minier | 1 |
| Positionnement | 3 |
| 1.1.2 Les mines à ciel ouvert | 3 |
| 1.2 L'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie | 4 |
| 1.2.1 L'histoire du nickel calédonien | 4 |
| 1.2.2 Le nickel calédonien dans le monde | 7 |
| 1.2.3 L'apport du nickel dans l'économie calédonienne | 9 |
| 1.3 Contexte : Le processus d'exploitation de la SLN | 9 |
| 1.3.1 Le complexe minier de la SLN | 10 |
| 1.3.2 Le processus d'exploitation et de production | 12 |
| 1.3.3 Les processus d'exploitation et de traitement face aux aléas | 21 |
| 1.4 Synthèse | 21 |
| 2 Revue de littérature et problématique | 23 |
| 2.1 Les problèmes de planification de la production minière | 24 |
| 2.1.1 Planification du processus amont | 24 |
| a) Détermination de la fosse finale | 24 |
| b) Le problème de détermination des fosses imbriquées (<i>pushback design</i>) | 25 |
| c) Ordonnancement des blocs miniers ou <i>MPS</i> () | 26 |
| 2.1.2 Planification du processus aval | 27 |
| 2.1.3 Planification du complexe minier | 28 |
| 2.2 Les modèles d'optimisation associés aux problèmes de planification de la production minière | 29 |
| 2.2.1 Modèles de planification des processus amont | 29 |
| a) Le modèle UPIT | 29 |
| b) Le modèle CPIT (<i>Capacited Open Pit model</i>) | 31 |
| c) Le modèle CDOP (<i>Capacitated Dynamique Open Pit limit</i>) | 31 |
| 2.2.2 Modèle de planification du processus aval | 34 |

| | | |
|----------|--|-----------|
| 2.3 | Résolution déterministe des problèmes de planification de la production minière | 37 |
| 2.3.1 | Le problème de détermination de la fosse finale | 37 |
| 2.3.2 | Le problème du <i>pushback design</i> | 38 |
| 2.3.3 | Le problème d'ordonnancement de l'extraction des blocs miniers (<i>block sequencing</i>) | 39 |
| 2.3.4 | Le problème de planification du processus aval | 41 |
| 2.3.5 | Le problème de planification du complexe minier | 42 |
| 2.4 | Les problèmes miniers dans un contexte incertain | 44 |
| 2.4.1 | L'incertitude géologique (l'approvisionnement) | 45 |
| a) | Les problèmes de planification du processus amont | 45 |
| b) | Les problèmes de planification du processus aval | 47 |
| c) | Les problèmes de planification du complexe minier | 48 |
| 2.4.2 | L'incertitude économique (la demande) | 49 |
| a) | Les problèmes de planification du processus amont | 49 |
| c) | Les problèmes de planification du complexe minier | 50 |
| 2.4.3 | L'incertitude géologique et économique | 50 |
| a) | Les problèmes de planification du processus amont | 50 |
| b) | Les problèmes de planification du complexe minier | 51 |
| 2.5 | La problématique | 54 |
| 3 | Détermination du coût de traitement induit d'un bloc minier | 55 |
| 3.1 | Le contexte, les questions et les apports | 55 |
| 3.1.1 | Le contexte | 55 |
| 3.1.2 | Les approches | 56 |
| 3.2 | Les modèles | 59 |
| 3.2.1 | Le modèle local des centres miniers | 59 |
| | Modèle | 59 |
| 3.2.2 | Le modèle local du centre de transformations | 60 |
| | Modèle | 61 |
| 3.2.3 | Le modèle global | 62 |
| | Modèle | 62 |
| 3.3 | Approche par échange d'information | 65 |
| | Les paramètres de l'exemple | 65 |
| 3.3.1 | Détermination des coûts induits | 67 |
| 3.3.2 | Détermination des coûts de traitement dans le cas avec échange d'information aval/amont | 69 |
| 3.3.3 | Prise en compte du mélange | 71 |
| 3.4 | Coordination des processus amont via les coûts de traitement du processus aval | 78 |
| 3.4.1 | Estimation des coûts dans une approche itérative | 78 |
| 3.4.2 | Étude expérimentale | 82 |
| 3.5 | Conclusion | 85 |
| 4 | Optimisation sous incertitude climatique d'un complexe minier | 87 |

| | | |
|----------|--|------------|
| 4.1 | Le contexte, les questions et les apports | 87 |
| 4.1.1 | Le contexte | 87 |
| 4.1.2 | Les questions et les apports | 88 |
| 4.2 | Modèle déterministe | 90 |
| 4.3 | Optimisation sous incertitude pour traiter l'apparition d'un cyclone | 92 |
| 4.3.1 | Approche réactive | 92 |
| 4.3.2 | Approche prédictive | 93 |
| 4.3.3 | Modèle sous incertitude | 94 |
| 4.3.4 | Résultats de l'étude expérimentale | 97 |
| 4.3.5 | Conclusion | 104 |
| 5 | Conclusion générale : bilan et perspective | 105 |
| 5.1 | Résumé du contexte | 105 |
| 5.2 | Résumé des apports de la thèse | 105 |
| 5.3 | Améliorations à apporter | 106 |
| 5.4 | Perspectives | 107 |
| 5.4.1 | Une stratégie sur-robuste | 107 |
| 5.4.2 | La propagation de la connaissance | 107 |
| 5.4.3 | Calcul de priorité sur les scénarios | 108 |
| 5.4.4 | Les autres sources de minerai de nickel | 108 |
| | Bibliographie | 109 |
| | Glossaire | 119 |
| | Acronymes | 121 |
| A | Annexes | 123 |
| A.1 | Les papiers | 123 |
| A.1.1 | Robust optimization for mine planning | 123 |
| A.1.2 | Local and global optimisation in raw material processing | 134 |
| A.1.3 | A collaborative model planning to coordinate mining and smelting furnace | 144 |
| A.2 | Groupe internationale d'étude du nickel | 156 |
| A.3 | Exemple de modèle de planification minière | 157 |
| A.4 | Exemple de modèle de planification minière : paramètres | 158 |
| A.5 | Résultat optimisation, fonction objectif : maximisation | 159 |
| A.6 | Exemple de modèle de planification minière : paramètres | 160 |
| A.7 | Résultat optimisation, fonction objectif : minimisation | 161 |
| A.8 | Fonction objectif de maximisation | 162 |
| A.9 | Fonction objectif de minimisation | 163 |

Introduction

Les métaux sont omniprésents dans la fabrication des produits manufacturiers. A l'origine ces métaux sont le produit de l' ou résultent du recyclage. Dans tous les cas, l' est à la source de la production de métaux et par conséquent elle est à la source de la plupart des . Avant de débuter notre étude, rappelons que cette étude a été financée par la . En comptant la province nord et la province sud, c'est l'une des trois provinces qui composent la Nouvelle-Calédonie. Cet archipel de l'océan pacifique est voisin de l'Australie, de la Nouvelle-Zélande, des îles Salomon ou encore de la Papouasie Nouvelle-Guinée. Ces territoires du pacifique ont en commun de détenir des sols riches en minerai. Par exemple, en Nouvelle-Calédonie, la présence de nickel proche de la surface est due à des mouvements tectoniques datant de l' il y a environ 37 millions d'années.

C'est dans le contexte du projet minier calédonien que se situe notre étude. Débutons cette-dernière avec une définition du projet minier.

Selon l'AFNOR, norme $X_{50} - 105$, [AFN,] : *"Un projet est un ensemble d'activités coordonnées et maîtrisées comportant des dates de début et de fin, entrepris dans le but d'atteindre un objectif conforme à des exigences spécifiques"*.

Selon la norme ISO 10 006 (version 2003), [ISO,] : *"Le projet est un processus unique qui consiste en un ensemble d'activités coordonnées et maîtrisées, comportant des dates de début et de fin, entrepris dans le but d'atteindre un objectif conforme à des exigences spécifiques, incluant des contraintes de délais, de coûts et de ressources"*.

Plus précisément, selon CHRISTMANN, 2016, p.24, [Christmann et al., 2016], un projet minier "est un projet d'investissement dans l'exploration puis, en cas de découverte d'un gisement, dans l'exploitation de ce gisement afin de produire un ou plusieurs produits commercialisables, souvent appelés produits marchands, qui peuvent selon les cas, être un ou plusieurs minéraux, un concentré ou bien un ou plusieurs métaux plus ou moins purs".

L'activité d'exploitation minière est très ancienne. Nous trouvons les traces de cette activité avec l'apparition des premières civilisations en Afrique notamment. A titre d'exemple citons les mines de chaille localisée en Egypte (à Nazlet Sabaha, rive ouest du Nil) qui date

de 100 000 ans avant J.C.

Depuis ces temps anciens, l'exploitation minière n'a cessé d'évoluer.

En effet, l'augmentation de la population, l'accroissement des richesses, la diversification et la complexité des besoins des pays développés, véritablement entamés dans la seconde moitié du 20 ème siècle stimulent le développement de l'.

Pour faire face à cette complexité et cette augmentation brutale de la demande, l' s'adapte. Désormais, l'exploitation d'une mine fait intervenir un ensemble d'acteur divers : des géologues, des statisticiens, des planificateurs et des acteurs politiques garants du respect des normes environnementales notamment.

En plus de cette ressource humaine riche, on assiste à la mise en œuvre de moyens matériels sophistiqués. Ainsi, des engins miniers de plus en plus élaborés sont conçus dans le but d'optimiser les processus d'extraction, de transport et de transformation du minerai.

L'évolution des techniques dans le domaine minier permet notamment de mettre à jour de nouveaux gisements dans l'ensemble du globe.

La complexité et le fonctionnement du projet minier a un impact sur la société. Ainsi, l'optimisation du processus d'exploitation d'une mine est nécessaire si l'on souhaite que le projet reste profitable dans le temps.

Par "optimisation" nous entendons "amélioration" du processus d'exploitation dans le projet minier. L'amélioration d'un tel système nécessite une bonne connaissance des éléments du système.

Dans le cadre de cette thèse notre objectif en termes d'amélioration est de tendre vers un système plus robuste face à un ensemble d'incertitudes.

Pour prendre en compte ces facteurs incertains et assurer la robustesse du système : nous avons adopté deux stratégies : d'une part nous proposons d'étudier la collaboration et l'échange d'information entre les centres d'extraction (les mines) et de traitement (l'usine), et d'autre part, nous proposons une approche permettant la prise en compte de facteurs climatiques incertains dans le calcul du plan.

La stratégie d'échange et de collaboration entre les centres d'extraction et de traitement a pour but de s'assurer que les contraintes de l'usine de traitement sont prises en compte dans les planifications des activités d'extraction des blocs des mines. Cela permet la communication entre les centres de transformation (en amont) et les centres d'extraction (en aval) de la chaîne logistique minière.

Cette collaboration est souvent difficile, aussi nous avons voulu étudier les apports potentiels de cette collaboration. Pour cela, il est nécessaire de prendre en compte des facteurs incertains et donc de décrire et de traiter de la meilleure manière possible ces données incertaines. La seconde approche consiste en une optimisation robuste des processus d'extraction, de transport et de transformation enjeu dans l'exploitation d'une mine à ciel ouvert avec la prise en compte de l'incertitude climatique. Cette incertitude est à l'origine du risque qui pèse sur les activités d'extraction et de transport reliant les mines et les centres de traite-

ments.

Cette thèse se compose de 5 chapitres (cf. figure 1). Dans un premier temps, le premier pose le cadre de notre étude. Puis, le deuxième s'attache à proposer un état de l'art de notre recherche. Et enfin, les trois derniers chapitres, présentent nos contributions ainsi que les futures extensions possibles.

Le chapitre 1 présente le cadre de notre étude. Ce cadre met en exergue les phases du projet minier, ce qui permet, notamment, de décider du type d'exploitation à mettre en œuvre. Il existe différentes types d'exploitation dans le monde. Nous nous intéressons à l'exploitation de mine à ciel ouvert en Nouvelle-Calédonie et plus précisément au sein de la SLN (Société le Nickel). Cette société fondée en 1880 est l'un des leaders mondiaux de l'extraction de nickel avec 56,8 KT de nickel en 2017. Cela conduit à présenter le contexte précis de notre étude : le processus d'exploitation de la SLN. Enfin, l'observation de ce cadre nous conduit à des questions industrielles que nous posons à la fin du chapitre 1.

Le chapitre 2 propose un état de l'art sur un ensemble de techniques portant sur la formalisation de problèmes miniers, et leur résolution par des algorithmes/techniques appropriés. Nous décrirons le processus d'exploitation du complexe minier qui se décompose en deux sous-processus : le processus amont et le processus aval. De plus nous observons ce processus sous deux angles : l'angle déterministe et l'angle incertain. Ainsi, dans un premier temps, nous présentons les problèmes de planification du processus amont qui regroupent : le problème de détermination de la fosse finale, le problème de détermination des fosses imbriquées (*pushback design, gap*) et le problème d'ordonnancement des blocs miniers (MPS). Ensuite, nous présentons le problème de planification du processus aval (MFP *mine flow planning*). Enfin, nous présentons le problème de planification du complexe minier (MVC *Mineral Value Chain*).

Dans un second temps, nous présentons les modèles d'optimisation associés aux problèmes de planification de la production minière. Le processus amont regroupe les modèles suivants : le modèle UPIT, CPIT, le modèle CDOP () et le modèle CDOP avec contrainte de destination. Le processus aval est formalisé par le modèle MFP. Le processus globale est formalisé par les types de modèle du processus amont et les types de modèles du processus aval, on parle de modèle MVC.

Suite à la formalisation du contexte d'exploitation minier (présentation des problèmes miniers et modèles miniers) nous présentons les techniques de résolution associées. Enfin, après avoir adopté le point de vu déterministe, nous présentons les points précédemment abordés sous un angle incertain.

Cette vue globale sur l'exploitation du contexte minier nous permet de poser notre problématique. Pour cela, nous exposons notre problème de recherche, puis nos questions de recherches et enfin les apports de nos travaux.

Le chapitre 3 propose une approche par collaboration pour optimiser le fonctionnement

du processus de planification d'un complexe minier. Cela passe par une collaboration par échange d'information entre les centres d'extraction et les fours au niveau des centres de traitement. Pour poser le cadre de l'échange entre approche globale et locale, nous présentons dans un premier temps les modèles pour chaque approche. L'approche globale est meilleure puisqu'elle permet de prendre en compte l'ensemble des paramètres en jeu. Cependant, dans la réalité, une approche globale n'est pas toujours possible ; il faut donc prendre en compte des centres de décision locaux, d'où la nécessité d'une approche locale. L'enjeu est de trouver un consensus entre approche locale et résultat de l'approche globale. Pour cela, nous proposons une approche par échange d'information et par coordination des processus amont et aval, on parle d'estimation des coûts par itération. Nous posons illustrons l'approche sur des exemples.

Le chapitre 4, propose une approche de planification robuste du processus aval du complexe minier en prenant en compte l'incertitude climatique. La prise en compte de l'occurrence d'un cyclone ou cyclone est au centre de ce chapitre. Un modèle sous incertitude est proposé et la connaissance-expert est prise en compte sous forme de scénarios. Dans ce chapitre, deux approches sont comparées : une approche réactive et une approche prédictive. Nous illustrons nos propos par l'intermédiaire d'une étude expérimentale dans laquelle nous analysons l'impact des dites approches sur les stocks amonts et aval. L'approche privilégiée est celle qui permet de garantir un fonctionnement optimal et continu du four. L'étude expérimentale montre que l'approche prédictive permet de maintenir un niveau de stock limitant les risques possibles sur le four. Sans occurrence de cyclone l'approche réactive sera meilleure que l'approche prédictive qui envisage les scénarios avec cyclone et favorise la surproduction en début d'horizon de production .

Et enfin nous concluons et présentons les extensions futures au chapitre 5.

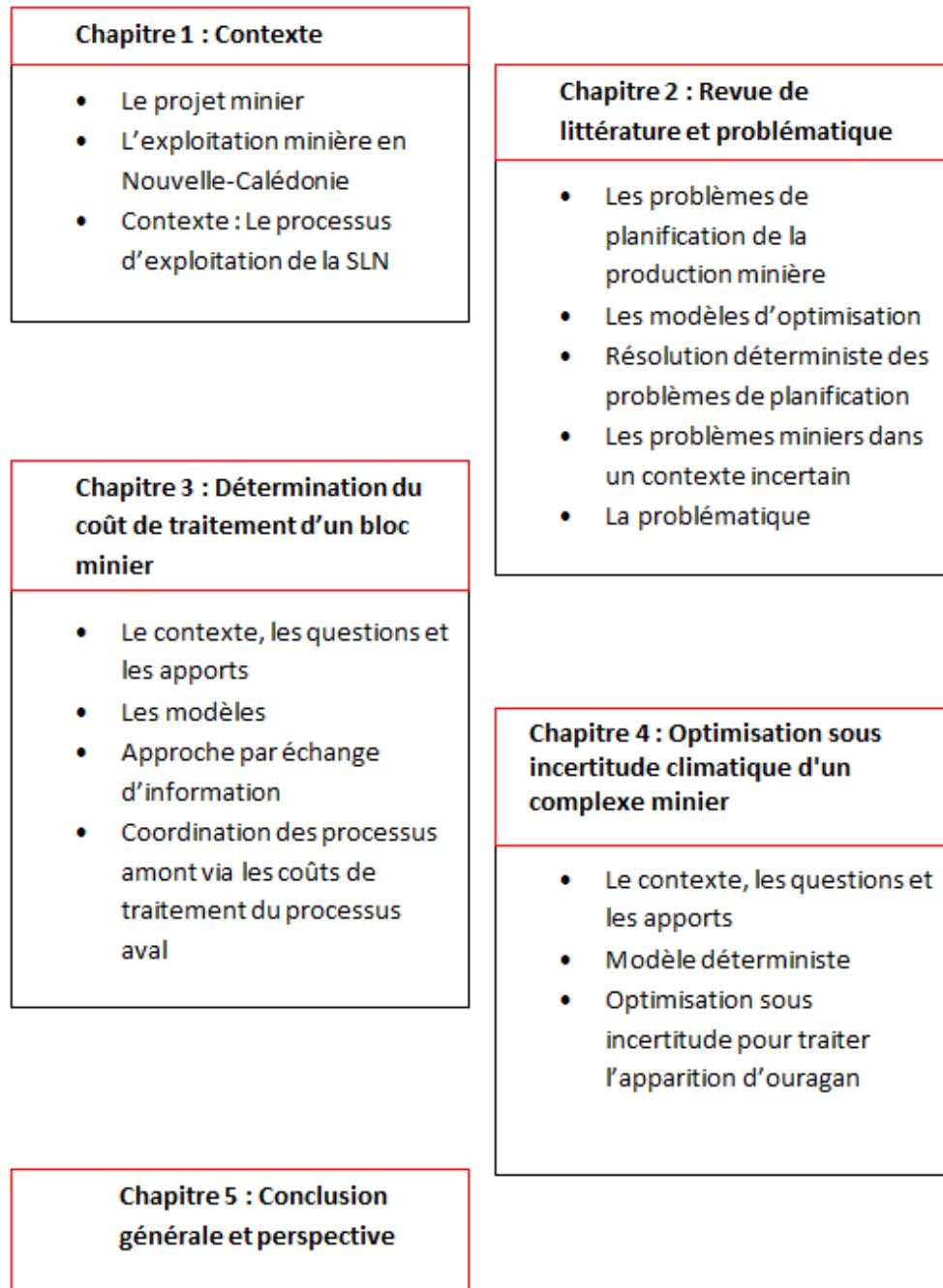


FIGURE 1 – Synoptique de thèse

Chapitre 1

Contexte

Dans ce chapitre, nous présentons le projet minier qui se compose des phases suivantes : la prospection, l'exploration, l'étude/développement, l'exploitation et enfin la réhabilitation. Puis, nous présentons la cible de notre étude : l'exploitation des mines à ciel ouvert. Nous considérons un ensemble des mines, des centres de traitement et des centres de transformation [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017].

Nous précisons le contexte de nos travaux en présentant l'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie. Pour cela nous proposons un point historique sur l'exploitation du nickel calédonien, nous mettons en exergue ce que représente la production de nickel calédonien dans le monde puis nous nous intéressons à l'apport de la production calédonienne au sein même de la Nouvelle-Calédonie.

Enfin, nous posons le contexte précis de cette étude en décrivant le processus d'exploitation de la SLN i.e. les activités d'extraction au niveau des gisements miniers, l'activité de transport sur le bord de mer et la vente de produits finis.

Les observations faites tout au long du chapitre 1 conduisent à des questions industrielles que nous proposons en fin de chapitre. De ces questions découle notre problématique de recherche que nous posons à la fin de l'état de l'art, au chapitre 2.

1.1 Le projet minier

1.1.1 Les phases du projet minier

Comme pour tout projet, la mise en place d'un projet minier nécessite différentes phases. Lors de la mise en œuvre de ces phases, le projet se concrétise et le complexe minier prend forme.

Le fonctionnement du complexe minier [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017] met en œuvre des flux de matières et des acteurs, dans le cadre des cinq phases [Newman et al., 2010] suivantes :

- Prospection

Lors de la phase de prospection, les géologues prennent des mesures sur la géologie du terrain afin d'établir la nature des sols.

- Exploration

Lors de la phase d'exploration, les géologues font des estimations plus précises. Ainsi, une valeur du potentiel gisement est établie, en estimant les concentrations en minéraux présents et leurs variations. Afin de connaître le bénéfice réalisable sur un gisement, on prend en compte des paramètres économiques tels que le prix du minerai et le coût d'extraction d'un bloc.

Lorsque ces phases sont concluantes, on peut passer à la phase d'étude de développement.

- Étude de développement

L'un des objectifs principaux de la phase d'étude de développement est l'obtention des droits d'exploitation. L'étude de développement est un préalable aux études de planification de l'exploitation minière. C'est la phase au cours de laquelle on détermine les éléments suivants : la méthode d'extraction, l'estimation des capacités de production, l'estimation des besoins financiers et la conception technique détaillée.

- Exploitation

La phase de préparation, que nous incluons dans la phase d'exploitation, consiste à enlever le surplus de terrain non économiquement exploitable afin de permettre l'exploitation future.

Lors de la phase d'exploitation, le minerai est extrait, transporté et traité selon des techniques propres à chaque type d'exploitation : mine à ciel ouvert, mine souterraine ou sous-marine et placers.

Ce minerai extrait est économiquement viable ou considéré comme stérile.

Dans le premier cas, le minerai est acheminé vers les fours en passant par des traitements tout au long du processus d'exploitation.

Dans le second cas, le minerai est entreposé dans des zones de stockage spécifiques. Ce minerai stérile servira lors de la phase de réhabilitation du site minier.

- Réhabilitation

L'étape de réhabilitation consiste à restaurer le centre minier afin de limiter les impacts négatifs liés notamment à la mise à nu des sols. Ces impacts sont, par exemple, les

écoulements boueux ou encore la pollution de l'air par des métaux lourds présents naturellement dans le sol.

Positionnement Dans le cadre de cette étude nous nous situons dans la phase d'exploitation. Cela signifie que la décision sur le type d'exploitation à mettre en œuvre a été prise. Dans nos travaux nous nous focalisons sur l'exploitation des mines à ciel ouvert qui est l'objet de la section suivante.

1.1.2 Les mines à ciel ouvert

Il existe plusieurs types d'exploitations minières dans le monde : les exploitations souterraines, les exploitations sous-marines et les placers (essentiellement pour les métaux précieux présents dans les sédiments alluviaux). Cette diversité de type d'exploitation est due à la raréfaction des ressources et à une volonté d'optimisation des processus face notamment à la difficulté d'accéder au minerai. En effet, on peut passer d'une exploitation à ciel ouvert à une exploitation souterraine pour minimiser les coûts d'exploitation par exemple.



FIGURE 1.1 – Mine à ciel ouvert, koniambo, Nouvelle-Calédonie
source : [Baltzer, 2014]

Ainsi, lorsque le minerai à exploiter est proche de la surface, le type d'exploitation mis en œuvre est l'exploitation à ciel ouvert, (cf. figure 1.1)

Dans une mine à ciel ouvert, le procédé est le suivant : on creuse une fosse en spirale et on forme des bancs de deux à quinze mètres qui seront dynamités pour extraire le minerai. Après

à cette étape d'extraction et de dynamitage, le minerai est chargé et transporté jusqu'aux différents centres de traitement par d'immenses camions pouvant contenir des centaines de tonnes de minerai.

A titre d'exemple citons la mine à ciel ouvert de Mont-Wright au Québec, qui a une superficie de 24 km, ce qui équivaut à 2 222 terrains de football.

Après ces généralités sur les phases du projet miniers et les différents types d'exploitations minières, nous précisons le contexte de notre étude qui est : l'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie.

1.2 L'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie

En Nouvelle-Calédonie, on trouve exclusivement des mines à ciel ouvert.

Afin de présenter l'exploitation minière dans l'archipel, on propose de poser le cadre dans lequel s'inscrit la production minière. Ainsi, dans le paragraphe suivant, nous présentons le cadre historique de l'exploitation minière calédonien. A travers ce cadre historique, nous voyons l'évolution de l'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie.

Ensuite, nous situons la place de la production de nickel calédonien dans le monde. Cela nous conduit à la description de l'impact de la production de nickel calédonien dans l'économie de l'archipel.

1.2.1 L'histoire du nickel calédonien

L'exploitation du nickel en Nouvelle-Calédonie fait partie de l'histoire calédonienne. En effet, cette industrie a d'une certaine manière façonné l'histoire, le paysage et le peuplement du pays.

La Nouvelle-Calédonie (cf. figure 1.2) est située dans l'hémisphère sud à 22000 km de la France. Elle se trouve dans l'océan Pacifique à 1473 km de l'Australie et 2309 km de la Nouvelle-Zélande.

La superficie de la Nouvelle-Calédonie (cf. figure 1.3) est comparable à celle des Pyrénées.

La Nouvelle-Calédonie est constituée de deux grands ensembles : "la grande terre" et "les îles loyautés". "La grande terre" fait 400 km de long et 50 km de large ; c'est là que se concentre l'ensemble des mines calédoniennes. Administrativement, la Nouvelle-Calédonie est composée de trois provinces : la province nord, la province sud et la province des îles loyautés. Dans la province sud, on trouve la SLN, sur le site de . Sur ce site, se situent les fours à fusion de la SLN, alimentés par un ensemble de mines principalement localisées dans la province nord.



FIGURE 1.2 – La Nouvelle-Calédonie

Depuis la prise de possession de la Nouvelle-Calédonie par la France en 1853 et jusqu'en 1946, la Nouvelle-Calédonie est une colonie d'exploitation. Sous ce statut, l'exploitation minière, au même titre que l'agriculture et l'élevage constitue un aspect des activités économiques dans l'archipel Calédonien.

[BOYER, 2010] nous rapporte que la première activité minière dans l'archipel Calédonien est l'exploitation du charbon. L'objectif est l'approvisionnement des navires à vapeur et notamment ceux de la marine nationale.

D'autres métaux sont découverts tels que l'or, le manganèse et le fer mais ne sont pas significativement exploités. Par contre, le nickel, sera plus largement exploité car économiquement plus profitable. De ce fait, s'intéresser à l'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie se résume à s'intéresser à l'exploitation du nickel.

L'histoire du nickel calédonien commence le 24 septembre 1864, date à laquelle Jules Garniers découvre la première "pierre verte" lors d'une expédition sur la rivière la Dumbéa. Après analyse, l'acte de naissance du nickel est officiellement signé le 19 juin 1876 à l'académie des sciences de Paris [AUDRAN, 2013].

Après la découverte en 1876 de la première "pierre de nickel", tout s'accélère puisque le 10 décembre 1877 est inaugurée la première fonderie de nickel à la Pointe Chaleix à . En parallèle dans le monde, il n'existe pas encore en 1877 de métallurgie spécifique pour ces



FIGURE 1.3 – La Calédonie et la France

minerais oxydés encore mal valorisés dans les usines d'Amériques, d'Europe et d'Australie.

La première usine de transformation du nickel est créée en 1880 : l'usine de nickel. Cette usine se situe dans la capitale : . Il faut attendre les années 2000 pour voir l'apparition, dans l'extrême sud du territoire, de l'usine du Sud dont l'actionnaire majoritaire est Vale Inco (géant brésilien de l'exploitation minière dans le monde). La province Nord voit également la création d'une usine : Koniambo le Nickel détenu majoritairement par la Société Minière Sud Pacifique (SMS). C'est le leader Kanak indépendantiste, Paul NEAOUTHYNE, qui est l'instigateur du projet : soutenu par André DANG millionnaire calédonien et figure emblématique de l'exploitation minière sur le territoire.

Le profil de la chaîne logistique du nickel est resté inchangé jusqu'à nos jours. En effet, ce profil est défini par un ou plusieurs centres d'extraction, des centres de chargement et un centre de transformation : les fours à fusion de . Ces centres sont reliés par des flux logistique de mineraux.

Avec le temps, les moyens mécaniques mis en œuvre évoluent : des voiliers nous sommes passés aux minéraliers, des wagons nous sommes passés aux tapis d'acheminement et aux camions dernières générations (c.f. figure 1.4).

Il existe en Nouvelle-Calédonie, deux types de mineraux de nickel : les saprolites avec une teneur en nickel de 2% à 3% et les latérites avec une teneur en nickel de 1% à 1,5%. Il faut



FIGURE 1.4 – Le Jules Garnier II
source :[mar,]

noter que les latérites en Nouvelle-Calédonie ont toutefois une teneur élevée par rapport aux latérites présentes dans le reste du monde.

Cependant, depuis le début de l'exploitation du nickel calédonien dans les années 1880, les teneurs en minerai extrait n'ont cessé de diminuer : en 1880 à 8,25% puis 7% en 1900. En 1945, les teneurs sont à 3,25%.

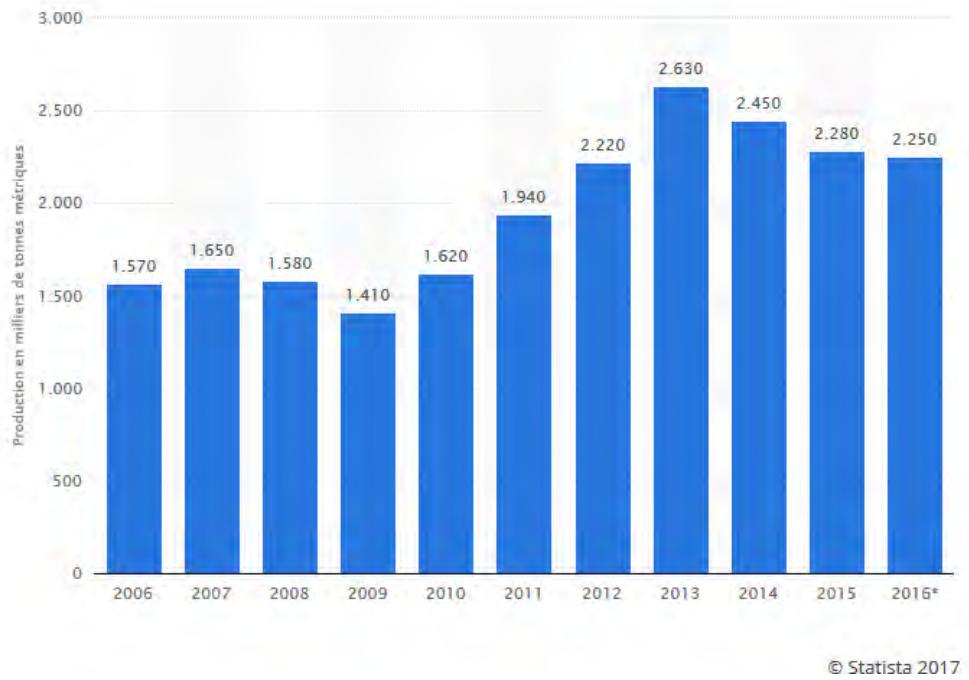
Ce point historique montre que grâce à l'exploitation minière de nickel, la Nouvelle-Calédonie est progressivement entrée dans la mondialisation. Nous montrons au paragraphe suivant quelle est la place du nickel calédonien dans le monde.

1.2.2 Le nickel calédonien dans le monde

Selon L'INSG (International Nickel Study Group), la production de nickel mondiale de Janvier à Juillet 2017, est assurée par 33 pays. Parmi ces pays on compte, de la première à la sixième place : l'Indonésie (192000 t), les Philippines (180700 t), la Russie (132000 t), le Canada (123000 t), l'Australie (122700 t) et enfin la Nouvelle-Calédonie (113800 t). En effet, le nickel a des propriétés anti-oxydantes indispensables à la fabrication d'acier inoxydable.

La montée en puissance de la Chine ces dernières années et d'autres puissances asiatiques dans le domaine de la sidérurgie de l'acier inoxydable a été favorable à la production de métaux, donc à l'exploitation minière dans le monde (cf. figure 1.5) et en particulier à l'exploitation du nickel. Cependant, il faut relativiser la montée en puissance de la Chine car on assiste à une stabilisation de la croissance économique du premier client de nickel calédonien.

Les prix au LME (London Metal Exchange) sont bas. L'optimisation des processus au



© Statista 2017

FIGURE 1.5 – Les exploitations minières dans le monde
source :[Syndex, 2015]

sein des entreprises minières telles que la SLN n'en sont que plus justifiés.

Ainsi, pour la période de janvier à juillet 2017, les principaux acheteurs du nickel calédonien sont : asiatiques (principalement la Chine), européens et américains (les États-Unis).

Ajoutons qu'un avantage du nickel calédonien dans le marché mondial est dû en partie à un minerai brut à forte teneur en nickel.

Le nickel calédonien est également présent dans l'industrie de l'aéronautique.

En France, le nickel calédonien entre notamment dans la construction des avions (Airbus). En effet, il y a 5 kilomètres de tubes en nickel dans un Airbus. "Ces tubes spéciaux, ces superalliages, sont aussi indispensables dans les avions que les veines dans le corps humain" d'après [JEANNIN, 2017]. Ces composants essentiels servent aux transports de fluides et carburants.

Cependant, le marché du nickel n'est pas toujours favorable. En 2017, par exemple, un marché excédentaire a eu pour conséquence une chute des prix du minerai.

Après avoir mis en exergue la place du minerai calédonien dans le monde, on propose au paragraphe suivant de situer l'industrie du nickel calédonien dans l'économie de l'archipel.

1.2.3 L'apport du nickel dans l'économie calédonienne

Depuis sa découverte en 1876, l'exploitation du nickel rythme la vie économique calédonienne.

En effet, selon la DIMENC (Direction des Mines et des Energies en Nouvelle-Calédonie), les entreprises sous-traitantes des entreprises minières sont passés de 25% à 38% entre 2009 et 2014. De ce fait, on peut noter un plus grand impact de l'industrie du nickel sur les autres secteurs économiques du pays. De plus, d'après une étude du CEROM (Comptes Economiques rapides de l'Outre-mer/Nouvelle-Calédonie) parue en juin 2015 [APANON, 2015], le secteur nickel représenterait deux emplois privés sur dix. Concernant la sous-traitance 808 333 333 d'euros ont été reversés en paiement de commande auprès d'un millier de fournisseurs et de sous-traitants implantés en Nouvelle-Calédonie : 26% est revenu à l'énergie électrique, 18% à la construction et 17% au commerce. Depuis, les chiffres ont augmenté, car deux autres usines sont entrées en production (Koniambo Nickel dans le Nord et VALE dans le sud).

D'après ce même rapport, le poids de l'industrie du nickel sur l'économie calédonienne dépend fortement des prix du nickel dans le marché international. La part du nickel dans le PIB Calédonien oscille entre 2 et 12% et le secteur représente 90% des exportations de l'île. Un exemple qui illustre l'impact de l'industrie minière sur l'économie calédonienne est l'infexion du BTP après une accélération essentiellement tirée par les constructions d'usines (cf. figure 1.6).

Même si l'exploitation du nickel génère beaucoup de retombées économiques, cette exploitation, comme toute autre exploitation de minerai, est par définition non renouvelable. De ce fait, lors de l'optimisation du projet minier, l'un des enjeux majeurs est d'allonger la durée d'exploitation de la mine ou "LOM (Life Of Mine)".

La "LOM" est la période au cours de laquelle, sous contrainte du capital disponible ; des réserves de minerai sont extraites. Ces réserves sont déterminées par une analyse géologique raisonnable des réserves.

Dans le cadre de la SLN, maîtriser et analyser les processus dans le but de les améliorer est essentiel : c'est ce que nous présentons dans le paragraphe suivant.

1.3 Contexte : Le processus d'exploitation de la SLN

L'objectif de cette partie est de présenter le processus d'exploitation de la SLN des centres d'extraction (mines) aux centres de traitement (usine).

Les processus d'extraction, de transport et de traitement sont dictés par le four à fusion sur le site de (cf. photographie 1.7) à .

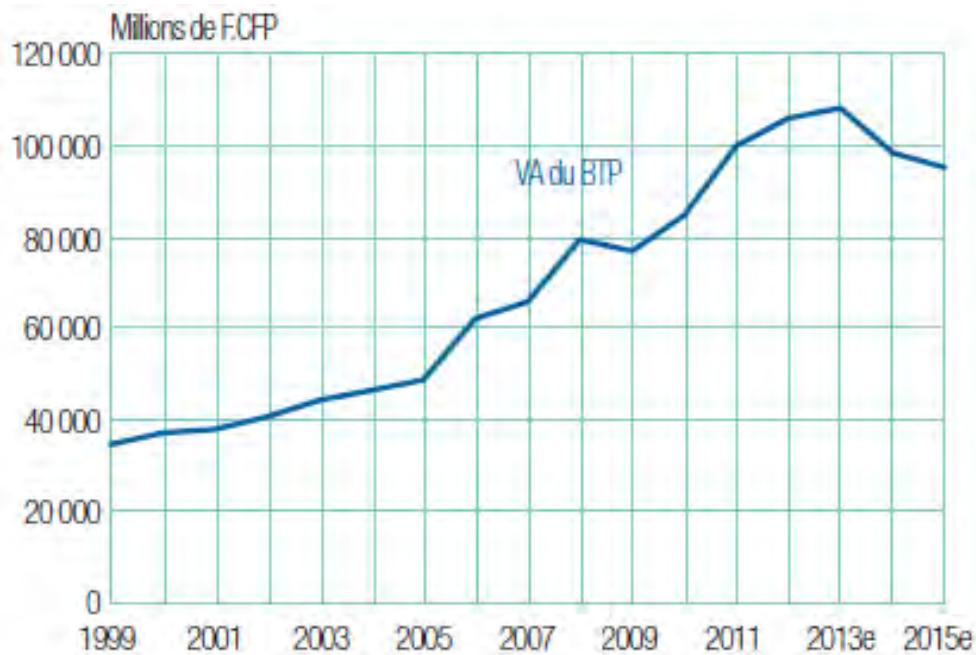


FIGURE 1.6 – Inflexion du BTP après une accélération essentiellement tirée par les constructions d’usines

source :[APANON, 2015].

D’après [Goodwin et al., 2006] et selon de nombreuses compagnies minières, l’optimisation de la planification des opérations d’extraction minière permet d’importants gains. En effet l’optimisation est synonyme de planification rigoureuse des opérations d’extractions et de transformations.

L’optimisation mathématique fait son apparition au sein de la planification de la production minière dans les années 1960 [Newman et al., 2010]. Des résultats positifs sont observés dès le début. Dans [Dagdelen, 2001], on cite l’exemple de la mine à ciel ouvert de Chuquicamata au Chili où la teneur de coupure a été réévaluée améliorant la NPV globale à 800 millions de dollars US. Cependant, le préalable à la mise en œuvre de l’optimisation est une bonne connaissance des processus. C’est l’objet de cette section.

1.3.1 Le complexe minier de la SLN

La SLN a été fondée à Thio (Village du Sud Calédonien) en 1880. Par la suite, le groupe français ERAMET spécialisé dans le nickel, le manganèse et les alliages fait de la SLN une de ses filiales, [Robineau et al., 2011]. La Société Le Nickel (SLN), est le premier producteur de minerai en Nouvelle-Calédonie. A l’heure actuelle, elle dispose de l’essentiel des réserves et ressources saprolitiques (minerai contenant du nickel, du fer et du magnésium) du territoire.

La figure ci-dessous (figure 1.8) montre les 5 sites miniers et 9 sites tâcheronnés de la



FIGURE 1.7 – La Société Le Nickel
source :[SLN, 2018]

SLN sur l'ensemble de la grande Terre. De ce fait la SLN est possède environ la moitié des sites miniers calédoniens. En effet, sur 29 répertoriés, il y a 14 sites miniers servant à l'alimentation de l'usine de .

Ces centres miniers constituent les sources qui alimentent le réseau d'exploitation mis en œuvre par la SLN depuis l'extraction jusqu'à la vente du produit fini. Le but de la partie suivante est de présenter les processus d'exploitation et de production de la SLN.



FIGURE 1.8 – Les sites miniers de la SLN
source :[SLN, 2018]

1.3.2 Le processus d'exploitation et de production

Le processus d'exploitation et de production de la SLN peut être décomposé de la manière suivante (figure 1.9) :

1. La prospection et le sondage (figure 1.10)

Comme pour toute entreprise minière, l'exploitation au sein de la SLN débute avec la phase de sondage. Lors de cette phase, l'objectif est d'obtenir les informations sur la nature du terrain afin de déterminer la présence potentielle d'un gisement. Cela requiert des études de géologie, de géochimie et de géophysique. Des machines sont également mises en œuvre pour mener à bien ces études comme les pelles hydrauliques, les bulldozers et les énormes camions miniers.

Soucieuse de la protection de l'environnement, la SLN effectue les sondages par héliportage. En effet, l'ouverture de piste dans les forêts a un impact environnemental non négligeable.

La phase de prospection se conclut par la découverte ou non d'un nouveau gisement. Dans le cas où un gisement est découvert, les phases suivantes de l'exploitation s'en-

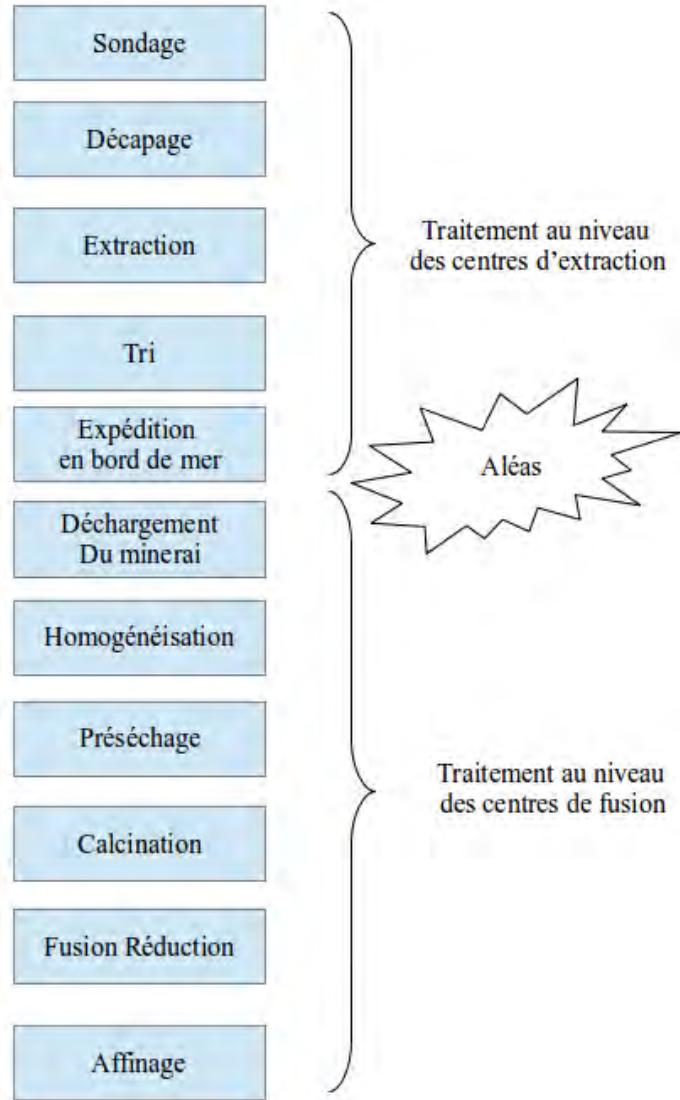


FIGURE 1.9 – Processus SLN

chaînent.

2. Le décapage (figure 1.11)

Le décapage consiste à retirer les terrains non exploitables couvrant les zones riches en minerai. On peut aller jusqu'à cinquante mètres de profondeur. Cette partie de terrain non exploitable est mise de côté et est réutilisée plus tard lors de la future phase de réhabilitation et donc de re-végétalisation.

3. L'extraction

Lorsqu'on a accès au terrain exploitable, la phase d'extraction peut débuter. Durant la phase d'extraction de nouveaux moyens entrent en jeu : les pelles rétros



FIGURE 1.10 – Prospection et sondage par hélicoptère
source : [SLN, 2018]



FIGURE 1.11 – Le décapage avant l'extraction
source : [SLN, 2018]

et les camions miniers. Les premiers extraient le minerai brut depuis les buttes (c.f figure 1.12) ou depuis les gradins (c.f figure 1.13).

La différence entre ces deux méthodes est expliquée dans [Jennings, 2018]. L'exploitation via les gradins sous-entend le creusement de fosse. La roche de laquelle on extrait le minerai est plus dure et nécessite l'emploi d'explosif. L'exploitation via les buttes concerne un minerai à exploiter contenu dans des roches moins dures. L'emploi d'explosif n'est pas nécessaire.

Les camions miniers sont chargés durant la phase d'extraction et sont orientés vers les centres de triage.

4. Le tri (figure 1.14)

Le tri au niveau des centres miniers repose sur le principe des unités de traitement des minéraux (UTM). Le tri consiste à séparer les grains les plus lourds qui ne contiennent pas de nickel et les plus légers et fins qui en contiennent. Sur l'un des sites miniers de la SLN à Népoui, l'UTM aussi appelé laverie, permet le traitement de minerai à 1.6%.



FIGURE 1.12 – Extraction sur butte
source : [SLN, 2018]

Cela permet d'exploiter des minerais à basse teneur en nickel. De cette manière, on augmente la quantité potentielle de minerai à exploiter ainsi que la durée de vie des réserves. On optimise ainsi l'ensemble du profil de la ressource naturelle.

Ce procédé de transformation a été élaboré dans les années 80 dans les centres de Recherches et de Développement d'ERAMET de Trappes et dans les laboratoires de

· Ce procédé de tri (laverie) est unique dans le monde. Elle permet l'augmentation des réserves et allonge la durée de vie de la mine.

La SLN compte deux laveries : celle de Népoui et celle de Tiébaghi, des sites miniers tous deux situés dans le nord de la Nouvelle-Calédonie.

Le procédé de laverie met en œuvre deux pôles : un pôle amont qui prépare le minerai et un pôle aval de réception. Les deux pôles sont reliés par un tuyau hydraulique permettant la séparation du minerai marchand et du stérile. L'objectif est d'abaisser la teneur de coupure qui est la teneur minimale au-dessus de laquelle le gisement est économiquement exploitable, en fonction des coûts d'extraction spécifiques au gisement et des prix actuels ou estimés du minerai extrait.



FIGURE 1.13 – Extraction sur gradin
source :[SLN, 2018]

Ainsi la laverie se situe entre les centres d'extractions au niveau des massifs miniers et le bord de mer où les minéraliers attendent le minerai traité pour l'acheminement vers l'usine de .

Le minerai non exploitable également appelé stérile est acheminé vers des zones de stockage contrôlés.

5. L'expédition en bord de mer et le déchargement

Le minerai exploitable est acheminé vers la côte où des bateaux minéraliers les chargent pour les transporter vers l'usine pyrométallurgique de , située à proximité du port de . Le transport des centres de tris vers les bateaux est fait par des grands convoyeurs, ou des téléphériques et enfin des camions.

Le transport par minéralier est une spécificité de la SLN et une contrainte par rapport à des concurrents disposant d'une mine-usine intégrée.

A l'année, deux à trois minéraliers assurent le ravitaillement du minerai depuis les centres de miniers vers l'usine de . On compte 160 voyages par an pour une capacité de 28 000 tonnes.

Les minéraliers sont orientés vers les centres miniers en fonction des caractéristiques



FIGURE 1.14 – Le trommel, engin minier de tri
source : [SLN, 2018]

chimiques du minerai imposé par les contraintes de fonctionnement des fours de . Les minéraliers sont donc affectés aux centres miniers en fonction des demandes des fours.

Ainsi, les minéraliers assurent la liaison entre les centres miniers et l'usine de . Cependant, lors du transport maritime, les minéraliers doivent faire face à un danger important : l'effet « carène liquide ».

L'effet « carène liquide » est le résultat de la liquéfaction du minerai de nickel causée par une humidité importante. Les mouvements du navire dus à la houle, conduisent à l'instabilité du navire qui peut chavirer à tout moment.

Afin de sécuriser le transport par voie marine, ERAMET et la SLN ont conçu spécialement les minéraliers dédiés au transport de minerai.

Après le transport maritime, le minerai est débarqué à l'usine de et subi les procédés d'homogénéisation, de pré-séchage, de calcination et enfin de fusion réduction.

6. L'homogénéisation

L'homogénéisation consiste à mélanger des minerais complémentaires du point de vue

de leurs compositions chimiques. Le but est d'obtenir un mélange permettant le bon fonctionnement du four. En effet, un mélange trop concentré en fer conduit, lors de la fusion réduction, à un magma explosif qui altère le four.

7. Le pré-séchage

Le pré-séchage a pour objectif de ramener l'humidité moyenne du four à moins de 20%. Cela permet de minimiser la consommation d'électricité lors de la phase de calcination et de fusion réduction.

8. La calcination

Le processus de calcination permet d'éliminer toute présence d'eau avant la phase de fusion réduction dans les fours électriques.

9. La fusion réduction (figure 1.15)



FIGURE 1.15 – La fusion
source : [SLN, 2018]

Le minerai brut entre dans la phase de fusion réduction grâce à trois fours à une température de 1 400 degré Celsius. Le métal décanté, on obtient le ferronickel brut de première fusion. Lors de cette transformation on a des déchets : les scories.

Les produits résultants sont le SLN25 (constitué de fer et de nickel) et la scorie. Le premier est indispensable à la production d'acier inoxydable et est vendu pour les 2/3 au marché asiatique. Le second est réutilisé pour des remblais ou revendu à des entreprises du BTP.

10. L'affinage des ferronickels

Pour obtenir les grenailles . L'affinage des ferronickels se compose des phases suivantes.

- (a) La désilisation réchauffage au cours duquel on ajoute de l'oxygène dans le ferro-nickel brut.
- (b) La désulfurisation consiste à enlever le souffre présent.
- (c) Le grenaillage et le séchage permet d'obtenir le produit final propre à la commercialisation : les grenailles d'.

Lorsqu'on s'intéresse à la planification, on peut représenter les processus de la SLN manière schématisée en distinguant les processus :

1. d'extraction au niveau des centres miniers,
2. de transport maritime,
3. et de transformation au niveau de l'usine.

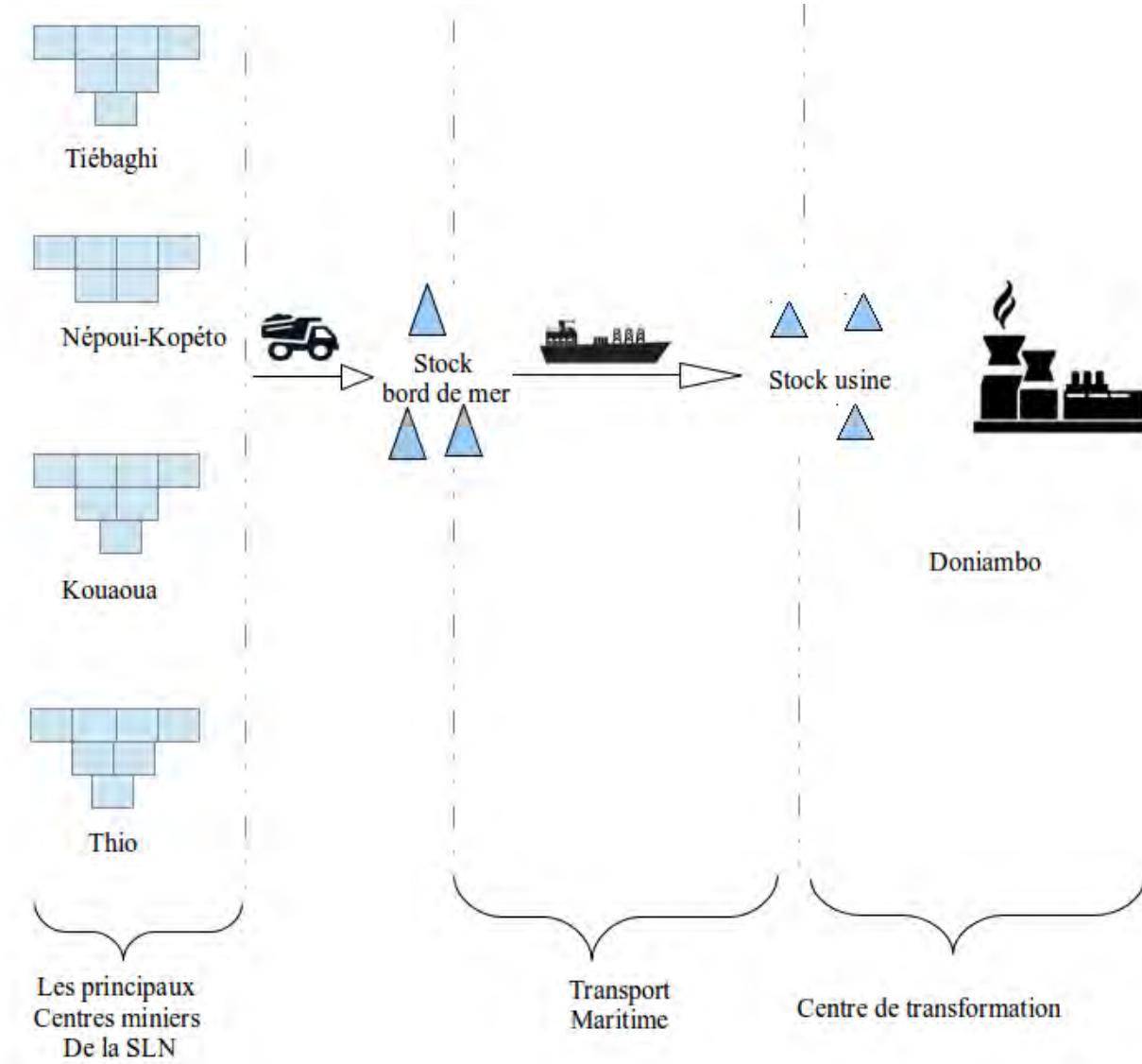


FIGURE 1.16 – Les processus SLN
source :[SLN, 2018]

1.3.3 Les processus d'exploitation et de traitement face aux aléas

Comme dans toute industrie, la SLN doit faire face à des aléas. Ces aléas perturbent le fonctionnement optimal d'exploitation et de traitement. Ils peuvent être de deux types : les aléas internes au système et les aléas externes au système.

Parmi les aléas internes au système on peut citer : les aléas liés à la teneur de coupure, au transport de minerai entre chaque centre, sur la disponibilité des ressources humaines et matérielles...

Parmi les aléas externes au système on peut citer : la fluctuation du prix des métaux dans le monde qui dépend des marchés, les aléas climatiques...

Dans cette étude, nous nous intéressons aux incertitudes liées à la coordination des activités du complexe minier et à l'incertitude climatique (cyclones).

En effet, le manque de coordination entre les activités de planification au niveau des mines et de l'usine engendre des incertitudes au niveau de la planification de ces activités.

Par ailleurs, la Nouvelle-Calédonie bénéficie d'un climat tempéré de type tropical océanique. Il y a deux saisons : l'été austral de novembre à avril et la période fraîche de mai à octobre. Les cyclones peuvent survenir indépendamment au cours de ces deux périodes. Il est très difficile de prévoir longtemps à l'avance l'arrivée d'un cyclone.

La prise en compte de ce type d'incertitude pour la SLN est essentiel puisqu'elle affecte directement l'extraction mais aussi le transport maritime entre les centres d'extraction et les centres de transformation sur le site de , qui est une spécificité de la SLN en Nouvelle-Calédonie.

1.4 Synthèse

Les processus d'exploitation et de traitement constituent la cible de notre étude. Dans ce chapitre, nous avons posé des définitions générales en décrivant les phases du projet minier ainsi que les différents types d'exploitations minières. Ensuite, nous avons proposé un point historique sur l'exploitation minière en Nouvelle-Calédonie : depuis la découverte de la première pierre de nickel jusqu'à l'exploitation actuelle du minerai.

Après ce point historique, nous avons mis en exergue la place de la production de nickel calédonien sur le plan international.

Cela nous a amené à positionner la production calédonienne au sein du tissu économique de la Nouvelle-Calédonie.

Enfin, nous nous sommes focalisé d'avantage sur le contexte de notre étude à savoir le processus d'exploitation de la SLN. Afin de décrire ce processus nous avons présenté ses constituants : le complexe minier ainsi que le processus d'exploitation et de production.

Ces processus sont sujets à des aléas internes et externes au système d'exploitation. Plus spécifiquement dans le cadre de cette thèse nous nous focaliserons sur la planification du

processus d'exploitation sous incertitudes.

L'observation du processus d'exploitation de la SLN conduit notamment aux questions industrielles suivantes :

- Comment assurer sur l'année une production optimale sachant l'occurrence de cyclone en Calédonie ?
- Quelle stratégie les différents centres de décision doivent-ils adopter pour assurer des résultats proches de l'optimal (approche globale) ?
- Quelle stratégie adopter pour limiter le recours à du stock ou de la main d'œuvre excédentaire ?

Dans le chapitre suivant, nous présentons un état de l'art autour de la planification au sein d'une mine à ciel ouvert.

Cet état de l'art et les questions industrielles que nous venons de soulever permettent de poser notre problématique de recherche à la fin du chapitre suivant.

Chapitre 2

Revue de littérature et problématique

Dans le cadre d'une , l'activité "*Open-pit mining*" est définie par [Amankwah, 2011] comme un processus complexe qui inclut les opérations d'extraction de blocs et le traitement de blocs permettant in fine l'obtention du produit minier propre à la commercialisation. Un bloc est une unité de base du gisement (avec une teneur en minerai et diverses caractéristiques mécaniques et chimiques établies) utilisée lors de la planification à long et moyen terme.

Nous proposons dans ce chapitre une revue de littérature autour des principaux problèmes miniers.

Ces problèmes miniers s'intéressent à trois processus qui caractérisent le complexe minier. Ces processus sont le processus amont (*upstream process*), le processus aval (*downstream process*) et le processus global (*upstream process* et *downstream process*). Le processus amont s'intéresse à la problématique de l'extraction. Le processus aval s'intéresse à la problématique de la destination, du transport et de la transformation des blocs miniers extraits. Enfin, le processus global s'intéresse simultanément aux questions d'extraction et de transformation.

On débute la revue de littérature, en présentant les principaux problèmes de la chaîne logistique minière, puis, nous mettons en exergue les modèles d'optimisation liés aux problèmes précédemment définis. Enfin, dans ce cadre déterministe, nous présentons les techniques de résolution mises en œuvre pour résoudre ces problèmes.

Une section est ensuite consacrée à une revue des approches de résolution sous incertitude. Dans ce cadre, nous distinguons principalement dans la littérature deux types d'incertitude qui sont : l'incertitude sur la demande et l'incertitude sur l'approvisionnement.

2.1 Les problèmes de planification de la production minière

Dans cette section, nous présentons les problèmes miniers liés aux processus suivants : le processus amont, le processus aval et le processus global qui caractérise l'ensemble du fonctionnement du complexe minier.

Le processus amont se caractérise principalement par l'activité d'extraction. Le processus aval se caractérise principalement par les activités de transport et de transformation ; on lui associe le problème *MFP* (*Material Flow Planning*) [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017]. Enfin, le processus global s'intéresse à la fois aux questions d'extraction et de traitement. Nous adoptons l'appellation *MVC* (*Mineral Value Chain*) [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017].

Dans le cadre de la planification de la production minière, les experts, les informations et les processus qui les relient ont pour objet de répondre aux questions suivantes :

- Jusqu'à quelle profondeur faut-il creuser ? A cette question on associe le problème de détermination de la fosse finale),
- Comment doit-on creuser la fosse ? A cette question on associe le problème de détermination des fosses imbriquées relatif au *pushback design*,
- Dans quel ordre doit-t-on extraire ces différents blocs ? A cette question on associe le problème ,
- A quel moment doit-t-on extraire les blocs ? A cette question on associe le problème .

De nos jours, l'un des enjeux majeurs est de s'intéresser au processus de planification global soit à la *MVC* (*Mineral Value Chain*) [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017].

2.1.1 Planification du processus amont

Au niveau du processus amont, le premier problème est celui de détermination de la fosse finale.

a) Détermination de la fosse finale

La détermination de la fosse finale est à la base de l'optimisation du processus d'exploitation minier puisqu'elle permet de déterminer l'ensemble de blocs à extraire en connaissant la valeur d'un bloc et la contrainte de précédence dans l'extraction de bloc. Le profit obtenu constitue une borne maximale du profit qui peut être générée. Lorsqu'on s'intéresse au problème de détermination de la fosse finale on s'intéresse au long terme [Newman et al., 2010] et [Asad and Dimitrakopoulos, 2013a]. Ces questions se posent lors de la phase d'étude et de développement, au début du projet minier, [Askari-Nasab and Awuah-Offei, 2009].

Le but du problème de détermination de la fosse finale est de déterminer les limites de la fosse i.e. de répondre aux questions : "jusqu'à quelle profondeur creuser ?" et "quels sont les blocs à extraire ?".

Les données nécessaires pour résoudre le problème du *Ultimate Pit Limit* concernent le bloc minier à trois dimensions et renseignent notamment sur la teneur en éléments. Les informations nécessaires et disponibles sont issues des forages et des analyses de la composition géologique des blocs permettant de quantifier et de donner une valorisation de l'exploitation.

La décision qui intéresse le planificateur est de déterminer si un bloc doit être extrait ou pas connaissant les caractéristiques de chaque bloc du gisement.

La contrainte principale, lors du choix d'extraction ou non du bloc, est définie par la précédence entre les blocs. En effet pour déterminer la limite de la fosse finale il faut prendre en compte les contraintes de pente c'est à dire une pente qui permette aux engins miniers d'accéder au minerai.

Le résultat obtenu est un ensemble de blocs à extraire qui dessine la fosse finale de la mine ainsi que ses limites. De plus, connaissant la quantité de bloc à extraire et la capacité d'exploitation disponible, on peut déduire la durée de vie de la mine.

b) Le problème de détermination des fosses imbriquées (*pushback design*)

Au niveau du processus amont on identifie aussi le problème du *pushback design*. Selon [Shishvan and Sattarvand, 2015], le *pushback* est une séquence de puits miniers également appelé le *mining sequence* ou séquence de blocs extraits. En effet, l'opération minière débute initialement par le creusement d'un ensemble de puits miniers, du plus petit jusqu'au plus large. Le processus est arrêté lorsque l'on a atteint les limites de la mine préalablement définie par le problème de détermination de la fosse finale (associé au modèle *UPIT*). Chaque "sous puits" extrait constitue un *pushback* et l'ensemble des *pushback* constitue l'ensemble de la mine avec les limites finales de la fosse, [Meagher et al., 2014a].

Lorsque l'on s'intéresse au *pushback design*, on génère une séquence de puits imbriqués *nested pits*. On s'intéresse ici, non plus à l'ensemble du gisement (comme pour la détermination de la fosse finale) mais à des parties du gisement.

Selon [Consuegra and Dimitrakopoulos, 2010] le *pushback design* a pour objectif de définir la façon dont les blocs miniers sont extraits. Il définit également, l'endroit où l'on creuse pour atteindre le minerai. Cela se fait dans le respect des limites de la fosse finale de la mine préalablement définie et le respect de la capacité de ressource. Chaque *pushback* définit une séquence de bloc extraite [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2013] (on prend donc en compte la dimension temporelle). La génération d'un *pushback* optimal est donc essentielle pour la maximisation de la NPV (*net present value*) du projet minier. On obtient donc plusieurs *pushback* générés et il faut s'assurer que ces séquences d'extraction soient homogènes

en terme de la quantité de matériel et la teneur en éléments.

Lorsqu'on s'intéresse à cette question de minimisation de l'écart entre les *pushbacks*, on entre dans le périmètre du *gap*.

Nous avons vu précédemment que le problème de détermination de la fosse finale fournit une borne supérieure, en terme de *NPV* (*Net Present Value*) espérée, au problème global. Le problème de minimisation de l'écart entre chaque séquence d'extraction *gap* conduit à une suite de séquences qui au total génèrent une borne inférieure en terme de *NPV* (*Net Present Value*) espérée.

Une description du *gap* est posée par Meagher dans une revue [Meagher et al., 2014a] des méthodes existantes pour traiter du *gap* : le problème désigne les différences entre les tailles des *pushbacks* obtenue lors du design de la mine.

c) **Ordonnancement des blocs miniers ou *MPS* ()**

Le deuxième problème au niveau du processus amont est le , on parle aussi de planification minière.

La planification minière est définie par Whittle, [Whittle, 2007], comme le problème permettant de calculer "la séquence d'extraction des blocs d'une mine dans l'objectif de maximiser la *NPV* (*net present value*) sous les contraintes de production, de teneur en éléments lors du processus de mélange et des contraintes de pente pour l'accès à un bloc".

Le problème de planification minière est souvent abordé sous différents angles.

[Kumral, 2012] distingue trois principaux problèmes : le problème de *block scheduling*, le problème de discrimination d'un bloc en déchet ou en produit minier et le problème de détermination du taux de production.

[De Lara et al., 2017] distingue deux notions : la notion de *block sequencing* et la notion de *block scheduling*. Une *block sequence* est un ordre d'extraction de matériel minier sur un ensemble de blocs, dans lequel le bloc ayant l'indice le plus élevé, est extrait plus tard (cela est le résultat de la contrainte de précédence). Le *block sequence* peut être transformé en *block schedule* en regroupant des blocs d'une séquence de façon à satisfaire les contraintes de capacité et de mélange. Ajoutons que dans le problème du *block scheduling* les contraintes de pente sont remplacées par les contraintes de précédence propre au problème du *block sequencing*. Ainsi, dans le problème du *block sequencing*, on a la notion de précédence entre les blocs lors de l'extraction alors que dans le problème du *block scheduling* on a en plus, la notion de période d'extraction : ce qui conduit à un plan sur la durée de vie de la mine [Sethi, 2012].

Enfin, [Kozan and Liu, 2011] remarque que dans la littérature une confusion est faite entre les appellations des problèmes *block scheduling* et *block sequencing*.

Dans [Caccetta and Hill, 2003], [Ramazan, 2007], [Boland et al., 2009], on parle de *block scheduling* au lieu de *block sequencing*. Plus largement, la littérature [Newman et al., 2010], [Koushavand et al., 2014], [Asad and Dimitrakopoulos, 2012], [Li and Knights, 2009] met en avant l'importance du choix du type d'exploitation et le choix d'extraction d'un bloc minier. Ces décisions viennent en amont dans le processus global de décision et impactent les déci-

sions prises en aval. Par conséquent, la décision d'extraction est une décision centrale dans l'optimisation de la planification minière. Ce choix peut s'appliquer à un bloc mais également à un ensemble de blocs appelé séquence de blocs [Kumral, 2013a]. On ajoute au choix du type d'exploitation et à l'extraction ou non d'un bloc, les choix de destination pour un bloc qui se confond avec le choix de traitement et le choix de la période d'extraction.

[Dagdelen, 2001] met en relation ces différentes décisions : le choix de la profondeur et des contours de la mine ne peuvent pas être déterminés sans connaître la période d'extraction d'un bloc. La détermination de la période d'extraction pour un bloc ne peut être faite sans connaître les séquences de bloc à extraire et la teneur de coupure. Enfin, les séquences de bloc à extraire et la teneur de coupure sont en fonction de la période d'extraction du bloc minier dans le bloc modèle.

De plus, selon [Shishvan and Sattarvand, 2015] prendre ces décisions requiert des informations préalables contenues dans la modélisation du gisement minier sous forme de blocs miniers à trois dimensions. Le modèle constitue une représentation en trois dimensions d'un gisement minier. Selon la taille et la concentration en élément des blocs miniers qui constituent le gisement, le modèle de blocs de la mine peut atteindre des millions de blocs. Cette information est le résultat d'investigations réalisées par des géologues, des statisticiens et des ingénieurs miniers. En plus de cette donnée d'entrée, il y a principalement des contraintes de précédence, des contraintes de pente à respecter pour l'accès à un bloc et des contraintes liées au choix de destination ou de traitement d'un bloc.

En effet, d'après [Jélvez et al., 2016], dans le cadre d'une mine à ciel ouvert, la planification minière est réalisée après la modélisation du gisement en une matrice de blocs miniers à trois dimensions.

Nous venons de présenter les problèmes liés au processus amont dit *upstream process*. Dans la section suivante, nous présentons le problème *MFP* (*mine flow planning*) lié au processus aval.

2.1.2 Planification du processus aval

Le problème de planification du processus aval ou problème du Material Flow Planning Problem (MFP) concerne le processus aval ou *downstream process* et focalise sur les activités de stockage, de mélange et de traitement du minerai extrait. Les centres de stockage permettent d'une part de réaliser les mélanges de matériels miniers provenant de différentes mines et d'autre part ils permettent de stocker du matériel minier non encore économiquement viable. Le matériel minier sera traité lorsque les conjonctures économiques seront favorables.

Le processus aval peut donc impliquer des mines, des centres de stockage, des centres de chargement, des flux de transport, des centres de traitement... Les centres de stockage permettent le mélange de minerai provenant de centres miniers différents avec des concentrations en éléments minéralogiques propres à chaque centre minier. Le mélange minier obtenu doit

respecter au mieux les exigences des centres de traitement et des clients, [Singh et al., 2013], [Najor and Hagan, 2004], [Jamshidi and Osanloo, 2018].

Le planning d'extraction des mines (déterminé au MPS) est un paramètre du modèle associé au processus aval [Chanda, 2018]. Comme pour le problème de planification du processus amont (MPS), l'objectif est la maximisation de la Net Present Value (NPV). Les contraintes prises en compte sont : les capacités de transport entre chaque centre de traitement, les capacités de stockage et la capacité de traitement des centres de traitement.

On comprend que la structure globale c'est à dire l'ensemble du complexe minier influence le *MFP*. Ainsi, si l'on considère le complexe minier dans sa globalité, les éléments qui peuvent influencer le problème *MFP* sont la séquence d'extraction pris en compte, le nombre de centre de traitement, le nombre de liaison entre chaque centre et la capacité de ses liaisons. La structure du complexe minier ou Mineral Value Chain (MVC), influence le problème *MFP*.

[Hoerger et al., 1999] s'intéresse au problème de planification de la *MVC* d'un complexe minier produisant de l'or. La structure de la *MVC* est constituée de 50 mines, des centres de stockage et des centres de traitement. La séquence d'extraction est connue et fixée.

Le but du problème *MFP* est de définir le flux optimal des minerais extraits, il s'agit par exemple de calculer un planning optimal de transport et d'acheminement des blocs depuis les centres d'extraction vers les centres de traitement.

Les paramètres d'entrées pour ce problème sont le planning d'extraction et la demande du marché.

Dans la littérature, on trouve des problèmes qui traitent de la question d'extraction et de la question du traitement d'un bloc i.e. en se posant la question sur la destination d'un bloc [Lagos and Stewart, 1951]. Nous prenons le partie de considérer ces types de problèmes comme une extension du problème de détermination de la fosse finale (*UPIT problem*).

Les problèmes *MPS* et *MFP* considèrent les processus amont et aval de manière séparés. Cependant, on peut voir ces processus de manière intégrée, c'est l'objet de la section suivante, qui met en exergue le processus global. Nous adoptons l'appellation de *MVC problem* [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017], pour le processus global.

2.1.3 Planification du complexe minier

L'optimisation du complexe minier s'intéresse au processus global c'est à dire les processus d'extraction, de transport, de stockage (mélange) et de transformation au niveau du four à fusion (traitement pyrométallurgique ou de traitement hydrométallurgique). En effet, l'enjeu de la planification minière de nos jours est d'assurer un plan optimal du complexe minier. Pour cela, la prise en compte des paramètres de l'ensemble de la chaîne de production minière est essentielle.

Cependant, la prise en compte de toutes les décisions liées aux processus amont et aval est complexe. Une stratégie pour contourner cette difficulté consiste à fixer les résultats d'un

des deux processus et de soumettre le second processus à l'optimisation.

Dans [Montiel et al., 2016], [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016], on constate qu'une majorité des problèmes dit *MVC* de la littérature, sont soit des problèmes *MFP* élargis soit des problèmes *MPS* élargis également. Dans le premier cas, on fixe et on suppose connu le planning d'extraction puis on calcule le planning de transport, de stockage et de traitement des blocs extraits (que nous avons classé dans la catégorie *MFP*). Dans le second cas, on fixe et on suppose connus les plannings de transport, de stockage et de traitement des blocs extraits puis on calcule le planning d'extraction que nous appellerons "*MPS* élargi)". [Souza et al., 2010], par exemple, calcule le planning d'extraction dans les centres d'extractions en supposant connu et fixe le planning de transport des convoyeurs miniers. [Caccetta and Hill, 2003] optimise la *MVC* en prenant en compte des contraintes de traitement, de capacité d'extraction, de mélange, de stockage et de transport.

Il s'agit donc ici de résoudre simultanément l'ensemble des problèmes suivants :

- Jusqu'à quelle profondeur faut-il creuser ? : Problème de détermination de la fosse finale
- Comment doit-on creuser la fosse ? : Problèmes de détermination des "pushbacks"
- Dans quel ordre doit-t-on extraire ces différents blocs ? : Problème "bloc sequencing"
- A quel moment doit-t-on extraire les blocs ? Problème de "bloc scheduling"
- Lorsque le bloc est extrait, quel processus de traitement doit suivre un bloc ?

2.2 Les modèles d'optimisation associés aux problèmes de planification de la production minière

Après la présentation des problèmes de planification dans un complexe minier, nous décrivons les modèles d'optimisation associés.

Le modèle UPIT, [Espinoza et al., 2013], le modèle CPIT, [Espinoza et al., 2013], avec contrainte de capacité et le modèle CDOP sont associés au processus amont (*upstream process*).

Le modèle CDOP avec contrainte de destination, fait le lien entre les processus amont (*upstream process*) et aval (*downstream process*).

Il y a divers modèle pour formaliser les problèmes liés au processus aval comprenant les activités de transport et de traitement.

2.2.1 Modèles de planification des processus amont

a) Le modèle UPIT

Pour la détermination de la fosse finale on utilise le modèle dit *UPIT* en référence au problème traité.

La seule contrainte considérée est la contrainte de précédence dans l'extraction des blocs qui permet de respecter les angles de sécurité pour accéder à un bloc : contrainte de pente "Pit slope rules" [Newman et al., 2010].

L'objectif de ce modèle est de résoudre le problème des limites de la fosse finale de la mine et par conséquent de définir les blocs à extraire.

On associe à chaque bloc extrait un gain potentiel, on définit alors une valeur globale pour un gisement en considérant le gain associé pour l'ensemble des blocs : la valeur maximale du gisement minier.

Indices et ensembles β : Ensemble des blocs b du gisement

β_b : Ensemble des blocs b' prédécesseurs des blocs b

Paramètres P_b : Profit associé à l'extraction d'un bloc b .

Variables $x_b = 1$ Si le bloc b est inclus dans la mine finale, 0 sinon.

max :

$$\sum_{b \in \beta} p_b x_b \quad (2.1)$$

La fonction objectif : (2.1) maximise le profit lié à l'activité d'extraction.

Sous les contraintes :

$$x_b \leq x_{b'} \quad \forall b \in \beta, \forall b' \in \beta_b \quad (2.2)$$

$$x_b \in \{0, 1\} \quad \forall b \in \beta \quad (2.3)$$

Description : (2.1) traduit la fonction de maximisation du profit.

(2.2) traduit la contrainte de précédence lors de l'extraction d'un bloc i.e. on peut extraire un bloc b' sans avoir extrait les blocs adjacents b de b' . Cette contrainte est également appelée la contrainte de pente *Pit slope rules*, [Newman et al., 2010].

Enfin, (2.3) montre le caractère binaire de la décision.

La question de l'extraction peut se poser sous les contraintes de capacité. Ainsi, on rencontre dans la littérature des études avec des extensions du problème UPIT. C'est l'objet du modèle suivant.

b) Le modèle CPIT (*Capacited Open Pit model*)

Pour le problème de détermination des fosses imbriquées on utilise le modèle dit *CPIT*. La contrainte de capacité est caractéristique de ce modèle. L'objectif est de déterminer les blocs à extraire sous les contraintes de capacité d'extraction (en termes de ressources humaines et machines).

Indices et ensembles β : Ensemble des blocs b du gisement.

β_b : Ensemble des blocs b' prédécesseurs des blocs b .

R : Ensemble des ressources r .

Paramètres P_p : Profit obtenu par l'extraction d'un bloc b .

\underline{R}_r : Capacité minimale disponible.

\bar{R}_r : Capacité maximale disponible.

$q_{b,r}$: quantité de ressource r nécessaire pour extraire et traiter un bloc b .

Variables $x_b = 1$ Si le bloc est inclus dans la mine finale, 0 sinon.

$$\begin{aligned} \max : \\ \sum_{b \in B} p_b x_b \end{aligned} \tag{2.4}$$

La fonction objectif : (2.4) maximise le profit lié à l'activité d'extraction, sous les contraintes ci-dessous.

$$x_b \leq x_{b'} \quad \forall b \in B, \forall b' \in \beta_b \tag{2.5}$$

$$\underline{R}_r \leq \sum_{b \in B} q_{b,r} * x_b \leq \bar{R}_r \quad \forall r \in R \tag{2.6}$$

$$x_b \in \{0, 1\} \quad \forall b \in \beta \tag{2.7}$$

Description : Pour le modèle CPIT, on reprend les mêmes contraintes que pour le modèle UPIT en ajoutant la contrainte de capacité i.e : équation (2.6). Cette contrainte de capacité traduit l'effort nécessaire en termes de ressources pour extraire un bloc.

c) Le modèle CDOP (*Capacitated Dynamique Open Pit limit*)

Pour le problème d'ordonnancement des blocs miniers on utilise le modèle dit *CDOP*. Lorsqu'on ajoute aux modèles précédents la dimension temporelle on parle de modèle CDOP. Dans [Johnson and Niemi, 1983], on constate que la classe de problème associé à ce modèle (CDOP) est fortement NP-Difícile.

Indices et ensembles τ : Ensemble des périodes de l'horizon
 β : Ensemble des blocs b du gisement
 β_b : Ensemble des blocs b' prédécesseurs des blocs b
 R : Ensemble des ressources r

Paramètres $P_{b,t}$: Profit obtenu par l'extraction et la transformation d'un bloc b à la période t .

$\underline{R}_{r,t}$: Capacité minimale disponible à la période t .

$\bar{R}_{r,t}$: Capacité maximale disponible à la période t .

Variables $x_{b,t} = 1$ Si un bloc b est extrait à la période t , 0 sinon.

$$\max : \sum_{b \in B} \sum_{t \in T} p_{b,t} * x_{b,t} \quad (2.8)$$

La fonction objectif : (2.8), maximise le profit lié à l'activité d'extraction pour l'ensemble des périodes, sous les contraintes ci-dessous.

$$\sum_{\tau \leq t} x_{b,\tau} \leq \sum_{\tau \leq t} x_{b',\tau} \quad \forall b \in B, \forall b' \in B_b \quad (2.9)$$

$$\sum_{t \in \tau} x_{b,t} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (2.10)$$

$$\underline{R}_{r,t} \leq \sum_{b \in B} q_{b,r} * x_{b,t} \leq \bar{R}_{r,t} \quad \forall t \in \tau, \forall r \in R \quad (2.11)$$

$$x_{b,t} \in \{0, 1\} \quad \forall b \in B, \forall t \in \tau \quad (2.12)$$

Description :

Pour le modèle CDOP, on reprend les mêmes contraintes que pour le modèle CPIT en ajoutant à chaque contrainte la dimension temporelle ; (2.8) correspond à l'objectif de maximisation du profit pour un horizon donné ; (2.9) traduit la contrainte de précédence entre les blocs ; (2.10) définit le fait qu'un bloc ne peut être qu'à une unique période t ; (2.11) traduit la contrainte de capacité sur une période t ; (2.20), traduit la contrainte binaire de la décision d'extraction associée à un bloc.

Si l'on prend en compte la destination des blocs extraits on a le modèle suivant.

Le modèle CDOP avec contraintes de destination

Indices et ensembles τ : Ensemble des périodes de l'horizon

β : Ensemble des blocs b du gisement

β_b : Ensemble des blocs b' prédécesseurs des blocs b

R : Ensemble des ressources r

D : Ensemble des destinations possibles d pour un bloc b

Paramètres $P_p(p_{b,d,t})$: Profit obtenu par l'extraction et la transformation d'un bloc b à la période t et envoyé vers une destination d afin de subir une transformation spécifique.

a : Coefficient associé au profit, ce taux est utilisé pour le calcul de la fonction objective.

$q_{b,r}$: quantité de ressource r nécessaire pour extraire et traiter un bloc b

$\underline{R}_{r,t}$: Capacité minimale de la ressource r à la période t .

$\overline{R}_{r,t}$: Capacité maximale de la ressource r à la période t .

Variables $x_{b,t} = 1$ Si un bloc b est extrait à la période t , 0 sinon.

$y_{b,d,t}$: Partie d'un bloc b envoyé vers une destination d à la période t .

$$\begin{aligned} \max : & \\ & \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} p_{b,d,t} * y_{b,d,t} \end{aligned} \tag{2.13}$$

La fonction objectif : (2.13) maximise le profit suite à l'orientation des blocs extraits vers les stocks adéquats ; sous les contraintes ci-dessous.

$$\sum_{\tau \leq t} x_{b,\tau} \leq \sum_{\tau \leq t} x_{b',\tau} \forall b \in B, \forall b' \in B_b \tag{2.14}$$

$$\sum_{t \in \tau} x_{b,t} \leq 1 \forall t \in \tau \tag{2.15}$$

$$\underline{R}_{r,t} \leq \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} q_{b,r} * y_{b,d,t} \leq \overline{R}_{r,t} \forall r \in R \forall t \in \tau \tag{2.16}$$

$$x_{b,t} = \sum_{d \in D} y_{b,d,t} \forall b \in B, \forall t \in \tau \tag{2.17}$$

$$\begin{aligned} y_{b,d,t} &\in \{0, 1\} & \forall b \in B, \forall d \in D, \forall t \in \tau \\ x_{b,t} &\in \{0, 1\} & \forall b \in B, \forall t \in \tau \end{aligned} \tag{2.18}$$

Description :

Le modèle a pour objectif de maximiser le profit sous contraintes : (2.20) traduit l'objectif

de maximisation du profit ; (2.14) présente la contrainte de précédence à respecter lors de l'extraction des blocs ; (2.15) impose qu'un bloc soit extrait qu'une et une seule fois ; (2.16) traduit la contrainte de capacité pour la ressource r pour la période t ; (2.17) traduit le fait que le choix de destination ne peut être fait que sur un bloc extrait et qu'un bloc non extrait n'est pas soumis à un choix de destination i.e. de traitement ; (2.18) traduit le caractère binaire du choix de destination (le bloc b est envoyé ou non à la destination d à la période t) et d'extraction (le bloc b est extrait à la période t).

D'autres contraintes doivent être prises en compte pour l'optimisation de l'exploitation d'une mine à ciel ouvert. La section suivante focalise sur les décisions en aval qui sont liées au transport, au tri, au mélange, au stockage et à la transformation.

2.2.2 Modèle de planification du processus aval

La complexité du modèle *MFP* (Material Flow Planning) dépend de la complexité du complexe minier et notamment du réseau d'acheminement du minerai de la mine à l'usine. Nous considérerons ici un modèle de base avec une mine, un ensemble de centre de stockage permettant de stocker du matériel minier ayant des teneurs différentes et d'une usine. Il s'agit ici de planifier l'acheminement du minerai vers l'usine en stockant éventuellement dans les centre de stockage de manière à optimiser la Net Present Value. Pour cela, nous nous baserons sur [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017], pour proposer la formulation suivante du modèle *MFP*.

Indice et ensemble J : ensemble de matériel minier j

Paramètres r_t : Prix d'une tonne de produit à la période t .

γ : taux d'escompte utilisé pour calculer la NPV

c^H : Coût d'acheminement vers les zones de stockage stockage.

c^R : Coût de retour des zones de stockage de stock.

e_j : Valeur d'un matériau j stocké à la fin de l'horizon de production.

τ : Coût d'acquisition de la capacité de l'usine.

$o_{j,t}^k$: Quantité de matériel minier j extrait de la mine k à la période t .

$g_j \in (0, 1)$: Teneur attendue du matériel minier j .

$g \in (0, 1)$, $\bar{g} \in (0, 1)$: Teneurs minimale et maximale admises au centre de traitement.

Variables $x_{j,t}^{MP} \in \mathbb{R}^+$: Quantité de matériel j envoyée vers l'usine à la période t .

$x_{j,t}^{MH} \in \mathbb{R}^+$: Quantité de matériel j envoyée vers un centre de stockage à la période t .

$v_{j,t}^H \in \mathbb{R}^+$: Niveau de stockage du matériau j à la période t .

$\bar{v}^P \in \mathbb{R}^+$: Capacité de l'usine (considérée comme acquise en début de période et fixe sur l'horizon)

$$\begin{aligned} \max : & \sum_{t=1}^T 1/[1+\gamma]^t [r_t \sum_{j=1}^J g_j (x_{j,t}^{MP} + x_{j,t}^{MH}) - \\ & c^H \sum_{j=1}^J v_{j,t}^H - c^R \sum_{j=1}^J x_{j,t}^{H,P}] + [1+\gamma]^T \sum_{s'=1}^{S'} \sum_{j=1}^J e_j v_{j,t}^H - \leq \tau \bar{v}^P \end{aligned} \quad (2.19)$$

$$\begin{aligned} \max : & \sum_{b \in B} \sum_{d \in D} \sum_{t \in T} p_{b,d,t} * y_{b,d,t} \end{aligned} \quad (2.20)$$

La fonction objectif : (2.20) maximise le profit suite à l'orientation des blocs extraits vers les stocks adéquats et pour chaque période de l'horizon ; sous les contraintes ci-dessous.

$$x_{j,t}^{M,P} + x_{j,t}^{M,H} \leq \sum_{k=1}^K O_{j,t}^k \quad \forall j, \forall t \quad (2.21)$$

$$v_{j,O}^H = 0 \quad \forall j \quad (2.22)$$

$$v_{j,t}^H = v_{j,t-1}^H + x_{j,t}^{M,H} - x_{j,t}^{H,P} \quad \forall j, \forall t, \forall s' \quad (2.23)$$

$$\sum_{j=1}^J [x_{j,t,s'}^{M,P} + x_{j,t,s'}^{H,P}] \leq \bar{v}^P \quad \forall t, \forall s' \quad (2.24)$$

$$\sum_{j=1}^J [\mathbf{g}^P - g_j] [x_{j,t,s'}^{M,P} + x_{j,t,s'}^{H,P}] \leq 0 \quad \forall t, \forall s' \quad (2.25)$$

$$\sum_{j=1}^J [\mathbf{g}_j - \bar{g}^P] [x_{j,t,s'}^{M,P} + x_{j,t,s'}^{H,P}] \leq 0 \quad \forall t, \forall s' \quad (2.26)$$

Description :

L'objectif (2.19) consiste à maximiser la *net present value* (NPV) qui est la somme des revenus, moins les coûts d'acheminements pour le stockage, plus la valeur des stocks à la fin de l'horizon, moins le coût lié aux coûts d'acquisition de la capacité.

Cette optimisation est réalisée sous les contraintes suivantes : (2.21) traduit l'équilibre des flux entre le matériel extrait et le matériel envoyé au niveau de l'usine et des centres de stockage ; (2.22) exprime le fait que les niveaux des centre de stockage sont à 0 en début de l'horizon, (2.23) calcule les niveaux de stocks pour toutes les périodes ; (2.24) exprime les contraintes de capacité de l'usine ; (2.25) et (2.21) expriment les contraintes de production liées aux teneurs du matériau.

Conclusion

Pour conclure, nous proposons tout d'abord un tableau ((tableau 2.1) reliant les problèmes et les modèles de planification minière.

| | Problèmes | Modèles |
|-------|--|------------------------------|
| AMONT | Détermination de la fosse finale | UPIT / CPIT |
| | Détermination des pushbacks | CPIT |
| | Ordonnancement de l'extraction des blocs miniers | CDOP / CDOP avec destination |
| AVAL | Planification des processus aval | MFP |

TABLE 2.1 – Les modèles et problèmes d'optimisation miniers

Nous posons ci-dessous (tableau 2.2) un récapitulatif des références qui font le lien entre les problèmes miniers et les types de modèles mobilisés.

| Problème : <i>Open pit mine production scheduling problem</i> | | | |
|---|------------------------------|--|---------------------------------------|
| Détermination de la fosse finale | Pushback design | Ordonnancement de l'extraction des blocs | Planification du processus aval |
| UPIT | CDOP | CDOP | MFP |
| [Lerchs and Grossmann, 1965] | [Meagher et al., 2014a] | [Meagher et al., 2014a] [Darling, 2011] | [Eivazy and Askari-Nasab, 2012a] |
| [Erarslan and Celebi, 2001] | [Meagher et al., 2014b] | [Lerchs and Grossmann, 1965] | [Eivazy and Askari-Nasab, 2012b] |
| [Zhao, 1992] | [Meagher et al., 2014b] | [Consegra and Dimitrakopoulos, 2010] | [Gershon, 1987] |
| [Khalokakaie et al., 2000] | [Bongarcon and Guibal, 1983] | [Elkington and Durham, 2011] | [Tolwinski and Underwood, 1996] |
| [Kumral, 2013b] | | [Meagher, 2010] | [Moreno et al., 2010] |
| [Underwood and Tolwinski, 1998] | | [Ageev and Sviridenko, 2004] | [Chicoisne et al., 2012] |
| [Hochbaum and Chen, 2000] | | [Askari-Nasab, 2006] | [Sattarvand and Niemann-Delius, 2008] |
| [Pana, 1965] [Kuchta, 2006] | | [Nanjari and Golosinski, 2013] | [Kumral and Dowd, 2005] |
| [Wright, 1999] [Achireko, 1998] | | [Somrit and Dadgelen, 2013] | [Ferland et al., 2007] |
| [Sayadi et al., 2011] | | [Bienstock and Zuckerberg, 2010] | [Sattarvand, 2009] |
| CPIT | | [Cullenbine et al., 2011] | [Myburgh and Deb, 2010] |
| [Askari-Nasab et al., 2011] | | CDOP avec destination | |
| [Cullenbine et al., 2011] | | [Ramazan and Dimitrakopoulos, 2004] | |
| [Kumral, 2013b] | | [Boland et al., 2009] | |

TABLE 2.2 – Les problèmes et modèles de planification minière

2.3 Résolution déterministe des problèmes de planification de la production minière

Dans cette section nous présentons les différentes techniques de résolution utilisées pour résoudre les problèmes précédemment posés.

[Lamghari et al., 2014] classe les problèmes de planification des mines selon les méthodes de résolution utilisées : les méthodes exactes ([Dagdelen, 1986], [Caccetta and Hill, 2003], [Ramazan, 2007], [Boland et al., 2009] et [Bley et al., 2009]).

[Gershon, 1987] et [Ferland et al., 2007] présentent des méthodes heuristiques et métahéuristiques.

[Tolwtnski and Underwood, 1996], [Moreno et al., 2010] proposent une résolution des problèmes miniers avec des méthodes hybrides.

2.3.1 Le problème de détermination de la fosse finale

Le problème de détermination de la fosse finale est de complexité polynomiale.

Pour la résolution du problème de détermination de la fosse finale en deux dimensions, [Lerchs and Grossmann, 1965] propose un algorithme efficace pour une section verticale de la fosse i.e Lerchs et Grossmann 2D. Afin d'obtenir une solution pour un modèle de bloc en trois dimensions il est nécessaire de modifier la solution obtenue. Pour prendre en compte les coûts réels de l'exploitation (les coûts sont mis à jour à mesure que le design de la mine change), [Erarslan and Celebi, 2001] utilise également un algorithme de programmation dynamique pour déterminer la fosse ultime.

Pour l'optimisation de la fosse ultime en trois dimensions, [Lerchs and Grossmann, 1965] propose un modèle dans lequel les nœuds du graphe correspondent aux blocs dans le gisement et les arcs entre chaque nœuds (blocs) correspondent aux relations entre les blocs. Dans la littérature cet algorithme est connu sous l'appellation d'algorithme de Lerchs et Grossman 3D qui est maintenant connu sous le nom LG. Cependant en 1965, le temps de calcul pour cet algorithme est élevé. Cette limite liée à une faible puissance de calcul des ordinateurs contribue à poursuivre les recherches autour de l'algorithme LG. Par la suite des améliorations de l'algorithme de Lerchs et Grossman (LG) sont proposées ([Koenigsberg, 1982], [Khalokakakae et al., 2000]).

Plusieurs heuristiques ont été développées pour résoudre le problème de détermination de la fosse finale.

[Pana, 1965] présente la méthode des cônes flottants ou cônes mobiles. Cette méthode consiste à :

- choisir un bloc de base à valeur positive,
- définir l'ensemble des blocs à extraire pour accéder au bloc de base : cet ensemble constitue le cône,
- évaluer la valeur du cône : si la valeur est positive on extrait le bloc sinon on cherche

- un autre bloc de base,
 - si le bloc est extrait on adapte la forme du gisement pour simuler l'extraction du cône,
 - basé sur cette nouvelle forme, on choisit un nouveau bloc de base et on évalue un nouveau cône,
 - la méthode prend fin lorsqu'on a évalué l'ensemble des blocs à valeurs positives.
- [Wright, 1999] propose ensuite une version modifiée de la méthode des cônes flottants.

Une autre approche de résolution consiste à combiner des approches de résolution définie précédemment, on parle d'approche mixte.

[Underwood and Tolwinski, 1998] propose une combinaison entre théorie des graphes et programmation mathématique. Une approche avec le Dual du simplexe a été mise en œuvre pour résoudre le problème. Une étude détaillée de l'algorithme LG ainsi qu'un algorithme à flot maximal a été présenté par [Hochbaum and Chen, 2000].

[Zhao, 1992] propose un algorithme basé sur l'algorithme (LG), avec des heuristiques pour optimiser le temps de calcul.

2.3.2 Le problème du *pushback design*

Selon [Whittle, nque] une technique répandue pour résoudre le problème du *pushback design* est d'appliquer de manière itérative l'algorithme permettant de résoudre le problème de la fosse ultime. Pour cela on prend en compte une valeur initiale : la valeur économique du bloc qu'on a considéré pour le problème de la fosse ultime et à chaque itération on fait varier cette valeur initiale (dans le sens croissant ou décroissant).

Dans le sens croissant i.e. valeur initiale supérieure aux suivantes, on aura des puits imbriqués à chaque itération. Dans le sens décroissant, le puit suivant inclura le puit précédent. Une autre approche, consiste à prendre en compte une petite partie du gisement pris en compte dans le problème de la fosse ultime ; ce qui évite de prendre en compte la totalité des blocs du gisement. La résolution se fait suivant les méthodes suivantes : l'algorithme de Lerchs-Grossmann, les techniques d'optimisation de flot ou encore les arbres de décision. Pour plus de détails voir [Meagher et al., 2014a].

Pour la résolution du problème de *pushback design* les méthodes les plus utilisées sont la relaxation lagrangienne [Lambert and Newman, 2013], l'optimisation du flot dans un graphe [Hochbaum and Chen, 2000] et la programmation dynamique [Nanjari and Golosinski, 2013].

L'analyse paramétrique consiste à faire varier un ou plusieurs paramètres : le prix du minerai, la teneur de coupure ou encore le taux de production.

A chaque évaluation d'un paramètre de définition de la fosse, les contours de la fosse de la mine évoluent. Lerchs et Grossman, [Lerchs and Grossmann, 1965] font évoluer le prix du minerai à chaque itération du calcul des contours de la mine. Ainsi à chaque itération on fait correspondre une fosse finale. L'évolution du prix du minerai est corrélée positivement avec la fosse finale. A chaque itération, on obtient une fosse imbriquée (si le prix diminue) ou une fosse qui imbrique (si le prix du minerai augmente). On obtient ainsi un ensemble de fosses

imbriquées. Une séquence d'extraction est possible à partir ces fosses. Un problème essentiel avec cette notion de fosses imbriquées (*nested pits*) est le problème d'écart entre les fosses. Pour faire face à ce problème [Bongarcon and Guibal, 1983] propose une paramétrisation des réserves, afin d'obtenir des fosses qui ne soient pas trop éloignées en terme de composition géologique et donc de valeur économique. [Consuegra and Dimitrakopoulos, 2010] propose, pour sa part, un algorithme en trois-phasés : les fosses imbriquées sont générées ; les combinaisons entre fosses sont évaluées et la meilleure combinaison est choisie enfin les plans de production associés à chaque séquence sont évalués, on prenant en compte des paramètres tels que la NPV ou le taux de décrapage par exemple, la meilleure séquence d'extraction est choisie.

D'autres approches sont également proposées. [Askari-Nasab, 2006] propose une approche par simulation qui consiste à générer des fosses en se basant sur le taux de production et les contraintes d'exploitation. La meilleure séquence de bloc est sélectionnée comme *pushback*. [Elkington and Durham, 2011] propose une approche d'agrégation des blocs. Les blocs sont décrits dans des sous ensemble de même nature géologique et de position comparable dans le gisement. Cela permet d'optimiser à la fois le taux de production, la séquence de production, la teneur de coupure et le *pushback*. [Meagher, 2010] propose un algorithme qui permet de prendre en compte une la capacité de l'usine et une teneur de coupure dynamique i.e. variable au cours du temps.

Une autre approche de résolution consiste à combiner des approches de résolution définie précédemment, on parle d'approche mixte. [Somrit and Dadgelen, 2013] propose un algorithme basé sur la maximisation de flot dans un graphe, la relaxation lagrangienne et la relaxation linéaire. [Nanjari and Golosinski, 2013] combine les méthodes de programmation dynamique et des heuristiques en prenant en compte des paramètres financiers ainsi que des contraintes d'extraction.

2.3.3 Le problème d'ordonnancement de l'extraction des blocs miniers (*block sequencing*)

Selon la littérature, le problème de *block sequencing* est un problème de classe NP-Hard ([Epstein et al., 2012], [Souza et al., 2010]).

[Dagdelen, 2001] met en exergue des méthodes d'optimisation de mine à ciel ouvert dans l'objectif d'une amélioration de la valeur économique générale générée par l'exploitation minière. Cette revue des méthodes prend en compte l'ensemble des activités et des processus en jeu lors de la planification de l'exploitation d'une mine à ciel ouvert. Le modèle géologique du bloc minier est l'information de base de l'optimisation.

Les méthodes précédemment citées telles que la relaxation lagrangienne ([Dagdelen, 1986], [Dagdelen, 1985]), l'optimisation du flot dans un graphe [Akaike, 1999] et la programmation dynamique [Underwood and Tolwinski, 1998] sont utilisées pour résoudre ce problème.

[Dagdelen, 1986] et [Dagdelen, 1985] appliquent la méthode de relaxation de Lagrange sur les contraintes de capacité de production et les contraintes liés au processus de mélange. L'aspect multi-période est pris en compte en se focalisant sur une période unique. [Akaike, 1999] propose de résoudre le problème en utilisant la théorie des graphes. [Kawahata and Dagdelen, 2013] divise le problème principale en deux sous-problèmes, ce qui donne des bornes plus serrées pour la solution.

D'autre part, on trouve de nombreux travaux focalisant sur la formulation linéaire mixte du problème. [Caccetta and Hill, 2003] met en œuvre un algorithme d'évaluation et séparation pour résoudre la formulation en nombre mixte du problème du *block sequencing*. [Ramazan and Dimitrakopoulos, 2004] propose une formulation linéaire mixte en diminuant le nombre de variables binaires. On associe uniquement une variable de décision binaire à un bloc économiquement viable. Par contre, on associe à un bloc non économiquement viable une variable de décision continue. On associe au bloc dit "déchet" une valorisation négative et l'on planifie la production en extrayant le bloc "déchet" ayant la plus faible valorisation négative.

[Menabde et al., 2004] agrège le nombre de blocs en fonction des caractéristiques géologiques communes ce qui diminue la complexité du problème. L'algorithme prend en compte la teneur de coupure et la séquence d'extraction.

[Kumral, 2012] propose une formulation du problème qui prend en compte le choix de destination pour un bloc donné.

[Eivazy and Askari-Nasab, 2012b] propose un modèle avec la notion de bloc agrégé. Dans ce modèle les relations de précédence sont établies avec des variables de décision binaire, des variables continues permettent de décrire les contraintes de traitement, de flot entre les centres, et des variables de décisions prennent en compte le choix de destination pour un bloc. [Moreno et al., 2010] présente, quant à lui, le problème de *block sequencing* comme un problème de sac à dos.

Parmi les heuristiques permettant de résoudre le problème de *block scheduling*, nous citons les travaux de [Gershon, 1987] qui propose un algorithme associant à chaque bloc un poids qui dépend de la valeur monétaire des blocs qui se situe sous ce bloc. Le bloc ayant le poids le plus élevé est extrait le plus tôt.

On peut aussi citer la résolution par étapes : [Jélez et al., 2016] propose par exemple l'algorithme *Block Aggregation Algorithm*. La première étape de l'algorithme consiste à résoudre le problème *block sequencing* avec un modèle de bloc agrégé. La seconde étape consiste à fixer des variables grâce à la solution obtenue de la première étape et puis de résoudre le modèle.

Une autre approche de résolution consiste à combiner différents types de résolution, on parle d'approche mixte.

[Bienstock and Zuckerberg, 2010] propose un algorithme basé sur la relaxation lagrangienne et la méthode de génération de colonne. L'approche par génération de colonne a été développée avec l'idée que seules quelques variables peuvent avoir une influence sur la valeur de la

fonction objectif. Ainsi, la première phase de l'algorithme consiste à résoudre le problème relaxé. La solution obtenue est injectée lors de la seconde phase de l'algorithme. On itère jusqu'à l'obtention de la solution optimale. [Moosavi et al., 2014] propose une approche combinant l'algorithme génétique et la relaxation lagrangienne. Les algorithmes génétiques permettent de mettre à jour les multiplicateurs de Lagrange. [Tolwinski and Underwood, 1996] propose un algorithme mettant en œuvre la programmation dynamique et une heuristique. L'algorithme commence avec une fosse initiale. Ensuite, un bloc est associé à cette fosse si seulement si le bloc contribue à augmenter la valeur de la NPV. La nouvelle fosse remplace l'ancienne. Les contraintes prises en compte pour l'ajout d'un bloc sont : les contraintes de pente, la largeur de la mine, les seuils de production et les contraintes de fouilles. [Amaya et al., 2009] décrit une méthode évolutionniste basée sur la programmation en nombre entier pour la résolution du problème. La méthode permet de prendre en compte de très grandes instances (millions de blocs) du problème. L'intégration de technologies IP standard dans un algorithme basé sur la recherche locale permet d'obtenir des solutions quasi-optimales dans un délai raisonnable. La méthodologie a été testée dans plusieurs modèles de blocs à large échelle. [Kumral, 2013a] propose une approche basée sur une heuristique et une programmation en nombre entier qui garantit des solutions pratiques car le modèle prend en donnée d'entrée une "distribution" dans le gisement. L'auteur met en avant deux principales contributions : l'approche génère des plans de production qui respecte les contraintes de capacité et n'utilise pas de teneur de coupure calculée préalablement.

[Askari-Nasab et al., 2011] propose un algorithme basé sur de la programmation mixte en nombre entier, de la recherche locale et un glouton. L'algorithme résout une relaxation linéaire du modèle en nombre entier, la recherche locale et le glouton permettent d'avoir une solution faisable en nombre entier. [Kumral and Dowd, 2005] propose de résoudre le problème de *block sequencing* comme un problème multi-objectif. Les objectifs sont : la minimisation de l'écart à la demande, la minimisation de l'écart avec la demande en termes de teneur de mineraï contenu dans le bloc et la minimisation de l'écart teneur moyenne demandé. Une solution sous-optimale est obtenue grâce à une relaxation lagrangienne. Cette solution sous-optimale initialise un recuit simulé et est améliorée à chaque itération du recuit simulé.

2.3.4 Le problème de planification du processus aval

Les travaux autour des problèmes liés au processus aval i.e. avec la prise en compte de stock, de flux de transport entre les mines et les centres de traitement, les centres de transformation ne se sont développés que depuis une vingtaine d'année [Newman et al., 2010]. En effet, la prise en compte de la notion de mélange des blocs miniers de teneurs différentes au niveau des stocks, conduit à des modèles non-convexes et non-linéaires [Bley et al., 2012]. [Jamshidi and Osanloo, 2018] considère une unique mine de fer et un ensemble de destinations possibles et propose de résoudre le problème lié au processus aval en considérant une approche par PLNE. En considérant les teneurs en élément dans un bloc minier, l'objectif est de décider si un bloc doit être envoyé vers un centre d'enrichissement ou directement

dans un centre de mélange.

[Ramazan and Dimitrakopoulos, 2013], propose un modèle prenant en compte le flux provenant des stocks de minerai et envoyés vers les centres de traitement et de transformation dans lequel la valeur des variables associées au mélange est fixée.

La prise en compte du stock dans les modèles associés au processus aval est source de complexité. Cela est dû à l'activité de mélange du matériel minier provenant de différentes mines. [Bley et al., 2009] et [Bley et al., 2012] proposent d'appliquer un algorithme de séparation et évaluation en ignorant la contrainte quadratique associé au stock. Cette contrainte oblige l'égalité entre la teneur en éléments du mélange au niveau du stock et le matériel envoyé au centre de traitement en aval. Dans le cas d'une violation de la contrainte, on ajuste le mélange en enlevant du matériel minier. Le processus itère jusqu'à ce que la solution obtenue satisfasse la contrainte quadratique et non linéaire associée au stock.

[Singh et al., 2013], propose un modèle de type PLNE pour l'optimisation simultanée de l'allocation du flux de transport vers les mines et l'acheminement vers un port pour le transport maritime en aval.

2.3.5 Le problème de planification du complexe minier

Les travaux récents s'intéressent à l'ensemble des processus (aval et amonts) de l'exploitation jusqu'à la livraison du client.

L'approche globale, [Whittle, 2007], consiste à prendre en compte :

- un ensemble de mines
- du minerai de teneur différente
- des décisions différentes : d'extraction, de stockage, d'aiguillage, de mélange

[Silva et al., 2015] propose une heuristique efficace avec des données volumineuses : 120000 blocs. Il considère 15 scénarios géologiques générés aléatoirement.

De nombreuses approches utilisant des méta-heuristiques ont également été proposées récemment : [Sattarvand, 2009] et [Shishvan and Sattarvand, 2015] proposent des algorithmes basés sur les colonies de fourmis, [Myburgh and Deb, 2010] un algorithme génétique et [Lamghari and Dimitrakopoulos, 2012] un algorithme basé sur la recherche Tabou.

[Ferland et al., 2007] applique les essaims à particule afin de déterminer la séquence d'extraction d'un bloc et de maximiser la NPV sous les contraintes de précédence et de capacité d'extraction.

| Problèmes Techniques | UPIT | Pushback Design |
|-------------------------|--|---|
| Programmation dynamique | [Lerchs and Grossmann, 1965] [Koenigsberg, 1982] [Erarslan and Celebi, 2001] [Zhao, 1992] | [Nanjari and Golosinski, 2013] |
| Les graphes | [Somrit and Dadgelen, 2013] [Lerchs and Grossmann, 1965] [Zhao, 1992] [Khalokakaie et al., 2000] [Underwood and Tolwinski, 1998] [Hochbaum and Chen, 2000] | [Hochbaum and Chen, 2000] [Somrit and Dadgelen, 2013] |
| Les heuristiques | [Pana, 1965] [Zhao, 1992] [Wright, 1999] | [Whittle, nque] [Askari-Nasab, 2006] [Elkington and Durham, 2011] [Meagher, 2010] |
| Paramétrisation | | [Lerchs and Grossmann, 1965] [Bongarcon and Guibal, 1983] [Consuegra and Dimitrakopoulos, 2010] |
| Relaxation Lagrangienne | | [Somrit and Dadgelen, 2013] [Lambert and Newman, 2013] |
| PLNE | [Underwood and Tolwinski, 1998] | [Eivazy and Askari Nasab, 2012] [Elkington and Durham, 2011] [Meagher, 2010] |
| Problèmes Techniques | Block Sequencing | Aval |
| Programmation dynamique | [Lerchs and Grossmann, 1965] [Koenigsberg, 1982] [Erarslan and Celebi, 2001] [Zhao, 1992] | [Nanjari and Golosinski, 2013] |
| Les graphes | [Somrit and Dadgelen, 2013] [Lerchs and Grossmann, 1965] [Zhao, 1992] [Khalokakaie et al., 2000] [Underwood and Tolwinski, 1998] [Hochbaum and Chen, 2000] | [Hochbaum and Chen, 2000] [Somrit and Dadgelen, 2013] |
| Les heuristiques | [Pana, 1965] [Zhao, 1992] [Wright, 1999] | [Whittle, nque] [Askari-Nasab, 2006] [Elkington and Durham, 2011] [Meagher, 2010] |
| Paramétrisation | | [Lerchs and Grossmann, 1965] [Bongarcon and Guibal, 1983] [Consuegra and Dimitrakopoulos, 2010] |
| Relaxation Lagrangienne | | [Somrit and Dadgelen, 2013] [Lambert and Newman, 2013] |
| PLNE | [Underwood and Tolwinski, 1998] | [Eivazy and Askari Nasab, 2012] [Elkington and Durham, 2011] [Meagher, 2010] |

TABLE 2.3 – Les techniques de résolution

2.4 Les problèmes miniers dans un contexte incertain

Le premier modèle pour l'optimisation du problème de *block scheduling* a été présenté dans les années 60 par Lerchs et Grossman. Trente ans plus tard, les premières approches avec prise en compte du risque dans les complexes miniers (Ravenscroft, 1992) apparaissent.

L'optimisation sous incertitude fait appel à des techniques de formalisation et de résolution propre au contexte incertain. Ces techniques sont la VaR, CVaR, *Chance Constrained*, Monte Carlo et *Real Options*.

L'approche Var ou *Value at Risk (VaR)* est un outil emprunté de la finance et permet de gérer les risques inhérents à une activité économique donnée. Elle a été introduite dans les années quatre-vingt-dix. Elle indique la perte maximale autorisée sur une période compte tenu des paramètres économiques de la période courte comme par exemple le prix des métaux sur le marché internationale pour un plan minier [Rahmanpour and Osanloo, 2016]. C'est une méthode qui estime la perte potentielle liée aux activités de marchés d'une entreprise, i.e. liées à l'achat de nouveaux engins miniers par exemple dans le cas d'une entreprise minière. [Baran and Davis, 2011] propose une définition de la VaR. Ainsi, la VaR constitue la perte plausible sur le court terme au dépassement peu probable (à $X\%$) à court terme est composée de trois éléments : le montant exposé au risque, par exemple 100 M, le court terme choisi par exemple 1 jour, et le seuil de confiance choisi par exemple 95%. Ainsi, le dépassement peu probable est de 5%. Ainsi, pour un portefeuille valant 100 M, une VaR journalière estimée à 1 M au seuil de 95% indique que la perte plausible pour le jour qui vient ne devrait pas excéder le million 5 fois sur 100. Il existe plusieurs méthodes de calcul de la VaR : la méthode paramétrique, la méthode historique et la méthode de Monte Carlo [Lévy-Rueff, 2005].

L'approche CVaR ou *Conditional Value At Risk* est un complément à l'outil VaR. Nous nous basons sur [Chikhaoui, 2015] pour décrire la CVaR. Si l'on reprend l'exemple précédent la CVaR constitue la perte potentielle après la durée de 1 jour définie pour la VaR. La CVaR étend la VaR au-delà de son *break point*.

Une autre technique pour la prise en compte de facteurs incertains dans les modèles mathématiques d'optimisation est la méthode à base de contrainte en probabilité ou CCP (*Chance Constrained Programming*). La CCP admet l'hypothèse que toute incertitude peut être décrite par une variable qui suit une loi de probabilité. Sous cette condition, la CCP impose qu'une certaine contrainte soit satisfaite avec une probabilité supérieure à un seuil de confiance β .

Une autre approche utilisée dans le contexte de l'optimisation minière sous incertitude est l'approche de Monte Carlo qui permet de fournir des données via la simulation sur des phénomènes aléatoires.

[Haque et al., 2016] et [Abu-Farsakh et al., 2017] propose une revue de littérature sur la méthode des *real-options*. La technique des options réelles évalue l'opportunité d'investir

dans un actif réel. Dans le cas de l'exploitation minière, on prend l'exemple de la décision stratégique d'investir sur de nouveaux équipements et engins d'extraction.

Dans les modèles mathématiques de formalisation du processus d'exploitation minière sous incertitude l'approche la plus courante consiste à modéliser les données incertaines via un ensemble fini de scénarios.

Une autre approche pour l'optimisation du problème de planification de la production minière consiste à appliquer la théorie des nombres flous, [Rahmanpour and Osanloo, 2017], [Pendharkar, 1997].

Au paragraphe suivant, nous présentons les techniques de résolution des problèmes miniers sous incertitude. Les deux principaux facteurs incertains sont l'incertitude géologique (approvisionnement) et l'incertitude économique (demande). A notre connaissance, les incertitudes climatiques ne sont pas considérées.

2.4.1 L'incertitude géologique (l'approvisionnement)

L'incertitude géologique est largement étudiée dans la littérature, citons quelques travaux :

- [Dimitrakopoulos and Godoy, 2014],
- [Meagher et al., 2014b],
- [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017],
- [Whittle, 1974],
- [Dimitrakopoulos et al., 2002],
- [Koushavand et al., 2014] et
- [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2013].

Cette incertitude traduit le doute que l'on a sur la présence ou non d'éléments minéralogiques économiquement profitable dans un bloc. Elle traduit l'imprécision sur la teneur estimée (*estimated grades*) dans un bloc minier [Asad and Topal, 2011]. Cette teneur estimée est calculée grâce à des techniques géostatistiques telles que le *kriging*.

La prise en compte de l'incertitude sur la teneur de coupure a pour but de limiter les conséquences d'une mauvaise classification d'un bloc [Dimitrakopoulos and Godoy, 2014] qui peut engendrer un traitement erroné du bloc. Par exemple, un bloc économiquement viable peut être considéré comme déchet, ce qui représente un manque à gagner pour l'entreprise et l'inverse est également possible.

a) Les problèmes de planification du processus amont

[Lagos and Stewart, 1951] résoud le problème *ultimate pit limit (UPIT)* sous incertitude géologique en proposant deux méthodes d'optimisation avec aversion au risque CVaR (*Conditional Value at Risk*) et MCH- ϵ (ϵ *Modulated Convex Hull*) et une optimisation stochastique

en deux étapes (two stage optimization). Dans [Castillo and Dimitrakopoulos, 2014] propose une approche par simulation dans laquelle plusieurs scénarios identiquement indépendamment distribués où des teneurs différentes en élément dans un bloc minier sont simulés.

En ce qui concerne le problème de *pushback design*, [Meagher et al., 2014b] propose la méthode du *pipage rounding* appliquée à la formulation en nombre entier.

[Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2013] applique une méta-heuristique de type recuit simulé qui consiste à modifier le design initial de la mine pour minimiser la variation de teneur en éléments dans le matériel minier envoyé vers chaque destination.

L'incertitude géologique est également prise en compte dans le problème de *block scheduling* ; nous citons les travaux significatifs suivants :

- [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017],
- [Dimitrakopoulos et al., 2002],
- [Koushavand et al., 2014],
- [Gholamnejad and Osanloo, 2007],
- [Meagher et al., 2014b] et
- [Lamghari and Dimitrakopoulos, 2016].

Afin de traiter de l'incertitude sur la teneur en éléments, [Lagos et al., 2011] compare les performances de trois approches de gestion des risques : Valeur en risque (*Value-at-Risk VAR*), VaR conditionnelle et une approche robuste. La VaR représente la perte maximale sur l'activité. Le CVaR est une mesure de risque cohérente au sens de [Artzner et al., 1999]. La minimisation du CVaR est une approche d'optimisation prudente. Selon [Lagos et al., 2011] l'approche robuste présente des propriétés de prudence qui sont souhaitables, compte tenu du niveau de risque dans un projet minier. L'auteur propose un modèle en nombre entier sous les contraintes d'extractions, considérant un horizon d'une unique période.

[Gholamnejad and Osanloo, 2007] propose une approche par *chance constrained binary integer programming* avec une fonction de distribution des probabilités sur les teneurs en élément dans le modèle. Cette loi de distribution de la teneur en éléments dans les blocs est déterminée par les données de simulation géostatistique.

[Lamghari and Dimitrakopoulos, 2016] propose quatre heuristiques : la recherche tabou, un algorithme de descente dans un voisinage aléatoire, une heuristique basée sur la théorie des graphes et une recherche locale.

[Leite and Dimitrakopoulos, 2014] traite de l'incertitude sur la présence de métal dans le minerai extrait en proposant une formulation du problème en nombre entier mixte. L'objectif est de minimiser la déviation à une cible de production donnée et de maximiser le profit généré par l'activité.

Dans l'incertitude géologique l'incertitude sur la teneur en éléments dans le bloc minier et la teneur de coupure (seuil au-delà duquel un bloc est considéré comme économiquement profitable) sont confondues. [Asad and Dimitrakopoulos, 2013b] propose un modèle avec une unique mine et plusieurs destinations possibles. L'heuristique proposée résout le problème

en maximisant la NPV sous les contraintes de capacité imposées à chaque période.

[Leite and Dimitrakopoulos, 2007] et [Frimpong et al., 2002] considère le problème de la planification de la production d'une mine tout au long de la durée de sa vie (*Life of Mine production scheduling*).

Afin de faire face à l'incertitude géologique, [Leite and Dimitrakopoulos, 2007] propose une approche stochastique, avec une maximisation de la NPV de 26% supérieure à la NPV obtenu dans le cas déterministe. L'objectif est de minimiser une potentielle déviation par rapport à une cible de production. Les facteurs pris en compte dans ce contexte est la tonne de minerai extraite et les capacités d'extraction. L'auteur propose trois phases lors de la planification : la première étape consiste à poser les limites de la mine, l'ensemble des blocs à considérer et une cible de production compte tenu des ressources matérielles disponibles. Ces paramètres sont utilisés lors des étapes suivantes. La seconde étape consiste à calculer un ensemble de plans. Chaque plan est propre à un gisement minier donné pour une période donnée. La troisième étape consiste à générer un unique plan, qui minimise le risque de déviation à la cible de production préalablement définie. L'auteur utilise une formulation qui se base sur la mét-heuristique du recuit simulé. [Frimpong et al., 2002], propose un modèle qui combine des modèles stochastiques permettant de prendre en compte les réserves de minerai et les prix des produits miniers dans les marchés. L'algorithme met en œuvre des techniques telles que les réseaux de neurones, les algorithmes évolutionnaires (algorithmes génétiques) et la description des données par la logique floue.

b) Les problèmes de planification du processus aval

Le processus aval est le siège des activités de transport entre les mines et des destinations stratégiques (les stocks et les centres de traitement). Les modèles de représentation de cette réalité sont complexes et la prise en compte de facteur incertains dans ce contexte ajoute de la complexité au modèle ([Montiel and Dimitrakopoulos, 2015], [Montiel et al., 2016]).

[Hoerger et al., 1999] se pose la question de la destination du minerai en fixant les données d'extraction en prenant en compte l'incertitude sur l'approvisionnement. Les données incertaines sont modélisées à l'aide d'ensemble de scénarios.

[Montiel and Dimitrakopoulos, 2015] s'intéresse à l'incertitude sur la séquence d'extraction. Un aléa sur la séquence d'extraction impacte les processus en aval : le transport, le mélange et la transformation. Afin de gérer cette incertitude lors du calcul d'un plan, l'auteur propose une méthode permettant de générer un planning d'extraction qui prend également en compte les activités en aval ("*downstream process*") i.e. la transformation et le transport. La méthode utilise une solution initiale générée par une optimisation classique et l'améliore en utilisant une perturbation associée à trois niveau différents de décision : une perturbation sur le bloc extrait, une perturbation sur les opérations et une perturbation sur le transport. La prise en compte de l'incertitude géologique est réalisée en considérant des scénarios prenant en compte des gisements différents. L'approche stochastique permet une augmentation de la NPV comparativement à une approche conventionnelle i.e. déterministe

avec des risques plus faibles.

c) Les problèmes de planification du complexe minier

Dans cette section, nous nous intéressons à l'incertitude géologique affectant l'optimisation globale de planification d'un complexe minier.

En effet, l'incertitude géologique est à l'origine d'effets négatifs pour le fonctionnement optimal d'un complexe minier : elle peut entraîner une déviation face à un objectif de production et des déficits financiers [Gilani and Sattarvand, 2016].

Dans [Montiel et al., 2016], [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016] et [Dimitrakopoulos et al., 2002] l'incertitude sur la teneur en éléments est prise en compte afin d'assurer un design optimal de la mine et une planification robuste de la production minière sur le long terme.

[Asad and Dimitrakopoulos, 2013b] optimise la teneur de coupure dans le cadre d'une approche globale (amont et aval) en prenant en compte plusieurs flux de traitement. La teneur de coupure est optimale car elle permet de maximiser la *NPV* en intégrant différents flux de traitement.

[Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017] propose une approche par avec un algorithme en deux étapes (*two-stage optimisation*) en associant une programmation non linéaire en nombre mixte et enfin une méta-heuristique. L'objectif est de trouver la séquence d'extraction qui permet d'atteindre une cible de production et une cible de la *NPV* préalablement définies.

[Koushavand et al., 2014] propose un modèle mixte en nombre entier pour modéliser l'ensemble du complexe minier. Le calcul du coût de l'impact de l'incertitude en teneur en éléments dans un bloc minier permet de trouver l'optimalité entre la maximisation de la *NPV* et l'impact du risque sur le fonctionnement du complexe minier.

[Gholamnejad and Osanloo, 2007] propose une approche par *chance constrained* dont objectif est de générer un plan qui maximise la *NPV* et minimise le risque de ne pas atteindre la cible de production.

[Espinoza et al., 2013] aborde une approche d'aversion du risque, *risk-averse approach* en comparant deux approches : une minimisation du *Conditional Value-at-Risk (CVaR)* et une minimisation de la combinaison entre *CVaR* et valeur cible. De plus, deux schémas décisionnels sont pris. Le premier schéma où toutes les décisions sont prises à un instant donné et un second schéma où les décisions d'extraction sont prises à un instant donné et lorsque l'on a à disposition les valeurs réels des teneurs en élément dans les blocs.

Un autre facteur incertain essentiel à prendre en compte dans l'étude d'optimisation d'un complexe minier est l'incertitude économique. Par incertitude économique on entend incertitude sur les prix des minerais dans les marchés internationaux.

2.4.2 L'incertitude économique (la demande)

Les prix des métaux sur les marchés internationaux et les coûts d'exploitation de la mine sont des facteurs économiques qui sont sujets à des aléas et donc source d'incertitude qu'il faut prendre en compte [Dehghani et al., 2014]. Les marchés mondiaux sont en effet sujet à beaucoup d'instabilité, [Kizilkale and Dimitrakopoulos, 2014]. Cette instabilité est la conséquence de facteurs divers : économiques, politiques ou sociaux. La dernière crise financière par exemple n'a pas épargné le marché du minerai dans le monde.

a) Les problèmes de planification du processus amont

Depuis une dizaine d'année, l'intégration de l'incertitude économique dans la planification de l'extraction minière a donné lieu à de nombreux travaux.

[Li and Knights, 2009] propose d'intégrer l'outil des options réelles (AOR) dans la planification et l'ordonnancement de l'activité d'exploitation minière. L'outil AOR est emprunté à la finance et est parfois désigné par l'appellation : "options réelles". La désignation par l'appellation "options réelles" fait référence au fait qu'elles impliquent des activités réelles par opposition aux produits purement financiers. Les réelles options transforment les incertitudes économiques en opportunités : l'incertitude sur la demande client fluctuante se transforme en l'opportunité d'investir ou non sur de nouveaux engins pour l'extraction de minerai.

[Chatterjee et al., 2016] propose l'implémentation d'un algorithme de coupe minimal dans un graphe pour le calcul optimal d'un plan et le design de la fosse finale sous l'incertitude économique liée à l'instabilité du marché.

Dans [Tahernejad et al., 2017], le *pushback* désigne la séquence d'extraction à partir de laquelle un plan robuste est calculé pour atteindre une cible prédéfinie de la *NPV* avec une approche *risk aversion*.

[Tahernejad et al., 2017] propose une approche basée sur les techniques de prise de décision par aversion au risque afin de faire face à l'incertitude des prix du matériel minier sur les marchés. L'objectif est de proposer une planification minière de sorte à atteindre une certaine valeur de la *NPV*.

[Dehghani et al., 2014] s'intéresse aux facteurs incertains suivants : le coût des opérations minier et le prix des produits miniers. Plus précisément, l'auteur considère l'effet de la combinaison de ces deux facteurs sur le processus d'optimisation. Il propose une nouvelle méthode nommée pyramide. Cette méthode est basée sur la méthode de l'arbre binomial

multidimensionnel qui peut évaluer le projet sous des situations de multi-incertitude.

Parmi les travaux considérant l'incertitude économique, l'étude de la planification du processus aval est intégrée à celle de la planification globale du complexe minier. Le prochain paragraphe traitera donc de la planification d'un complexe minier sous incertitude économique.

c) Les problèmes de planification du complexe minier

Pour résoudre le problème de planification du complexe minier (*MVC*) sous incertitude économique, [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016] propose une approche avec une optimisation en deux étapes.

2.4.3 L'incertitude géologique et économique

Nous avons présenté les principaux problèmes de planification minière soit sous l'incertitude de l'approvisionnement (incertitude géologique), soit sous l'incertitude de la demande (incertitude du marché).

Nous présentons dans la section suivante, ces mêmes problèmes miniers lorsqu'ils sont considérés en prenant en compte les deux types d'incertitudes (incertitude de l'approvisionnement et incertitude de la demande).

a) Les problèmes de planification du processus amont

Pour résoudre le problème de détermination de la fosse finale, sous les incertitudes d'approvisionnement et de demande, [Castillo and Dimitrakopoulos, 2014] expose une méthode en trois étapes basée sur les *real-options*.

La première étape consiste à générer un plan d'extraction à partir d'un scénario de base prenant en compte les paramètres de base du projet minier (les capacités initiales d'extraction, de traitement et les prix du marché). La seconde étape consiste à intégrer des variations sur le prix des matières (incertitude marché) et des variations sur la teneur en éléments dans les blocs (incertitude géologique). Cela autorise des changements sur les limites de la fosse minière établie à l'étape précédente. La troisième étape consiste à évaluer le nouveau plan d'extraction en testant le nouveau plan sous des scénarios équiprobables. Ces scénarios prennent en compte les nouveautés techniques et les changements économiques. Selon, chaque scénario, on est capable de recalculer une nouvelle destination pour un bloc donné. [Asad and Dimitrakopoulos, 2012] considère de manière conjointe l'incertitude sur le métal disponible dans le gisement et le prix du marché. La méthode permet de prendre en compte le temps de décompte de la valeur des blocs extraits lors de la phase de design de la fosse ultime de la mine et de calculer un plan et cela en respectant les contraintes de capacité. Un modèle stochastique basé sur la structure d'un graphe avec une résolution utilisant un algorithme à flot max est proposé. Les méthodes de relaxation de Lagrange

et du sous-gradient, sont intégrées à l'approche proposée pour générer un plan optimal. [Asad and Dimitrakopoulos, 2013a] propose une méthode qui considère conjointement les incertitudes sur le minerai sur les prix et qui incorpore des valeurs des blocs dépendantes du temps pour définir la détermination de la fosse finale et les phases de production en respectant les contraintes de capacité. Un algorithme paramétrique de flot maximum est utilisé pour prendre en compte le cadre stochastique.

Pour résoudre le problème du *Pushback Design*, sous incertitudes d'approvisionnement et de demande, [Meagher et al., 2009] utilise la méthode des *real options* et ajoute un algorithme à flot maximum pour générer une séquence d'extraction de bloc. La méthode des *real-options* permet de rendre dynamique la valeur d'un bloc minier. La valeur du bloc minier est alors dépendante du temps et prend en compte les variations du marché et les variations liées à la teneur en éléments dans un bloc minier.

[Meagher et al., 2009] propose une approche par simulation qui permet de générer plusieurs ensembles de blocs avec des teneurs différents en éléments avec la technique des options réelles ou *real options*. Cette technique permet de prendre en compte différentes options i.e. en analysant l'impact, sur la valeur économique produite par l'activité, de l'ajout ou la suppression de moyens matériels. La technique des options réelles ou *real options* mis en œuvre permet de prendre en compte les incertitudes économiques et géologiques.

De la même manière que dans le chapitre précédent, l'étude de la planification du processus aval est intégrée à celle de la planification globale du complexe minier. Le prochain paragraphe traitera donc de la planification d'un complexe minier sous incertitudes géologique et économique.

b) Les problèmes de planification du complexe minier

[Zhang and Dimitrakopoulos, 2014] optimise les contrats de vente des produits miniers qui définissent le rythme de production à adopter. Cette optimisation intègre les incertitudes liées au prix des produits et l'approvisionnement en matériel minier. L'auteur propose un modèle sous la forme d'un programme linéaire en nombre entier. Le modèle permet de prendre en compte deux types de décision : stratégique et tactique. La décision stratégique concerne les choix d'investissement sur des véhicules miniers supplémentaires. La décision tactique concerne les choix pour l'optimisation du flot de matériel et de produits dans le complexe minier. Le taux dynamique de récupération conduit à un modèle non convexe et non linéaire. En effet, si l'on considère un centre dans la chaîne de valeur minière et le processus de mélange. En entrée de ce centre on a du matériel minier en entrée provenant de sources variées et en sortie un unique flux. La teneur en élément en sortie n'est pas la combinaison simple des éléments en entrée. On parle de taux dynamique de récupération pour le taux d'élément en sortie d'un centre de traitement dans le mélange. Pour résoudre le problème, l'auteur propose un algorithme de linéarisation externe à chaque itération jusqu'à ce que l'estimation de l'erreur soit assez petite.

[Zhang and Dimitrakopoulos, 2017] s'intéresse à l'ensemble de la chaîne de production

minière. Afin de prendre en compte l'incertitude géologique et l'incertitude du marché, il propose une méthode dite *DMVBD* (*Dynamic-Material-Value-Based Decomposition*). Cette méthode se décompose en trois étapes.

La première étape consiste à initialiser la valeur d'une tonne d'un type de matériel à extraire à une période donnée. Cette valorisation s'appuie sur les informations liées à l'approvisionnement et à la demande de la période considérée.

La seconde étape consiste à générer un plan d'extraction i.e. définir la quantité d'un type de matériel à extraire d'une mine à une période donnée.

Enfin, la troisième étape consiste à définir pour le matériel extrait, sa destination et le traitement adéquat. La quantité de matériel extrait est connue, c'est celle calculé à l'étape précédente. Durant cette troisième étape, on met à jour la valeur d'une tonne de bloc minier (valeur initialisée à la première étape si cette valeur est soit sous-estimée soit surestimée). De plus ces surestimations et sous-estimations admettent une borne supérieure, telle que les variables calculées et associées au plan restent inchangées pour garantir une stabilité du plan calculé.

Nous posons ci-dessous un récapitulatif des principales références bibliographiques traitants des incertitudes affectant une exploitation minière.

| Problèmes Incertitudes | UPIT | Pushback Design |
|---------------------------|---|--|
| Géologique | [Lagos and Stewart, 1951] [Castillo and Dimitrakopoulos, 2014] | [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2013] [Meagher et al., 2009] |
| Economique | [Chatterjee et al., 2016] | [Tahernejad et al., 2017] |
| Géologique / Economique | [Meagher et al., 2009] [Asad and Dimitrakopoulos, 2012] [Castillo and Dimitrakopoulos, 2014] [Asad and Dimitrakopoulos, 2013a] | [Meagher et al., 2009] |
| Problèmes Incertitudes | Bloc Sequencing | Aval |
| Géologique | [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017] [Koushavand et al., 2014] [Achireko, 1998] [Meagher et al., 2014b] [Whittle, nque] [Dimitrakopoulos et al., 2002] [Gholamnejad and Osanloo, 2007] [Lamghari and Dimitrakopoulos, 2016] [Lagos et al., 2011] [Artzner et al., 1999] [Leite and Dimitrakopoulos, 2014] [Asad and Dimitrakopoulos, 2013b] | [Montiel and Dimitrakopoulos, 2015] [Montiel et al., 2016] [Hoerger et al., 1999] |
| Economique | [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016] [Asad and Dimitrakopoulos, 2013a] | |
| Géologique / Economique | [Castillo and Dimitrakopoulos, 2014] [Meagher et al., 2009] | |
| Problèmes Incertitudes | Complexe minier | |
| Géologique | [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017] [Koushavand et al., 2014] [Montiel et al., 2016] [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016] [Espinoza et al., 2013] [Dimitrakopoulos et al., 2002] [Gholamnejad and Osanloo, 2007] [Asad and Dimitrakopoulos, 2013b] [Gilani and Sattarvand, 2016] | |
| Economique | [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016] | |
| Géologique / Economique | [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017] [Zhang and Dimitrakopoulos, 2014] | |

TABLE 2.4 – Incertitude dans les problèmes miniers

2.5 La problématique

Dans le cadre de cette thèse, nous nous intéressons à l'optimisation du processus global d'exploitation d'une mine sous incertitude. Plus précisément, nous nous intéressons à des décisions qui concernent des plans d'extraction, de stockage, des transports et de production) mensuels sur un horizon d'une année. Les contraintes liées au stockage et au transport de minerai entre les mines et les centres de traitement et les contraintes de production sont essentielles dans nos travaux.

La revue de littérature montre que ce problème est actuellement largement étudié. Notamment un des axes de recherche actuel concerne la prise en compte des facteurs incertains dans les modèles d'optimisation.

Toutefois, le complexe minier étudié présente des caractéristiques :

- l'exploitation d'un portfolio minier
- des fours à fusion assurant la production situés sur un site unique,
- un approvisionnement des fours par voie maritime.

Par ailleurs, nous prenons en compte un type d'incertitude peu étudiée, les incertitudes climatiques majeures dont la période d'occurrence est incertaine. Ces incertitudes entraînent d'interruption du flux de minerai entre les centres d'extraction et l'usine.

Dans ce cadre, la principale question de recherche est : comment obtenir un plan du complexe minier robuste (peu sujet aux aléas) ?

Nous avons abordé cette question sous deux angles. Nous proposons tout d'abord une approche collaborative (chapitre 3) de la planification locale des processus amont et aval avec prise en compte des incertitudes sur les coûts de traitement induits.

Nous proposons ensuite une approche globale par scénarios pour prendre en compte des incertitudes climatiques majeures (cyclones). Cette approche utilise un critère adapté pour proposer un plan prenant en compte les principaux scénarios.

Chapitre 3

Détermination du coût de traitement induit d'un bloc minier

3.1 Le contexte, les questions et les apports

3.1.1 Le contexte

L'optimisation de la planification minière a pour but de maximiser le profit généré par le processus global d'exploitation de la mine.

Au chapitre précédent nous avons vu que l'exploitation minière se compose de deux processus : les processus amont et aval. Le processus amont est composé des activités d'extraction et de tri. Le processus aval est composé des activités de mélange, de stockage, transport, et de transformation. Ces processus forment le processus global d'exploitation minier et sont interconnectés entre eux. De ce fait, un évènement incertain sur un des processus conduit au risque d'instabilité sur l'ensemble du processus global (cf. figure 3.1). Cependant, les décisions au niveau du processus amont ont un plus fort impact sur l'ensemble de la chaîne puisque il s'agit de décisions d'extraction qui conditionnent l'ensemble des autres activités. Ainsi, la planification de l'extraction d'un bloc est essentielle et dépend notamment du profit qu'on pourra générer suite à l'extraction du bloc.

Comme pour toute décision, des informations sont nécessaires pour effectuer le choix optimal concernant l'extraction d'un bloc minier.

On considère deux approches : une approche locale et une approche globale. L'approche locale consiste à considérer plusieurs centres de décision de manière indépendante. Il y a autant de centres d'extraction que de mines et un centre de décision associé au centre de traitement (l'usine). Dans ce cadre on souhaite trouver une réponse au problème global en prenant en compte des réponses locales. L'autre approche consiste à considérer un unique centre de décision en charge de l'optimisation globale.

L'approche globale permet l'optimisation du complexe minier. Cependant, d'un point de vue opérationnel et notamment sur le court terme, l'approche globale n'est pas possible ;

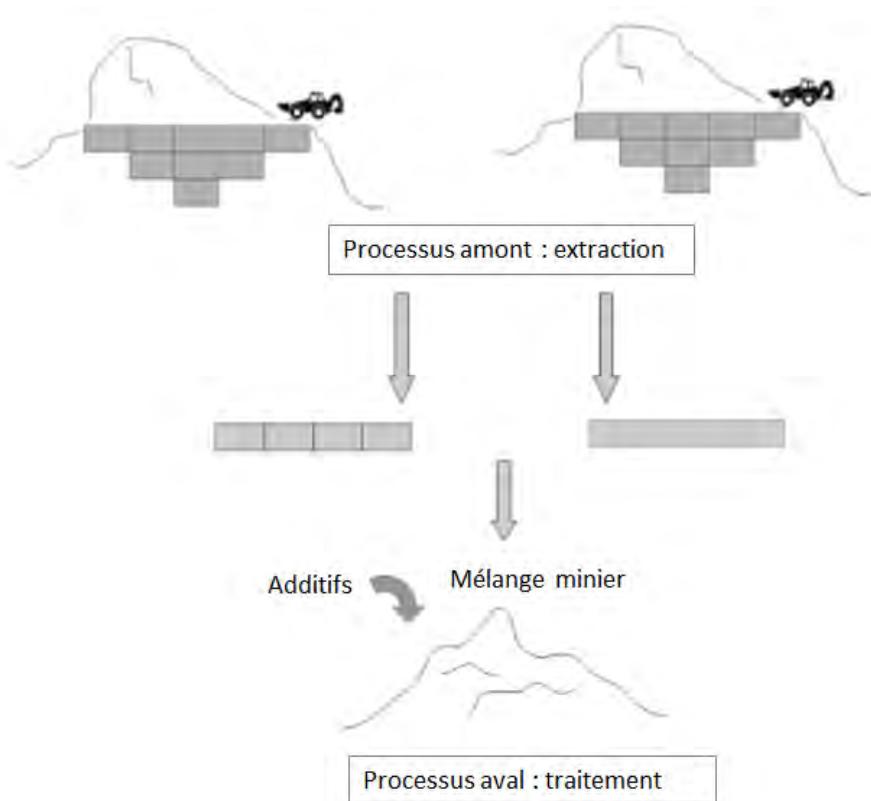


FIGURE 3.1 – De l'extraction à la transformation
source :[Qaeze et al., 2015]

en effet, le centre minier est structuré en plusieurs centres de décision spécifiques à chaque processus (amont et aval). Les performances de l'approche locale qui est pertinente d'un point de vue opérationnel sont donc comparées à celles de l'approche global.

3.1.2 Les approches

Lorsqu'on considère une approche locale pour l'optimisation du complexe minier, on admet l'existence de centres de décision indépendants propre à chaque processus (amont et aval). Cependant, dans ce contexte, les décisions prises au niveau du processus amont ne prennent pas en compte les décisions prises au niveau du processus aval et les plannings d'extraction sont réalisés en prenant en compte l'information sur les coûts d'extraction et la valeur minière des blocs. Pourtant, d'une part, les décisions prises au niveau du processus aval dépendent des décisions prises au niveau du processus amont (le fonctionnement du four dépend du plan d'extraction décidé en amont). D'autre part, l'information prise en compte (les coûts d'extraction) n'est pas suffisante pour garantir un planning optimal du point de vue des coûts. Enfin, ajoutons que dans ce contexte local, au niveau des mines chaque décideur planifie l'extraction des blocs miniers sans prendre en compte les choix d'extraction au

niveau des autres mines, ce qui pose un problème au niveau des phases de mélange.

Pour produire, le four doit avoir un mélange satisfaisant certaines conditions sur les pourcentages des éléments chimiques qui le composent. En d'autres termes pour que le four fonctionne il faut que les teneurs en éléments respectent certaines contraintes. Ces contraintes peuvent correspondre à des combinaisons de teneurs en éléments possibles. Si chaque mine extrait des blocs de forte teneur pour un élément donné ; lors du mélange, on obtiendrait une forte concentration de cet élément et on risquerait de ne pas respecter les conditions de fonctionnement du four : on serait amené à utiliser beaucoup de minerai pauvre pour "diluer" le mélange. Cela représente un coût, celui de l'ajout d'élément neutre. De la même façon, pour un mélange à faible teneur, l'ajout de dopant conduirait à un coût non négligeable lié à l'ajout de matériel dopant.

L'échange d'information entre amont et aval est complexe du fait :

- du manque de connaissance, sur un centre donné, de la séquence d'extraction des autres centres miniers,
- du décalage temporel entre le choix d'extraction et le choix de production.

En effet, au niveau d'un centre minier, l'information nécessaire pour améliorer les performances serait l'information sur le mélange, mais cette dernière ne sera disponible qu'une fois les plannings effectués.

Afin que le décideur au niveau amont puisse déterminer la valorisation d'un bloc, il faut qu'il ait l'information sur le profit espéré sur un bloc, ce qui est une information détenue par le décideur au niveau aval. Cependant, ce décideur ne peut déterminer le profit optimal possible puisqu'il est contraint par le planning d'extraction résultat des décisions au niveau amont. Ainsi, il y a une interdépendance des décisions entre les processus amont et aval. Pour assurer une meilleure coordination entre les processus amont et aval, la prise en compte du coût de traitement induit est donc primordiale.

Les constats précédents nous conduisent aux questions suivantes :

- Comment déterminer le coût de traitement potentiel d'un bloc minier ?
- Comment assurer l'échange entre les centres d'extraction et les centres de traitement ?
- Quelle type d'information doit être partagée entre les différents centres ?

Rappelons la situation initiale suivante : on a une évaluation des coûts de manière locale au niveau d'une mine (i.e. sans prendre en compte les données d'extraction des autres mines et les contraintes des centres de traitement).

Cette situation initiale n'est pas optimale puisqu'elle ne prend en compte qu'une partie de l'information disponible (i.e. l'information locale). Ainsi, nous considérerons deux niveaux

de coopération dans lesquels le coût induit est l'information qui fait le lien entre les centres d'extraction et les centres de traitement.

Au premier niveau de coopération, on parlera d'échange d'information et on considérera un échange unique d'information (i.e. sans itération) entre le processus amont et aval (La figure 3.2 présente l'échange d'information unique entre le processus amont et aval). Dans ce cas, il n'y a rien qui garantisse que les mélanges obtenus seront optimaux i.e. générerons un coût minimal d'additifs pour respecter les contraintes de fonctionnement du four. Notre approche consiste à enrichir l'information sur les coûts de traitement.

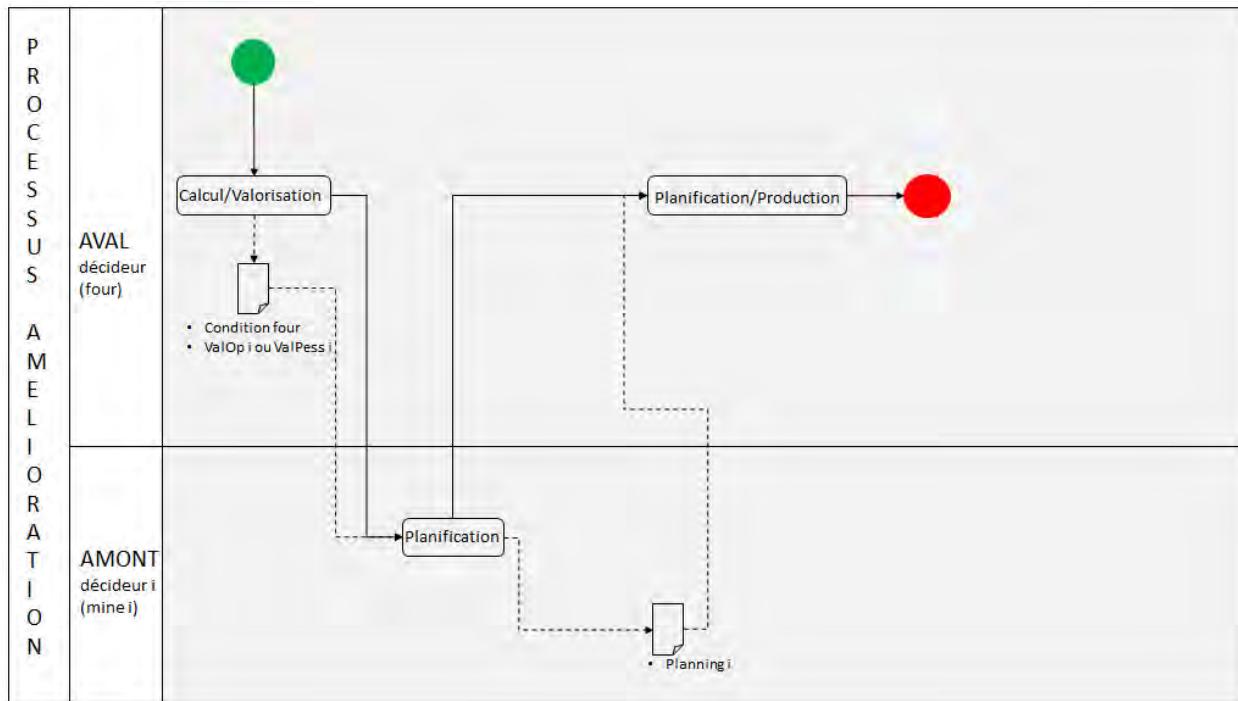


FIGURE 3.2 – Echange d'information

Au deuxième niveau de coopération, on parlera de "processus de coopération" et la coopération consistera en "un dialogue" en boucle (i.e. avec itération) entre le processus amont et aval (figure 3.3). Dans ce cas l'estimation du coût de traitement induit dépendra de la période à laquelle les blocs seront extraits (ce coût induit dépend des plans d'extraction des autres mines).

Afin de pouvoir analyser ses deux approches nous avons besoin aussi d'un modèle global. Nous allons dans la section suivante vous présenter les modèles locaux qui seront mis en jeu dans nos proposition de collaboration ainsi que le modèle global qui sera le modèle de référence puisque c'est celui qui nous donnera la solution optimale.

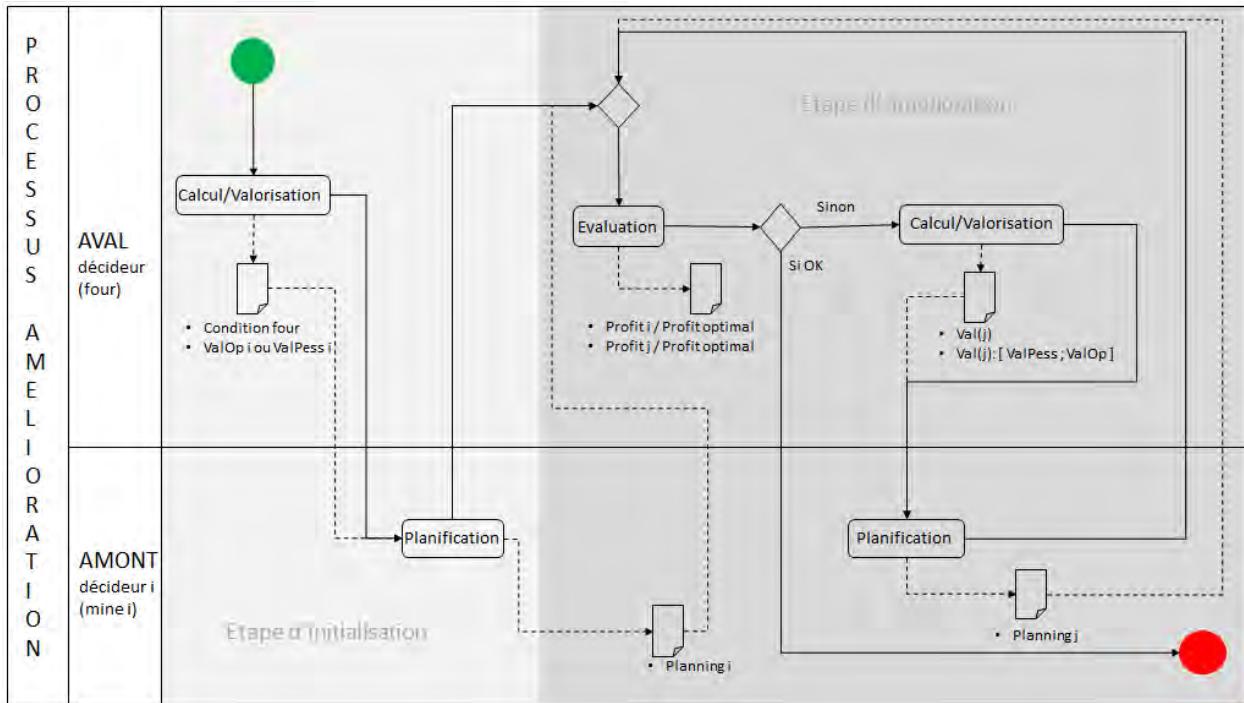


FIGURE 3.3 – Procédé de calcul

3.2 Les modèles

Un complexe minier type "est composé d'un ensemble de mines, un ensemble de centres de traitement et d'un ensemble de produits", [Whittle, 2014]. Nous proposons, au paragraphe suivant, les modèles de planification locaux (un modèle de planification de l'extraction et un modèle de planification de la transformation) puis globaux d'un complexe minier.

3.2.1 Le modèle local des centres miniers

Le modèle de la planification du processus d'extraction au niveau des différentes mines est une adaptation du modèle UPIT.

Modèle

Indices et ensembles :

- B : Ensemble des blocs $b \in B$.
- T : Ensemble des périodes $t \in T$.
- U : Ensemble des arcs v , tels que $v = (b, c)$ si c peut être extrait que si b a déjà été extrait avec $b, c \in B$.

Paramètres :

- V_b : Valeur du bloc $b \in B$, extrait.
- C_b : Coût d'extraction d'un bloc $b \in B$.

Variables de décision :

- $x_{b,t} \in \{0, 1\}$: 1 si le bloc $b \in B$ est extrait à la période $t \in T$, 0 sinon.

Fonction-Objectif :

$$\max : \sum_{b \in B} \sum_{t \in T} (V_b - C_b) \cdot \sum_{t \in T} x_{b,t} \quad (3.1)$$

La maximisation du profit (3.1) se fait sous les contraintes suivantes :

$$x_{c,t} \leq \sum_{w=1}^t \sum_{j \in A} x_{b,w} \quad \forall (b, c) \in U, \forall t \in T \quad (3.2)$$

$$\sum_{b \in B} x_{b,t} = 1 \quad \forall t \in T \quad (3.3)$$

$$\sum_{t \in T} x_{b,t} \leq 1 \quad \forall b \in B \quad (3.4)$$

La contrainte (3.2) représente la contrainte de précédence entre les blocs.

La contrainte (3.3) traduit le fait que sur l'ensemble des périodes $t, \forall t \in T$, il y a un et un seul bloc b d'extrait, $\forall b \in B$.

La contrainte (3.4) traduit qu'un bloc est extrait au plus une fois sur l'horizon T .

Après avoir présenté le modèle de planification de l'activité d'extraction, le paragraphe suivant présente le modèle de planification de l'activité de transformation des blocs.

3.2.2 Le modèle local du centre de transformations

La transformation se fait par fusion dans un four dont le fonctionnement présente des contraintes. En effet, du fait de contraintes techniques, pour le nickel l'excès de fer dans le mélange de minerai à traiter, provoque la formation d'un magma explosif qui peut détériorer le four.

Dans le modèle local ci-dessous, un bloc minier est identifié par la mine d'extraction et la période d'extraction du bloc. Le modèle représente le contexte suivant :

- On suppose que chaque mine livre un bloc par période.
- On considère qu'il n'y a pas de stock à l'entrée de l'usine.
- Le four a plusieurs conditions de production qui correspondent à des teneurs sur les différents éléments.

- On peut ajouter du dopant qui a pour effet d'augmenter la teneur en éléments et des matières minérales neutres qui diminuent la teneur en éléments dans un mélange.
- Un processus de mélange est donc positionné en entrée du four et il génère un coût.

Modèle

Indices et ensemble :

- T : ensemble des périodes t .
- M : ensemble des mines m .
- B_m : ensemble des blocs b de la mine m .
- J : ensemble des éléments j .
- I : ensemble des conditions de production i .

Paramètres :

- W : Nombre de mines
- $Be_{b,t,m}$: 1 si un bloc $b \in B$ de la mine m est extrait à la période $t \in T$, 0 sinon. Cette information est envoyée par les centres d'extraction.
- $G_{b,j,m}$: Teneur en élément j dans un bloc b d'une mine m .
- C_j^d : Coût des dopants pour l'élément j .
- C_j^n : Coût des matières minérales neutres en élément j .
- $Tr_{j,i}^{min}$: Teneur minimale en élément j à produire avec la condition i .
- $Tr_{j,i}^{max}$: Teneur maximale en élément j à produire avec la condition i .

Variables :

- $G_{j,t}$: Quantité en élément j dans le mélange à la période t .
- $T_{j,t}^D$: Quantité de dopant à ajouter pour respecter la contrainte en teneur minimale en élément j imposée par le four à fusion à la période t .
- $T_{j,t}^N$: Quantité en matériel minier neutre à ajouter pour respecter la teneur maximale en élément j imposée par le four à fusion à la période t .
- $a_i \in \{0, 1\}$: 1 si le four à fusion est réglé suivant les conditions de production $i \in I$, 0 sinon.

L'objectif de l'usine est donc de minimiser les coûts de production qui sont dus à l'ajout de dopant et de matériel minier neutre.

Fonction objectif :

$$\min \quad \sum_{t \in T} \sum_{j \in J} (C_j^n \cdot T_{j,t}^N + C_j^d \cdot T_{j,t}^D) \quad (3.5)$$

La minimisation des coûts (3.5) se fait sous les contraintes suivantes :

$$\sum_{i \in I} a_i = 1 \quad (3.6)$$

$$G_{t,j} = \sum_{m \in M} \sum_{b \in B_m} B e_{b,t,m} \cdot G_{b,j,m} + T_{j,t}^D - T_{j,t}^N, \quad \forall t \in T, \forall j \in J \quad (3.7)$$

$$a_i \cdot Tr_{j,i}^{min} \leq G_{t,j}^m \cdot 1/W \leq Tr_{j,i}^{max} + (1 - a_i) \cdot 100 \quad \forall t \in T, \forall i \in I, \forall j \in J, \quad (3.8)$$

L'équation (3.6) définit qu'il y a une et une seule condition de production pour le four sur tout l'horizon de planification.

L'équation (3.7) calcule la quantité de chaque élément j à la période t .

L'équation (3.8) permet de vérifier que la teneur en élément j du mélange à la période t satisfait toutes les conditions de production i .

Les modèles locaux précédemment posés modélisent les processus amont et aval. L'ensemble de ces processus compose le processus global dont nous proposons un modèle au paragraphe suivant.

3.2.3 Le modèle global

Le modèle global est une agrégation de W modèles d'extraction et d'un modèle de centre de transformation.

Modèle

Ensemble :

- J : Ensemble d'éléments $j \in J$
- M : Ensemble des mine $m \in M$ pour le processus de mélange
- B_m : Ensemble des bloc $b \in B_m$
- T : Ensemble des périodes t de l'horizon de planification
- U_m : Ensemble des arcs $(i, j), i, j \in B_m$ qui représente les contraintes de précédente pour l'extraction. (j doit être extrait avant i).

Paramètres :

- W : Nombre de mine
- $C_{b,m}$: Coût d'extraction d'un bloc $b \in B_m$ d'une mine $m \in M$
- $V_{b,m}$: Valorisation de l'extraction d'un bloc $b \in B_m$ d'une mine $m \in M$
- $G_{b,j,m}$: Teneur en élément j dans un bloc b d'une mine m .
- C_j^d : Coût des dopants pour l'élément j .
- C_j^n : Coût des matières minérales neutres en élément j .
- $Tr_{j,i}^{min}$: Teneur minimale en élément j à produire avec la condition i .
- $Tr_{j,i}^{max}$: Teneur maximale en élément j à produire avec la condition i .

Variables de décisions :

- $x_{b,t,m} \in 0, 1$: 1 si le bloc $b \in B_m$ de la mine m est extraite, 0 sinon, à la période $t \in T$
- $G_{j,t}$: Quantité en élément j dans le mélange à la période t .
- $T_{j,t}^D$: Quantité de dopant à ajouter pour respecter la contrainte en teneur minimale en élément j imposé par le four à fusion à la période t .
- $T_{j,t}^N$: Quantité en matériel minier neutre à ajouter pour respecter la teneur maximale en élément j imposé par le four à fusion à la période t .
- $a_i \in \{0, 1\}$: 1 si le four à fusion est réglé suivant les conditions de production $i \in I$, 0 sinon.

La fonction-objectif maximise le profit. En effet, l'optimisation consiste à choisir pour une période donnée t , le meilleure bloc à extraire b compte tenu des contraintes imposées par le four.

Fonction-objectif :

$$\begin{aligned} \max : & \sum_{m \in M} \sum_{b \in B_m} \sum_{t \in T} (V_{b,m} \cdot x_{b,t,m}) \\ & - \sum_{t \in T} \sum_{j \in J} (C_j^n \cdot T_{j,t}^N + C_j^d \cdot T_{j,t}^D) \\ & - \sum_{m \in M} \sum_{b \in B_m} \sum_{t \in T} (C_{b,m} \cdot x_{b,t,m}) \end{aligned} \quad (3.9)$$

La fonction objectif (3.9), maximise le profit généré dans le contexte défini par le processus minier.

Sujet à :

L'équation (3.10) présente la contrainte de précédence entre les blocs miniers.

$$x_{b,t,m} \leq \sum_{w=1}^t \sum_{j=1}^A x_{c,w,m}, \quad \forall m \in M, \forall (b, c) \in U_m, \forall t = 1, \dots, T \quad (3.10)$$

Les équations (3.11) et (3.12) traduisent le fait que dans une période, un unique bloc est extrait.

$$\sum_{b=1}^{B_m} x_{b,t,m} = 1 \quad \forall m \in M, \forall t \in T \quad (3.11)$$

$$\sum_{t=1}^T x_{b,t,m} \leq 1 \quad \forall m \in M, \forall b \in B_m \quad (3.12)$$

Les équations (3.13) traduit le fait qu'il n'y a qu'un type de produit produit dans une période.

$$\sum_{i=1}^I a_i = 1 \quad (3.13)$$

Les équations (3.14) et (3.15) traduisent le fait que le mélange de minerai en entrée du four doit respecter des teneurs en éléments imposés pour le fonctionnement optimal du four.

$$G_{t,j} = \sum_{m \in M} \sum_{b \in B_m} x_{b,t,m} \cdot G_{b,j,m} + T_{j,t}^D - T_{j,t}^N, \quad \forall t \in T, \forall j \in J \quad (3.14)$$

$$a_i \cdot Tr_{j,i}^{min} \leq G_{t,j} \cdot 1/W \leq Tr_{j,i}^{max} + (1 - a_i) \cdot 100 \quad \forall t \in T, \forall i \in I, \forall j \in J, \quad (3.15)$$

Les contraintes (3.10), (3.11) et (3.12) sont les contraintes des mines.

Les contraintes (3.13), (3.14) et (3.15) sont les contraintes du centre de transformation.

3.3 Approche par échange d'information

L'enjeu du chapitre est de proposer une méthode de détermination du coût de traitement des blocs miniers permettant de réduire l'écart entre l'approche locale et globale. Pour cela, nous proposons un procédé de calcul permettant d'améliorer l'estimation du coût de traitement d'un bloc. Cette estimation est incertaine et le choix d'une valeur précise dépend donc de l'état d'un décideur : optimiste (tendance à sous estimer) ou pessimiste (tendance à sur estimer).

Nous proposons, dans un premier temps, un exemple significatif mais très simplifié comme fil conducteur pour mettre en exergue les problématiques et aussi l'illustrer les méthodes proposées. Tout d'abord, nous présentons les paramètres de notre exemple.

La détermination du meilleur coût induit constitue un paramètre clé pour l'optimisation du complexe minier. L'apport de ce chapitre réside dans la détermination des trois coûts de traitement induit.

Dans un premier temps, un coût initial c_i . Ce coût initial est vu selon deux points de vue : un point de vue optimiste et un point de vue pessimiste.

Ainsi dans un second temps, on prend en compte un coût intégrant l'état d'esprit du décideur (comme précédemment) ainsi que les conditions de fonctionnement du four. En vue d'améliorer les performances de la solution, nous considérerons une coordination entre processus amont et aval par l'intermédiaire d'un échange d'information en une unique itération.

Enfin, nous présentons l'apport principal de ce chapitre qui consiste à mettre en place une communication en boucle entre processus amont et aval jusqu'à ce que l'on obtienne une valeur proche de l'optimale. De plus, une mise à jour du coût induit du bloc minier sera effectuée pour prendre en compte la coordination entre les mines.

Rappelons que cette solution optimale est générée par l'approche globale. Cette approche consiste en une optimisation de l'ensemble du complexe minier en considérant un unique centre de décision (qui pilote conjointement les processus amont et aval). Les résultats de l'approche globale seront considérés comme résultats de référence.

Les paramètres de l'exemple

Nous proposons les paramètres suivants (cf. notation du modèle paragraphe 3.2.3) :

- 2 mines ($M : 1; 2$) constituées de cinq blocs ($B_{m:(1;2)} : 1; \dots; 5$), sans contrainte de précédence,
- deux éléments minéralogiques à prendre en compte : $e1$ et $e2$,
- deux conditions de production.

Les coûts d'extraction sont de 10 quelle que soit la mine et quelque soit le bloc et la valeur de tous les blocs est de 100 quelle que soit la mine.

Le coût de traitement des blocs est fixé à 10 pour montrer l'impact des teneurs en éléments

sur l'optimisation du complexe minier.

Les tableaux suivants présentent les paramètres de notre exemple :

- tableau 3.2 : les teneurs en élément des blocs,
- tableau 3.3 et 3.4 : les contraintes du four,
- tableau 3.5 : les coûts de dopants et de neutre,

| Blocs \ Éléments | Élément 1 | Élément 2 |
|------------------|-----------|-----------|
| Blocs | Élément 1 | Élément 2 |
| Bloc 1 | 9 | 6 |
| Bloc 2 | 8 | 10 |
| Bloc 3 | 10 | 11 |
| Bloc 4 | 12 | 11 |
| Bloc 5 | 13 | 7 |

TABLE 3.1 – teneur en éléments par bloc, mine 1

| Blocs \ Éléments | Élément 1 | Élément 2 |
|------------------|-----------|-----------|
| Blocs | Élément 1 | Élément 2 |
| Bloc 1 | 20 | 2 |
| Bloc 2 | 8 | 2 |
| Bloc 3 | 10 | 12 |
| Bloc 4 | 9 | 6 |
| Bloc 5 | 1 | 5 |

TABLE 3.2 – teneur en éléments par bloc, mine 2

| Éléments \ Teneurs imposées | Min | Max |
|-----------------------------|-----|-----|
| Éléments | Min | Max |
| Élément 1 | 8 | 10 |
| Élément 2 | 6 | 7 |

TABLE 3.3 – Condition 1

| Éléments \ Teneurs imposées | Min | Max |
|-----------------------------|-----|------|
| Éléments | Min | Max |
| Élément 1 | 11 | 13,5 |
| Élément 2 | 8 | 10 |

TABLE 3.4 – Condition 2

| Coût | Dopant | Neutre |
|-----------|--------|--------|
| Élément 1 | 3 | 2 |

TABLE 3.5 – Coût de dopant et d'élément neutre

3.3.1 Détermination des coûts induits

Les figures 3.4 et 3.5 représentent la position des blocs de la mine 1 et de la mine 2 par rapport aux deux conditions de fonctionnement du four représentées par les rectangles : "Condition 1" et "Condition 2".

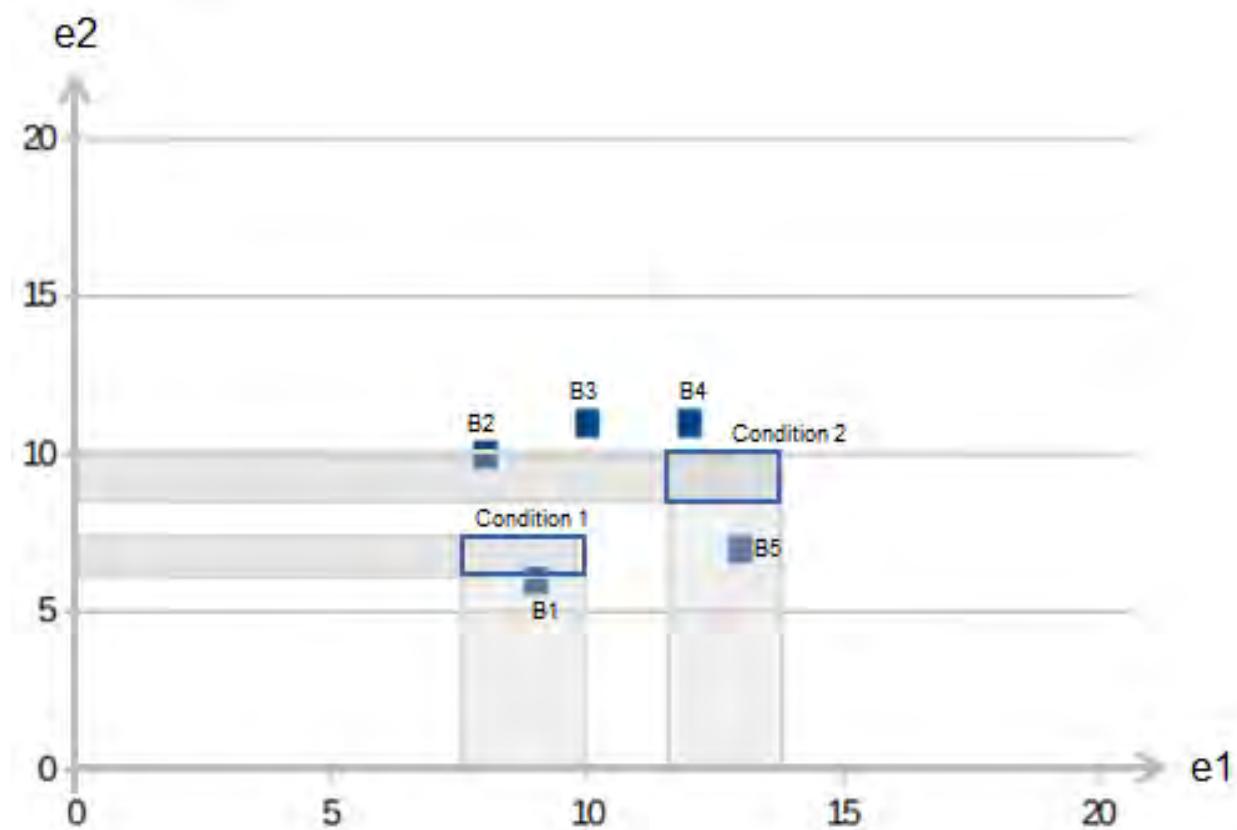


FIGURE 3.4 – Les blocs de la mine 1 et les conditions du four

On constate que le bloc 4 de la mine 2 (cf. figure 3.5) ne demande aucun traitement pour respecter la condition 1 de fonctionnement du four.

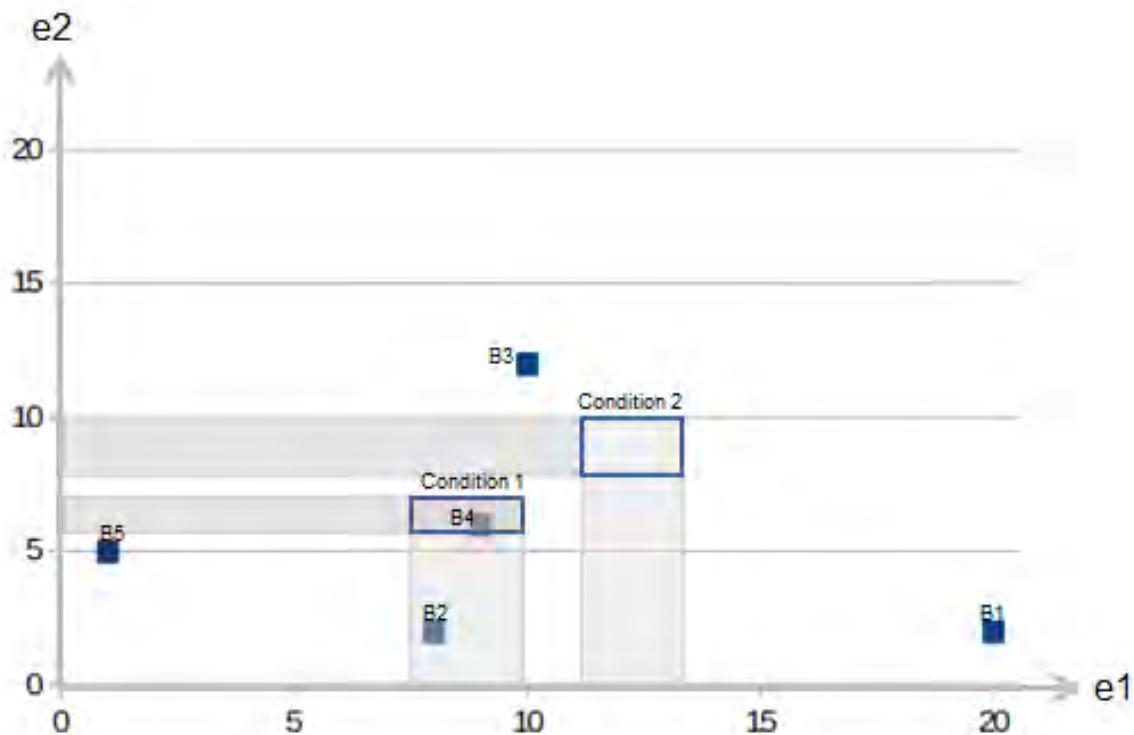


FIGURE 3.5 – Les blocs de la mine 2 et les conditions du four

Prenons l'exemple du bloc 5 de la mine 2 ; on représente dans la figure suivante (cf. figure 3.6) le coût induit pour respecter les conditions de fonctionnement du four. On peut voir que, suivant la condition de production du four, le coût est différent. Comme on ne connaît pas à l'avance la condition de production, le coût de traitement, même avec une seule mine, est incertain.

Sur le graphique, cf. figure 3.6, dans le calcul $e1 : 7 * 3 = 21$ on a :

- la valeur 3 correspond au coût d'ajout de dopant dans le but d'atteindre la condition imposée par le four.
- la valeur 7 correspond au vecteur de déplacement sur l'axe des abscisses pour atteindre la zone de contrainte imposé par le four.
- la valeur 21 correspond correspond au coût à dépenser pour que le bloc 5 respecte les conditions du four au regard de l'élément $e1$

On a la même explication pour le coût $e2 : 1 * 3 = 3$, de l'élément $e2$ du bloc 5.

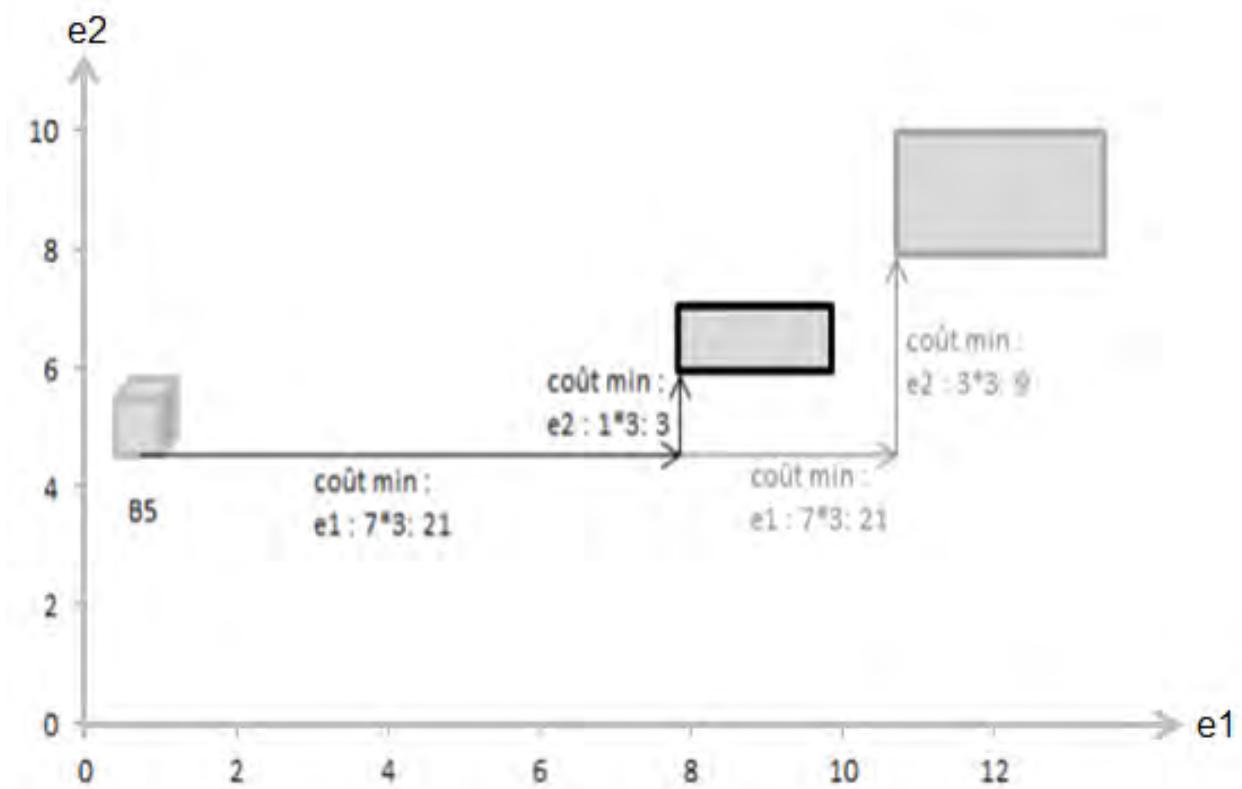


FIGURE 3.6 – Exemple du bloc 5 de la mine 2

3.3.2 Détermination des coûts de traitement dans le cas avec échange d'information aval/amont

Dans cette section nous proposons qu'une information soit envoyée aux mines avant la planification de l'extraction des blocs. Cette information sera une estimation du coût de traitement induit des blocs. L'aval, le centre de transformation, indique un coût de traitement du bloc minier à l'amont, les centres miniers. Les centres miniers orientent l'extraction en fonction de cette information.

A ce niveau nous n'avons pas d'information sur les séquences d'extraction des autres mines. Nous proposons de calculer pour chaque mélange possible $((G_j)_{j \in J})$ deux valeurs "extrêmes" de coût de traitement que nous appellerons coût induit de traitement optimiste (noté Ct^{opt} eq.3.16) et coût induit de traitement pessimiste (noté Ct^{pes} eq.3.17). L'"optimiste" consiste à considérer un coût minimal pour un mélange donné; cela sous entend que la condition de production du four est avantageuse pour le mélange. A l'inverse le "pessimiste" considère le mélange le plus couteux tout en interdisant l'ajout de neutre et de dopant simultanément (ajout des contraintes (d),(e),(f).3.17 dans le modèle pessimiste).

L'équation (3.16) traduit le calcul du coût optimiste c'est à dire le coût minimal permettant au mélange minier de respecter les contraintes du four. Ce coût est proportionnel à la quantité de dopant ou de minerai neutre à ajouter au mélange minier pour respecter les contraintes du four. Du point de vu de la quantité de minerai, l'équation (3.16) traduit la quantité minimale de dopant ou d'élément neutre à ajouter au mélange minier pour respecter les contraintes du four.

$$\begin{aligned}
 Ct^{opt} &= \min C_j^n \cdot T_j^N + C_j^d \cdot T_j^D \\
 (a) \quad G_j - T_j^N + T_j^D &= G_j^m \quad \forall j \in J \\
 (b) \quad a_i \cdot Tr_{j,i}^{min} &\leq G_j^m \cdot 1/W \leq Tr_{j,i}^{max} + (1 - a_i) \cdot 100 \quad \forall i \in I, \forall j \in J, \\
 (c) \quad \sum_{i \in I} a_i &= 1
 \end{aligned} \tag{3.16}$$

L'équation (3.17) traduit le calcul du coût pessimiste c'est à dire le coût maximal nécessaire pour un mélange minier respectant les contraintes du four. Ce coût est proportionnel à la quantité de dopant ou de minerai neutre à ajouter au mélange minier pour respecter les contraintes du four. Du point de vu de la quantité de minerai, l'équation (3.17) traduit la quantité maximale de dopant ou d'élément neutre à ajouter au mélange minier pour respecter les contraintes du four.

$$\begin{aligned}
 Ct^{pes} &= \max C_j^n \cdot T_j^N + C_j^d \cdot T_j^D \\
 (a) \quad G_j - T_j^N + T_j^D &= G_j^m \quad \forall j \in J \\
 (b) \quad a_i \cdot Tr_{j,i}^{min} &\leq G_j^m \cdot 1/W \leq Tr_{j,i}^{max} + (1 - a_i) \cdot 100 \quad \forall i \in I, \forall j \in J, \\
 (c) \quad \sum_{i \in I} a_i &= 1 \\
 (d) \quad T_j^D &\leq \delta_j \cdot M \quad \forall j \in J \\
 (e) \quad T_j^N &\leq (1 - \delta_j) \cdot M \quad \forall j \in J \\
 (f) \quad \delta_j &\in \{0, 1\}
 \end{aligned} \tag{3.17}$$

Les deux valeurs de coût induit du bloc ne sont pas rigoureusement des valeurs extrêmes puisque le mélange avec un autre bloc pourrait augmenter le coût (resp. le diminuer encore plus). Mais il diminuerait (resp. augmenterait) celui avec lequel il serait mélangé.

Pour obtenir une valeur de coût unique et faire un compromis entre ces deux valeurs, nous proposons d'utiliser le critère d'Hurwitz (3.21) qui agrège linéairement la valeur pessimiste et optimiste avec le paramètre $\alpha \in [0, 1]$. On notera que ce critère peut se ramener aux coûts optimiste ($\alpha = 0$) et pessimiste. ($\alpha = 1$) :

$$Ct^{Hurwitz} = \alpha * Ct^{pes} + (1 - \alpha) * Ct^{opt} \tag{3.18}$$

Appliquons cette méthode aux blocs de l'exemple 3.3. Les tableaux 3.7 et 3.6 récapitulent les résultats pour chacun des blocs.

Ces coûts sont ensuite envoyés aux processus amont pour calculer les plans d'extraction. La fonction objectif (eq.3.1) est modifiée et devient :

$$\sum_{b \in B} (V_b - C_b - Ct_b^{Hurwitz}) * x_b \tag{3.19}$$

| Coût Blocs | Ct^{pes} | Ct^{opt} |
|---------------|------------|------------|
| Bloc 1 | 44 | 57 |
| Bloc 2 | 20 | 39 |
| Bloc 3 | 0 | 16 |
| Bloc 4 | 10 | 24 |
| Bloc 5 | 24 | 51 |

TABLE 3.6 – Coût de traitement par bloc mine 2

Afin d'illustrer l'intérêt de communiquer les coûts de traitement aux mines nous considérons l'exemple section 3.3. Nous nous concentrons sur la mine 1 et un horizon de planification de 3 périodes. D'un point de vue des mines toute séquence de trois blocs est optimale. Dans le tableau ci-dessous (tab.3.7) vous trouverez les coût optimiste et pessimiste des 5 blocs.

| Coût Blocs | Ct^{opt} | Ct^{pes} |
|---------------|------------|------------|
| Bloc 1 | 0 | 24 |
| Bloc 2 | 6 | 19 |
| Bloc 3 | 5 | 15 |
| Bloc 4 | 2 | 18 |
| Bloc 5 | 3 | 13 |

TABLE 3.7 – Coût de traitement par bloc mine 1

On peut voir que si on communique les coûts optimistes alors les trois blocs extraits seront le 1 le 4 et le 5 (peut importe la séquence). Dans le cas où on communique le coût pessimiste les trois blocs extraits sont le 3 le 4 et le 5. Néanmoins cela ne nous permet pas de dire s'il faut mieux communiquer la valeur optimiste ou pessimiste ou même un compromis. Nous apporterons des éléments de réponse dans les prochaines sections.

3.3.3 Prise en compte du mélange

Dans la suite, nous nous intéressons à la teneur en éléments dans le mélange au niveau du four. On ne considère donc plus les blocs un à un mais les mélanges possibles entre plusieurs blocs. Dans notre exemple, on considère le cas simple où le mélange est réalisé entre deux blocs provenant de deux mines distinctes. On dispose de 5 blocs dans chacune des deux mines ce qui correspond à 25 mélanges possibles. Les données correspondant aux 25 mélanges sont présentées dans le tableau 3.8. Il existe les 25 couples de combinaisons possibles ; par exemple le mélange "M1" du tableau 3.8 correspond au point "1" de la figure 3.7.

Pour expliquer les valeurs du tableau 3.8 nous expliquons les données de la première ligne du tableau. Le mélange $M1$ correspond au mélange du bloc $B1$ de la mine 1 et du bloc $B1$

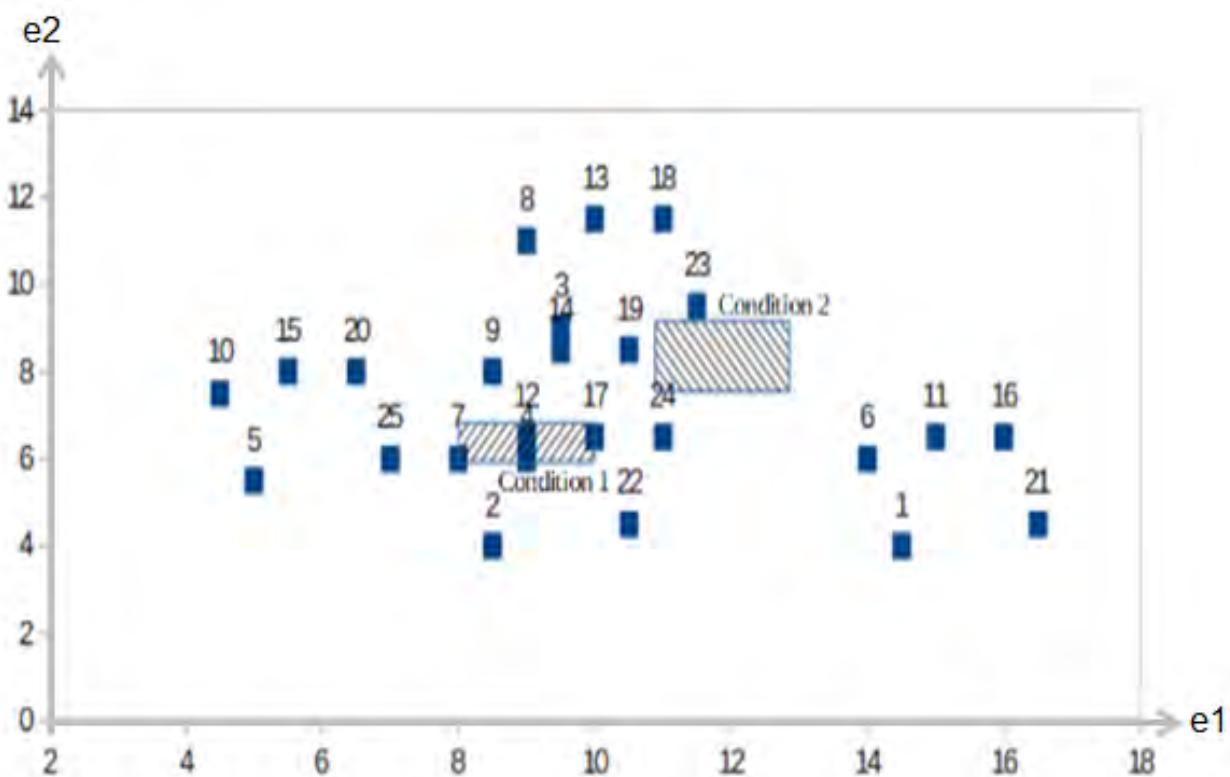


FIGURE 3.7 – Les mélanges et les conditions de fonctionnement du four

de la mine 2. Si l'on se réfère aux données de notre étude (cf. tableau 3.1 et tableau 3.2) on a pour le bloc 1 de la mine 1, les teneurs suivantes :

- $e_1 : 9$
- $e_2 : 6$

On a pour le bloc 2 de la mine 2, les teneurs suivantes :

- $e_1 : 20$
- $e_2 : 2$

On pose pour le mélange des blocs 1 des mines 1 et 2, i.e. pour le mélange M_1 on a les teneurs suivantes :

- $e_1 : (9 + 20) / 2 = 14.5$
- $e_1 : (6 + 2) / 2 = 4$

| Mélange | mine, élément | mine1 | mine2 | e1 | e2 |
|---------|---------------|-------|-------|------|----|
| M1 | B1 | B1 | 14.5 | 4 | |
| M2 | B1 | B2 | 8.5 | 4 | |
| M3 | B1 | B3 | 9.5 | 9 | |
| M4 | B1 | B4 | 9 | 6 | |
| M5 | B1 | B5 | 5 | 5,5 | |
| M6 | B2 | B1 | 14 | 6 | |
| M7 | B2 | B2 | 8 | 6 | |
| M8 | B2 | B3 | 9 | 11 | |
| M9 | B2 | B4 | 8,5 | 8 | |
| M10 | B2 | B5 | 4,5 | 7,5 | |
| M11 | B3 | B1 | 15 | 6,5 | |
| M12 | B3 | B2 | 9 | 6,5 | |
| M13 | B3 | B3 | 10 | 11,5 | |
| M14 | B3 | B4 | 9,5 | 8,5 | |
| M15 | B3 | B5 | 5,5 | 8 | |
| M16 | B4 | B1 | 16 | 6,5 | |
| M17 | B4 | B2 | 10 | 6,5 | |
| M18 | B4 | B3 | 11 | 11,5 | |
| M19 | B4 | B4 | 10,5 | 8,5 | |
| M20 | B4 | B5 | 6,5 | 8 | |
| M21 | B5 | B1 | 16,5 | 4,5 | |
| M22 | B5 | B2 | 10,5 | 4,5 | |
| M23 | B5 | B3 | 11,5 | 9,5 | |
| M24 | B5 | B4 | 11 | 6,5 | |
| M25 | B5 | B5 | 7 | 6 | |

TABLE 3.8 – Les données correspondant aux mélanges

En prenant en compte les tableaux de données (tableau 3.1, 3.2, 3.3, 3.4, 3.5), on calcul les valorisations optimistes et pessimistes (Table 3.9) pour qu'un mélange respect les conditions imposées par le four à fusion.

| Mélanges | Blocs | Valorisation optimiste | Valorisation pessimiste |
|----------|-------|------------------------|-------------------------|
| M1 | B1 B1 | 15 | 22 |
| M2 | B1 B2 | 7 | 13.5 |
| M3 | B1 B3 | 5.5 | 9 |
| M4 | B1 B4 | 2.0 | 6 |
| M5 | B1 B5 | 10.5 | 19.5 |
| M6 | B2 B1 | 8.0 | 15 |
| M7 | B2 B2 | 0.0 | 9 |
| M8 | B2 B3 | 10.0 | 13 |
| M9 | B2 B4 | 3.0 | 8.5 |
| M10 | B2 B5 | 11.5 | 19.5 |
| M11 | B3 B1 | 11.0 | 15.5 |
| M12 | B3 B2 | 3.0 | 4.5 |
| M13 | B3 B3 | 9.0 | 15 |
| M14 | B3 B4 | 4.5 | 8 |
| M15 | B3 B5 | 9.5 | 17.5 |
| M16 | B4 B1 | 13.0 | 17.5 |
| M17 | B4 B2 | 1.0 | 5.5 |
| M18 | B4 B3 | 11.0 | 17 |
| M19 | B4 B4 | 4.0 | 10 |
| M20 | B4 B5 | 6.5 | 14.5 |
| M21 | B5 B1 | 17.5 | 24.5 |
| M22 | B5 B2 | 5.5 | 12.5 |
| M23 | B5 B3 | 8.0 | 14 |
| M24 | B5 B4 | 3.0 | 7.5 |
| M25 | B5 B5 | 3.0 | 12 |

TABLE 3.9 – Valorisation optimiste et pessimiste

En considérant que l'horizon de planification est de 5 périodes nous devons donc extraire tous les blocs. L'information sur le coût de traitement étant le même quelque soient les périodes, toute séquence d'extraction a le même coût et est donc optimale.

Regardons de plus près les conséquences que peuvent avoir les choix des séquences. Le tableau 3.10 calculé à partir du tableau 3.8 correspond au coût de traitement par mélange pour satisfaire la condition 1 de fonctionnement du four.

Le tableau 3.10, présente un exemple de jeu de données pour deux mines contenant 5 blocs miniers. Chaque bloc est constitué de deux éléments (e1, e2). Le tableau représente la matrice des coûts des mélanges possibles entre les blocs de chaque mine. On considère les coûts optimistes, c'est à dire les coûts minimaux pour qu'un mélange respecte le fonctionnement optimal imposé par le four.

Ainsi, la valeur 15 du tableau 3.10 en position (1, 1) représente, le coût minimal pour que le

| Mine 1 \ Mine 2 | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|-----------------|------|-----|-----|-----|------|
| 1 | 15 | 7 | 5.5 | 2 | 10.5 |
| 2 | 8 | 0 | 10 | 3 | 11.5 |
| 3 | 11 | 3 | 9 | 4.5 | 9.5 |
| 4 | 13 | 1 | 11 | 4 | 6.5 |
| 5 | 17.5 | 5.5 | 8 | 3 | 3 |

TABLE 3.10 – Coût de traitement condition 1

mélange des blocs b1 de la mine 1 et b1 de la mine 2 respecte le fonctionnement optimal du four.

Cette valeur est obtenue en prenant en compte les éléments suivants :

- Les teneurs en éléments par mélange (tableau 3.8)
- A partir de ces teneurs en éléments (e1, e2), on calcul le coût nécessaire pour que chaque élément du mélange respecte les conditions du four (tableau 3.11)
- On agrège le coût pour les éléments afin d'avoir un coût par mélange (tableau 3.10)

| Mélanges | Blocs | e1 | e2 |
|----------|-------|------|-----|
| M1 | B1 B1 | 9 | 6 |
| M2 | B1 B2 | 1 | 6 |
| M3 | B1 B3 | 1.5 | 4 |
| M4 | B1 B4 | 2 | 0 |
| M5 | B1 B5 | 9 | 1.5 |
| M6 | B2 B1 | 8 | 0 |
| M7 | B2 B2 | 0 | 0 |
| M8 | B2 B3 | 2 | 8 |
| M9 | B2 B4 | 1 | 2 |
| M10 | B2 B5 | 10.5 | 1 |
| M11 | B3 B1 | 10 | 1 |
| M12 | B3 B2 | 2 | 1 |
| M13 | B3 B3 | 0 | 9 |
| M14 | B3 B4 | 1.5 | 3 |
| M15 | B3 B5 | 7.5 | 2 |
| M16 | B4 B1 | 12 | 1 |
| M17 | B4 B2 | 0 | 1 |
| M18 | B4 B3 | 2 | 9 |
| M19 | B4 B4 | 1 | 3 |
| M20 | B4 B5 | 4.5 | 2 |
| M21 | B5 B1 | 13 | 4.5 |
| M22 | B5 B2 | 1 | 4.5 |
| M23 | B5 B3 | 3 | 5 |
| M24 | B5 B4 | 2 | 1 |
| M25 | B5 B5 | 3 | 0 |

TABLE 3.11 – Valorisation optimiste par élément e1, e2

En sommant les coûts minimaux pour que les éléments (e1 et e2) de chaque bloc respectent les conditions du four (les conditions de fonctionnement du four s'appliquent aux éléments de chaque bloc, cf tableau 3.3 : condition 1 et tableau 3.4 : condition 2).

Expliquons plus précisément le calcul pour la valeur 15 du tableau 3.10. On considère au départ les teneurs en élément : e1 et e2 : cf tableau 3.1.

Nous faisons la moyenne des teneurs en élément e1 de la mine 1 et la teneur en élément e1 de la mine 2 : $(9 + 20)/2 = 14.5$. La valeur 14.5 est la teneur en élément e1 dans le mélange M1 : cf tableau 3.8 ; de même on a 4 comme teneur en e2 dans le mélange M1.

Nous évaluons la distance entre les éléments du mélange et les conditions de fonctionnement du four ; nous prenons en compte la condition 1 du four : cf tableau 3.3. Rappelons que la condition 1 pour l'élément e1 du four, impose à chaque mélange que les teneurs en élément e1 se situent dans l'intervalle : [8; 10] (cf tableau 3.3). Numériquement, cela donne : $14.5 - 8 = 6.5$

soit une distance positive de 6.5 par rapport à la borne inférieure de l'intervalle [8; 10] et 4.5 par rapport à la borne supérieure. De même pour $e2$ on a des distances négatives : -2 et -3 , c'est dire une teneur en élément en dessous des contraintes ; cela nécessite l'ajout de dopant d'un coût de 3, cf tableau 3.5. A l'inverse, pour l'élément $e1$, on a un dépassement des contraintes imposées par le four, ce qui nécessite l'ajout de neutre d'un coût de 2.

En terme de coût, on a :

- pour $e1$:
 - $6.5 * 2 = 13$
 - $4.5 * 2 = 9$
- pour $e2$:
 - $abs(-2 * 3) = 6$
 - $abs(-3 * 3) = 9$

Nous prenons en compte le coût minimum pour respecter les contraintes du four :

- $min(13; 9) = 9$
- $min(6, 9) = 6$

On obtient la valeur 15 (cf tableau 3.10) : le coût minimum pour que le mélange $M1$ respecte la condition 1 du four à fusion (9+6). On procède de la même manière pour le reste des valeurs du tableau tableau 3.10.

Du point de vue du calcul des séquences d'extraction et en prenant en compte comme matrice de gain (tableau 3.10, annexe A.5) nous obtenons les résultats suivants (tableau 3.12).

| Résultat minimisation | | |
|-----------------------|-----------------|-------|
| blocs i, mine 1 | blocs j, mine 2 | coûts |
| 1 | 3 | 5.5 |
| 2 | 1 | 8 |
| 3 | 4 | 4.5 |
| 4 | 2 | 1 |
| 5 | 5 | 3 |
| Résultat maximisation | | |
| blocs i, mine 1 | blocs j, mine 2 | coûts |
| 1 | 2 | 7 |
| 2 | 5 | 11.5 |
| 3 | 4 | 4.5 |
| 4 | 3 | 11 |
| 5 | 1 | 17.5 |

TABLE 3.12 – Résultat optimisation

La séquence d'extraction optimale de la mine 1 et la mine 2 conduit à un coût induit maximal de 51,5 (cf annexe A.4). Ce coût est obtenu avec un modèle d'affectation classique (cf annexes : A.2 et A.3) en considérant le tableau 3.10 comme la matrice de gain (cf

annexe A.5). De même, on détermine les deux séquences d'extraction qui obtiendraient un coût minimal de 22 (cf annexe A.6) en considérant le tableau 3.10 comme la matrice de gain (cf annexe A.5). Soulignons que le coût induit maximal de 51,5 est obtenu via une maximisation (cf annexe A.7) alors que le coût induit minimal de 22 est obtenu via une minimisation (cf annexe A.8). Les mélanges nécessitant un coût maximum de traitement pour respecter la condition 1 du four (cf. tableau 3.3) en rouge sur la figure 3.8. A l'inverse, on a en noir, les mélanges nécessitant un coût minimum de traitement pour respecter la condition 1 du four.

Dans cet exemple, quelque soit l'échange d'information sur les coût de traitement d'un bloc, on ne peut pas améliorer la solution. Dans la section suivante nous allons proposer une amélioration du processus afin de résoudre le problème mis en exergue dans le cas précédent.

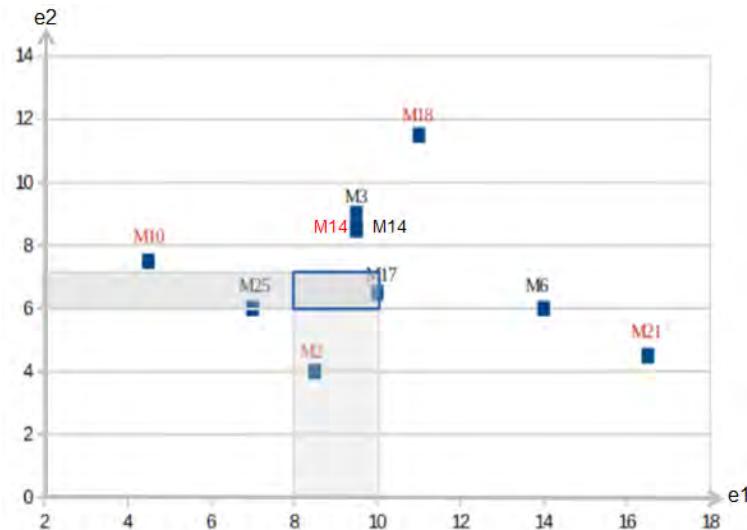


FIGURE 3.8 – Mélange optimal, dans le pire cas (rouge) et meilleur cas (noir)

3.4 Coordination des processus amont via les coûts de traitement du processus aval

Nous avons maintenant ajouté un échange d'information à la sortie de la planification du processus aval (gris foncé sur la figure 3.3). L'objectif de cet échange et de synchroniser indirectement les mines. Notre approche consiste à modifier le coût de traitement en fonction du temps et non dans l'absolu.

3.4.1 Estimation des coûts dans une approche itérative

On considère deux étapes dans le procédé de calcul ci-dessus : une étape d'initialisation pour laquelle nous utiliserons la méthode d'échange d'information décrite dans la section

précédente (section 3.3.2) et une étape d'amélioration du calcul du coût de traitement. Rappelons que l'étape d'initialisation illustre le déroulement "naturel" de la planification avec une valorisation du bloc qui peut être pessimiste ou optimiste ou un compromis des deux. En fonction de cette valorisation initiale de chaque bloc, on détermine pour chaque mine une séquence d'extraction qui est considérée en entrée du processus de planification aval. L'idée est de voir combien réellement le bloc nous a coûté sachant qu'il a été mélangé avec d'autre blocs d'autre mines et d'envoyer l'information aux mines afin qu'elles re-planifient avec cette nouvelle information. Leur fonction objectif (eq.3.1) et donc modifiée et devient :

$$\sum_{b \in B} (V_b - C_b - Ct_{b,t}^{Eval}) * x_b \quad (3.20)$$

avec $Ct_{b,t}^{Eval}$ le coût de traitement induit évalué à la période t .

Illustrons ce processus sur notre exemple pour un horizon de 5 périodes (celui de la section 3.3.3). Nous choisirons dans un premier temps la valeur pessimiste Ct_b^{pes} pour l'initialisation.

On a $\forall t \in T$, la séquence de blocs définie à l'initialisation (c.f tableaux 3.13 et 3.14) :

| blocs \ temps | t=1 | t=2 | t=3 | t=4 | t=5 |
|---------------|-----|-----|-----|-----|-----|
| b1 | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 |
| b2 | 19 | 19 | 19 | 19 | 19 |
| b3 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| b4 | 18 | 18 | 18 | 18 | 18 |
| b5 | 13 | 13 | 13 | 13 | 13 |

TABLE 3.13 – Coûts induits pessimistes mine 1

| blocs \ temps | t=1 | t=2 | t=3 | t=4 | t=5 |
|---------------|-----|-----|-----|-----|-----|
| b1 | 45 | 45 | 45 | 45 | 45 |
| b2 | 39 | 39 | 39 | 39 | 39 |
| b3 | 17 | 17 | 17 | 17 | 17 |
| b4 | 24 | 24 | 24 | 24 | 24 |
| b5 | 48 | 48 | 48 | 48 | 48 |

TABLE 3.14 – Coûts induits pessimistes mine 2

La séquence d'extraction choisie pour chacune des mines est $(b1, b2, b3, b4, b5)$. Pour chacune des périodes nous récupérons le coût de traitement par bloc suivant $t = 1 : 8.25$, $t = 2 : 0$, $t = 3 : 4.5$, $t = 4 : 2$ et $t = 5 : 0.75$ avec le modèle aval (Modèle 3.2.2) . Chaque mine remet alors à jour ses coûts de traitement (cf tableaux 3.15 et 3.16).

| temps blocs \ t | t=1 | t=2 | t=3 | t=4 | t=5 |
|--------------------|------|-----|-----|-----|------|
| b1 | 8.25 | 24 | 24 | 24 | 24 |
| b2 | 19 | 0 | 19 | 19 | 19 |
| b3 | 15 | 15 | 4.5 | 15 | 15 |
| b4 | 18 | 18 | 18 | 2 | 18 |
| b5 | 13 | 13 | 13 | 13 | 0.75 |

TABLE 3.15 – Coûts induits évalués mine 1

| temps blocs \ t | t=1 | t=2 | t=3 | t=4 | t=5 |
|--------------------|------|-----|-----|-----|------|
| b1 | 8.25 | 45 | 45 | 45 | 45 |
| b2 | 39 | 0 | 39 | 39 | 39 |
| b3 | 17 | 17 | 4.5 | 17 | 17 |
| b4 | 24 | 24 | 24 | 2 | 24 |
| b5 | 48 | 48 | 48 | 48 | 0.75 |

TABLE 3.16 – Coûts induits évalués mine 2

Dans ce cas la nouvelle solution restera la même puisque les coûts de chaque période où le bloc a été extrait, ont été améliorés. Si l'on considère le cas avec l'initialisation Ct_b^{opt} , il faut six itérations avant stabilisation des coûts de traitements et de la solution. A la première itération nous obtenons le même coût que le cas avec l'initialisation Ct_b^{pes} qui est de $29 = (8.25 + 0 + 4.5 + 2 + 0.75) \times 2$ pour finir avec un coût de $19.5 = (5 + 0 + 2 + 2 + 0.75) \times 2$ avec les séquences suivantes : $(b3, b2, b1, b4, b5)$ pour la mine 1 et $(b1, b2, b3, b4, b5)$ pour la mine 2. Si on fait tourner le modèle global sur cet exemple on obtient un coût de 17.5 avec comme solution $(b4, b3, b5, b1, b2)$ pour la mine 1 et $(b2, b1, b5, b3, b4)$ pour la mine 2.

Les figures suivantes présentent les résultats d'extraction par rapport aux zones optimales de fonctionnement du four : figure 3.9, figure 3.10 et figure 3.11.

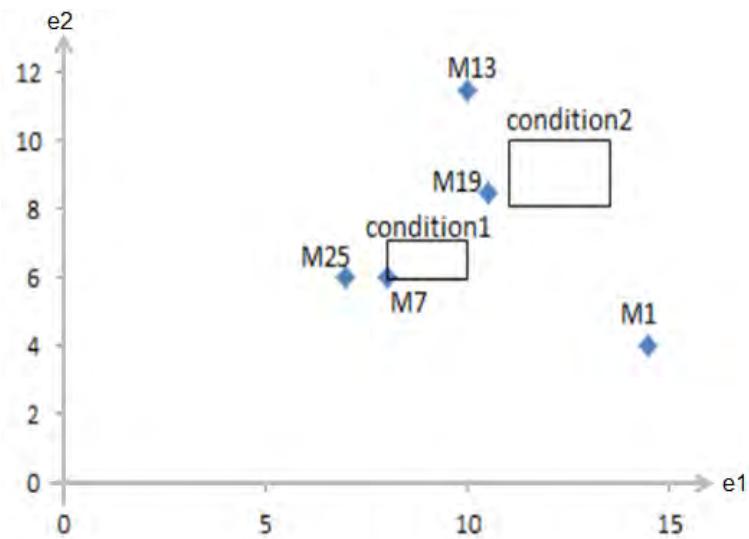


FIGURE 3.9 – Les mélanges dans le cas pessimiste

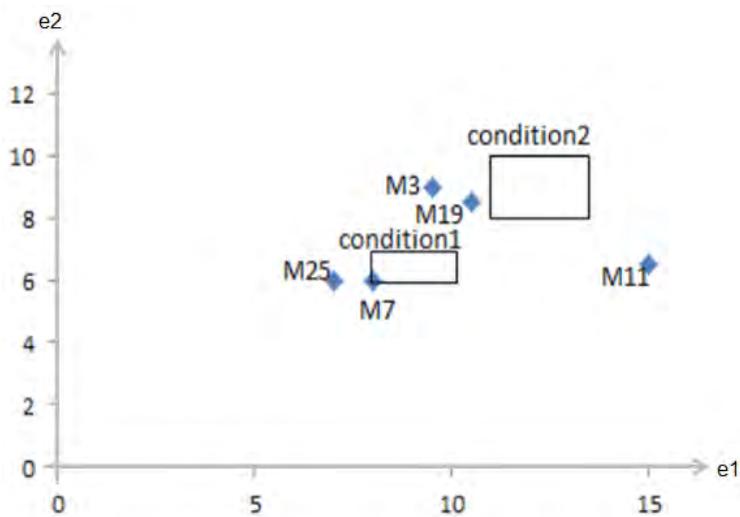


FIGURE 3.10 – Les mélanges dans le cas optimiste

Dans le paragraphe suivant, nous allons analyser les processus de collaboration et étudier l'impact de la valeur initiale (optimiste ou pessimiste) de manière expérimentale.

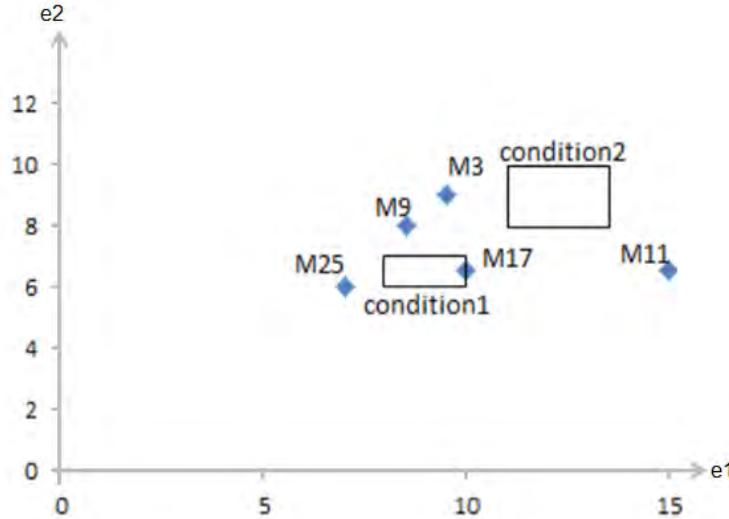


FIGURE 3.11 – Les mélanges dans le cas d'une approche globale

| Mélange | Mine-élément-coût | Mine1 | Mine2 | e1 | e2 | coûtMin | coûtMax |
|---------|-------------------|-------|-------|-----|-----|---------|---------|
| M17 | B4 | B2 | 10 | 6.5 | 1 | 5.5 | |
| M11 | B3 | B1 | 15 | 6.5 | 11 | 15.5 | |
| M25 | B5 | B5 | 7 | 6 | 3 | 12 | |
| M3 | B1 | B3 | 9.5 | 9 | 5.5 | 9 | |
| M9 | B2 | B4 | 8.5 | 8 | 3 | 8.5 | |

TABLE 3.17 – Les coûts des mélanges de l'optimisation global

3.4.2 Étude expérimentale

Nous considérons le problème de planification sur 20 périodes avec deux mines, deux conditions de production et deux éléments. La structure des mines est de 5 lignes et 10 blocs par ligne soit un total de 50 blocs.

Nous avons générer 10 instances en générant aléatoirement les teneurs en éléments, la valorisation ainsi que les coûts d'extraction des blocs. Pour chacune des instances nous avons fait tourner le modèle global pour obtenir l'optimum puis le modèle sans collaboration. Le modèle sans collaboration trouve des solutions qui en moyenne sont à environ 9% de l'optimum. Pour l'approche collaborative nous l'avons faites tourner pour différentes valeurs de α (0, 0.3, 0.5, 0.8, 1) avec un nombre maximal d'itération de 6. Notons que l'itération 1 correspond au cas avec échange d'information. Les résultats en terme de distance relative à l'optimum sont donnés dans sur la figure 3.12, ci-dessous.

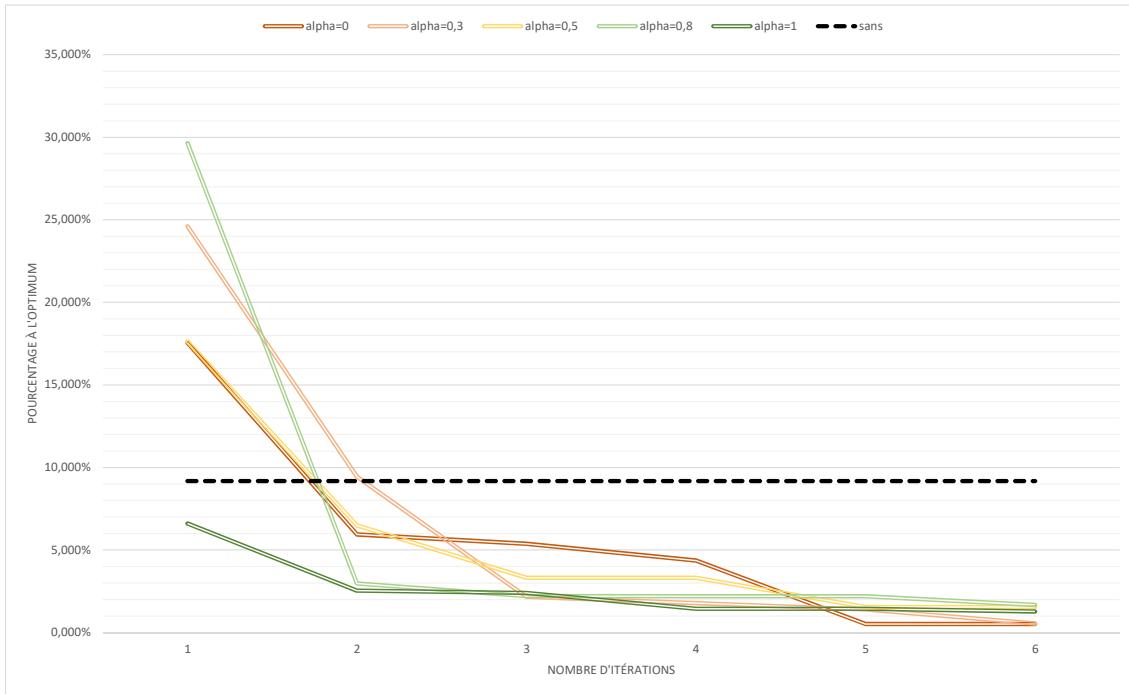


FIGURE 3.12 – Les résultats de l'étude expérimentale

Rappelons la valorisation suivante :

$$Ct^{Hurwitz} = \alpha * Ct^{opt} + (1 - \alpha) * Ct^{pes} \quad (3.21)$$

On a les correspondances suivantes pour les différents types de coût :

- $\alpha = 0$: coût pessimiste
- $\alpha = 1$: coût optimiste
- $\alpha = 0,3$: coût à 30% optimiste et 70% pessimiste
- $\alpha = 0,5$: coût à 50% optimiste et 50% pessimiste
- $\alpha = 0,8$: coût à 20% pessimiste et 80% optimiste

On constate que seul le coût optimiste permet en moyenne d'améliorer la première solution. Les autres alternatives donnent des coûts qui sont trop loin des coûts réels. Pour α proche de 1 on arrive vite à une très bonne solution (en deux itérations) par contre on a du mal à améliorer par la suite. Alors que pour des valeurs de α proches de 0 on améliore à chaque itération pour finir avec en moyenne de meilleures solutions. On obtient pour 6 itérations, une solution à 1.4% de l'optimum pour $\alpha \geq 0.5$ et de l'ordre de 0.5% de l'optimum pour $\alpha < 0.5$.

Ces expérimentations nous ont permis de mieux comprendre l'impact de la transmission des coûts de traitement induits de l'usine aux mines. Suivant les nombres d'échanges envisageables acceptés entre les acteurs, on ne choisira pas la même valeur : si on souhaite faire peu d'échange on choisira un α proche de 1 alors que si on accepte d'augmenter le nombre d'échanges on choisira une valeur de α proche de 0.

Au delà de la difficulté organisationnelle de mise en place d'un modèle global, les temps de résolution du modèle global sont très longs par rapport aux temps de calcul de la méthode itérative. Pourtant, elle permet d'atteindre rapidement des solutions très performantes de l'ordre de 0.5% de l'optimum. Pour cette raison une approche itérative nous paraît prometteuse car elle est plus proche de processus actuel, rapide en temps de calcul et permet d'obtenir de bons résultats.

Pour la mise en place de cette approche dans un complexe minier, une information plus riche sur les caractéristiques en terme de teneur en éléments permettrait de mieux régler la valeur de α et ainsi d'améliorer les performances de notre approche.

3.5 Conclusion

Dans ce chapitre, nous avons présenté le processus d'échange classique entre processus amont et aval. Nous avons proposé un processus itératif permettant d'améliorer le coût induit de traitement d'un bloc. De plus, nous avons vu que l'état d'esprit du décideur est essentiel et cela a été pris en compte en distinguant deux types de coûts : le coût pessimiste et le coût optimiste. On a constaté qu'adopter un coût pessimiste pouvait conduire à des résultats proches de l'optimal au bout d'un certain nombre d'échanges (six itérations dans les résultats expérimentaux) mais à des résultats éloignés de l'optimal suite au premier échange. Au contraire, un coût optimiste garantit un bon résultat dès la première itération mais un résultat moins bon après plusieurs itérations (6 itérations dans les résultats expérimentaux). On constate que nos propositions ne garantissent pas l'obtention de résultat proche de l'optimal. Ainsi, nous répondons en partie à nos questions de départ. Afin de répondre totalement à ces questions, il serait judicieux de mettre en oeuvre une approche permettant la propagation de la connaissance entre le processus amont et aval. En effet, selon les blocs disponibles dans le portefeuille minier, on définirait un ensemble de séquences possibles avec le profit espéré. On communiquerait ces informations aux centres miniers (processus amont), qui définiraient leur planning d'extraction en fonction de ces informations.

Même si les résultats de cette étude expérimentale ne sont pas assez proches de la réalité, il est certain que cette étude met en avant le fait que la communication entre processus amont et aval permet d'améliorer une situation nominale (approche locale).

Chapitre 4

Optimisation sous incertitude climatique d'un complexe minier

4.1 Le contexte, les questions et les apports

4.1.1 Le contexte

Dans la littérature, l'incertitude géologique, plus précisément l'incertitude sur la teneur en éléments dans un bloc minier, est très largement étudiée. On parle également d'incertitude sur l'approvisionnement. En effet, un des principaux problèmes d'optimisation du complexe est de déterminer le design d'une mine à ciel ouvert. Dans ce cas précis on souhaite répondre à la question : "Jusqu'où creuser ? Quelle profondeur et contour optimal doit avoir le puits minier afin de maximiser les profits ? [Dagdelen, 2001], [Leite and Dimitrakopoulos, 2007], [Amaya et al., 2009]". Le but est d'obtenir les limites de la fosse minière, ainsi que l'ensemble des blocs à extraire. Dans un deuxième temps il s'agit de déterminer l'ordre d'extraction des blocs c'est à dire la séquence d'extraction des blocs constituant la mine, [Alvarez et al., 2011], [Askari-Nasab and Awuah-Offei, 2009], [Dimitrakopoulos and Godoy, 2014]. Dans ce contexte, le problème est de déterminer la période et l'ordre optimal pour l'extraction d'un ensemble de blocs. En effet, définir la bonne période et le bon ordre d'extraction augmentent les profits générés. La réponse à ces questions dépend de la valorisation que l'on donne au bloc. Cette valorisation est calculée selon le profit espéré pour un bloc. Le profit pour un bloc donné dépend de la quantité et de la qualité des produits miniers qui résultent du traitement du bloc extrait. Ce profit est dépendant du coût de traitement (extraction, transport et transformation) induit.

Dans le chapitre précédent, nous avons choisi une valorisation orientée sur le coût de traitement d'un ensemble de blocs (mélange) dans le but de respecter les contraintes de fonctionnement du four. L'objectif du chapitre est de proposer une planification des processus d'acheminement vers le centre de traitement et de stockage permettant de maximiser la production du centre de traitement et plus précisément du four à fusion tout en minimisant les coûts de production.

La figure (4.1) suivante, présente le contexte de l'étude. Remarquons que notre étude se focalise sur le chargement ("Loading") i.e. entre les centres miniers et les stocks.

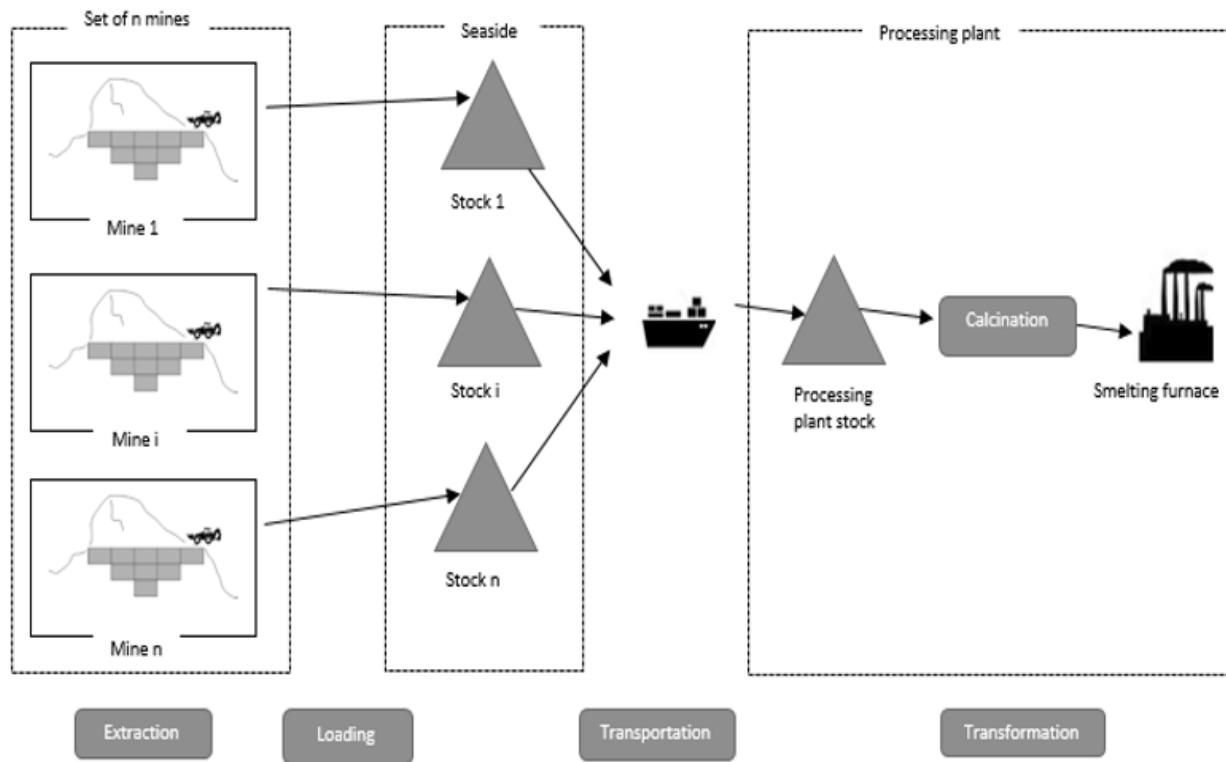


FIGURE 4.1 – Contexte de l'étude
source :[Qaeze et al., 2016]

Comme pour tout système, le fonctionnement du système d'exploitation minier est sujet à des risques. A l'origine de ces risques, il y a un ou plusieurs événements incertains c'est à dire un événement sur lequel nous avons une connaissance limitée (une absence de connaissance ou une imprécision sur la connaissance).

4.1.2 Les questions et les apports

L'impact de l'incertitude sur la période d'occurrence d'un cyclone, dans les centres miniers calédoniens, est au centre de cette étude.

La Nouvelle-Calédonie est située dans le pacifique sud, dans une zone où se forment de nombreux cyclones. Les données météorologiques sur ces phénomènes sont importantes et permettent d'émettre des prévisions sur l'arrivée d'un cyclone. Cependant, la période d'occurrence du cyclone n'est pas connue assez précisément au moment de la planification d'extraction minière à court et moyen terme. De plus les changements climatiques rendent les

prévisions peu fiables. Cette incertitude sur la période d'occurrence d'un cyclone constitue un risque pouvant déséquilibrer le système minier global.

Ainsi, se pose dans un premier temps la question liée au risque d'arrêt de l'extraction minière c'est à dire à une indisponibilité de minerai au niveau des centres de traitement et notamment du four. Un arrêt de l'extraction conduit à un manque de minerai au niveau des centres de traitement en aval. Ce manque de minerai est préjudiciable au fonctionnement du four et impacte donc le profit lié à l'exploitation minière.

Ce risque associé au manque de minerai à un instant t donné est habituellement pris en compte via l'utilisation de stocks de minerai au niveau de chaque centre minier pour un fonctionnement nominal. Cependant, ces stocks impliquent des coûts non négligeables qui nécessitent une affectation optimale des stocks de minerai.

L'objectif de ce chapitre est de proposer un plan peu sujet aux aléas (les cyclones) que nous qualifierons de "robuste". L'apport de nos travaux consiste à mettre en oeuvre une approche par scénarios et à appliquer le critère *minmax* afin de proposer un plan prenant en compte les principaux scénarios. Le critère *minmax* permet de garantir que pour tout scénarios considéré il existe un planning de transport satisfaisant les contraintes du four.

Afin de répondre aux questions précédemment posées nous posons dans un premier temps, le modèle déterministe en considérant que le planning d'extraction pourra être suivi. Dans un second temps, nous proposons un modèle robuste qui permet de prendre en compte des écarts de planning dus à l'occurrence d'un cyclone. Notre approche est ensuite illustrée sur une étude de cas afin et comparée avec une approche réactive.

La section suivante présente le modèle déterministe.

4.2 Modèle déterministe

La séquence d'extraction est connue et constitue un paramètre de notre modèle. On pose comme hypothèse qu'un bloc est extrait par période pour une mine donnée.

On considère Ensemble :

- M : Ensemble des mines $m \in M$.
- T : Ensemble des périodes $t \in T$.
- W : Ensemble de périodes $t \in (T - 1)$.

Variables :

- $PEx_{m,t}$: Quantité de matériel extrait à la mine $m \in M$ à la période $t \in T$.
- $I_{M_{m,t}}$: Stock de matériel minier à la mine $m \in M$ à la période $t \in T$.
- $Ld_{m,t}$: Quantité de matériel minier en zone d'embarquement de la mine $m \in M$ à la période $t \in T$ (Warf, pour le transport maritime).
- Tr_t : Quantité de matériel minier transporté d'un quai vers le centre de traitement à la période $t \in T$.
- I_{P_t} : Stock de matériel minier à traiter au niveau du centre de traitement à la période $t \in T$.
- F_t : Demande du four à fusion à la période $t \in T$.

Paramètres :

- $ubPEx_{m,t}$: Capacité d'extraction d'une mine $m \in M$, à la période $t \in T$.
- $CPEx_{m,t}$: Coût de disponibilité de matériel minier d'une mine $m \in M$ à la période $t \in T$.
- $CI_{M_{m,t}}$: Coût de stock de matériel minier d'une mine $m \in M$ à la périodet $t \in T$.
- $CLd_{m,t}$: Coût de transport de matériel minier d'une mine $m \in M$ jusqu'au bord de mer à la périodet $t \in T$.
- CTr_t : Coût de transport de matériel minier du bord de mer jusqu'au centre de traitement à la période $t \in T$.
- $UTr_{m,t}$: Capacité de transport d'une mine $m \in M$ à la périodet $t \in T$.
- CI_{P_t} : Coût de stock au niveau du centre de traitement à la période $t \in T$.
- Pr_t : Prix de vente des produits miniers à la période $t \in T$.
- α : Indice de perte en eau H^2O durant le processus de calcination.
- LF_t, UF_t : Capacité minimale et maximale du four à fusion à la période $t \in T$.

Dans ce contexte déterministe, l'objectif de l'optimisation est de maximiser la production du four à fusion avec un coût minimal. Le cadre de l'optimisation est défini par les contraintes qui résultent d'impératifs métiers.

Fonction objectif :

max :

$$\begin{aligned}
 & \sum_{t \in T} F_t * Pr_t \\
 & - \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} (PEx_{m,t} * CPEx_{m,t} + I_{M_{m,t}} * CI_{M_{m,t}} + Ld_{m,t} * CLd_{m,t}) \\
 & - \sum_{t \in T} (Tr_t * CTr_t + I_{P_t} * CI_{P_t})
 \end{aligned} \tag{4.1}$$

La fonction objectif : (4.1), maximise le profit lié à l'ensemble du processus d'exploitation minier ; sous les contraintes ci-dessous.

Les équations (4.2) et (4.3) expriment le lien entre les quantités de matériel minier extrait dans une mine $m \in M$ à la période t $PEx_{m,t}$, le stock provenant de l'horizon de production de la période précédente $T - 1$: $I_{M_{m,t}}$ et le matériel minier chargé $Ld_{m,t}$ au niveau des zones de chargement.

$$PEx_{m,1} = I_{M_{m,1}} + Ld_{m,1}t = 1, \forall m \in M \quad (4.2)$$

$$I_{M_{m,t-1}} + PEx_{m,t} = I_{M_{m,t}} + Ld_{m,t} \forall m \in M, \forall t \in T \quad (4.3)$$

L'équation (4.4) représente la contrainte de chargement au niveau du bord de mer (transport du minerai par bateau).

$$\sum_{m \in M} Ld_{m,t} = Tr_t \forall t \in T \quad (4.4)$$

Les équations (4.5) et (4.6) expriment le lien entre le stock en fin de période t , le stock de la période précédente ($I_{P_{t-1}}$), le transport Tr_t et la quantité de vers le centre de traitement et la quantité demandé F_t .

$$Tr_1 = Ip_1 + F_1 \quad (4.5)$$

$$Tr_t + I_{p_{t-1}} = I_{pt} + F_t \forall t \in T \setminus \{1\} \quad (4.6)$$

L'équation (4.7) exprime la contrainte capacité d'extraction au niveau d'un four

$$PEx_{m,t} = ubPEx_{m,t} \forall t \in T \quad (4.7)$$

L'équation (4.8) exprime la contrainte de capacité au niveau du transport

$$Tr_{m,t} \leq UTr_{m,t} \forall t \in T \quad (4.8)$$

L'équation (4.9) exprime les contraintes de capacité imposées par le four.

$$Lf_t \leq F_t \leq UF_t \forall t \in T \quad (4.9)$$

4.3 Optimisation sous incertitude pour traiter l'apparition d'un cyclone

L'incertitude considérée est liée à l'occurrence d'un cyclone. Ce phénomène météorologique est fréquent dans le pacifique et son impact est non négligeable dans l'industrie minière. Lors des périodes cycloniques, on observe une interruption de l'extraction, une interruption du chargement et une interruption du transport. Les périodes cycloniques se situent généralement sur la période : janvier, février et mars.

L'incertitude sur l'occurrence d'un cyclone est due à l'absence d'information sur la date d'occurrence du cyclone. Afin de pallier à ce manque d'information nous faisant appel à la connaissance expert. Nous prenons en compte cette connaissance expert sous forme de scénarios. Ainsi le précédent modèle déterministe s'enrichi de cette nouvelle information, ce qui nous conduit au modèle sous incertitude que nous présentons par la suite.

L'occurrence d'un cyclone a pour conséquence un retard sur l'extraction minière (i.e. un arrêt du flux de d'extraction). Néanmoins, une situation de cyclone est une situation d'urgence et, à ce titre, elle offre au décideur la possibilité de faire appel à des heures supplémentaires afin de compenser les retards pris pendant le cyclone. Cela se traduit par une surcapacité (noté $Ks_{m,t,s}$ dans notre modèle). Notre modèle va donc chercher une stratégie de stockage (répartition du stock sur les différentes aires de stockage : mines, usine) la plus économique possible qui garantisse le maintien de la production en utilisant au mieux les surcapacités possibles en cas de cyclone.

Pour traiter cette incertitude, on considère deux approches : une approche classique largement répandue dans la littérature et une approche robuste que nous proposons.

4.3.1 Approche réactive

L'approche classique consiste à prendre en compte le cyclone au moment de son occurrence en re-planifiant les transports tout en autorisant une surcapacité pour palier à l'arrêt de l'extraction et du transport pendant la période du cyclone. On parle d'approche réactive. On constate que dans le cadre de cette approche, le recours à de la surcapacité d'extraction n'empêche pas des problèmes au niveau de l'usine car les contraintes sur les transports ne permettent pas de livrer le four au bon moment. Sur l'exemple ci-dessous on montre que si le cyclone arrive à la période 3, la réaction qui consiste à augmenter la capacité de production de la mine et du transport à la période 4. Toutefois, cette sur-capacité ne permet pas de maintenir une production constante au niveau du four et génère des pertes de production et donc de ventes.

| Variables \ Périodes | P1 | P2 | P3 | P4 | P5 |
|----------------------|----|----|----|----|----|
| Extraction | 10 | 15 | 10 | 15 | 15 |
| Transport | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Four | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Stock mine (10) | 10 | 10 | 5 | 5 | 5 |
| Stock four (5) | 5 | 5 | 5 | 5 | 5 |

TABLE 4.1 – Illustration de l'approche par replanification : le planning initial

| Variables \ Périodes | P1 | P2 | P3 | P4 | P5 |
|----------------------|----|----|----------|-----------|----|
| Extraction | 10 | 15 | 0 | 20 | 15 |
| Transport | 15 | 15 | 0 | 20 | 15 |
| Four | 15 | 15 | 5 | 15 | 15 |
| Stock mine (10) | 10 | 10 | 10 | 10 | 10 |
| Stock four (5) | 5 | 5 | 0 | 5 | 5 |

TABLE 4.2 – Illustration de l'approche par replanification : le planning avec occurrence d'un cyclone en période : P3

4.3.2 Approche prédictive

L'approche prédictive que nous proposons consiste à prendre en compte des connaissances expertes sur l'occurrence d'un cyclone par l'intermédiaire de scénarios.

Ainsi, un scénario est un état supposé de la réalité. Par exemple, dans notre cas, nous considérons différents scénarios avec occurrence d'un évènement incertain (un cyclone) à un instant t donné.

L'approche robuste mise en oeuvre prend en compte un ensemble de scénarios $s, s \in S$, S est l'ensemble des scénarios possibles. Chacun de ces scénarios traduisent une réalité et conduisent à des plannings différents (des décisions de production différentes : chargement, transport et transformation, c.f figure 4.2). Ces plannings ne sont différents qu'à partir de l'occurrence d'un cyclone ; sur la figure 4.2, le planning 3 reste identique au planning 0 jusqu'à l'événement lié au scénario 3.

Cette approche prédictive optimise l'ensemble de l'arbre (c.f. figure 4.2) et permet le calcul d'un planning optimal pour l'ensemble des scénarios considérés.

Pour illustrer, on peut reprendre le planning du tableau précédent (table 4.2), avec l'occurrence d'un cyclone à la troisième période : P3. Ainsi, dans cet exemple, l'approche robuste consisterait à augmenter le stock au niveau du four à la période P2 est ainsi ne pas avoir de baisse de production et d'utiliser de la sur-capacité en P4 pour rattraper le planning.

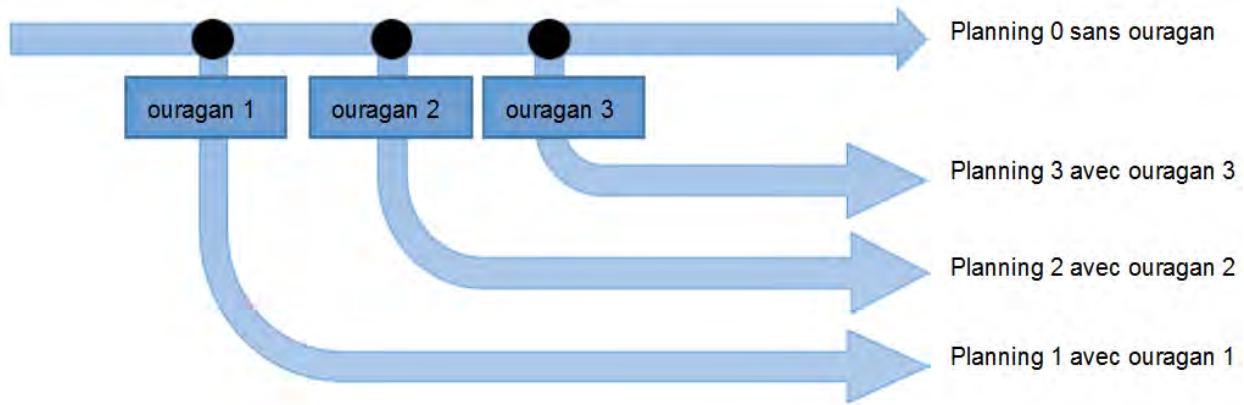


FIGURE 4.2 – Illustration de l'approche par re-planification

4.3.3 Modèle sous incertitude

En reprenant les notations du modèle déterministe et en les complétant avec les notations adéquates pour le cas incertain, nous proposons ci-dessous le modèle robuste.

Paramètres :

- $CEx_{m,b,t,s}$: Coût lié à la quantité réelle de matériel minier extrait de la mine m à la période t au scénario s .
- CKs : Coût lié à la surproduction dans une mine m à la période t au scénario s .
- K^{max} : Surcapacité maximale autorisée après l'observation d'un cyclone.
- $d_{m,s}$: Période d'occurrence d'un cyclone sur la mine m pour le scénario $s \in S$.

Ensemble :

- $T_{m,s,s'}^{PO}$: Ensemble des périodes précédant l'observation d'un cyclone pour les scénarios $s, s' \in S$; $T_{m,s,s'}^{PO} = \{T | t \leq d_{m,s} \cap t \leq d_{m,s'}\}$.
- $T_{m,s,s'}^{SO}$: Ensemble des périodes suivant l'observation d'un cyclone pour les scénarios $s, s' \in S$; $T_{m,s,s'}^{SO} = \{T | t \geq d_{m,s} \cap t \geq d_{m,s'}\}$.

Variables de décision :

- $Ex(m, b, t, s)$: Quantité réelle de matériel minier extrait d'une mine m à la période t au scénario s .
- $Ks_{m,t,s}$: Surproduction dans une mine m à la période t au scénario s .

La fonction-objectif (4.10) traduit le but à atteindre pour l'optimisation. D'une part, le but est de minimiser le coût associé à l'exploitation de l'exploitation minière (le coût d'extraction, le coût de stockage, le coût de chargement, le coût de transport, le coût de calcination et les coûts supplémentaires liés à la surproduction). D'autre part, l'objectif est de maximiser le profit.

Fonction objectif :

$$\begin{aligned}
& \max : \\
& \sum_{t \in T} F_t * Pr_t \\
& - \max_{s \in S} \left(\sum_{m \in M} \sum_{t \in T} \sum_{b \in B} (Ex_{m,b,t,s} * CEx_{m,b,t,s} + I_{M_{m,t,s}} * CI_{M_{m,t,s}} + \right. \\
& \quad \left. Ld_{m,t,s} * CLd_{m,t,s}) \right. \\
& \quad \left. - \sum_{t \in T} (Tr_{t,s} * CTr_{t,s} + I_{p_{t,s}} * CI_{p,t}) - \right. \\
& \quad \left. \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} Ks_{m,t,s} * CKs \right)
\end{aligned} \tag{4.10}$$

Cette fonction objectif est linéarisée comme suit :

$$\begin{aligned}
& \max : \\
& \sum_{t \in T} F_t * Pr_t \\
& - H
\end{aligned} \tag{4.11}$$

Avec H défini par :

$$\begin{aligned}
H \geq & \left(\sum_{m \in M} \sum_{t \in T} \sum_{b \in B} (Ex_{m,b,t,s} * CEx_{m,b,t,s} + \right. \\
& I_{M_{m,t,s}} * CI_{M_{m,t,s}} + Ld_{m,t,s} * CLd_{m,t,s}) \\
& - \sum_{t \in T} (Tr_{t,s} * CTr_{t,s} + I_{p_{t,s}} * CI_{p,t} + CAL_t * CCAL_t) - \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} Ks_{m,t,s} * CKs
\end{aligned} \tag{4.12}$$

La fonction objectif : (4.11), maximise le profit lié à l'ensemble du processus d'exploitation minier selon un scénario s donné ; sous les contraintes ci-dessous.

Nous retrouvons ci-dessous les mêmes contraintes que pour le modèle déterministe et l'indice s permet de préciser le scénario considéré :

$$PEx_{s,m,t} + Ks_{s,m,t} + I(M^{init})_{s,m,t} = I_{M_{s,m,t}} + Ld_{s,m,t} \quad \forall m \in M, \forall s \in S \tag{4.13}$$

$$PEx_{s,m,t} + Ks_{s,m,t} + I(M_{s,m,t-1}) = I(M_{s,m,t}) + Ld_{s,m,t} \quad \forall m \in M, t = 0, \forall s \in S \tag{4.14}$$

$$\sum_{m=1}^M Ld_{s,m,t} = Tr_{s,t}, \quad \forall t \in T, \forall s \in S \tag{4.15}$$

$$Tr_{s,t} + I(p^{init})_{s,t} = I(p_{s,t}) + F_t, \quad \forall t \in T, \forall s \in S \tag{4.16}$$

$$Tr_{s,t} + I(p_{s,t-1}) = I(p_{s,t}) + F_t, \quad \forall t \in T, \forall s \in S \tag{4.17}$$

Afin de prendre en compte les différences entre avant et après l'observation d'un cyclone nous introduisons les contraintes suivantes :

Les contraintes (4.18), (4.19), (4.20) sont les contraintes décrivant un contexte avant l'occurrence d'un cyclone.

Cette constraint interdit de faire de la surcapacité avant que le cyclone n'ait été observé.

$$Ks_{s,m,t} = 0, \forall m \in M, \forall t \in \{T | t \leq d_{m,s}\}, \forall s \in S \quad (4.18)$$

Les deux contraintes suivantes obligent que les chargements et les niveaux de stock soient identiques sur tous les scénarios avant l'observation du cyclone.

$$Ld_{s,m,t} = Ld_{s',m,t}, \forall m \in M, \forall t \in T^{PO}, \forall s \in S, \forall s' \in S, s \neq s' \quad (4.19)$$

$$I(M_{s,m,t}) = I(M_{s',m,t}), \forall m \in M, \forall t \in T^{PO}, \forall s \in S, \forall s' \in S, s \neq s' \quad (4.20)$$

Après l'occurrence d'un cyclone le modèle prend en compte l'impact du phénomène météorologique pour le calcul d'un nouveau planning de production. On considère les contraintes suivantes : (4.21), (4.22). On remarque que la sur-capacité, n'est autorisée qu'après l'occurrence d'un cyclone, $Ks_{s,m,t}$.

$$Ks_{s,m,t} = Ks_{s',m,t}, \forall m \in M, \forall t \in T^{SO}, \forall s \in S, \forall s' \in S, s \neq s' \quad (4.21)$$

$$Ks_{s,m,t} \in]0; K^{max}], \forall m \in M, \forall t \in \{T | t \geq d_{m,s}\}, \forall s \in S \quad (4.22)$$

4.3.4 Résultats de l'étude expérimentale

Les données prises en compte pour l'étude expérimentale sont les suivantes :

- 2 mines avec des coûts de stockage différents,
- un centre de traitement avec des coûts de stockage supérieurs à ceux des mines,
- un horizon de 18 périodes,
- dates possibles d'occurrence d'un cyclone : janvier, février ou mars.

Les mines sont situées à des endroits géographiques distants. Le cyclone étant un phénomène localisé nous considérons que s'il y a un cyclone il impactera que l'une des deux mines. On a donc 3 (nombre de dates possibles) * 2 (nombre de mines possible) i.e. 6 scénarios possibles avec occurrence d'un cyclone et un scénario sans cyclone.

Afin d'évaluer l'intérêt de notre approche nous la comparons à l'approche réactive classique. Pour cela nous avons simulé le processus de planification et re-planification utilisant le modèle déterministe et le modèle robuste. Nous avons considéré que le planning se déroule normalement jusqu'à l'apparition d'un cyclone puis une replanification est effectuée à partir de la période suivant le cyclone. Nous présentons les résultats pour deux scénarios particuliers celui sans cyclone et le pire scénario qui correspond à un scénario avec un cyclone au mois de Mars. Nous discuterons les différences entre les solutions en terme de niveau de stock, production et surcapacité. Nous considérons le cas où le coût de stockage sur la mine 1 est faible par rapport à la mine 2 et plus faible que celui de l'usine. Nous comparons le stock de production de minerai pour les plans robuste et classique pour un scénario sans cyclone (c.f. les figures 4.3 et 4.4) puis nous comparons le stock de production de minerai pour les plans robuste et classique lorsqu'il y a occurrence d'un cyclone au mois de mars (c.f les figures 4.6 et 4.7), enfin nous comparons l'utilisation de la surcapacité pour les plans robuste et classique pour les deux mines (c.f les figures 4.9 et 4.8).

Le plan robuste, oriente le stockage au niveau de l'usine (c.f. figure 4.3). En effet, il faut éviter le risque d'interruption de la production. Le plan classique quant à lui (c.f. figure 4.4) oriente le stock au niveau de la mine de 1 mais limite au minimum le stock au niveau de l'usine. Cela représente un risque pour la production qui peut être interrompue brutalement et entraîner une perte de profit. On observe une saturation des stocks pour la mine 1 car le coût de stockage y est plus faible.

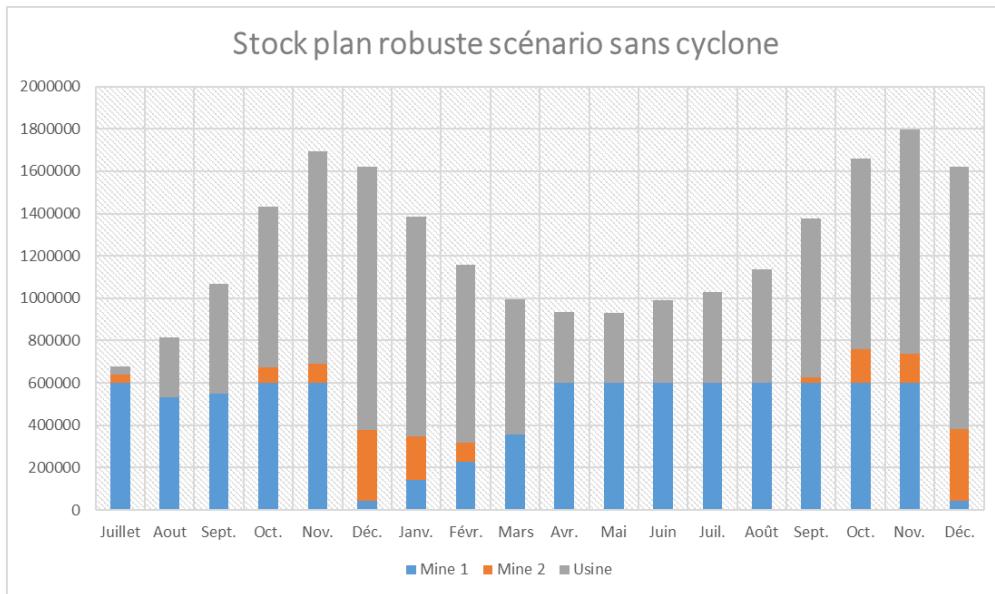


FIGURE 4.3 – Plan robuste : le stock de minerai sans cyclone

Ainsi, l'approche classique sans occurrence de cyclone oriente le stockage au niveau de la mine 1 tandis que l'approche robuste sans occurrence de cyclone oriente le stockage au niveau de l'usine.

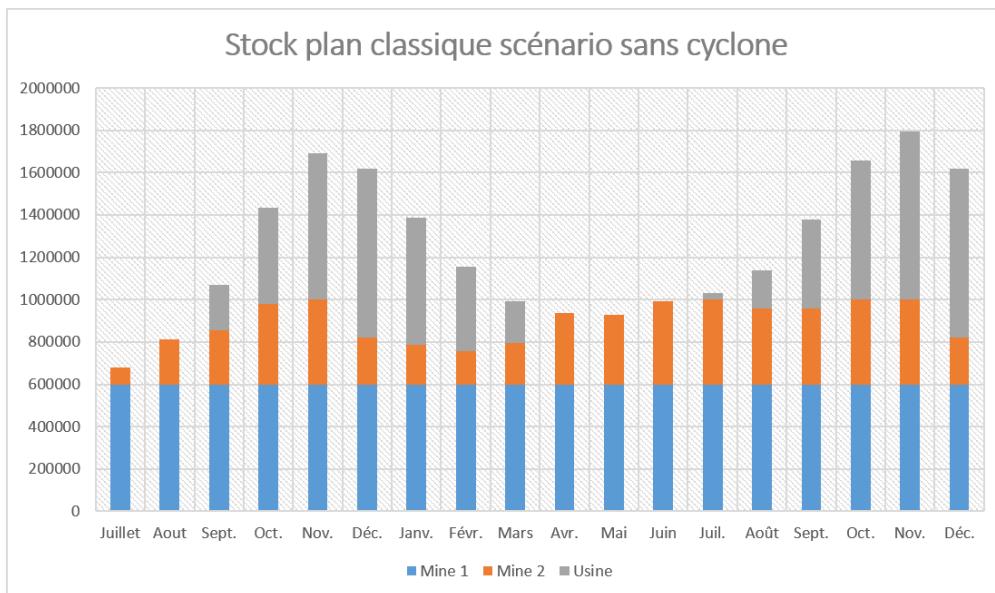


FIGURE 4.4 – Plan classique : le stock de minerai sans cyclone

Pour l'approche classique, sur la figure 4.5, on constate une chute du profit sur la période de mars à mai avec un creux en avril. Cette chute est la conséquence du positionnement du stock entre les mines et l'usine. L'utilisation de la sur-capacité n'arrive pas à rattraper les pertes dues au cyclone.

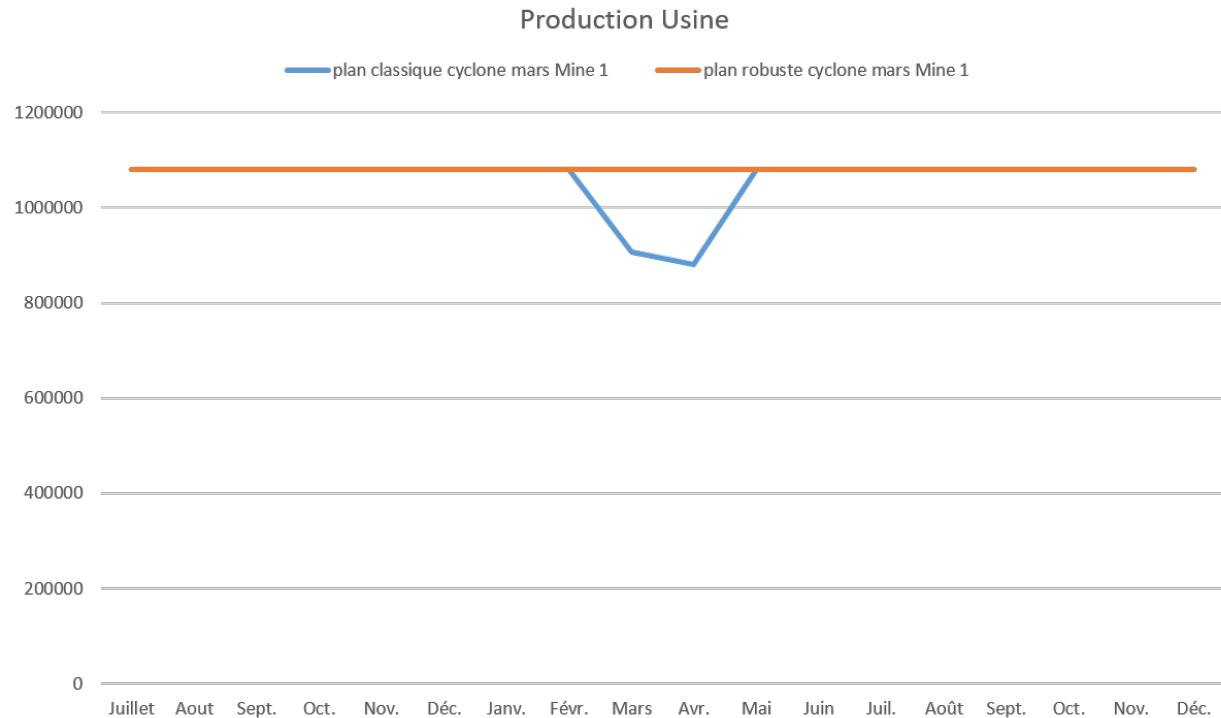


FIGURE 4.5 – La production de l'usine

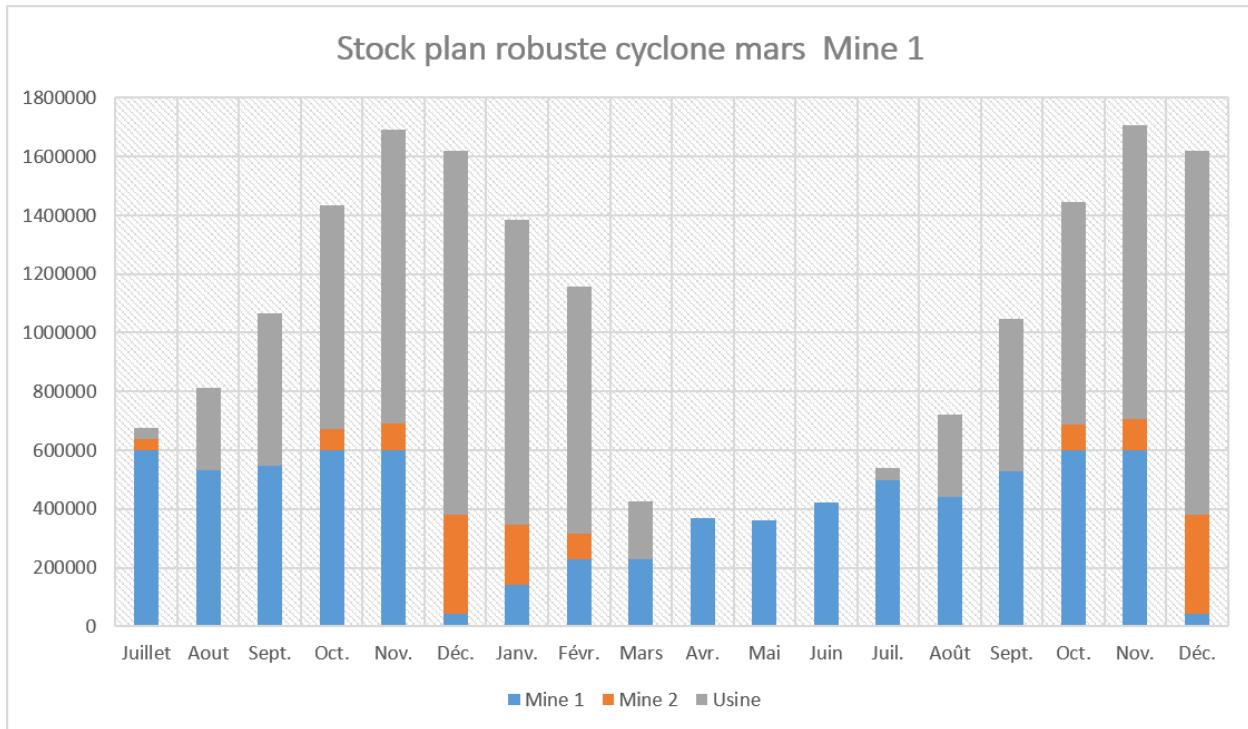


FIGURE 4.6 – Plan robuste : le stock de minerai avec cyclone en Mars sur Thiebaghi

L'occurrence d'un cyclone a pour conséquence d'interrompre l'activité de production. On constate que pour l'approche robuste (c.f. figure 4.6), on a une indisponibilité de stock au niveau de l'usine d'une durée de trois mois (avril, mai et juin). Durant cette période, on a un risque d'interruption de la production au niveau de l'usine, de plus, le minerai extrait est directement envoyé au four. On constate que le stock usine du modèle robuste correspond à un stock de sécurité pour garantir la continuité de la production malgré un cyclone avec une optimisation du stock usine.

Pour recompléter le stock de sécurité, l'approche robuste oriente l'utilisation de surcapacité en début d'année. En effet, la surcapacité reste moins chère qu'un éventuel arrêt de production au niveau du four.

Cependant, la surcapacité autorisée en début d'année n'empêche pas l'observation d'une période risquée de trois mois (avril, mai et juin), c'est à dire sans stock au niveau de l'usine. Ainsi, avec l'approche robuste avec le cyclone en mars, on vide le stock usine en avril et on reconstitue les stocks durant les mois de mai et juin (en juillet on retrouve à nouveau du stock au niveau de l'usine).

Lorsqu'il y a occurrence d'un cyclone en Mars (c.f. figure 4.7) on constate qu'il n'y a aucun stock de minerai pour la mine 2 et l'usine sur le mois de Mars.

Lorsqu'il y a un cyclone en mars, le plan classique autorise la surcapacité dès l'occurrence d'un cyclone (au lieu de l'autoriser en début d'année comme pour l'approche robuste). Avec

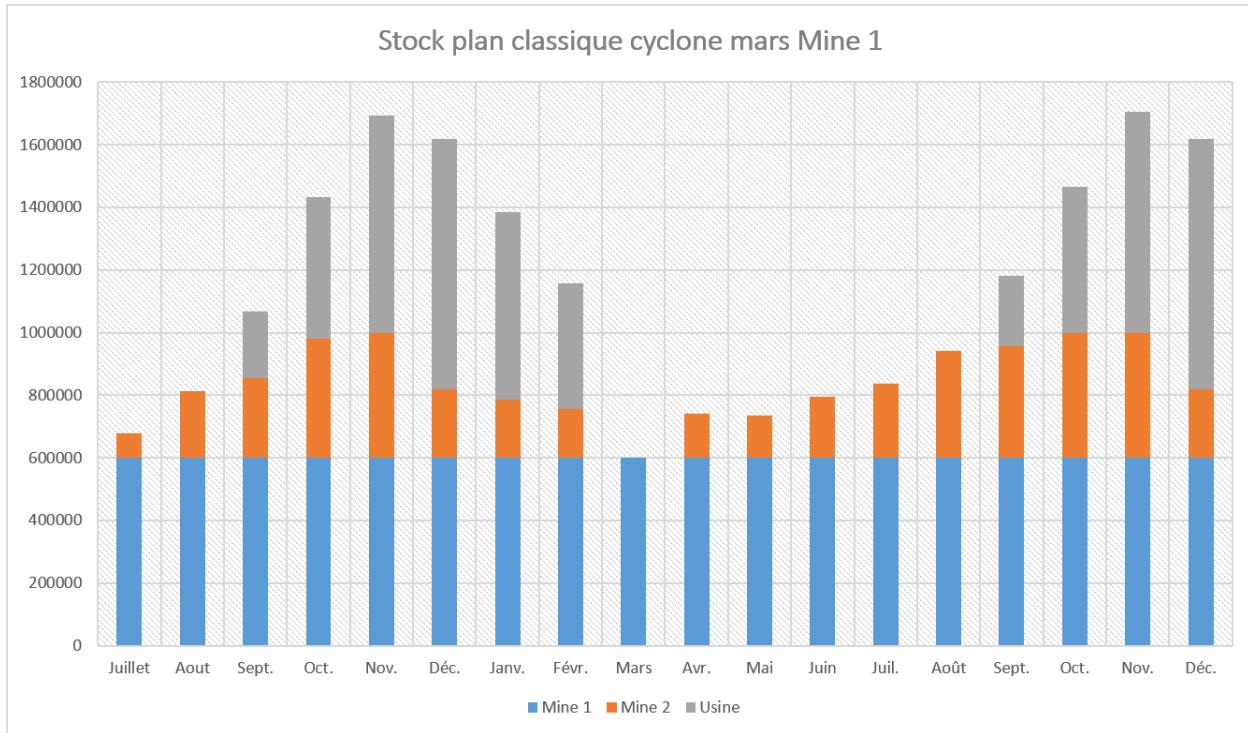


FIGURE 4.7 – Plan classique : le stock de minerai avec un cyclone en Mars

cette stratégie, le stock de minerai au niveau de l'usine n'est renouvelé que six mois plus tard. La période présentant un risque d'interruption de la production est de six mois (de mars à août).

En conclusion de l'analyse des figures 4.7 et 4.6, on constate que l'approche robuste permet d'éviter une baisse de production du four tout en ne surstockant pas au niveau de l'usine. Elle permet donc de garantir la production des scénarios considérés et seulement ceux considérés. On voit que si il y a une autre baisse d'extraction dans les mois qui suivent, le stock usine est vide. D'un autre côté, un scénario trop critique mais qui n'est pas possible provoque un surcoût de stockage inutile. On voit bien que la définition des scénarios est un point très important pour exploiter au maximum des atouts de l'approche robuste.

Sur les figures 4.9 et 4.8, on constate que l'approche robuste permet de mieux utiliser la possibilité de faire de la surcapacité et ainsi de rattraper le planning du scénario sans cyclone. Par exemple, pour la mine 1, l'extraction est planifiée dès octobre pour l'approche robuste alors que pour l'approche classique, l'extraction ne se fera qu'en novembre.

En conclusion, l'approche robuste augmente le pouvoir de réaction post cyclone.

Mine 1

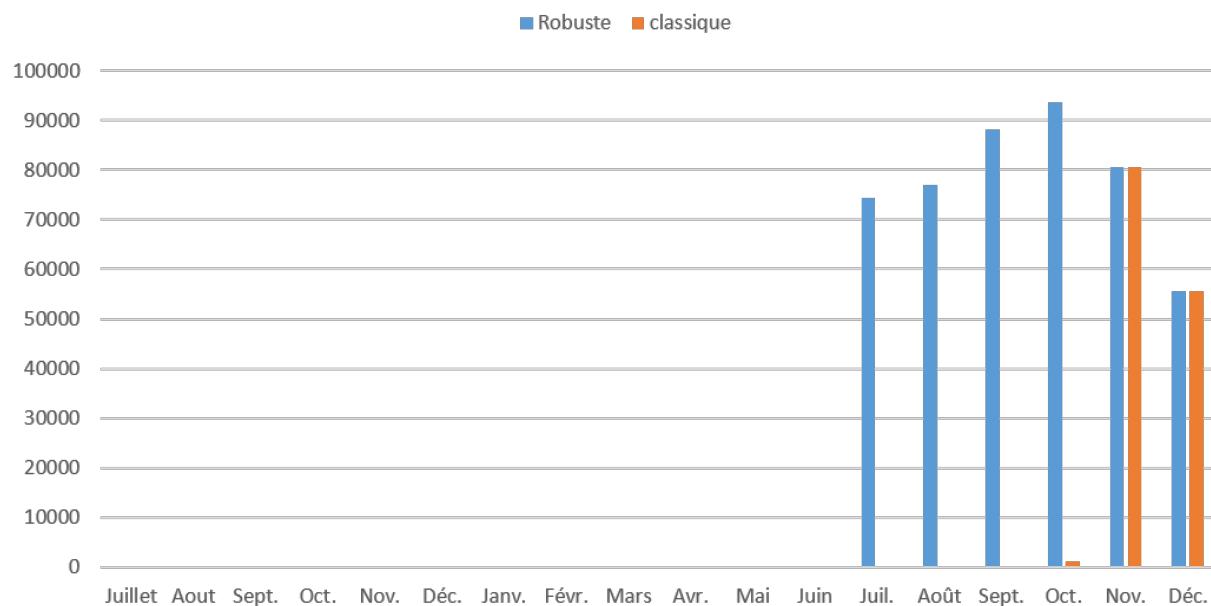


FIGURE 4.8 – Plan classique et plan robuste : mine 1

Mine 2

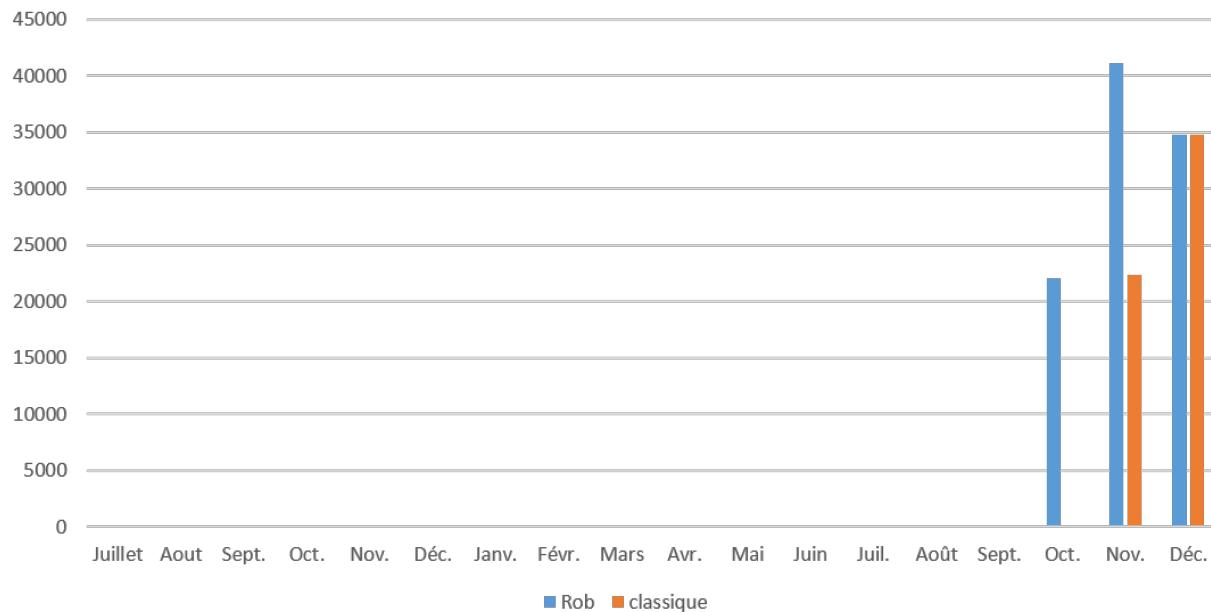


FIGURE 4.9 – Plan classique et plan robuste : mine 2

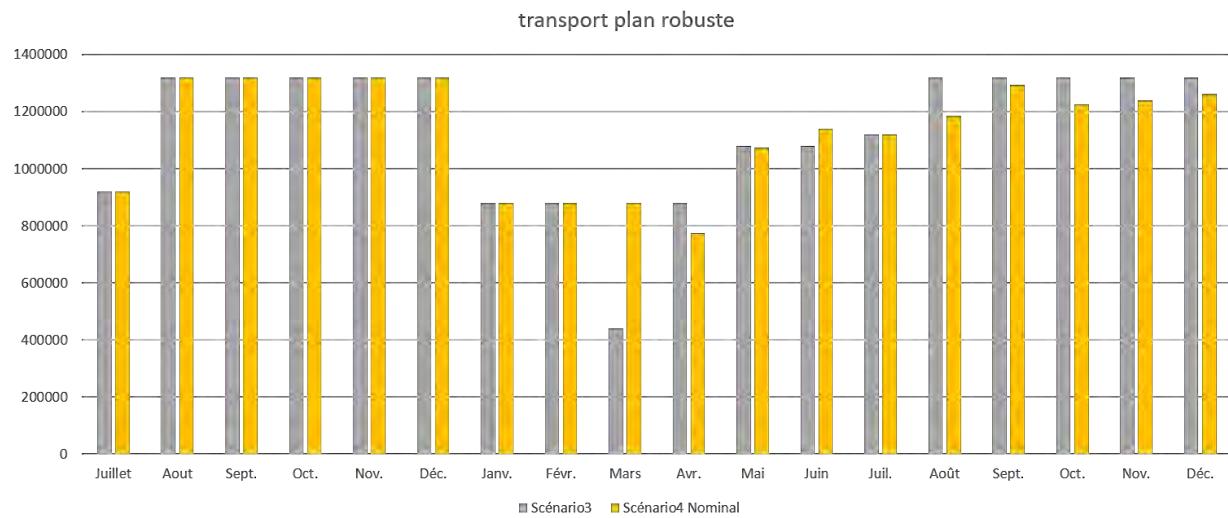


FIGURE 4.10 – Transport : Approche robuste

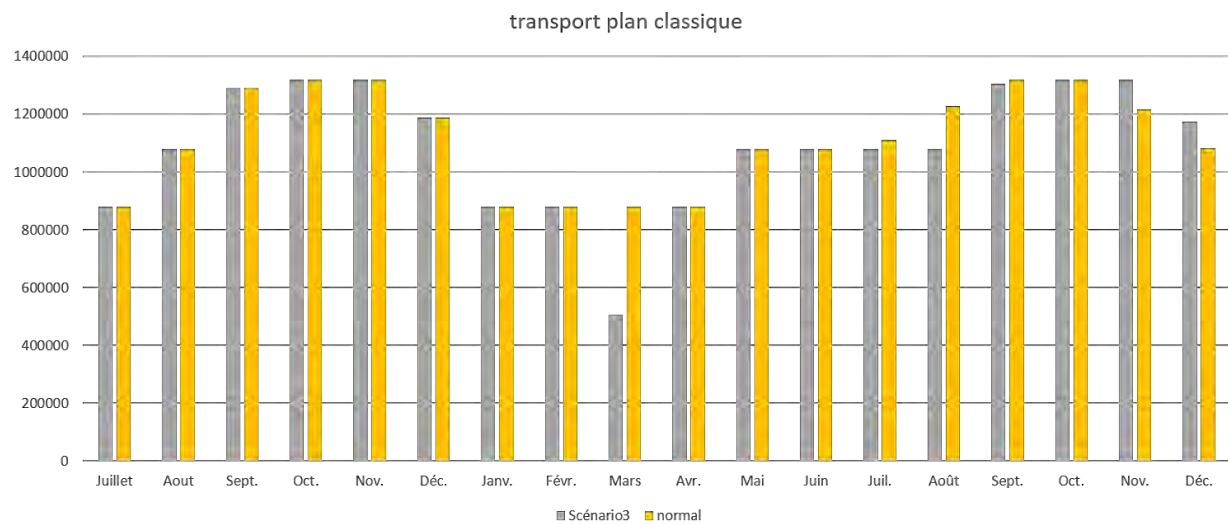


FIGURE 4.11 – Transport : Approche classique

Les figures 4.10 et 4.11 présentent la planification du transport. On constate que dans le cas déterministe (i.e sans occurrence d'un cyclone) et dans le cas avec l'occurrence d'un cyclone (scénario 3, cyclone en mars c.f. figure 4.10), la planification robuste permet de mieux utiliser la surcapacité et ainsi le transport dans le scénario 3 privilégie le transport au début de l'horizon de production. La planification déterministe au contraire planifie sans anticiper un éventuel arrêt d'extraction. Ainsi, de la période 1 à 8, on constate que le planning robuste maximise la quantité transportée. Cette planification du transport permet d'éviter d'avoir un stock usine vide trop longtemps. En effet, lorsqu'on observe un cyclone en période 9 (c.f. figure 4.6), on constate que le stock à l'usine n'est vide qu'entre avril et juin. La planification classique, ne maximise pas le transport, cela conduit à une indisponibilité plus longue du stock à l'usine i.e de mars à août (c.f. figure 4.7). De plus en fin d'horizon la planification robuste permet d'augmenter le transport dans le scénario avec cyclone afin de rattraper les niveaux de stock de la planification initiale. A l'inverse le plan classique n'a pas pu garantir la production au niveau du four au moment du cyclone et donc ne transporte pas plus en fin d'horizon que le plan initial puisque il ne peut plus rattraper le retard de production.

4.3.5 Conclusion

L'approche robuste proposée permet de garantir une stabilité du plan mais cela permet également de ne pas subir le futur et les évènements incertains. En effet, l'approche robuste prend en compte d'éventuelles occurrences de cyclone en orientant une forte livraison à l'usine de minerai dès le début de l'année afin de faire face aux éventuelles interruptions futures d'extraction de minerai. Le plan classique au contraire subit les évènements en réagissant après l'occurrence du cyclone par l'intermédiaire de surcapacité i.e. une surproduction pour faire face à une interruption d'extraction de minerai. Mais malgré ce levier de réaction il n'est pas possible de garantir une production maximale. L'approche robuste positionne les stocks afin de pouvoir utiliser au mieux les surcapacités en cas de cyclone et de minimiser le coût dans le cas sans cyclone. Afin que cet équilibre soit le meilleur possible la phase de définition des scénarios est primordiale. Prendre des scénarios trop critiques et pas possible entraîne un sur coût mais omettre des scénarios critiques possibles peut rendre la solution risquée.

Chapitre 5

Conclusion générale : bilan et perspective

5.1 Résumé du contexte

Les produits manufacturiers sont majoritairement composés de métaux issus de l'exploitation minière. Dans le cadre de cette thèse nous nous sommes intéressés à la planification des processus d'exploitation minière à ciel ouvert.

Cette exploitation repose sur deux processus majeurs qui composent le processus d'exploitation minier global : un processus amont (avec les centres d'extraction) et le processus aval (avec l'usine de transformation). Ces deux processus étant liés par le processus de transport. Dans une logique de maximisation du profit généré par l'exploitation minière, une optimisation des processus est nécessaire. Cette optimisation consiste, par exemple, à définir les blocs à extraire, les plannings de transport et les plannings de transformation. On résout ces questions dans un cadre déterministe ou dans un cadre sous incertitude i.e. un cadre avec un manque d'information sur les processus étudiés. Ce manque d'information peut être pallié en prenant en compte la connaissance expert sous forme de scénarios.

5.2 Résumé des apports de la thèse

[Dimitrakopoulos and Godoy, 2014] et [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017] comptent parmi les travaux les plus significatifs actuellement. Ils témoignent de l'investigation principalement orientées vers le problème de planification de l'extraction et le choix de traitement d'un bloc, en prenant en compte le contexte globale de l'exploitation minière. Dans ce cadre, les facteurs incertains pris en compte sont géologiques et/ou économiques.

Dans cette thèse, nous nous intéressons au problème lié au processus d'extraction c'est à dire que nous souhaitons définir un planning d'extraction mais ce qui diffère des autres études est l'étude de la coordination des deux processus d'une part et d'autre part la prise en compte

de l'incertitude climatique (occurrence des cyclones). Par ailleurs, notre étude considère un contexte dans lequel il faut nécessairement prendre en compte la présence de contrainte maritime (contexte insulaire dans lequel le transport de minerai par voie maritime est monnaie courante : Nouvelle Calédonie). Notre choix de prise en compte de l'incertitude d'occurrence de cyclone est justifiée pour ce contexte précis. Du point de vue interne du système d'exploitation minier, cette incertitude conduit au risque de non approvisionnement en minerai brut du processus aval, siège des principaux centres de transformation.

Afin que le complexe minier puisse faire face aux incertitudes, i.e. être peu sensible aux variations liées aux comportements des différents centres de décision ou aux aléas climatiques, on adopte deux approches :

- une approche qui favorise la collaboration des processus amont et aval composant le processus d'exploitation minier
- une optimisation du processus aval via une approche par optimisation robuste intégrant la connaissance expert (les scénarios)

Les apports que nous présentons dans la suite du document est le résultat de travaux, qui s'illustrent à travers les écrits suivants :

- L'optimisation robuste pour la planification minière (cf annexe A.1.1)
- L'optimisation locale et globale dans l'exploitation du matériel minier (cf annexe A.1.2)
- Un modèle collaboratif de planification pour la coordination entre les centres d'extraction et le four à fusion (cf annexe A.1.3)

Notre premier article consistait en un processus de processus de collaboration entre les processus amont et processus aval : "Un modèle collaboratif de planification pour la coordination entre les centres d'extraction et le four à fusion (cf annexe A.1.3)". Cette collaboration s'établit par l'échange d'informations clés telles que le profit espéré sur un bloc minier afin d'orienter le planning d'extraction au niveau des centres d'extraction.

Notre second article : "L'optimisation locale et globale dans l'exploitation du matériel minier (cf annexe A.1.2)" propose un modèle permettant de prendre en compte la production de différents produits miniers. Nous y proposons un modèle déterministe et un modèle sous incertitude de la capacité de production.

L'article le plus récent : "L'optimisation robuste pour la planification minière (cf annexe A.1.1)" propose une approche de planification robuste du complexe minier avec un critère MAXMIN. On y prend en compte la connaissance experte sous forme de scénarios.

5.3 Améliorations à apporter

La principale limite de l'étude est le manque de données précises sur la teneur en éléments de chaque bloc étudié, ce qui aurait permis d'affiner l'appréciation sur les teneurs en éléments par exemple.

Nous pouvons en conclure que nous avons répondu à la problématique : "comment as-

surer la cohérence d'une optimisation globale tout en assurant l'indépendance des centres de décision du complexe minier ?" Une réponse globale que nous apportons est celle de favoriser l'échange d'information au sein du complexe minier. Cependant, cette réponse peut être améliorée en adoptant une approche par propagation de la connaissance. De plus, on peut également s'intéresser à la modélisation des préférences sur les connaissances expertes (poids). Enfin, on peut s'intéresser à l'évolution des problèmes miniers et donc des modèles miniers suite à la raréfaction du minerai et au changement et enjeux climatiques actuels.

5.4 Perspectives

5.4.1 Une stratégie sur-robuste

La robustesse du complexe minier est au coeur de cette étude.

Dans l'objectif de minimiser le risque de non production de produit minier au niveau de l'usine, la stratégie consisterait à maximiser deux éléments :

- La production minière i.e. de l'extraction
- Le stock en amont de l'usine

Le résultat de ces maximisations serait comparé au cas sans cyclone et à notre approche. Cela permettrait de faire apparaître la distance entre une stratégie flux poussé qui pourrait être sur-robuste et notre approche et ainsi positionner de manière plus précise notre approche entre le flux tirée sans cyclone et le flux poussé. On pourrait alors répondre à la question : "est-on plus proche de l'un ou de l'autre ?"

5.4.2 La propagation de la connaissance

La décision d'extraire ou non un bloc minier est une décision centrale dans l'optimisation du complexe minier. Cette décision est associée au processus aval correspondant aux activités d'extraction. Les données prises en compte sont principalement les données d'extraction telles que la teneur en éléments de chaque bloc, les contraintes de priorité d'extraction entre blocs dans le processus d'extraction et/ou la décision de traitement d'un bloc minier (affectation dans une zone de stockage ou affectation vers les centres de traitement en amont du complexe minier). On peut imaginer propager la connaissance du processus aval, le siège des centres de transformation, pour enrichir les connaissances (données de décision) du processus amont. Ainsi, au niveau des centres d'extraction, on déciderait de l'extraction d'un bloc minier en connaissant les données du processus aval, principalement des données liées au marché tel que la valeur du minerai à la vente. On pourrait imaginer que, sachant un certain contexte économique et sachant les contraintes d'extraction intrinsèque, on préférerait stocker un bloc de minerai pour une exploitation plus profitable dans le futur.

5.4.3 Calcul de priorité sur les scénarios

La prise en compte de l'incertain dans l'optimisation du complexe minier est au centre de notre étude. Il y a plusieurs approches pour cette prise en compte, et notamment l'approche par les scénarios. Cependant, on ne considère que les scénarios equipossible. Pour prendre en compte des niveaux de possibilité différents, une approche serait d'affecter un poids à chaque scénario. Dans cette étude, l'accent n'a pas été mis sur le calcul de ce poids. Cela pourrait être l'objet d'autres investigations au niveau du contexte minier.

En effet, si on prend l'exemple de l'occurrence d'un cyclone et trois scénarios possibles : cyclone t1 puis cyclone en t2 et enfin cyclone en t3. En supposant que pour t1 on associe un poids p1 et t2 un poids p2 et enfin t3, un poids p3 tel que $p1 < p2 < p3$. Donc avec t1 plus possible que t2 ; lui même plus possible que t3. Cette configuration pourrait modifier les niveaux de stock usine en fonction de la prise de risque du décideur. De plus nous avons considéré le scénario sans cyclone comme aussi possible que ceux avec cyclone. On pourrait envisager des approches qui cherchent un compromis entre une solution robuste et la déviation du coût du scénario sans cyclone qui peut être vue comme le scénario "normal". Bien entendu cela demanderait une analyse plus poussée sur l'apparition des cyclones.

5.4.4 Les autres sources de minerai de nickel

Comme toute ressource minière, le minerai de nickel est une ressource qui disparaît peu à peu. Cette raréfaction du minerai pousse au développement de nouvelle technique d'exploitation. D'une part, ces nouvelles techniques (lixiviation par exemple), bien que dangereuses pour l'environnement, permettent d'exploiter et de traiter du minerai pauvre en nickel jusque là non exploitable. D'autre part, la raréfaction des ressources minières poussent à la recherche de nouvelles sources de minerai, qui peuvent être soit extraterrestre (météorites ou d'autres planètes) soit sous-marine (fossiles de nautilles).

Ces nouvelles techniques et ces nouvelles sources de minerais modifieraient le concept du complexe minier tel qu'il est connu actuellement. Par conséquent, nous n'aurions plus les processus classiques : amont et aval mais des processus nouveaux adaptés à ces nouveaux contextes et de nouveaux problèmes et modèles émergeraient.

Bibliographie

- [mar,] <https://www.marinetraffic.com> consulté le 25 mai 2018.
- [AFN,] Management de projet et de programme afnor/x620. <https://norminfo.afnor.org/structure/X50-105/le-management-de-projet-concepts/6346>. Accessed : 2018-10-10.
- [ISO,] Organisation internationale de normalisation. <https://www.iso.org/fr/standard/36643.html>. Accessed : 2018-10-10.
- [Abu-Farsakh et al., 2017] Abu-Farsakh, M. Y., Haque, M. N., and Tsai, C. (2017). A full-scale field study for performance evaluation of axially loaded large-diameter cylinder piles with pipe piles and psc piles. *Acta Geotechnica*, 12(4) :753–772.
- [Achireko, 1998] Achireko, P. K. (1998). Application of modified conditional simulation and artificial neural networks to open pit optimization.
- [Ageev and Sviridenko, 2004] Ageev, A. A. and Sviridenko, M. I. (2004). Pipage rounding : A new method of constructing algorithms with proven performance guarantee. *Journal of Combinatorial Optimization*, 8(3) :307–328.
- [Akaike, 1999] Akaike, A. (1999). *Strategic planning of Long term production schedule using 4D network relaxation method*. PhD thesis, Colorado School of Mines.
- [Alvarez et al., 2011] Alvarez, F., Amaya, J., Griewank, A., and Strogies, N. (2011). A continuous framework for open pit mine planning. *Mathematical methods of operations research*, 73(1) :29–54.
- [Amankwah, 2011] Amankwah, H. (2011). *Mathematical optimization models and methods for open-pit mining*. PhD thesis, Linköping University Electronic Press.
- [Amaya et al., 2009] Amaya, J., Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., Prevost, T., and Rubio, E. (2009). A scalable approach to optimal block scheduling. In *Proceedings of APCOM*, pages 567–575.
- [APANON, 2015] APANON, C. (2015). L'impact du nickel en nouvelle-calédonie.
- [Artzner et al., 1999] Artzner, P., Delbaen, F., Eber, J.-M., and Heath, D. (1999). Coherent measures of risk. *Mathematical finance*, 9(3) :203–228.
- [Asad and Dimitrakopoulos, 2013a] Asad, M. and Dimitrakopoulos, R. (2013a). Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand. *Journal of the Operational Research Society*, 64(2) :185–197.
- [Asad and Topal, 2011] Asad, M. and Topal, E. (2011). Net present value maximization model for optimum cut-off grade policy of open pit mining operations. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 111(11) :741–750.
- [Asad and Dimitrakopoulos, 2012] Asad, M. W. A. and Dimitrakopoulos, R. (2012). Optimal production scale of open pit mining operations with uncertain metal supply and long-term stockpiles. *Resources Policy*, 37(1) :81–89.

- [Asad and Dimitrakopoulos, 2013b] Asad, M. W. A. and Dimitrakopoulos, R. (2013b). A heuristic approach to stochastic cutoff grade optimization for open pit mining complexes with multiple processing streams. *Resources Policy*, 38(4) :591–597.
- [Askari-Nasab, 2006] Askari-Nasab, H. (2006). *Intelligent 3 D interactive open pit mine planning and optimization*, volume 68.
- [Askari-Nasab and Awuah-Offei, 2009] Askari-Nasab, H. and Awuah-Offei, K. (2009). Open pit optimisation using discounted economic block values. *Mining Technology*, 118(1) :1–12.
- [Askari-Nasab et al., 2011] Askari-Nasab, H., Pourrahimian, Y., Ben-Awuah, E., and Kalantari, S. (2011). Mixed integer linear programming formulations for open pit production scheduling. *Journal of Mining Science*, 47(3) :338.
- [AUDRAN, 2013] AUDRAN, N. (2013). Le nickel en nouvelle-calédonie.
- [Baltzer, 2014] Baltzer, M. (2014). Quand le nickel calédonien fait boum, la nature fait grise mine. <https://www.terraeco.net>, photographie de MATHURIN Derel consulté le 25 mai 2018.
- [Baran and Davis, 2011] Baran, S. and Davis, D. (2011). *Mass communication theory : Foundations, ferment, and future*. Nelson Education.
- [Bienstock and Zuckerberg, 2010] Bienstock, D. and Zuckerberg, M. (2010). Solving lp relaxations of large-scale precedence constrained problems. In *International Conference on Integer Programming and Combinatorial Optimization*, pages 1–14. Springer.
- [Bley et al., 2012] Bley, A., Boland, N., Froyland, G., and Zuckerberg, M. (2012). Solving mixed integer nonlinear programming problems for mine production planning with stockpiling. *Optimization Online* (http://www.optimization-online.org/DB_HTML/2012/11/3674.html). Accessed, 28 :12.
- [Bley et al., 2009] Bley, A., Gleixner, A. M., Koch, T., and Vigerske, S. (2009). Comparing miqcp solvers to a specialised algorithm for mine production scheduling. In *HPSC*, pages 25–39. Springer.
- [Boland et al., 2009] Boland, N., Dumitrescu, I., Froyland, G., and Gleixner, A. M. (2009). Lp-based disaggregation approaches to solving the open pit mining production scheduling problem with block processing selectivity. *Computers & Operations Research*, 36(4) :1064–1089.
- [Bongarcon and Guibal, 1983] Bongarcon, F. and Guibal, D. (1983). Parameterization of optimal designs of an open pit beginning of a new phase of research. *AIME Transaction*, 274 :1801–1805.
- [BOYER, 2010] BOYER, S. (2010). L’exploitation minière en nouvelle-calédonie de 1873 à nos jours.
- [Caccetta and Hill, 2003] Caccetta, L. and Hill, S. P. (2003). An application of branch and cut to open pit mine scheduling. *Journal of global optimization*, 27(2-3) :349–365.
- [Castillo and Dimitrakopoulos, 2014] Castillo, F. D. and Dimitrakopoulos, R. (2014). Joint effect of commodity price and geological uncertainty over the life of mine and ultimate pit limit. *Mining Technology*, 123(4) :207–219.

- [Chanda, 2018] Chanda, E. (2018). Network linear programming optimisation of an integrated mining and metallurgical complex. In *Advances in Applied Strategic Mine Planning*, pages 269–285. Springer.
- [Chatterjee et al., 2016] Chatterjee, S., Sethi, M. R., and Asad, M. W. A. (2016). Production phase and ultimate pit limit design under commodity price uncertainty. *European Journal of Operational Research*, 248(2) :658–667.
- [Chicoisne et al., 2012] Chicoisne, R., Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., and Rubio, E. (2012). A new algorithm for the open-pit mine production scheduling problem. *Operations Research*, 60(3) :517–528.
- [Chikhaoui, 2015] Chikhaoui, M. (2015). *Gestion de risque de portefeuille : estimation de la VaR et CVaR*. PhD thesis, Ecole Supérieure Privée d'Ingénierie et de Technologie.
- [Christmann et al., 2016] Christmann, P., Arndt, N., Cochonat, P., Geronimi, V., and Le Meur, P. (2016). Spécificités et phases du projet minier : introduction.
- [Consuegra and Dimitrakopoulos, 2010] Consuegra, F. A. and Dimitrakopoulos, R. (2010). Algorithmic approach to pushback design based on stochastic programming : method, application and comparisons. *Mining Technology*, 119(2) :88–101.
- [Cullenbine et al., 2011] Cullenbine, C., Wood, R. K., and Newman, A. (2011). A sliding time window heuristic for open pit mine block sequencing. *Optimization letters*, 5(3) :365–377.
- [Dagdelen, 1985] Dagdelen, K. (1985). *Optimum multi period open pit mine production scheduling*. PhD thesis, Colorado School of Mines. Arthur Lakes Library.
- [Dagdelen, 1986] Dagdelen, K. (1986). Optimum open pit mine production scheduling by lagrangian parameterization. *Proc. of the 19th APCOM*, pages 127–142.
- [Dagdelen, 2001] Dagdelen, K. (2001). Open pit optimization-strategies for improving economics of mining projects through mine planning. In *Proceedings 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey*, pages 117–121.
- [Darling, 2011] Darling, P. (2011). *SME mining engineering handbook*, volume 1. SME.
- [De Lara et al., 2017] De Lara, M., Morales, N., and Beeker, N. (2017). Adaptive strategies for the open-pit mine optimal scheduling problem. *arXiv preprint arXiv :1706.08264*.
- [Dehghani et al., 2014] Dehghani, H., Ataee-pour, M., and Esfahanipour, A. (2014). Evaluation of the mining projects under economic uncertainties using multidimensional binomial tree. *Resources Policy*, 39 :124–133.
- [Dimitrakopoulos et al., 2002] Dimitrakopoulos, R., Farrelly, C., and Godoy, M. (2002). Moving forward from traditional optimization : grade uncertainty and risk effects in open-pit design. *Mining Technology*, 111(1) :82–88.
- [Dimitrakopoulos and Godoy, 2014] Dimitrakopoulos, R. and Godoy, M. (2014). Grade control based on economic ore/waste classification functions and stochastic simulations : examples, comparisons and applications. *Mining Technology*, 123(2) :90–106.

- [Eivazy and Askari-Nasab, 2012a] Eivazy, H. and Askari-Nasab, H. (2012a). A hierarchical open-pit mine production scheduling optimisation model. *International Journal of Mining and Mineral Engineering*, 4(2) :89–115.
- [Eivazy and Askari-Nasab, 2012b] Eivazy, H. and Askari-Nasab, H. (2012b). A mixed integer linear programming model for short-term open pit mine production scheduling. *Mining Technology*, 121(2) :97–108.
- [Eivazy and Askari Nasab, 2012] Eivazy, H. and Askari Nasab, H. (2012). A mixed integer linear programming model for short-term open pit production scheduling. 121 :97–108.
- [Elkington and Durham, 2011] Elkington, T. and Durham, R. (2011). Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. *Journal of Mining Science*, 47(2) :177–190.
- [Epstein et al., 2012] Epstein, R., Goic, M., Weintraub, A., Catalán, J., Santibáñez, P., Urutia, R., Cancino, R., Gaete, S., Aguayo, A., and Caro, F. (2012). Optimizing long-term production plans in underground and open-pit copper mines. *Operations Research*, 60(1) :4–17.
- [Erarslan and Celebi, 2001] Erarslan, K. and Celebi, N. (2001). A simulative model for optimum open pit design. *CIM bulletin*, 94(1055) :59–68.
- [Espinoza et al., 2013] Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., and Newman, A. (2013). Minelib : a library of open pit mining problems. *Annals of Operations Research*, 206(1) :93–114.
- [Ferland et al., 2007] Ferland, J. A., Amaya, J., and Djuimo, M. S. (2007). Application of a particle swarm algorithm to the capacitated open pit mining problem. In *Autonomous robots and agents*, pages 127–133. Springer.
- [Frimpong et al., 2002] Frimpong, S., Szymanski, J., and Narsing, A. (2002). A computational intelligent algorithm for surface mine layouts optimization. *Simulation*, 78(10) :600–611.
- [Gershon, 1987] Gershon, M. (1987). Heuristic approaches for mine planning and production scheduling. *International Journal of Mining and Geological Engineering*, 5(1) :1–13.
- [Gholamnejad and Osanloo, 2007] Gholamnejad, J. and Osanloo, M. (2007). Using chance constrained binary integer programming in optimising long term production scheduling for open pit mine design. *Mining Technology*, 116(2) :58–66.
- [Gilani and Sattarvand, 2016] Gilani, S.-O. and Sattarvand, J. (2016). Integrating geological uncertainty in long-term open pit mine production planning by ant colony optimization. *Computers & Geosciences*, 87 :31–40.
- [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2013] Goodfellow, R. and Dimitrakopoulos, R. (2013). Algorithmic integration of geological uncertainty in pushback designs for complex multiprocess open pit mines. *Mining Technology*, 122(2) :67–77.
- [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2017] Goodfellow, R. and Dimitrakopoulos, R. (2017). Simultaneous stochastic optimization of mining complexes and mineral value chains. *Mathematical Geosciences*, 49(3) :341–360.

- [Goodfellow and Dimitrakopoulos, 2016] Goodfellow, R. C. and Dimitrakopoulos, R. (2016). Global optimization of open pit mining complexes with uncertainty. *Applied Soft Computing*, 40 :292–304.
- [Goodwin et al., 2006] Goodwin, G. C., Seron, M. M., Middleton, R. H., Zhang, M., Hennessy, B. F., Stone, P. M., and Menabde, M. (2006). Receding horizon control applied to optimal mine planning. *Automatica*, 42(8) :1337–1342.
- [Haque et al., 2016] Haque, M. A., Topal, E., and Lilford, E. (2016). Estimation of mining project values through real option valuation using a combination of hedging strategy and a mean reversion commodity price. *Natural Resources Research*, 25(4) :459–471.
- [Hochbaum and Chen, 2000] Hochbaum, D. S. and Chen, A. (2000). Performance analysis and best implementations of old and new algorithms for the open-pit mining problem. *Operations Research*, 48(6) :894–914.
- [Hoerger et al., 1999] Hoerger, S., Seymour, F., and Hoffman, L. (1999). Mine planning at newmont’s nevada operations. *Mining engineering*, 51(10) :26–30.
- [Jamshidi and Osanloo, 2018] Jamshidi, M. and Osanloo, M. (2018). Optimizing mine production scheduling for multiple destinations of ore blocks. *Bangladesh Journal of Scientific and Industrial Research*, 53(2) :99–110.
- [JEANNIN, 2017] JEANNIN, A. (2017). Superalliages et nickel de nouvelle-calédonie.
- [Jélvez et al., 2016] Jélvez, E., Morales, N., Nancel-Penard, P., Peypouquet, J., and Reyes, P. (2016). Aggregation heuristic for the open-pit block scheduling problem. *European Journal of Operational Research*, 249(3) :1169–1177.
- [Jennings, 2018] Jennings, N. S. (2018). Chapitre 74 : Chapitre 74 - les mines et les carrières les mines et les carrières : Un aperçu — gÉnÉralitÉs sur les industries extractives. <http://www.ilocs.org/fr/documents/ilo074.htm> consulté le 18 mai 2018.
- [Johnson and Niemi, 1983] Johnson, D. S. and Niemi, K. (1983). On knapsacks, partitions, and a new dynamic programming technique for trees. *Mathematics of Operations Research*, 8(1) :1–14.
- [Kawahata and Dagdelen, 2013] Kawahata, K. and Dagdelen, K. (2013). An optimization algorithm for large scale mine production scheduling problems through lagrangian relaxation. In *International Symposium on the 36th Applications of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (36th APCOM)*.
- [Khalokakaie et al., 2000] Khalokakaie, R., Dowd, P. A., and Fowell, R. J. (2000). Lerchs–grossmann algorithm with variable slope angles. *Mining Technology*, 109(2) :77–85.
- [Kizilkale and Dimitrakopoulos, 2014] Kizilkale, A. C. and Dimitrakopoulos, R. (2014). Optimizing mining rates under financial uncertainty in global mining complexes. *International Journal of Production Economics*, 158 :359–365.
- [Koenigsberg, 1982] Koenigsberg, E. (1982). The optimum contours of an open pit mine : an application of dynamic programming. *17th Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry*, pages 274–287.

- [Koushavand et al., 2014] Koushavand, B., Askari-Nasab, H., and Deutsch, C. V. (2014). A linear programming model for long-term mine planning in the presence of grade uncertainty and a stockpile. *International Journal of Mining Science and Technology*, 24(4) :451–459.
- [Kozan and Liu, 2011] Kozan, E. and Liu, S. Q. (2011). Operations research for mining : a classification and literature review. *ASOR Bulletin*, 30(1) :2–23.
- [Kuchta, 2006] Kuchta, M. (2006). *Open pit mine planning & design : CSMine software package and Orebody case examples*. Taylor & Francis.
- [Kumral, 2012] Kumral, M. (2012). Production planning of mines : optimisation of block sequencing and destination. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 26(2) :93–103.
- [Kumral, 2013a] Kumral, M. (2013a). Multi-period mine planning with multi-process routes. *International Journal of Mining Science and Technology*, 23(3) :317–321.
- [Kumral, 2013b] Kumral, M. (2013b). Optimizing ore–waste discrimination and block sequencing through simulated annealing. *Applied Soft Computing*, 13(8) :3737–3744.
- [Kumral and Dowd, 2005] Kumral, M. and Dowd, P. (2005). A simulated annealing approach to mine production scheduling. *Journal of the Operational Research Society*, 56(8) :922–930.
- [Lagos et al., 2011] Lagos, G., Espinoza, D., Moreno, E., and Amaya, J. (2011). Robust planning for an open-pit mining problem under ore-grade uncertainty. *Electronic Notes in Discrete Mathematics*, 37 :15–20.
- [Lagos and Stewart, 1951] Lagos, G. and Stewart, H. M. (1951). Risk averse approaches in open-pit production planning under ore grade uncertainty : A ultimate pit study.
- [Lambert and Newman, 2013] Lambert, W. and Newman, A. (2013). Analyzing solutions of the openpit block sequencing problem obtained via lagrangian techniques. *Mining Engineering*, 65(2).
- [Lamghari and Dimitrakopoulos, 2012] Lamghari, A. and Dimitrakopoulos, R. (2012). A diversified tabu search approach for the open-pit mine production scheduling problem with metal uncertainty. *European Journal of Operational Research*, 222(3) :642–652.
- [Lamghari and Dimitrakopoulos, 2016] Lamghari, A. and Dimitrakopoulos, R. (2016). Network-flow based algorithms for scheduling production in multi-processor open-pit mines accounting for metal uncertainty. *European Journal of Operational Research*, 250(1) :273–290.
- [Lamghari et al., 2014] Lamghari, A., Dimitrakopoulos, R., and Ferland, J. A. (2014). A variable neighbourhood descent algorithm for the open-pit mine production scheduling problem with metal uncertainty. *Journal of the Operational Research Society*, 65(9) :1305–1314.
- [Leite and Dimitrakopoulos, 2007] Leite, A. and Dimitrakopoulos, R. (2007). Stochastic optimisation model for open pit mine planning : application and risk analysis at copper deposit. *Mining Technology*, 116(3) :109–118.

- [Leite and Dimitrakopoulos, 2014] Leite, A. and Dimitrakopoulos, R. (2014). Stochastic optimization of mine production scheduling with uncertain ore/metal/waste supply. *International Journal of Mining Science and Technology*, 24(6) :755–762.
- [Lerchs and Grossmann, 1965] Lerchs, H. and Grossmann, I. (1965). Optimum design of open pit mines, canadian institute of mining bulletin, 58.
- [Lévy-Rueff, 2005] Lévy-Rueff, G. (2005). Portée et limites des var publiées par les grandes institutions financières. *RSF REVUE*, page 81.
- [Li and Knights, 2009] Li, S.-X. and Knights, P. (2009). Integration of real options into short-term mine planning and production scheduling. *Mining Science and Technology (China)*, 19(5) :674–678.
- [Meagher et al., 2009] Meagher, C., Abdel Sabour, S., and Dimitrakopoulos, R. (2009). Pushback design of open pit mines under geological and market uncertainties. In *Proceedings of the International Symposium on Orebody Modeling and Strategic Mine Planning : Old and New Dimensions in Changing World*, volume 17, pages 297–304.
- [Meagher et al., 2014a] Meagher, C., Dimitrakopoulos, R., and Avis, D. (2014a). Optimized open pit mine design, pushbacks and the gap problem—a review. *Journal of Mining Science*, 50(3) :508–526.
- [Meagher et al., 2014b] Meagher, C., Dimitrakopoulos, R., and Vidal, V. (2014b). A new approach to constrained open pit pushback design using dynamic cut-off grades. *Journal of Mining Science*, 50(4) :733–744.
- [Meagher, 2010] Meagher, C. J. (2010). *On the directed cut polyhedra and open pit mining*. PhD thesis, McGill University Library.
- [Menabde et al., 2004] Menabde, M., Froyland, G., Stone, P., and Yeates, G. (2004). Mining schedule optimisation for conditionally simulated orebodies. In *Proceedings of the international symposium on orebody modelling and strategic mine planning : uncertainty and risk management*, pages 347–52.
- [Montiel and Dimitrakopoulos, 2015] Montiel, L. and Dimitrakopoulos, R. (2015). Optimizing mining complexes with multiple processing and transportation alternatives : An uncertainty-based approach. *European Journal of Operational Research*, 247(1) :166–178.
- [Montiel et al., 2016] Montiel, L., Dimitrakopoulos, R., and Kawahata, K. (2016). Globally optimising open-pit and underground mining operations under geological uncertainty. *Mining Technology*, 125(1) :2–14.
- [Moosavi et al., 2014] Moosavi, E., Gholamnejad, J., Ataee-Pour, M., and Khorram, E. (2014). Improvement of lagrangian relaxation performance for open pit mines constrained long-term production scheduling problem. *Journal of Central South University*, 7(21) :2848–2856.
- [Moreno et al., 2010] Moreno, E., Espinoza, D., and Goycoolea, M. (2010). Large-scale multi-period precedence constrained knapsack problem : a mining application. *Electronic notes in discrete mathematics*, 36 :407–414.

- [Myburgh and Deb, 2010] Myburgh, C. and Deb, K. (2010). Evolutionary algorithms in large-scale open pit mine scheduling. In *Proceedings of the 12th annual conference on genetic and evolutionary computation*, pages 1155–1162. ACM.
- [Najor and Hagan, 2004] Najor, J. and Hagan, P. (2004). Mine production scheduling within capacity constraints. *Sydney, Australia : The University of New South Wales*.
- [Nanjari and Golosinski, 2013] Nanjari, E. L. and Golosinski, T. S. (2013). Optimising open pit mine scheduling taking into consideration time value of money and mining restrictions. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 27(3) :156–165.
- [Newman et al., 2010] Newman, A. M., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., and Eurek, K. (2010). A review of operations research in mine planning. *Interfaces*, 40(3) :222–245.
- [Pana, 1965] Pana, M. T. (1965). The simulation approach to open pit design. In *APCOM SYMPOSIUM*, volume 5, pages 127–138.
- [Pendharkar, 1997] Pendharkar, P. C. (1997). A fuzzy linear programming model for production planning in coal mines. *Computers & operations research*, 24(12) :1141–1149.
- [Qaeze et al., 2015] Qaeze, F., Thierry, C., and Guillaume, R. (2015). Local and global optimization in raw material processing. In *Industrial Engineering and Systems Management (IESM), 2015 International Conference on*, pages 1055–1063. IEEE.
- [Qaeze et al., 2016] Qaeze, F. D., Guillaume, R., and Thierry, C. (2016). Robust optimization for mine planning (regular paper). In *Modélisation, Optimisation et Simulation des Systèmes (MOSIM), Montréal- Québec, Canada, 22/08/2016-24/08/2016*, page (electronic medium), <http://www.uqam.ca>. Université du Québec.
- [Rahmanpour and Osanloo, 2016] Rahmanpour, M. and Osanloo, M. (2016). Determination of value at risk for long-term production planning in open pit mines in the presence of price uncertainty. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 116(3) :229–236.
- [Rahmanpour and Osanloo, 2017] Rahmanpour, M. and Osanloo, M. (2017). Application of fuzzy linear programming for short-term planning and quality control in mine complexes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 117(7) :684–694.
- [Ramazan, 2007] Ramazan, S. (2007). The new fundamental tree algorithm for production scheduling of open pit mines. *European Journal of Operational Research*, 177(2) :1153–1166.
- [Ramazan and Dimitrakopoulos, 2004] Ramazan, S. and Dimitrakopoulos, R. (2004). Recent applications of operations research and efficient mip formulations in open pit mining. *SME Transactions*, 316.
- [Ramazan and Dimitrakopoulos, 2013] Ramazan, S. and Dimitrakopoulos, R. (2013). Production scheduling with uncertain supply : a new solution to the open pit mining problem. *Optimization and Engineering*, 14(2) :361–380.
- [Robineau et al., 2011] Robineau, B., Berthault, L., and Christmann, P. (2011). Nouvelle-calédonie, terre de nickel. *Geosciences*, pages 50–57.

- [Sattarvand, 2009] Sattarvand, J. (2009). *Long-term Open pit Planning by Ant Colony Optimization*. PhD thesis, RWTH Aachen University.
- [Sattarvand and Niemann-Delius, 2008] Sattarvand, J. and Niemann-Delius, C. (2008). Perspective of metaheuristic optimization methods in open pit production planning. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi*, 24(4) :143–156.
- [Sayadi et al., 2011] Sayadi, A. R., Fathianpour, N., and Mousavi, A. A. (2011). Open pit optimization in 3d using a new artificial neural network. *Archives of Mining Sciences*, 56(3) :389–403.
- [Sethi, 2012] Sethi, M. R. (2012). *Risk based mine planning price uncertainty*. PhD thesis.
- [Shishvan and Sattarvand, 2015] Shishvan, M. S. and Sattarvand, J. (2015). Long term production planning of open pit mines by ant colony optimization. *European Journal of Operational Research*, 240(3) :825–836.
- [Silva et al., 2015] Silva, M. d. F., Dimitrakopoulos, R., and Lamghari, A. (2015). Solving a large sip model for production scheduling at a gold mine with multiple processing streams and uncertain geology. *Mining Technology*, 124(1) :24–33.
- [Singh et al., 2013] Singh, G., García-Flores, R., Ernst, A., Welgama, P., Zhang, M., and Munday, K. (2013). Medium-term rail scheduling for an iron ore mining company. *Interfaces*, 44(2) :222–240.
- [SLN, 2018] SLN (2018). Le nickel-sln, groupe eramet. <http://www.sln.nc> consulté le 18 mai 2018.
- [Somrit and Dadgelen, 2013] Somrit, C. and Dadgelen, K. (2013). Max flow-lagrangian based phase design algorithm for open pit production scheduling optimization. In *International Symposium on the 36th Applications of Computers and Operations Research in the Mineral Industry (36th APCOM)*, pages 401–413.
- [Souza et al., 2010] Souza, M. J., Coelho, I. M., Ribas, S., Santos, H. G., and Merschmann, L. H. d. C. (2010). A hybrid heuristic algorithm for the open-pit-mining operational planning problem. *European Journal of Operational Research*, 207(2) :1041–1051.
- [Syndex, 2015] Syndex (2015). Nickel, métal du diable ou vecteur de développement ? <https://www.syndex.fr/actualites/etude/leconomie-du-nickel-en-nouvelle-caledonie>.
- [Tahernejad et al., 2017] Tahernejad, M. M., Ataei, M., and Khalokakaie, R. (2017). A practical approach to open-pit mine planning under price uncertainty using information gap decision theory. *Journal of Mining and Environment*.
- [Tolwtnski and Underwood, 1996] Tolwtnski, B. and Underwood, R. (1996). A scheduling algorithm for open pit mines. *IMA Journal of Management Mathematics*, 7(3) :247–270.
- [Underwood and Tolwinski, 1998] Underwood, R. and Tolwinski, B. (1998). A mathematical programming viewpoint for solving the ultimate pit problem. *European Journal of Operational Research*, 107(1) :96–107.
- [Whittle, nque] Whittle (manque). Manque optimisation global. manque, manque(manque) :manque.

- [Whittle, 2007] Whittle, G. (2007). Global asset optimisation. In *Proc. Orebody Modelling and Strategic Mine Planning Symposium*.
- [Whittle, 2014] Whittle, J. (2014). Not for the faint-hearted. *Orebody modelling and strategy mine planning. The Australian Institute of Mining and Metallurgy, Perth*, pages 3–6.
- [Wright, 1999] Wright, A. (1999). Moving cone ii-a simple algorithm for optimum pit limits design. *Proceedings of the 28rd APCOM*, pages 367–374.
- [Zhang and Dimitrakopoulos, 2014] Zhang, J. and Dimitrakopoulos, R. (2014). Optimising a mineral supply chain under uncertainty with long-term sales contracts. In *Orebody Modelling and Strategic Mine Planning Symposium*.
- [Zhang and Dimitrakopoulos, 2017] Zhang, J. and Dimitrakopoulos, R. G. (2017). A dynamic-material-value-based decomposition method for optimizing a mineral value chain with uncertainty. *European Journal of Operational Research*, 258(2) :617–625.
- [Zhao, 1992] Zhao, Y. (1992). A new optimal pit limit design algorithm. *Proc. of the 23rd APCOM*, pages 423–434.

Glossaire

block scheduling On associe ce problème au processus amont. La résolution du problème aboutit à une séquence d'extraction avec la période d'extraction. 26, 40, 44, 46

block sequencing On associe le problème au processus amont. La résolution du problème aboutit à une séquence d'extraction des blocs. x, 26, 39–41

downstream process Se dit du processus aval dans la chaîne logistique globale. On associe à ce processus les activités de transport et de traitement. 29

gap On associe le problème au processus amont et a pour objet de minimiser l'écart entre les fosses imbriquées (*nested pit*). Ce problème est lié problème *pushback design*. xv, 26

mine flow planning On associe le problème au processus aval et a pour objectif l'optimisation de la planification des activités de transport et de traitement du produit minier extrait. xv, 27

Mineral Value Chain Désigne le problème d'optimisation de la planification d'extraction minière et des activités de transport et de traitement du produit minier extrait. Ce problème s'intéresse à l'ensemble d'exploitation minière. xv

nested pits Les puits imbriqués. 25, 39

net present value La *net present value* ou la valeur actuelle net mesure la rentabilité d'une opération. 25, 26, 35

pushback design On associe le problème au processus amont et a pour objectif l'ordonnancement de l'extraction minière prenant en compte une partie du gisement. On génère un ensemble de puit imbriqués (*nested pits*); ce problème est lié problème *gap*. ix, x, xv, 24, 25, 38, 46

ultimate pit limit On associe le problème au processus amont et a pour but de déterminer les limites de la fosse finale de la mine. 45

upstream process Se dit du processus amont dans la chaîne logistique globale. On associe à ce processus la décision d'extraction d'un bloc. 27, 29

Acronymes

AFNOR Association Française de NORmalisation. xiii

AOR *Analyse des Options Réelles.* 49

CCP *Chance Constrained Programming.* 44

CDOP *Capacitated Dynamique Open Pit limit.* ix, xv, 29, 31, 32, 36

CPIT *Constrained Pit Limit.* ix, xv, 29, 31, 32, 36

CVaR *Constrained Value at Risk.* 44–46, 48

DIMENC Direction de l’Industrie, des Mines et de l’Energie de la Nouvelle-Calédonie.
9

DMVBD *Dynamic-Material-Value-Based Decomposition.* 52

INSG International Nickel Study Group. 7

MCH *Modulated Convex Hull.* 45

MFP *Mine Flow Planning.* xv, 24, 27–29, 34, 36

MPS *Mine Planning Scheduling.* ix, 26, 29

MVC *Mineral Value Chain.* xv, 24, 28, 29, 50

NPV *Net Present Value.* 25, 26, 35, 39, 41, 42, 47–49

PLNE Programmation Linéaire en Nombre Entier. 41

SLN Société Le Nickel. v, ix, xv, 1, 4, 8–12, 14–18, 20–22

UPIT *Ultimate Pit Limit.* xv, 25, 28–31, 36, 45

VaR *Value at Risk.* 44, 46

Annexe A

Annexes

A.1 Les papiers

A.1.1 Robust optimization for mine planning

ROBUST OPTIMIZATION FOR MINE PLANNING

Fenemedre QAEZE, Romain GUILLAUME, Caroline THIERRY

Université de Toulouse

Université de Toulouse Jean Jaurès, IRIT

5 allés Antonio Machado

31058 Toulouse CEDEX

fenemedre.qaeze@irit.fr, roman.guillaume@irit.fr, caroline.thierry@univ-tlse2.fr

ABSTRACT: *In this paper, we are interested in mine planning under uncertainty on the capacity of extraction in a mine complex. Indeed, in real life there is always a gap between planned activities and activities carried out during the period. In this paper, we determine the quantity of loaded mining materials, transported mining materials and processed mining materials in order to minimize the impact of uncertainty into the mining production chain. In order to achieve this challenge, we proposed a model to represent the mining complex. This model takes into account the uncertainty on the capacity by the use of scenarios. In order to face the uncertainty on the capacity of extraction we propose a robust approach with the MaxMin decision criterion. To the best of our knowledge, while the bulk of the literature treats the optimization in mining complex with stochastic approaches, this paper uses a robust approach under uncertainty. A case study using data from a nickel laterite company is used in order to implement the proposed model under uncertainty on capacity.*

KEYWORDS: *uncertainty, scenario, mine planning, MaxMin criterion*

1 INTRODUCTION

A mining complex could be considered as a supply chain system where material is transformed from one processing plant to another. Indeed, a typical mining complex “will include a number of mines, a number of processing plants and a number of products” [1]. In this context different kinds of uncertainty in the mining complex have been identified in the literature: the geological uncertainty [2], which includes the uncertainty on the ore grade [3], the uncertainty on the cut-off grade [4] and the uncertainty on metal [5]. Besides the uncertainty around the element grade, the uncertainty on the metal price, operating cost [6] and the uncertainty on supply and demand [7] have been considered.

Different kinds of planning decisions in the optimization of the smelting furnace impact the mine complex in various levels horizons. There are short-term, middle-term and long-term decisions. In this paper, we focus on middle-term decisions.

The determination of the open pit limit involves the decision of considering a bloc as a waste or not [8]. The determination of the sequence of blocs involves the decision of considering one or

another period for the extraction of blocs [11]. Finally, the common objective of these decisions is to maximize the profit or to maximize the production.

As we can see, in the bulk of the literature, ore grade uncertainty is well studied. Indeed, one of the principal problem in the optimization of a mining complex is to determine the design of the open pit limit [8], [9], [10]. The determination of the open pit limit is dependent on the valuation of a mining bloc. The valuation of a bloc is computed from the planned profit on a bloc. This planned profit value takes into account the quantity and quality of products that a bloc could produce and the cost of the operations (extraction, transportation and the transformation).

After the determination of the open pit limit, the principal problem is the determination of the sequence of the extracted blocs [11], [12], [13]. In this context, the problem is to determine the best period for a set of blocs to be extracted and the best extraction order of these blocs. The period and the order of extraction are factors that could increase generated profit.

In this paper, the objective is to maximize the production of the processing plant more precisely of the smelting furnace, which is the critical

resource of the processing plant, with minimal cost. This maximization is done knowing the sequence of extracted blocs.

In this paper the uncertainty is integrated by taking into account different scenarios. Stochastic approaches have been proposed to address the problem of uncertainty on ore grade [2], [3] and [4]. In this context of uncertainty, a probability distribution on the state of the world is assessable. Hence this approach consists in considering that the different scenarios have equivalent probabilities. In such, so called, stochastic approaches, the optimization consists in choosing the maximum value in average. To the best of our knowledge, the bulk of the literature goes ahead optimization with stochastic approaches. In this paper, a robust approach is proposed. In decision theory, the following classical decision criterions are: the criterion of Wald (1950) or Maximin criterion, the Maximax criterion, the Hurwicz criterion, the regret minimization criterion or MinMax criterion, the Leximin and Leximax criterions, and the Laplace criterion [15].

Our study focuses on the MaxMin criterion, which minimizes the maximal cost between planned solutions and real solutions. Indeed, in this paper we focus on the uncertainty of capacity of extraction and we try to reduce the impact of the uncertainty on the mining complex.

The remainder of this paper is organized as follows. In the following section, we introduce the context of the study. In the next section, we introduce the proposed deterministic model in deterministic context then the model under uncertainty on capacity. In this section, the notations and assumptions for the models are provided. In the following section, a numerical test is conducted to show the efficiency of the robust approach with the use of the MaxMin criterion. Finally, the conclusions and future works are outlined.

2 CONTEXT OF THE STUDY

In this study we are interested on the exploitation of the mine complex. The mine complex is composed of a set of mines, a set of processing plants with stock areas, a calcination plant and a smelting furnace. In the figure 1, we illustrate the general context of this study. The extracted blocs from each mine are stored at the seaside. At this place, the mining material could be considered as blended and it is also stated that it is not possible

to extract more than the capacity of extraction, which is composed of specifics trucks and specific workforce. From this place, transportation is scheduled in order to supply the processing plant. Such as for the extraction process, it is not possible to transport more mining material than the capacity of transportation which is composed of a set of boats and trucks. The transportation is the link between mines and the processing plant which is composed of stock areas, a calcination plant and a smelting furnace. In this study each mine has an order of bloc extraction, so called: “sequence of extracted blocs” and the smelting furnace is considered as the customer of the system under study.

As we said before, this study focuses on the uncertainty of capacity at the mine. Indeed, in real life, there is a gap between the quantities planned by the mines decision makers and the real extracted quantities. More precisely, we are interested on the uncertainty due to a hurricane which could happen in a short and well known period: for instance in New Caledonia from January to March. Hurricanes stop the extraction (of one mine) and the transportation from this mine to the furnace. We cannot predict the hurricanes so the uncertainty on the occurrence of hurricanes induces an uncertainty on the capacity of the mining process (only the periods are known).

Thus, the problem is: how to plan the extraction and the transportation to guarantee a realistic production of the furnace? In other words, the problem is to plan the production of the furnace such that the production of furnace by period will be realizable for all scenarios (due to the uncertainty).

There is the possibility to increase the extraction capacity after a hurricane but this induces extra cost. Hence, we look for an extracting, transportation and production plan, which can be adaptable to uncertainty for a minimal cost. The solution will be a balance between safety stocks and corrective decisions (that could increase the extraction capacity).

We have presented the context of the paper: planning optimization under uncertainty on capacity. In the next sections, we propose a deterministic model to represent the proposed optimization problem without uncertainty then a model under uncertainty on the capacity. In this context, we use the MaxMin criterion to optimize the mining complex.

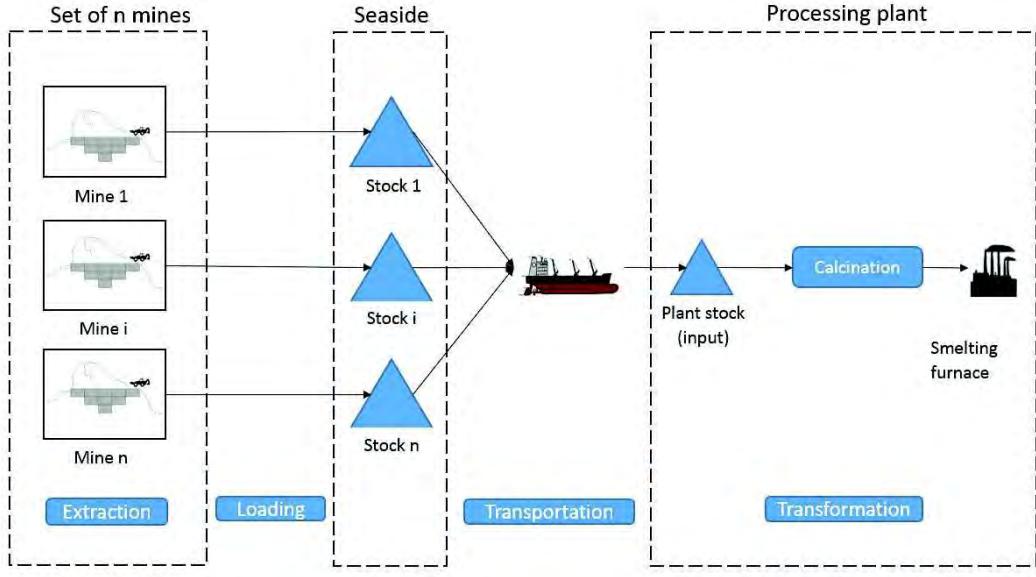


Figure 1: Context of the study

3 DETERMINISTIC MODEL

In this section, we propose a deterministic model, which will be generalized to the uncertainty in next section. In the determinist model it is assumed that a bloc is extracted within one period.

An optimization model is presented below with the description of the sets, the decision variables and the constraints. This description highlights the characteristics of the model that have been presented in the previous sections.

Sets

\mathcal{M} : Set of mines,

$$m = 1, \dots, M \quad m \in \mathbb{N}$$

\mathcal{T} : Set of periods,

$$t = 1, \dots, T \quad t \in \mathbb{N}$$

Decision variables

$PE_{m,t}$: Quantity of extracted material in a mine m at a period t

$I_{Mm,t}$: Inventory of mining ore in a mine m at a period t

$Ld_{m,t}$: Quantity of mining ore at the seaside in a mine m at a period t

Tr_t : Quantity of mining material transported from the seaside to the processing plant at period t

I_{P_t} : Processing plant inventory at a processing plant at a period t

Cal_t : Quantity in calcination process at a period t

W_t : Losing material at a period t

F_t : Demand of the smelting furnace at a period t

$x_{PEx_{m,t}} \in \{0,1\}$: 1 if $PEx_{m,t}$ is extracted 0 else

Parameters

ubPE_{x_{m,t}}: Capacity of extraction of the mine m , at a period t

$CPE_{m,t}$: Cost of availability of mining ore in a mine m at a period t

$CI_{M_m,t}$: Cost of inventory of mining ore in a mine m at a period t

$CLd_{m,t}$: Cost of transportation of mining ore from a mine m to the seaside at a period t

CTR_t : Cost of transportation of mining ore from seaside to the processing plant at a

period t
 $UTr_{m,t}$: Capacity of transportation in a mine m at period t

at a period t

C_{IP_t} : Cost of the plant inventory at a period t

$CCal_t$: Cost of calcination at a period t

Pr_t : Selling price at a period t
 α : Index of loose of H^2O during the calcination process

LF_t, UF_t : Maximum and minimum of capacity of the smelting furnace at a period t

In this deterministic context the objective of the optimization is to maximize the production at the smelting furnace with minimal cost. This goal is characterized by the following objective-function and the constraints of the model.

Objective-function:

Maximize:

$$\begin{aligned} & \sum_{t \in T} F_t * Pr_t - \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} PEx_{m,t} * \\ & CPEx_{m,b} + I_{M_{m,t}} * CI_{M_{m,t}} + Ld_{m,t} * CLd_{m,t} - \\ & \sum_{t \in T} (Tr_t * CTr_t + I_{P_t} * CI_{P_t} + Cal_t * \\ & CC_{al_t}) \end{aligned} \quad (0)$$

Subject to:

Equations (1), (2) shows the link between the quantity of extracted mining material in a mine m at a period t ($PEx_{m,t}$), inventory of the end of the precedent period $t-1$ ($I_{M_{m,t}}$), and the outflow ($Ld_{m,t}$) at the loading zone.

$$\begin{aligned} PEx_{m,1} &= I_{M_{m,1}} + Ld_{m,1} \\ t = 1, \quad \forall m \in \mathcal{M} \end{aligned} \quad (1)$$

$$I_{M_{m,t-1}} + PEx_{m,t} = I_{M_{m,t}} + Ld_{m,t} \quad \forall m \in \mathcal{M} \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (2)$$

Equation (3) shows the loading constraint at seaside for the transportation to the processing plant.

$$\begin{aligned} \sum_{m \in \mathcal{M}} Ld_{m,t} &= Tr_t \\ \forall t \in \mathcal{T} \end{aligned} \quad (3)$$

Equations (4)(5) represents the link between the inventory at the end of a period t , the inventory from precedent period ($I_{P_{t-1}}$) the transport to the processing plant inventory (Tr_t) and the quantity of calcined mining material (Cal_t).

$$Tr_t = I_{P_1} + Cal_1 \quad (4)$$

$$Tr_t + I_{P_{t-1}} = I_{P_t} + Cal_t \quad \forall t \in \mathcal{T} \setminus \{1\} \quad (5)$$

Equations (6)(7) compute the quantity of lost mining material during the calcination process.

$$W_t = Cal_t * \alpha \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (6)$$

$$F_t = Cal_t * (1 - \alpha) \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (7)$$

Equation (8) represents the capacity of extraction.

$$PEx_{m,t} = ubPEx_{m,t} \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (8)$$

Equation (9) represents the capacity constraint of the transportation.

$$Tr_{m,t} \leq UTr_{m,t} \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (9)$$

Equation (10) represents the capacity constraint of the smelting furnace.

$$LF_t \leq F_t \leq UF_t \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (10)$$

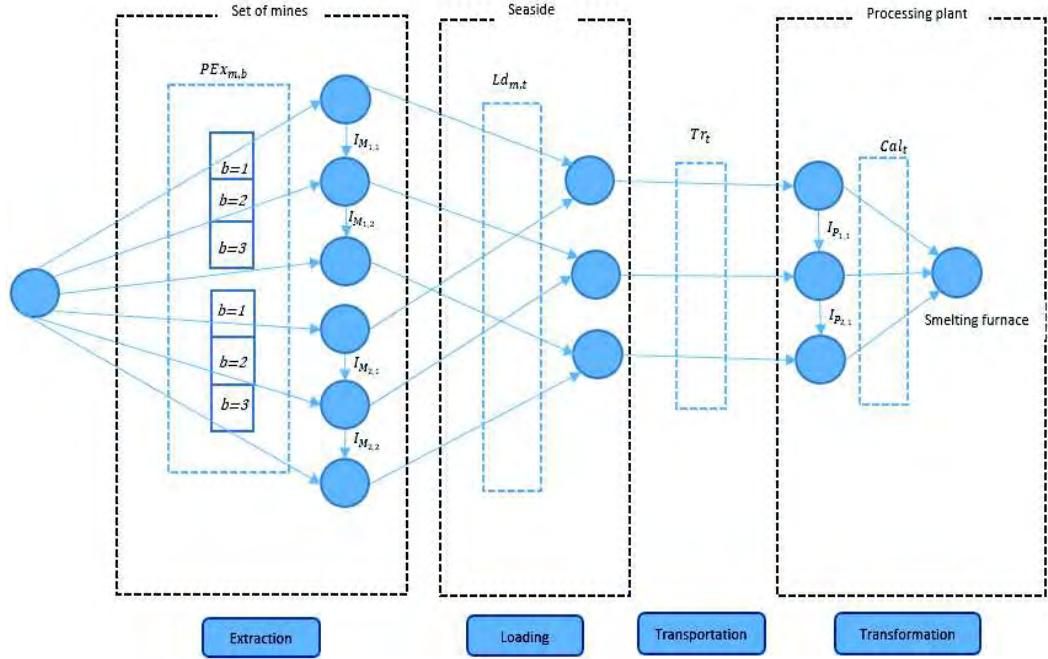


Figure 2: Deterministic approach

4 ROBUST APPROACH

4.1 Approach under uncertainty

In this paper we deal with uncertainty on the extraction capacity. This capacity may decreased due to the meteorological conditions. For instance in New Caledonia from January to march, hurricanes often stop the extraction (of one mine) and the transportation from this mine to the furnace. Thus, the problem is “how to plan the extraction and the transportation to guarantee the well production of the furnace?”. In this study we assume that the occurrence of the hurricane cannot be predicted (only the period where it is possible to have one are known). Moreover the extraction and transportation plan can only be adjusted after the hurricane is passed: for instance it is possible to increase the capacity after a hurricane. Indeed, during the hurricane there is a work stoppage, and after the hurricane overtime or temporary staff can be used. Due to the uncertain nature of a hurricane this increase of working hours cannot be planned before the occurrence of the hurricane.

Thus, to take the uncertainty into account, different scenarios are considered according to the possible periods of occurrence of the hurricanes and their impacts on the capacity.

So in the robust model, we want to have a stable flow through the furnace with maximal value and minimal cost. Hence the decision variable F_t is not scenario dependent but all other variables are scenario dependent. For instance, $I_{M_{m,t}}$, becomes $I_{M_{m,t,s}}$ as the stock value depends on the scenario.

A scenario is a variation of extraction capacity due to a hurricane. Hence we need to distinguish the real quantity of extracted materials and the maximal capacity of extraction. Indeed, in robust model we need to:

- Distinguish the bloc and the period so $PEx_{m,t}$ become $PEx_{m,b,s}$ where b is the block number as well as the period of extraction of this bloc for the nominal plan (without damage),
- Introduce a new decision variable $Ex_{m,b,t,s}$ which is the quantity of bloc b of mines m extracted at period t in scenario s
- Add parameter $ubEx_{m,t,s}$ which is the real capacity of extraction at mine m at period t in scenario s .

In the figure 3, we represent the flow graph of the robust model.

In this study, the robust approach consists in choosing the best decision on the extraction, loading, transportation, storing, in order to catch a stable quantity in input for the smelting furnace. Concerning the scenarios in which we have damage and cause an increase of capacity or a decrease of capacity we have levers: to make more stock or to increase workforce with temporary work contract and overtime. The last solution is not use as a rule because it is too expensive for a society. Thus, the levers, which increase capacity, are considered. In the proposed model, the extra capacity is modeled at constraint (24) with the variable: $KS_{m,t,s}$.

In this optimization context the optimization consists in computing solution that takes into account the scenarios. An apparition of damage characterizes a scenario during the horizon. Before the observation of the damage, the mine production system follows the nominal plan without damage (the different scenario dependent variables are equal for all scenarios). After undergo of a damage, a new plan is computed. Hence, the scenario dependent variables for a scenario in which the damage appears are now different than the ones of the nominal plan. The objective is to propose a realizable plan for the smelting furnace for all the scenarios so that the variable linked to the smelting furnace is not scenario dependent. The figure 4 bellow illustrates the process of computation of new values of the scenario dependent variables at the moment of observation of a damage that is taking into account in the single proposed robust MIP model.

As shown in figure 3, we find two main parts in the model. The first part is dependent of the scenario; this is the part, which deals with the extraction, transportation and blending process. The part, which is not scenario dependent, is the one, which deals with the smelting furnace. In deterministic context, we only find a planned mining material. Indeed, in deterministic context, planned activity is equal to realized activity.

4.2 Model under uncertainty

We have presented the general context of the optimization under uncertainty, in the previous

section; we introduce now the proposed robust model.

The presentation of the model proceeds as follow. First, we give the context of the optimization by introducing the notations of new variables and parameters and finally we introduce the objective function and the constraints of the different constraints.

Sets

\mathcal{T}_d : Set of periods after observation of a damage at period $d \in T$

Decision variables

$Ex_{m,b,t,s}$: Real quantity of extracted material in a mine m at a period t

$Ks_{m,t,s}$: Over capacity of production in a mine m at a period t

Parameters

$CEx_{m,b,t,s}$: Cost linked to the real quantity of extracted material in a mine m at a period t

CKs : Cost linked to the over capacity of production in a mine m at a period t

The objective-function traduces the goal of the optimization. On the one hand, the goal is to minimize the cost associated to the exploitation of the mine complex (extracting cost, storing cost, loading cost, transportation cost, calcination cost, and extra cost of extra capacity). On the other hand, the objective is to maximize generated profit.

Objective-function:

Max:

$$\begin{aligned} & (\sum_{t \in T} F_t * Pr_t - \\ & \max_{s \in S} (\sum_{m \in M} \sum_{t \in T} \sum_{b \in B} (Ex_{m,b,t,s} * CEx_{m,b,t,s} + \\ & I_{Mm,t,s} * CI_{Mm,t,s} + Ld_{m,t,s} * CLd_{m,t,s}) - \\ & \sum_{t \in T} (Tr_{t,s} * CTr_{t,s} + I_{P,t,s} * CI_{P,t} + Cal_t * \\ & CCal_t) - \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} Ks_{m,t,s} * CKs) \end{aligned}$$

This objective can be linearized as follow:

$$\text{Max: } \sum_{t \in T} F_t * Pr_t - H$$

$$\begin{aligned} H \geq & \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} \sum_{b \in B} (Ex_{m,b,t,s} * \\ & CEx_{m,b,t,s} + I_{Mm,t,s} * CI_{Mm,t,s} + Ld_{m,t,s} * \\ & CLd_{m,t,s}) - \sum_{t \in T} (Tr_{t,s} * CTr_{t,s} + I_{P,t,s} * CI_{P,t} + \\ & Cal_t * CCal_t) - \sum_{m \in M} \sum_{t \in T} Ks_{m,t,s} * CKs \quad \forall s \in S \end{aligned}$$

Constraints (11), (12), (13) imposed the extraction of the maximum of removable mining material in a mine m at a period t before the

extraction of the removable mining material in a mine m at a period $t+1$ for a scenario s .

$$\begin{aligned} PEx_{m,b,s} \leq & ubPEx_{m,b,s} - x_{PEx_{m,b,s}} \\ \forall m \in M, \forall b \in B, \forall s \in S \end{aligned} \quad (11)$$

$$\begin{aligned} PEx_{m,b,s} \geq & (1 - x_{PEx_{m,b,s}}) * ubPEx_{m,b,s} \\ \forall m \in M, \forall b \in B, \forall s \in S \end{aligned} \quad (12)$$

$$\begin{aligned} PEx_{m,b+1,s} \leq & ubPEx_{m,b+1,s} * (1 - x_{PEx_{m,b,s}}) \\ \forall m \in M, \forall b \in B \setminus \{B\}, \forall s \in S \end{aligned} \quad (13)$$

Constraint (14) represents the link between the quantity ($PEx_{m,b,s}$) of removable mining material in a mine m at a period t and the effectively extracted in several periods for a scenario s .

$$\begin{aligned} PEx_{m,b,s} = & \sum_{t=1}^T Ex_{m,b,t,s} \\ \forall m \in M, \forall b \in B, \forall s \in S \end{aligned} \quad (14)$$

Constraints (15) and (17) express that before the observation of damage there is the same extracted and loaded materials.

Equation (16) represents the constraint of capacity for the real extraction of mining material in a mine m , for a bloc b and at a period t for a scenario s . $\forall s \in S$ $ubEx_{m,b,d_s,s} = 0$ it means that there is no extraction during period d_s .

Thus $Ks_{m,t,s} = 0 \forall s \in S, \forall t \in \{T | t < d_s\}, \forall m \in M$, which means that no overcapacity is used before a Hurricane.

Constraint (18) shows the link between loaded mining materials ($Ld_{m,t,s}$) and transported mining materials ($Tr_{t,s}$) from seaside to the processing plant. Indeed, all the loaded mining materials are transported.

$$\begin{aligned} Ex_{m,b,t,s} = & Ex_{m,b,t,s'} \\ \forall m \in M, \forall b \in B, \forall s, s' \in S \\ \forall t \in \{T | t < d_s \cap t < d_{s'}\} \end{aligned} \quad (15)$$

$$\sum_{b \in B} Ex_{m,b,t,s} \leq ubEx_{m,b,t,s} + Ks_{m,t,s} \quad \forall m \in M, \forall t \in T, \forall s \in S \quad (16)$$

$$\begin{aligned} Ld_{m,t,s} = & Ld_{m,t,s'} \\ \forall m \in M, \forall s, s' \in S, \\ \forall t \in \{T | t < d_s \cap t < d_{s'}\} \end{aligned} \quad (17)$$

$$Tr_{t,s} = \sum_{m=1}^M Ld_{m,t,s} \quad \forall t \in T, \forall s \in S \quad (18)$$

Constraints (20), (21) show the link between the quantity ($Ex_{m,b,t,s}$) of extracted mining material in a mine m at a period t , inventory of the end of the precedent period $t-1$ ($I_{M_{m,t,s}}$), and the outflow ($Ld_{m,t,s}$) at the loading zone for a scenario s .

$$Ex_{m,1,1,s} = I_{M_{m,1,s}} + Ld_{m,1,s} \\ b = 1, t = 1, \forall m \in \mathcal{M}, \forall s \in \mathcal{S} \quad (20)$$

$$I_{M_{m,t-1,s}} + \sum_{b=1}^B Ex_{m,b,t,s} = I_{M_{m,t,s}} + Ld_{m,t,s} \\ \forall m \in \mathcal{M}, \forall t \in \mathcal{T} \setminus \{1\}, \forall s \in \mathcal{S} \quad (21)$$

Constraints (22) (23) represent the link between the inventory (I_{P_t}) at the end of a period t and for a scenario s , the inventory ($I_{P_{t-1}}$) from precedent period the transport (Tr_t) to the processing plant inventory and the quantity (Cal_t) of calcined mining material.

$$Tr_{1,s} = I_{P_{1,s}} + Cal_1 \\ \text{initialisation: } t = 1 \forall s \in \mathcal{S} \quad (22)$$

$$Tr_{t,s} + I_{P_{t-1,s}} = I_{P_{t,s}} + Cal_t \\ \forall t \in \mathcal{T} \setminus \{1\} \forall s \in \mathcal{S} \quad (23)$$

Constraints (24) (25) compute the quantity W_t of lost mining material during the calcination process at period t .

$$W_t = Cal_t * \alpha \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (24)$$

$$F_t = Cal_t * (1 - \alpha) \quad \forall t \in \mathcal{T} \quad (25)$$

Equation (26) represents the capacity of the smelting furnace at period t .

$$LF_t \leq F_t \leq UF_t \\ \forall t \in \mathcal{T} \quad (26)$$

We have presented in the previous section the deterministic model and the model under uncertainty. In the next section, we illustrate the implementation of these models on data from a nickel industry. We describe the input data and finally we analyze the output data and the results.

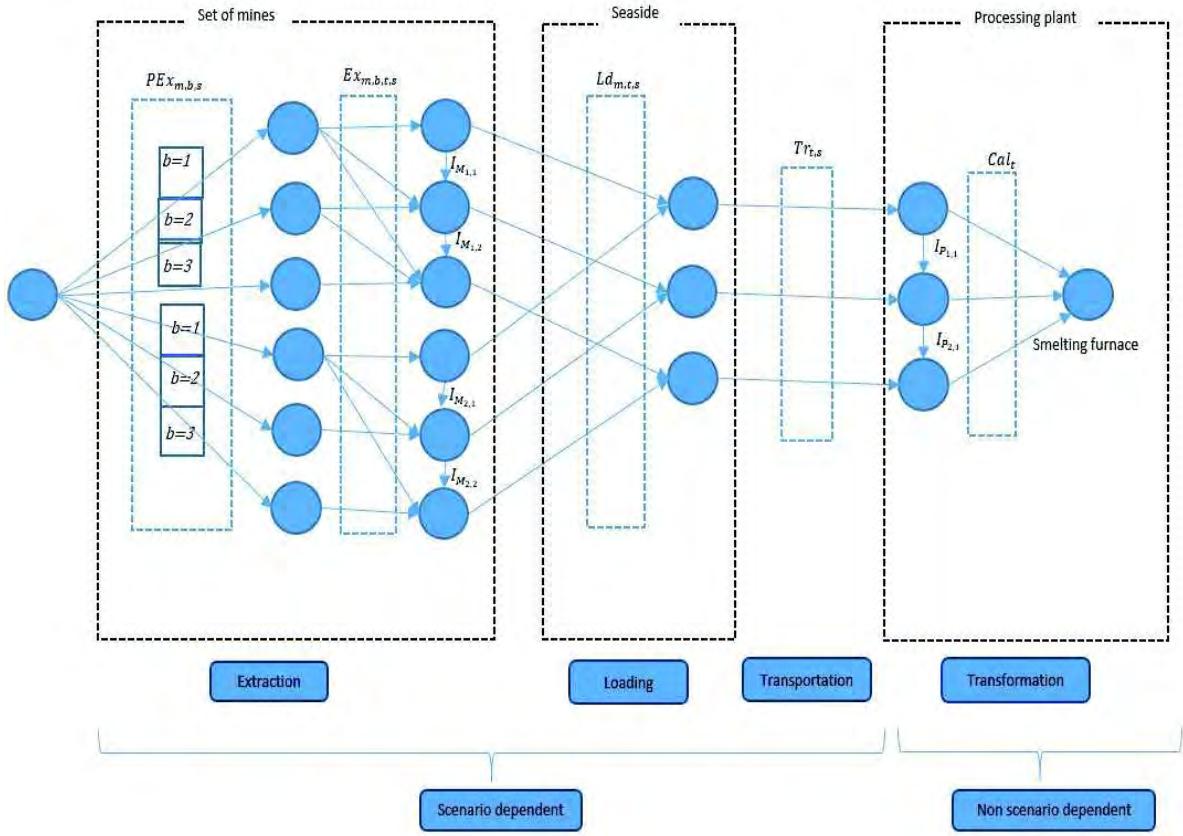


Figure 3: Robust approach

5 CASE STUDY

The application that is discussed is for a laterite-mining complex. The laterite-mining complex is localized in a zone where the risk of occurrence of a hurricane is high. This risk is the consequence of the meteorological uncertainty. The purpose of this example is to implement the Maximax criterion.

5.1 Description of the input data

In order to implement the model, we took into account a set of twelve periods and two mines. The proposed robust approach is tested through a series of seven scenarios. The first three scenarios concern the case where the first mine is impacted. The first scenario takes into account a hurricane emerging in March, the second scenario with a hurricane emerging in April and the third scenario takes into account a hurricane emerging in May. As we consider a set of two

mines for the tests, there are also three scenarios for the second mine according to the period of occurrence of the hurricane (March, April or May). Moreover, we consider a scenario in which there is no hurricane observed.

5.2 Description of the experimental process

The objective of the experimental process is to compare the robust approach and the classical approach (re-planning).

In real life, we usually find the classical approach. This approach consists in a re-planning when damage occurs.

The robust approach consists in the computation of a production plan that takes into account a set of scenarios. The tests are done as follow. First, we compute a production plan under uncertain context by taking into account a set of scenarios. Secondly, we generate a set of production plans, on the one hand with re-planning and on the other hand by taking into account each scenario.

The re-planning has been done as follow.

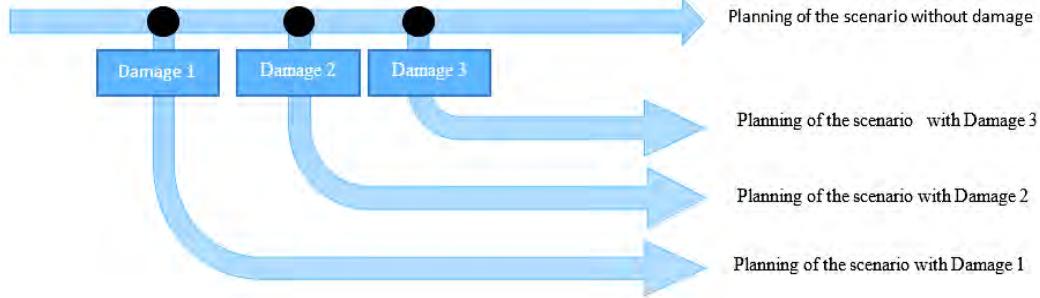


Figure 4: Illustration of the re-planning

We consider a set of damages with a period of occurrence of these damages. As shown in figure 4, first, we generate a production plan in a context without damages, then we consider the occurrence of a first damage. Before this first damage, the variables have the same values as in a production plan without damages. After the occurrence of damage we re-planned the production and we have new values for the variables. The variables linked directly to the smelting furnace are not scenario dependent, they are stable.

The first period of occurrence of a damage is $t=5$. We save the generated solution for this first re-planning process. Another re-planning process is done for a damage at period $t=6$ and at period $t=7$.

Finally, we choose the production plan that generates the maximum of profit and we compare this solution to the robust solution.

In the next section, we analyze the obtained results.

5.3 Analysis of the result

The different values of the input data are presented in figure 5.

| Input data | |
|--------------------|---------|
| Furnace Capacity | 600 000 |
| Transport Capacity | 800 000 |
| Initial stock | 400 000 |
| Final stock | 400 000 |

Figure 5: Input data

The costs that are taking into account in the objective-function are: the stock cost at the mines, the stock cost at the processing plant and the extra capacity cost. It should be noted that the extra capacity of extraction is possible at 30 % of the real capacity.

We have compared the profits generated by a robust approach and by the different re-planning (that takes into account each different damages). The results show that for damage at period $t=5$ (hurricane in December), robust approach is better at 77%, for a damage at $t=6$ (hurricane in January) robust approach is better at 52% and for

a damage at $t=7$ (hurricane in February) robust approach is better at 37%.

As we said before the best result is obtained with damage in February ($t=7$). We compare the classical approach (with re-planning, figure 6) and robust approach (MaxiMin criterion, figure 7). The figures below, show the evolution of the stock at the processing plant and the evolution of the extra-capacity for a damage in February. We can see that for the robust approach, we have a better stability in the consumption of the stock.

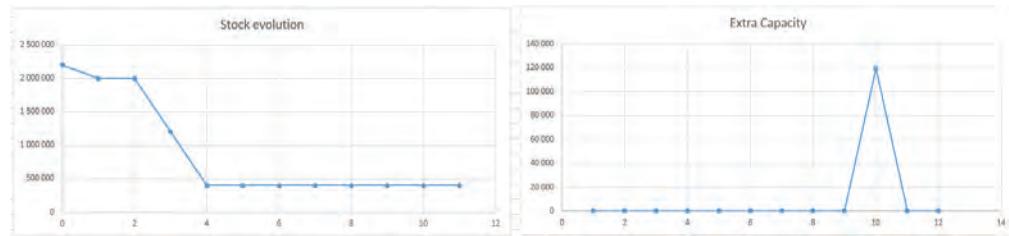


Figure 6: Stock and extra capacity in February; classical approach

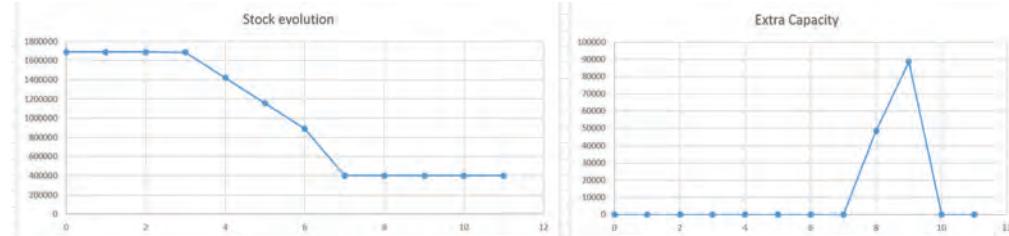


Figure 7: Stock and extra capacity in February; robust approach

6 CONCLUSION AND PERSPECTIVES

This paper is the first paper under our knowledge that applies such a robust approach in order to optimize a mining complex. In this purpose, the MaxMin criterion has been used. The proposed approach is a new way of thinking the optimization of a mining complex. Indeed, with this decision criterion, decision maker belief is taken into account. Indeed, the different scenarios that have been tested result from the industry expertise. In the future, we propose to develop a model that deals with the grade of element. Indeed, in real life, the concentration of an element influences the fusion speed in the smelting furnace. As other perspective, we will apply other decision criterions as min max Regret or leximin in order to optimize a mining complex and will make comparison between them.

References

1. Whittle: Not for the faint-hearted, (2014)
2. Montiel, Luis, Dimitrakopoulos, R.: Optimizing mining complexes with multiple processing and transportation alternatives: An uncertainty- based approach. European Journal of Operational Research Volume 247, Issue 1, pp. 166–178, 16 November 2015
3. Lagos, G., Espinoza, D., Moreno, E., Amaya, J.: Robust Planning for an Open-Pit Mining Problem under Ore-Grade Uncertainty. Electronic Notes in Discrete Mathematics Volume 37, pp. 15–20 LAGOS'11 – VI Latin-American Algorithms, Graphs and Optimization Symposium, 1 August 2011
4. Azimi, Y., Osanloo, M., Esfahanipour, A.: An uncertainty based multi-criteria ranking system for open pit mining cut-off grade strategy selection. Volume 38, Issue 2, pp. 212–223, June 2013
5. Lamghari, A., Dimitrakopoulos, R.: A diversified Tabu search approach for the open-pit mine production scheduling problem with metal uncertainty. European Journal of Operational Research Volume 222, Issue 3, pp. 642–652, 1 November 2012
6. Dehghani, H., Ataee-pour, M., Esfahanipour, A.: Evaluation of the mining projects under economic uncertainties using multidimensional binomial tree. Resources Policy Volume 39, pp. 124–133, March 2014
7. Asad, MWA., Dimitrakopoulos, R.: Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand. Journal of the Operational Research Society (2013) 64, pp. 185–197. doi:10.1057/jors.2012.26; published online 25 April 2012
8. K.Dagdelen: Open Pit Optimization – Strategies Of Improving Economics Of Mining Projects Through Mine Planning, 17ème International Mining Congress and Exhibition of Turkey (2001)
9. A.Leite, R.Dimitrakopoulos: Stochastic optimization model for open pit mine planning: application and risk analysis at copper deposit, Mining Technology: Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy: Volume 116, Issue 3, (2007)
10. Amaya, J., Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., Prevost, T., & Rubio, E. (2009). A scalable approach to optimal block scheduling. In *Proceedings of APCOM* (pp. 567–575)
11. Alvarez, F., Amaya, J., Griewank, A., & Strogies, N. (2011). A continuous framework for open pit mine planning. *Mathematical Methods of Operations Research*, 73(1), 29–54.
12. Askari-Nasab, H., & Awuah-Offei, K. (2013). Open pit optimisation using discounted economic block values. *Mining Technology*.
13. Dimtrakopoulos, R., & Goodfellow, E. (2014). Stochastic optimization of mineral value chains- developments and applications for the global optimisation of mining complexes with uncertainty. In *Orebody Modelling and Strategic Mine Planning Symposium*.
14. R.Guillaume: Supply chain risk management: planning under uncertainty in the setting of possibility theory, chapter 1: State of the art, pp. 54–62, November (2011)
15. Kast, R. (1993). *La théorie de la décision* (pp. 61–64). Paris: La Découverte.

A.1.2 Local and global optimisation in raw material processing

Local and global optimization in raw material processing

Fenemedre Qaeze, Caroline Thierry, Romain Guillaume
IRIT/University of Toulouse 2 Jean Jaurès (UT2J)

Maison de la Recherche, 5 allées Antonio Machado, 31058 Toulouse cedex 9, FRANCE
Email: fenemedre.qaeze@etu.univ-tlse2.fr, caroline.thierry@irit.fr, romain.guillaume@irit.fr

Abstract—In this paper we are interested in the mine planning.
The aims of this paper is to propose a new model of global optimization for bloc extraction and smelting furnace and then evaluate the advantage to use a global model rather than a set of local optimization. In fact, organizing a global optimization between mines extraction site and smelting furnace require a reorganization of the mines planning service and the smelting furnace planning service. Show the advantage of a global optimization approach is the first step of the process of a global optimization. The proposed model is capable of optimizing mining complexes and takes into account the possibility to produce different types of products thanks to production policies dictated by the processing plant.

I. INTRODUCTION

The bulk of the literature deals with two principal types of mining exploitation: underground mining [1] and open pit mining [2]. We are interested in open pit mining. Most research in planning and scheduling aims to resolve problems linked to the open pit mining. In the literature, the principal problems are: the determination of the ultimate open pit limit (the determination of the sequence of extracted bloc) [3][4][5][6], the management of the mining process [7] and the global optimization solving [8][9]. These different types of problems present different types of methods of resolution. These methods which are mostly: simplex, metaheuristics are dictated by the constraints, the decisions and objectives specific to each problem. To the best of our knowledge, the two principal types of models to represent these problems are: local models [4][5] and global models [8][9]. To resolve the problem related to the determination of the ultimate pit limit and the determination of the sequence of extracted bloc, several algorithm are developed based on metaheuristic, such as ant colony [3]. Godoy and Dimitrakopoulos (2004) applied simulated annealing method on the effective management of waste mining and orebody grade uncertainty. In [7], Dimitrakopoulos and Goodfellow (2013), combined two metaheuristics : simulated annealing and particle swarm optimization algorithm. Concerning, problem related to the mine planning there is a method to minimize perturbation during re-planning: [10] proposed three alternative formulations of the MIP (Mix Integer Programming) model.

All the products are the results of complexes processes. These processes are principally : raw material extraction, transport and transformation. These processes required actors. There are different types of actors and different kinds of interactions between these actors. The actors are classified in two principal

categories : suppliers and customers. The interactions between these actors are: demand and supply.

This article focuses on the first steps of a generic chain production that is to say the steps where extraction, processing raw material and selling mining products, takes place. These activities of extraction and processing raw material are optimized to increase profit generated by the selling activity.

Consequently and as we said before, the principal steps in optimization are: first, defining the problem that we should resolve then developing a model to represent the problem and finally proposing methods and algorithm to resolve the problem.

However a main aspect of an optimization is gathering information [11]. J.whittle in [11] presented the main actors and the principal informations that must be taking into account during an optimization process. Furthermore, communication between the actors is important that is to say every actors involved should be aware of the actions and results implemented in this endeavour. These different steps are complementary. Thus, in the literature, local models are used to represent local problems. These local models have a relatively low calculation time. However, we also find global models that aim to a global optimization of a mine complex. These global models closed to reality will give credibility to the associated optimization. However, some global models are simplified to avoid challenges associated with the global optimization(e.g. stockpile is not integrated to the model). Another aspect of the mine complex is the safety aspect: Tong Lei and Dou Yuanyuan,[12], proposed an approach by simulation to highlight the fact that investing in safety is benefic to the future. We understand that, preparing an accident will cost less expensive when it actually declare.

A common element of the different models that we have presented previously is the objective function. Indeed, the principal objective of the optimization of a mining process is to maximize profit. To optimize the activity of a mine complex, two approaches are possible : a global approach and a local approach. This paper aims to discuss the comparison between these two approaches. As a consequence, we have two local models and a global model. First, local models of extracting blocs, blending process and fusion process are proposed. The presentation of the different model and the implementation with generated data lead to several test. These test conduce to a comparison between profit generated by local and global approaches.

Before introducing the different local models and the global model, a description of the optimization context is presented. In the following section, the problem is described by a schema, in which, principal localizations, actors and processes are presented. To show the differences between the local and global approaches, a section about their comparison is developed. In this section, the results of the test is presented. Finally, conclusion and future extensions are presented.

II. PROBLEM UNDER STUDY

By R Dimitrakopoulos [6], "...a mineral value chain is an integrated business...using a set of processing facilities". This set of facilities are linked by streams processes and materials. By materials we mean extracted materials (mining blocs), material between each facilities and products that are sold to costumers. These material flows are driven by processing streams, decisions on the destinations of the mining material and decision of using additives or not during the blending process. We notice that facilities are a set of mines and a set of processing plant. The materials are: ore materials and dopants (additives and neutral mining materials). In the model the processing streams are principally:

- Blending process and at the last stage of mineral value chain
- Fusion process in the smelting furnace

We notice that a set of mine $m \in \mathbb{M}$ have a capacity of n blocs. This capacity is given by a mine optimization by a LOM (Life Of Mine) software. Consequently, we have a possible sequence of blocs that could be extracted from a mine. However, in this model we supposed that during a horizon \mathbb{T} a unique bloc is extracted in a given period $t \in \mathbb{T}$.

Moreover, we know the grades of ore in a mine so the grades of ore in a bloc. This paper aims to discuss and show differences between local and global optimization. However before introducing the comparison between these approaches, it is necessary to present the main process of this study: Extraction process and Transformation process.

A. Extraction process

1) *The physical process:* The activity of extraction blocs, includes physical processes and decision processes. The physical processes implies a production system, products and the production process.

The production system is principally composed by a set of mines and processing plants. Transport process is the link between extraction and transformation. However, this process is not modeled in this study. The extraction process also involves Human and material resources.

The physical process implies products. The products in inputs are the mines that is to say the waste dump and mining ore from each mines of the mineral value chain. In outputs of the extraction process, the mining ore is transferred to the processing plant downstream.

The production process involves in the extraction process decomposes into two sub processes:

- Extraction of waste dump

- Extraction of ore gross

The physical process of the activity of extraction implies decisions specific to each main decision-centers: extraction and transformation. the following paragraph focus on the decision of extraction.

2) *The decision process:* These processes require dedicated software [13], which can determinate the ultimate pit limit of an open pit mining and consequently the sequence of extracted blocs. The decisions to be taken, at this stage of the exploitation is to determine which blocs to be extracted or not. This decision depends heavily, on the cut-off grade which is a level below which the material is not "ore" and considered to be uneconomical to mine and process. This is also the minimum grade of ore used to establish reserves.

After this presentation of the extraction process, the transformation process is introduced in the following subsection.

B. Transformation process

1) *The physical process:* The production system involved into the transformation process uses a smelting furnace in which transformation occurs.

The process involves products:

- Inputs:
 - Mining material (outputs from the extraction process.)
 - Additives (dopants, neutral earth)
- Outputs:
 - Ore mixture (outputs from the blending process,c.f. next paragraph.)
 - Different mining products

The production system and the products are linked by the production process. The production process involves in the transformation process is decomposed into three sub processes:

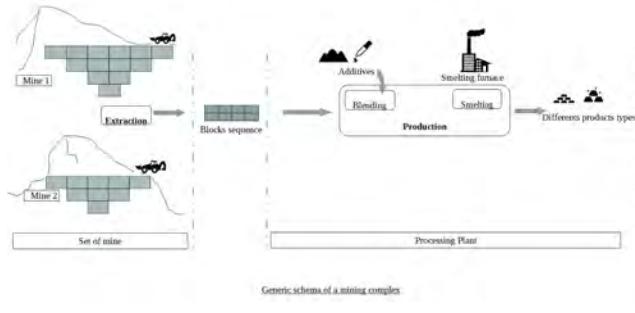
- blending process
- smelting process

These processes are leaded by decisions.

2) *The decision process:* Each entities are concerned with different decisions. The activity of extraction of blocs involved decisions on the sequence of extracted blocs. The processing plants are the centers where the decisions of additives to add and production policies to apply are taken in order to respect smelting furnace constraints.

In the local optimization of supplying a smelting furnace we have to satisfy ore's grade constraint imposed by the smelting furnace, we have to satisfy weight constraint and we must pay attention to the process of mixture before inclusion in the smelting furnace. At this stage (of the blending process, before fusion process), we have different possible scenarios. The first scenario is that in a period, a bloc is not extracted from a mine $m \in \mathbb{M}$, consequently we have a lake of bloc in the bloc sequence and we don't have a good grade of element in the mixture. To over pass this situation we add an additive which makes the mixture having

a grade of elements that is acceptable by the smelting furnace. The second scenario is that the mixture does not have the weight imposed by the smelting furnace, consequently we add to the mixture during the blending process an additive of neutral earth. By this way, the grade of elements in the mixture is stable but the total weight of the mixture is adjusted, so we respect constraint of the smelting furnace. The last scenario is that the last hypothesis is a globalization of the two past hypothesis that is to say, the mixture to include in the smelting furnace does not have an acceptable grade of element and also does not have an acceptable weight to satisfy the constraint of the smelting furnace. The figure below shows the general context of the optimization.



To summarize, in the context of a mining complex, we are concerned with the optimization of the process of blocs extraction in different mines and the transformation process of theses blocs in a smelting furnace. Thus the problem is to determine the optimal sequence of extraction of blocs and the production policy of the smelting furnace (i.e. quantity of elements to be used, in grade and weight, to respect smelting furnace constraints). In this paper we discuss the differences between local and global optimization of these two processes.

III. LOCAL MODELS

In the literature, we find several models for local optimization which aim to:

- the sequence of extraction
- the optimal production under constraints on grade of elements

In the following section, we present the model which computes the sequence of extraction (section III-A) and then the model which computes production policy of the smelting furnace under constraints of elements grade and satisfaction of a demand. We notice that materials blocs are denoted by the subscripts i or b .

A. Exploitation of mines

It is usually supposed in the literature that the time period correspond to the time to extract a bloc. The following model is under the same supposition. So, we want to find for a given mine the sequence of extracted bloc. In other worlds, we determine for each period $t \in \mathbb{T}$ the sequence of blocs that will be extracted.

Sets :

- \mathbb{B} : set of blocs $b \in \mathbb{B}$.

- \mathbb{T} : set of period t .
- \mathbb{U} : set of edge $(i, j), i, j \in \mathbb{B}$. This set is used to represent the precedence extraction constraints (2) (j must be extract before i).

Parameters :

- V_b : extracting value of bloc $b \in \mathbb{B}$.
- C_b : extracting cost of bloc $b \in \mathbb{B}$.

Decision variables :

- $x_{b,t} \in \{0, 1\}$: 1 if the bloc $b \in \mathbb{B}$ is extracted at period $t \in \mathbb{T}$ 0 else.

Objective-Function:

$$\max : \sum_{b=1}^B \sum_{t=1}^T (V_b - C_b).x_{b,t} \quad (1)$$

The constraints which define our problem are presented below.

Precedence constraint during the bloc extraction are represented by equation (2) and (3)

$$x_{i,t} \leq \sum_{w=1}^{t-1} x_{j,w}, \forall (i, j) \in \mathbb{U}, t = 2, \dots, T \quad (2)$$

$$x_{i,1} \leq In_i, \forall i \in \mathbb{B} \quad (3)$$

Constraint (4) expresses that there is one and only one bloc extracted from different period t .

$$\sum_{b=1}^B x_{b,t} = 1, \forall t \in \mathbb{T} \quad (4)$$

Constraint (5) expresses that a unique bloc b is extracted in a period t .

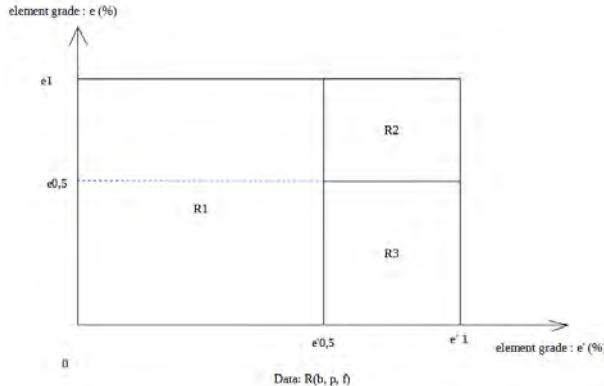
$$\sum_{t=1}^T x_{b,t} \leq 1, \forall b \in \mathbb{B} \quad (5)$$

We have presented in this paragraph, a problem of extracting bloc.

B. Supplying a smelting furnace

In the following section, we propose a model that represents the problem of the production policy of a smelting furnace under constraints of elements grade under a given stockpile structure and production condition depending on the grade of elements. More precisely the problem is to determine the production policy of the furnace for a given horizon taking into account the stockpile composition and the demand in product for this horizon. In this paper, we suppose that there is one stock pile for each mines and at each time $t \in \mathbb{T}$ a bloc of each mines are blended and then transferred to the smelting process.

Moreover, the production of a product depends on the grade of elements and the production policy of the smelting furnace. So, for each period t we must identify which product can be made. The figure below illustrates the case of 3 production conditions for a given production policy of the furnace and two elements.

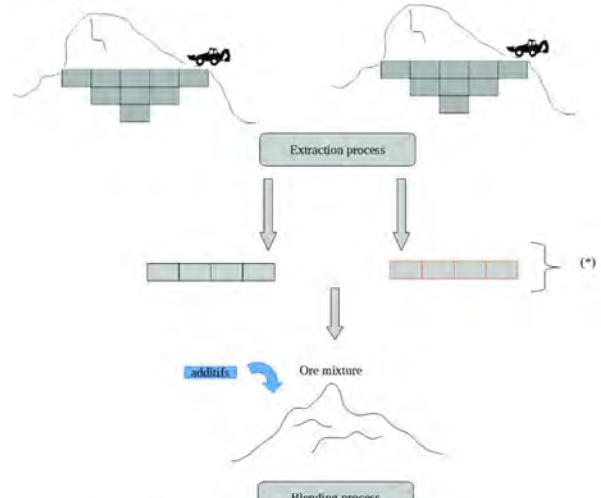


We notice :

- $R1 : \begin{cases} 0 \leq e' \leq e'0,5 \\ 0 \leq e \leq e1 \end{cases}$
 - $R2 : \begin{cases} e'0,5 \leq e' \leq e'1 \\ e0,5 \leq e \leq e1 \end{cases}$
 - $R3 : \begin{cases} e'0,5 \leq e' \leq e'1 \\ 0 \leq e \leq e0,5 \end{cases}$

Thus a production policy is determined by the grades of elements in a bloc. This figure shows a set of three production campaign (R1, R2, R3) with constraints on two elements grades (e,e'). We could have more than two elements and consequently a representation with more than a traditional two-dimensional view.

In the context of local optimization each mines sends a list of bloc which will be delivered at each period. From the list of each mines with the characteristic of each bloc and the information of product demand the planning service of smelting furnace is able to choose the production policy of the smelting furnace which minimize the cost of adding additives or neutral raw material to satisfy the constraints of grade of elements.



The figure above illustrates the fact that there is no stock in the global process. We only find an immobilization of mining materials.

In this local model we do not consider stockpile, before the fusion process. The blocs are in a blending process to respect constraint of weight and grade imposed by smelting furnace. Having the mine source of a bloc and its period extraction could be enough to identify a bloc. That is because we have an unique extraction bloc per period. However, over the production horizon \mathbb{T} , a number of the bloc should be extracted. Moreover, in this local optimization, we consider a matrix $B_{b,t,m}$ that is used to specify the extracted blocs.

Sets :

- \mathbb{T} : set of period t .
 - \mathbb{M} : set of mine m .
 - \mathbb{B} : set of blocs b .
 - \mathbb{J} : set of elements j .
 - \mathbb{P} : set of products p .
 - \mathbb{F} : set of production policy of the smelting furnace f .
 - \mathbb{I} : set of production condition i .

Parameters :

- $Be_{b,t,m}$: $Be_{b,t,m} = 1$ if a bloc $b \in \mathbb{B}$ is extracted at a period $t \in \mathbb{T}$ else $Be_{b,t,m} = 0$ if the bloc is not extracted. It is the information send by the mines extraction service
 - G_j^{max} : maximum grade of elements j of the ore mixture imposed by smelting furnace.
 - G_j^{min} : minimum grade of elements j of the ore mixture imposed by smelting furnace.
 - $G_{b,j,m}$: grade of element j in a bloc b from a mine m .

- C^d : dopant's cost.
- C^n : neutral raw material's cost.
- C_p^{Br} : breaking cost of product $p \in \mathbb{P}$.
- C_p^I : stock cost of product $p \in \mathbb{P}$.
- Pr_p : selling price of products $p \in \mathbb{P}$.
- Br_p^{init} : quantity of unavailable product $p \in \mathbb{P}$ before the production.
- I_p^{init} : stock of product $p \in \mathbb{P}$ before the production.
- $Tr_{j,i}^{min}$: minimal grade of elements j to be produced with condition i .
- $Tr_{j,i}^{max}$: maximal grade of elements j to be produced with condition i .
- $R_{i,p,f}$: quantity of product $p \in \mathbb{P}$ from a blending mixture satisfying the production condition i $t \in \mathbb{T}$ for the production policy $f \in \mathbb{F}$ of the smelting furnace.
- D_p : demand of product $p \in \mathbb{P}$.

Variables :

- Br_p : quantity of unavailable product $p \in \mathbb{P}$ at the end of horizon.
- I_p : stock of product $p \in \mathbb{P}$ at the end of horizon.
- $G_{t,j}^m$: grade of element j of ore mixture at period t .
- T_t^D : quantity of dopant to be added to respect minimum grade G_{min} of elements j imposed by smelting furnace.
- T_t^N : quantity of neutral raw material to add to respect maximum grade G_{max} of elements j imposed by smelting furnace.
- $a_f \in \{0, 1\}$: 1 if we apply the production policy $f \in \mathbb{F}$, 0 else.
- $Y_{p,t}$: variable defining quantity of product $p \in \mathbb{P}$ to produce in a sequence $t \in \mathbb{T}$ and from a bloc $b \in \mathbb{B}$.
- $Pc_{i,t,f}$: 1 if ore mixture of period $t \in \mathbb{T}$ satisfy the production condition $i \in \mathbb{I}$ for the production policy $f \in \mathbb{F}$, 0 else.

Objective-Function:

$$\begin{aligned} \text{max :} \\ & \sum_{t=1}^T \sum_{p=1}^P (Pr_p \cdot Y_{p,t}) \\ & - \sum_{p=1}^P (C^{Br} \cdot Br_p + C^I \cdot I_p) \\ & - \sum_{t=1}^T (C^n \cdot T_t^N + C^d \cdot T_t^D) \end{aligned} \quad (6)$$

subject to:

The equation (7) shows the constraint of satisfaction of the demand.

$$I_p^{int} + Br_p + \sum_{t=1}^T Y_{p,t} = D_p + Br_p^{int} + I_p, \forall p \in \mathbb{P} \quad (7)$$

Constraint (8) defining the production of product p at the period t .

$$\sum_{b=1}^B \sum_{f=1}^F \sum_{i=1}^I P_{c,i,t,f} \cdot R_{i,p,f} = Y_{p,t}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall p \in \mathbb{P} \quad (8)$$

Constraint (9) defining that there is one and only one production policy of smelting furnace f at each period.

$$\sum_{f=1}^F a_f = 1 \quad (9)$$

Constraint (10) defining that if we have the production policy of smelting furnace f the production condition $P_{c,i,t,f}$ can be satisfy only for the composition of production policy f .

$$P_{c,i,t,f} \leq a_f, \forall i \in \mathbb{I}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall f \in \mathbb{F} \quad (10)$$

Constraint (11) Compute the grade of each element j at each period t .

$$G_{t,j}^m = 1/M \cdot \sum_{m=1}^M \sum_{b=1}^B B e_{b,t,m} \cdot G_{b,j,m} + T_t^D - T_t^N, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J} \quad (11)$$

Constraint (12) expresses the constraints of minimum grade of elements dictated by the smelting furnace.

$$G_{t,j}^m \geq G_{j,min}^{min}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J} \quad (12)$$

Constraint (13) expresses the constraints of maximum grade of elements dictated by the smelting furnace.

$$G_{t,j}^m \leq G_{j,max}^{max}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J} \quad (13)$$

Constraints (14) and (15) verify if the grade of each elements j of the ore mixture at the period t satisfy the production condition i .

$$P_{c,i,t} \cdot Tr_{j,i}^{min} \leq G_{t,j}^m, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J}, i \in \mathbb{I} \quad (14)$$

$$G_{t,j}^m \leq Tr_{j,i}^{max} + (1 - P_{c,i,t}) \cdot 100, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J}, i \in \mathbb{I} \quad (15)$$

Constraint (16) expresses the constraints that at each period t the ore mixte satisfy only one production condition.

$$\sum_{i=1}^I P_{c,i,t} = 1, t \in \mathbb{T} \quad (16)$$

IV. GLOBAL MODEL OF RAW MATERIAL EXTRACTION, PROCESSING ON SMELTING FURNACE AND SELLING PRODUCTS

To propose a global model we suppose a configuration with a not significant stock of material for the smelting furnace. However, we have a stock of neutral materials and dopants which are included in \mathbb{A} . These additive elements are used to satisfy capacity constraints and grade constraints of the smelting furnace. This last could be seen as the bottleneck of the mineral value chain. So we have a basic mine process that is to say from the extraction to the transformation at the smelting furnace with a unique extracting bloc per period from different mines. The model does not focus on local optimization that is commonly presented in general literatures but on global optimization model coupling the extractions decision, the production policy of the smelting furnace and blending process.

A period $t \in \mathbb{T}$ is a complete processing production: from raw material extraction to the transformation giving products which are sold to costumers. Consequently, to a period we could associate a bloc extracted from a mine and more generally a sequence of blocs because of the set of mines $m \in \mathbb{M}$.

For example if $T=5$ then we have a campaign production going from $t=1$ to $T=5$, ie a period total of extracting blocs with a length of 5. In this example extracting blocs speed time is 1 bloc per mine, if we have 3 mines m_1, m_2, m_3 , we have three blocs for a period t and for the total period T we have fifty blocs. Each three groups (three mines sources) of five blocs have a particular grade of elements. As a result, for a period t we have three ore material blocs from the three mines to blend, each bloc have an element grade that is required for the blending process and imposed by the smelting furnace.

A. Model

Sets :

- \mathbb{J} : set of elements $j \in \mathbb{J}$.
- \mathbb{M} : set of mine $m \in \mathbb{M}$ for the blending process.
- \mathbb{B}_m : set of blocs $b \in \mathbb{B}_m$ of mines $m \in \mathbb{M}$. A unique bloc is extracted at each period $t \in \mathbb{T}$ and from a unique mine, with a unique grade of element.
- \mathbb{P} : set of products p .
- \mathbb{T} : set of period t .
- \mathbb{F} : set of possible production policy of smelting furnace f .
- \mathbb{U}_m : set of edge $(i, j), i, j \in \mathbb{B}_m$ which represent the precedence extraction constraints (j must be extract before i). see constraint (14) below

Parameters :

- M : Number of mine.
- $C_{b,m}$: extracting cost of bloc $b \in \mathbb{B}_m$ of mines $m \in \mathbb{M}$.

- G_j^{max} : maximum grade of elements j of the ore mixture imposed by smelting furnace.
- G_j^{min} : minimum grade of elements j of the ore mixture imposed by smelting furnace.
- $G_{b,j,m}$: grade of element j in a bloc b from a mine m .
- C^d : dopant's cost.
- C^n : neutral raw material's cost.
- C_p^{Br} : breaking cost of product $p \in \mathbb{P}$.
- C_p^I : stock cost of product $p \in \mathbb{P}$.
- Pr_p : selling price of products $p \in \mathbb{P}$.
- Br_p^{init} : quantity of unavailable product $p \in \mathbb{P}$ before the production.
- I_p^{init} : stock of product $p \in \mathbb{P}$ before the production.
- $Tr_{j,i}^{min}$: minimal grade of elements j to be produced with condition i .
- $Tr_{j,i}^{max}$: maximal grade of elements j to be produced with condition i .
- $R_{i,p,f}$: quantity of product $p \in \mathbb{P}$ from a blending mixture satisfying the production condition i $t \in \mathbb{T}$ for the production policy $f \in \mathbb{F}$ of the smelting furnace.
- D_p : demand of product $p \in \mathbb{P}$.

Decision variables :

- $x_{b,t,m} \in \{0, 1\}$: 1 if the bloc $b \in \mathbb{B}_m$ of mines m is extracted 0 else, at a period $t \in \mathbb{T}$.
- Br_p : quantity of unavailable product $p \in \mathbb{P}$ at the end of horizon.
- I_p : stock of product $p \in \mathbb{P}$ at the end of horizon.
- $G_{t,j}^m$: grade of element j of ore mixture at period t .
- T_t^D : quantity of dopant to be added to respect minimum grade G_{min} of elements j imposed by smelting furnace.
- T_t^N : quantity of neutral raw material to add to respect maximum grade G_{max} of elements j imposed by smelting furnace.
- $a_f \in \{0, 1\}$: 1 if we apply the production policy $f \in \mathbb{F}$, 0 else.
- $Y_{p,t}$: variable defining quantity of product $p \in \mathbb{P}$ to produce in a sequence $t \in \mathbb{T}$ and from a bloc $b \in \mathbb{B}$.
- $P_{c,i,t,f}$: 1 if ore mixture of period $t \in \mathbb{T}$ satisfy the production condition $i \in \mathbb{I}$ for the production policy $f \in \mathbb{F}$, 0 else.

The goal of the objective function is to maximize profit by choosing at a period t , the best blocs b from a mine m to be extracted and the best products to produce. Between the bloc extraction and the activity of selling products, we must respect blending constraint imposed by the smelting furnace. Concerning the constraints of the global model, we have all

the constraints of the local models but we consider a set of several mines.

Objective-Function:

$$\begin{aligned} \text{max :} \\ & \sum_{t=1}^T \sum_{p=1}^P (Pr_p \cdot Y_{p,t}) \\ & - \sum_{p=1}^P (C^{Br} \cdot Br_p + C^I \cdot I_p) \\ & - \sum_{t=1}^T (C^n \cdot T_t^N + C^d \cdot T_t^D) \\ & - \sum_{m=1}^M \sum_{b=1}^{B_m} \sum_{t=1}^T C_{b,m} \cdot x_{b,t,m} \end{aligned} \quad (17)$$

Subject to:

$$x_{i,t,m} \leq \sum_{w=1}^{t-1} x_{j,w}, \forall (i, j) \in \mathbb{U}, t = 2, \dots, T, \forall m \in \mathbb{M} \quad (18)$$

$$x_{i,1,m} \leq In_i, \forall m \in \mathbb{M}, \forall i \in \mathbb{B}_m, \quad (19)$$

$$\sum_{b=1}^B x_{b,t,m} = 1, \forall t \in \mathbb{T}, \forall m \in \mathbb{M} \quad (20)$$

$$\sum_{t=1}^T x_{b,t,m} \leq 1, \forall m \in \mathbb{M}, \forall b \in \mathbb{B}_m \quad (21)$$

$$I_p^{int} + Br_p + \sum_{t=1}^T Y_{p,t} = D_c + Br_p^{int} + I_p, \forall p \in \mathbb{P} \quad (22)$$

$$\sum_{b=1}^B \sum_{f=1}^F \sum_{i=1}^I P_{c,i,t,f} \cdot R_{i,p,f} = Y_{p,t}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall p \in \mathbb{P} \quad (23)$$

$$P_{c,i,t,f} \leq a_f, \forall i \in \mathbb{I}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall f \in \mathbb{F} \quad (24)$$

$$\sum_{f=1}^F a_f = 1 \quad (25)$$

$$G_{t,j}^m = 1/M \cdot \sum_{m=1}^M \sum_{b=1}^B x_{b,t,m} \cdot G_{b,j,m} + T_t^D - T_t^N, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J} \quad (26)$$

$$G_{t,j}^m \geq G_j^{min}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J} \quad (27)$$

$$G_{t,j}^m \leq G_j^{max}, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J} \quad (28)$$

$$P_{c,i,t} \cdot Tr_{j,i}^{min} \leq G_{t,j}^m, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J}, i \in \mathbb{I} \quad (29)$$

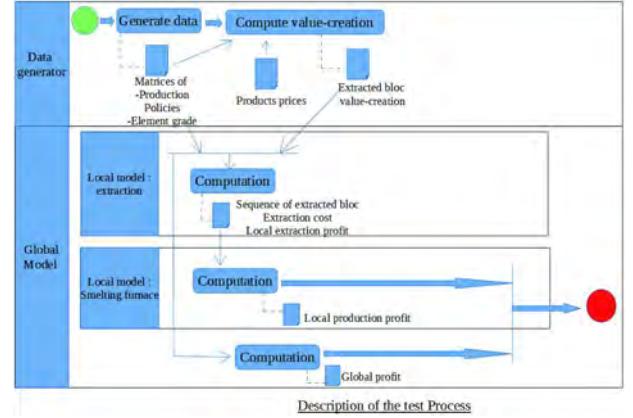
$$G_{t,j}^m \leq Tr_{j,i}^{max} + (1 - P_{c,i,t}) \cdot 100, \forall t \in \mathbb{T}, \forall j \in \mathbb{J}, i \in \mathbb{I} \quad (30)$$

$$\sum_{i=1}^I P_{c,i,t} = 1, t \in \mathbb{T} \quad (31)$$

After the presentation of the different models, the following section deals with the test in order to highlight the comparison between the two approaches. First, a description of the test process is presented, then the result is presented and finally these previous observations lead to the analyze of the test.

V. COMPARISON BETWEEN LOCAL AND GLOBAL OPTIMIZATION APPROACH

A. Test process description



In the figure shown above, the link between global and local approaches is the sequence of the extracted blocs. Indeed, in the global approach, we resolve at the same time : the problem of extracted bloc and the problem of the production at the processing plant (with the smelting furnace). The global model integrate the set of mines in inputs and compute in the same time the sequence of extracted blocs and the productions. In the local approach, firstly, we compute the extracted blocs from the local model of extraction then we save it in a matrix $Be_{b,t,m}$. Secondly, we integrate $Be_{b,t,m}$ in the local model of the smelting furnace's supply model. Consequently, in the global approach we resolve at the same time all the problems of each decision centers (extraction and production) whereas in the local approach we resolve step by step and independently each problems. The test process include three models. A model that represents the problem of extraction, a model that represent the problem of production and a global model. To analyze the difference between global and local approach, we have simulated a value-creation and computed the global optimization for 50 instances for 3 sizes of horizon with a mine complex composed of two mines. The process test is detail in the previous figure. For each test, we randomly generate data. More precisely, the matrix that characterizes production policy is generated for

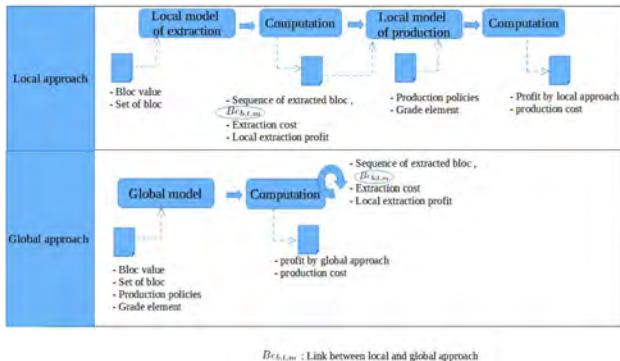
each test. This matrix gives the quantity of each product p produced for a production policy of melted metal satisfying the characteristics on grade of elements. Another matrix that characterizes the grade of element in an extracted bloc is also generated. This matrix assigns a percentage of each element e at each bloc b . From these matrices, we compute the value-creations of the extracted blocs. A matrix with the value-creation of the blocs is an input of the local model of extraction. The local model of extraction computes the extraction cost and the sequence of the extracted blocs. The sequences of the extracted blocs is an input for the local model of smelting furnace. This local model computes the profit of the production and selling activity. To compute the global profit, we subtract the cost of the extracting blocs to the profit of the production and selling activity.

We notice that value creation is computed by the following formula:

$$V_b = \left(\sum_{pl=1}^{Pl} Bt_{p,pl} Y_{p,pl,b} - \sum_{e=1}^E Cd_e Cd_e \cdot q_{e,b} \right) / pl \quad (32)$$

We have the following notification: pl the index of production policy, $Y_{p,pl}$ the quantity of product p for production policy pl produced from the bloc b and $q_{(e,b)}$ the quantity of dopant of element e required to satisfy the smelting furnace constraints. We notice that for the valuation, we consider the blocks separately from each other since the DM of smelting furnace does not know the sequence of bloc and neither with which bloc of the other mines it will be blended.

To evaluate if it is possible to increase the performances, we compute the optimal solution using a global optimization model (global approach) which determines simultaneously the extraction decision dopant adding and the production policy in order to maximize the objective function. These inputs give a logical link between the global and local optimization (local approach). Consequently, we are able to make comparison between local and global optimization. We illustrate our remarks with the following figure.



B. Test results

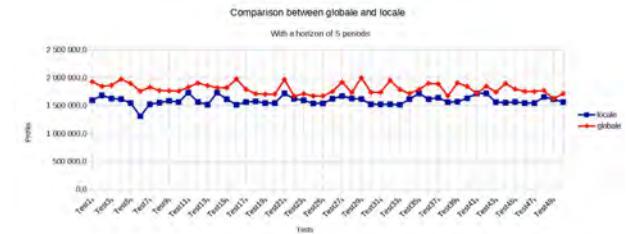
After making fifty tests with data generated randomly, we show that profit generated by a global approach is better than a local approach. The datas generated are:

- Production policy
- Element grade

The data computed from the previous data are:

- Value-creation with the formula (32)
- Element grade

The figure above shows the profits between local and global approaches for a horizon of five periods. The others tests are for horizons of six and nine periods. We have the same observation: a global approach is better than a local approach.



It is interesting to see that the gap between global and local approach is not stable. The next table shows that in average the gap between local and global approach is at 7,42 percent. However, we find a maximum gap for 34,27 percent.

| local / Global | maximum | average | minimum |
|----------------|---------|---------|---------|
| | 34,27% | 7,42% | 0,00% |

VI. CONCLUSION AND PERSPECTIVES

We proposed a new model for a global approach that allowed production of different products at the end of the mineral value chain. With this approach, we pursue the goal of increasing profit. In other words, we try to reduce cost generated by the activity of the mining complex. However, this study is the first step of our study. The next steps consist in including uncertainty in the model. As far as we know the uncertainty of the capacity of extraction is not well studied in the literature. Moreover, it will be interesting to propose a model that guarantees stable profit whatever disruptions. In order to ensure optimal and stable benefit, we propose to implement the model previously presented with uncertainty on the capacity of extracting bloc. An approach by scenario will be proposed for a next study. Furthermore, to deal with the uncertainty, a representation of these uncertainty is required. Representation by the theory of possibilities, is a way of modelization of these lack of information on key factors in mineral value chains.

REFERENCES

- [1] Donal O'Sullivan, Alexandra Newman, *optimization-based heuristics for underground mine scheduling*, 2014.

- [2] Brajendra MISHRA,*Review of Extraction, Procesing, Properties, and Applications of Reactive Metals*, 2014 .
- [3] Masoud Soleymani Shishvan and Javad Sattarvand, *Long term production planning of open pit mines by ant colony optimization* , 2014.
- [4] MWA Asad and R Dimitrakopoulos, *Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand*, 2012.
- [5] A .Newman *A Review of operations research in Mine Planning*, pp.222-245, 2010, INFORMS.
- [6] J. Zhang and R. Dimitrakopoulos, *Optimising a Mineral Supply Chain under Uncertainty with Long-term Sales Contracts*.OREBODY MODELLING AND STRATEGIC MINE PLANNING SYMPOSIUM 2014 / PERTH,WA, 24-26 Novembre 2014
- [7] R. Dimitrakopoulos and E. Goodfellow, *Stochastic optimisation of Mineral Value Chains - Developments and Applications for the Global Optimisation of Mining Complexes with Uncertainty*.OREBODY MODELLING AND STRATEGIC MINE PLANNING SYMPOSIUM 2014 / PERTH,WA, 24-26 Novembre 2014
- [8] P A Dowd, C Xu and S Coward,*Strategies for Mine Planning and Design* , 2014 .
- [9] R A Bearman, C Cesare, S Munro, and D Wandel,*Incorporation of a full Process Plant Model as an Active Constraint for Mine Planning and Production Scheduling* , 2014 .
- [10] Thierry Moisan, Claude-Guy Quimper, Jonathan Gaudreault et Sbastien Michaud,*Re-planning with minimal perturbation*, 2014.
- [11] J. Whittle, *Not for the Faint-Hearted*.OREBODY MODELLING AND STRATEGIC MINE PLANNING SYMPOSIUM 2014 / PERTH,WA, 24-26 Novembre 2014
- [12] Tong Lei and Dou Yuanyuan, *Simulation study of coal mine safety investment based on system dynamics*, 2014.
- [13] KAPAGERIDIS, Ioannis *The future of Mine Planning Software-New Tools and Innovations*, 2015.

A.1.3 A collaborative model planning to coordinate mining and smelting furnace

A collaborative planning model to coordinate mining and smelting furnace

Fenemedre Qaeze¹, Romain Guillaume¹, Caroline Thierry¹

¹ University of Toulouse 2 Jean Jaurès,
5 Allée Antonio Machado

Laboratory of IRIT (Institut of Research in Informatic of Toulouse)
31100 Toulouse, France

Abstract. In this paper, we are interested in the tactical planning problem of mines and smelting furnace. The problem concerns a set of mines with one smelting furnace. We are faced to a multi-actor's context for which a global optimization is not possible due to the independence of the services. This problem is solved using a set of local optimization model of mines bloc extraction and a model of smelting furnace. This paper begin with the state of the art related to the principal problems in mining process. It justifies the novelty of our work. Indeed, this paper aims to discuss on the impact of sharing information between downstream processes and upstream processes. Consequently, after the state of the art, the classical planning process using local optimization and the information sharing process are presented. In the following part, profits generated and related to different contexts: value-creation and approach are compared. At the end of the paper, conclusion and future extensions are presented.

Keywords: mining complex planning, information sharing, coordinated planning.

1 Introduction

Mining industry focuses on extraction and transformation of minerals principally in order to produce metals (nickel, iron, gold and copper). These metals are the result of complex processes implying different internal decision-making centers (DCs), themselves linked to other decision-making centers of the supply chain. In this paper, we are interested in the information sharing toward the DCs. Moreover, we focus on a particular key-information which is the value-creation of blocs.

In the literature, the problem of long term planning horizon of mining complex is well studied [1], [2], [3] and [4]. Nevertheless, to our knowledge, the middle/short term planning horizon is not well investigated [5] whereas it can help to face with uncertainty.

The most studied problems are the extraction problems. In the literature [6], it is noted that, due to the nature of the extracted material, a differentiation is made between the problems. Indeed, these different kinds of material have different characteristics depending upon different extraction processes. On the one hand there are the metallic

ores (iron, copper), the nonmetallic minerals (sand, gravel) and the fossil fuels (coal) and on the other hand the petroleum and natural gas. In this paper we are interested on the metallic ore. The principal problems of the extraction models which aim to determine the ultimate open pit limit [8], [9], [10] and the determination of the sequence of extracted bloc [11], [12], [13] (see [6] for a revue) are well studied. [14], [15] propose a global optimization model (extraction and process).

The principal problems studied are the extraction models: determination of the ultimate open pit limit and the determination of the sequence of extracted bloc (see [6] for a recent revue). [14], [15] propose a global optimization model (extraction and process).

The objective of extraction models is to maximize the net present value (value-creation minus the cost of extraction and processing of blocs). Hence, the optimal solution depends on the value-creation of blocs which is difficult to estimate due to the uncertainty on grade elements, selling products price and cost of process which depends on the factory (process cost). [14], [2] and [4] propose models and/or algorithms to take into account the uncertainty on grade and [2] takes into account the uncertainty of prices. To optimize the cost of process, a global optimization approach is proposed by [14]. Nevertheless, a global optimization is not always possible since the mining and the furnace are independent DCs. In this paper we are interested in the coordination of the sequencing decision of bloc and the choice of the process in distributed context at the middle term planning horizon which, to our knowledge, has not been studied yet.

Firstly, the context and the problem are presented. Secondly, we detail the local optimization process. Then, the sharing information process and the possible information sharing (optimistic/ pessimistic/ average value-creation) is proposed. Then we present the simulation process and the analysis of the results. Finally, conclusion and perspectives are presented.

2 Context and Problem

In this paper we are interested in the coordination of the mining complex. The mining complex is composed of a set of mines which extract blocs and then deliver the extracted blocs to the smelting furnace (see Fig.1).

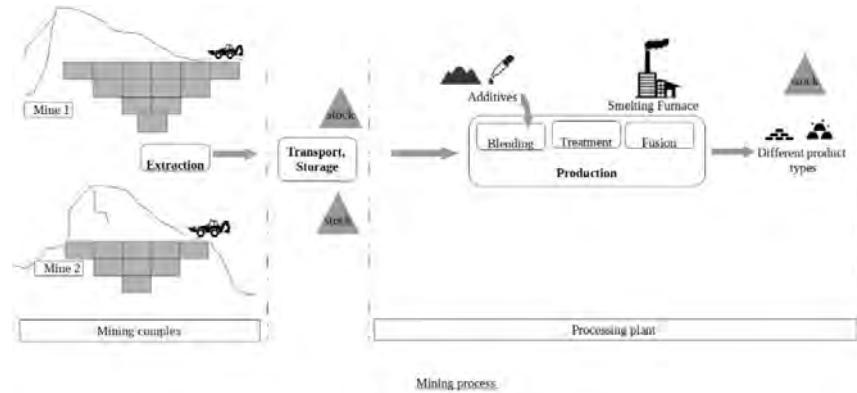


Fig. 1. Global mining complex

Blocs are extracted from each mines, stored and then transported to the production and processing plant. At this first step of the internal supply chain, the extraction process is subject to important decisions of the downstream process. This process consists in determining:

- which bloc will be extracted or not
- the extraction plan (at which period the blocs will be extracted)

The objective of the plant is to satisfy a demand for the end of the planning horizon. The factory reserves the blocs from each mines and blends into one ore mixture. At this step dopants can be added to the ore mixture to satisfy the grade constraints of the smelting furnace. Then the mixture is treated and smelted. From the melted metal different products can be produced using different processes. The choice of proportion of the melted metal sent to a given process is called a production policy (which is defined for the planning horizon).

Noted that, the addition of dopants depends on the grade of the mixed ore mixture which depends on the mining extraction. Moreover the benefit of the factory is impacted by the pair ore mixture production policy since the grade of the element impacts the cost of process to obtain the final product. Nevertheless, the production policy can be chosen only if the sequence of bloc of each mine is known, which needs itself the information on value-creation of blocs. So, our problem is how to coordinate the decisions on the production and the extraction policies.

3 Classical planning process using local optimization

In this section we present the classical planning process, [8] [9] [10] [11] [12] [13], using local optimization for middle horizon planning (see Fig.2). The objective of this planning process is to determine the sequence of extracted bloc from each mine and the production policy to apply over whole the horizon. More precisely only one production policy can be applied through the horizon and we must ensure the adequacy between the bloc sequence and the production policy.

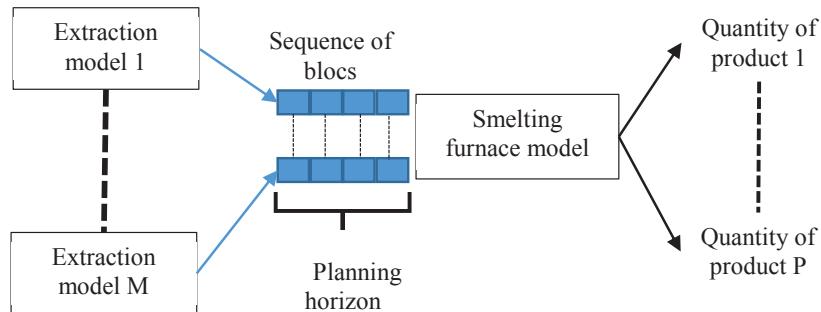


Fig. 2. Classical process in local approach

The extraction model consists in maximizing the benefit for a horizon $t = 1$ to T under precedence constraints (a bloc cannot be extracted if another bloc has not been extracted before). The benefit is computed using the equation 1 where V_b is the value-creation of a bloc b , C_b is the extracting cost of bloc b and $x_{b,t}$ a binary variable which is equal to 1 if the bloc b is extracted at period t zero else. From those optimization, we obtain a sequence of blocs which will be the parameter of the smelting furnace planning model (see Fig.3).

$$\sum_{b=1}^B \sum_{t=1}^T (V_b - C_b)x_{b,t}. \quad (1)$$

The smelting furnace model determines the quantity of dopant to be added to the ore mixture in order to meet the element grade target imposed by the smelting furnace and the choice of the production policy. The production policy is a vector of % of the melted metal transformed into a product (% for Product 1, ..., % for Product p). Nevertheless, the quantity of product obtained depends on the production policy and the grade of elements of the melted metal (Fig.3).

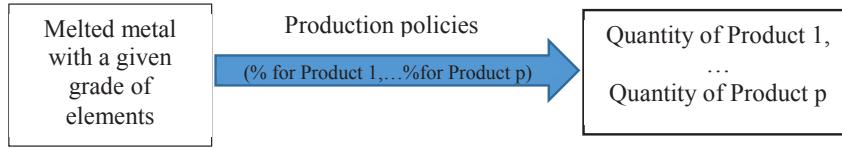


Fig. 3. Production policy

For instance, the mines of nickel can produce ferronickel and matte. To obtain the matte an iron removal is realized on the melted metal while for the ferronickel a desulphurization is realized. Indeed, the quantity of matte obtained depends on the percentage of nickel in the melt metal. The objective is to satisfy the demand of product while maximizing the profit (eq.2) where $B_{t,p}$ is the selling price of product p minus production cost of product p , CI_p is the inventory cost of product p , CB_p is the backordering cost of product p , Cd_e is the dopant cost of element e , $X_{p,t}$ is the quantity of product p produced with the ore mixture extracted at period t , B_p , I_p are respectively the backordering and the inventory of product p at the end of horizon and $Q_{e,t}$ the quantity of dopant of element e used for the ore mixture which is extracted at period t

$$\sum_{t=1}^T \left(\sum_{p=1}^P \left(B_{t,p} \times X_{p,t} - (CB_p \times B_p + CI_p \times I_p) \right) - \sum_{e=1}^E Cd_e \times Q_{e,t} \right). \quad (2)$$

Hence, the optimization at this stage consists in determining: (1) the amount of dopant to be added to the ore mixture at each period and (2) the production policy knowing the sequence of blocs extracted from each mines.

4 Information sharing process

The key information of the extracted model which does not depend on the mines is the value-creation of a bloc b since it depends on the decision of smelting furnace (production policy) and of the quality of the blocs from the other mines since the ore mixture has to respect some smelting furnace constraints. To help the mines to estimate the value-creation of a bloc, we propose that the mines share information with the smelting furnace planning to refine the estimation of value-creation of blocs. The questions to be answered are:

1. Which information to be shared (section 4.1)?
2. How to estimate the value-creation (section 4.2)?

4.1 Framework of information sharing

The extraction decision-maker (DM) communicates the quality of the extracted blocs (grade of elements) to the smelting furnace DM. From this information the smelting furnace DM computes the value-creation of a bloc taking into account the possible production policy and the respect of smelting furnace constraints (see Fig.4). This value-creation is communicated to the extraction DM.

In the following section, 4.2, we describe how to valuate an extracted bloc taking into account the production decision.

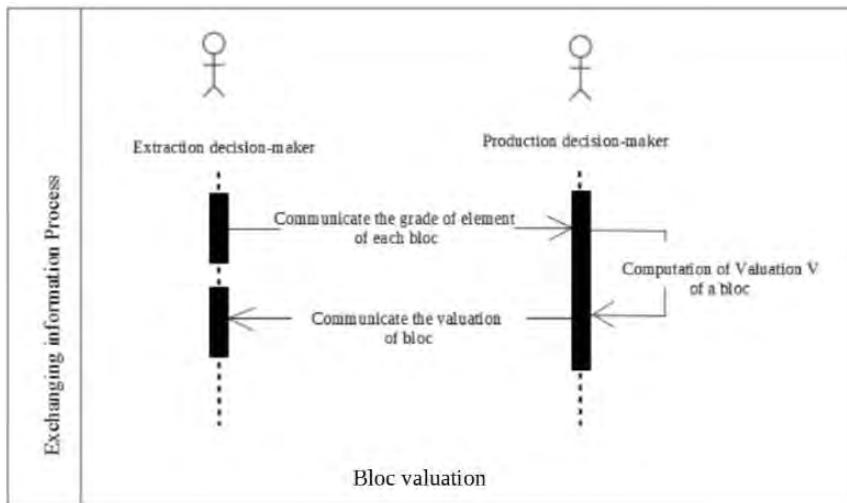


Fig. 4. Sharing information process

4.2 Estimation of value-creation taking into account production decision

The objective of this study is to evaluate the impact of estimation value-creation of a bloc b under uncertainty on the production policies. In this section, we propose three different ways for computing the value-creation of a bloc b . The objective of this study is to evaluate the impact of estimation value-creation of a bloc b under uncertainty on the production policies. The first one is a classical way to aggregate the uncertainty using the average aggregator (noted V_b^{av} for a bloc b) (implicitly it is considered that each production policy has the same probability to be chosen). The second one is the pessimistic evaluation (noted V_b^{pess} for a bloc b). In other words, we suppose that we will use the less profitable policy for this bloc. And, the last one is the optimistic evaluation (noted V_b^{op} for a bloc b). In this case, we suppose that we will use the most profitable policy for this bloc. Equation (3), (4) and (5) are used to compute respectively V_b^{av} , V_b^{pess} and V_b^{op} with pl the index of production policy, $Y_{b,pl,p}$ the quantity of product p for production policy pl produced from the bloc b and $Q_{e,b}$ the quantity of dopant of element e required to satisfy the smelting furnace constraints.

$$V_b^{av} = \frac{\sum_{pl=1}^{Pl} (\sum_{p=1}^P Bt_p \times Y_{b,pl,p} - \sum_{e=1}^E Cd_e \times Q_{e,b})}{Pl} \quad (3)$$

$$V_b^{pess} = \min_{pl \in \{1, \dots, Pl\}} \sum_{p=1}^P Bt_p \times Y_{b,pl,p} - \sum_{e=1}^E Cd_e \times Q_{e,b}. \quad (4)$$

$$V_b^{op} = \max_{pl \in \{1, \dots, Pl\}} \sum_{p=1}^P Bt_p \times Y_{b,pl,p} - \sum_{e=1}^E Cd_e \times Q_{e,b}. \quad (5)$$

We note that for these valuations, we consider the blocks separately from each other since the DM of smelting furnace does not know the sequence of bloc and neither with which bloc of the other mines it will be blended.

5 Description and Analysis of the test

5.1 Description of the data

To analyze the impact of the estimation of the value-creation, we have simulated the three possible value-creations (optimistic, pessimistic and average) and computed the global optimization for 50 instances for 3 sizes of horizon with a mines complex composed of two mines.

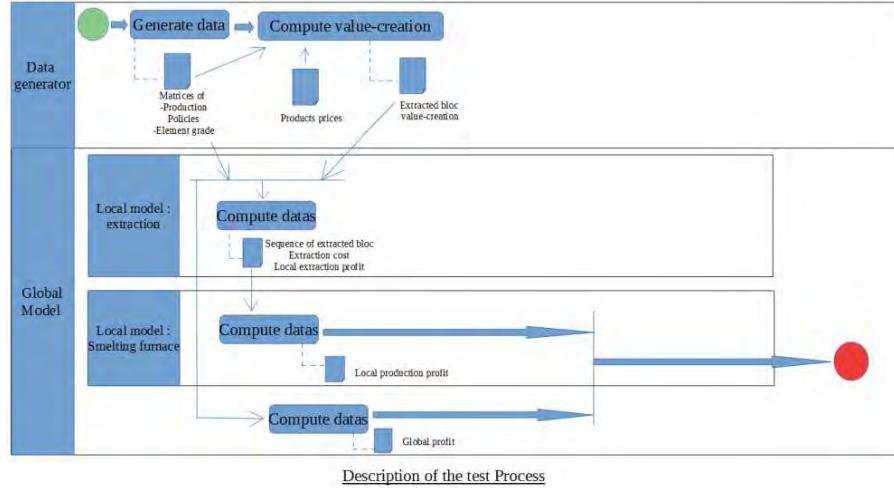


Fig. 5. Test process

The process of test is detailed in Fig.5. For each test, we randomly generate data. More precisely, the matrix that characterizes production policy is generated for each test. This matrix gives the quantity of each product p produced for a production policy pl of melded metal satisfying the characteristics on grade of elements. Another matrix that characterizes the grade of elements in an extracted bloc is also generated. This matrix assigns a percentage of each element e at each bloc b . From these matrices, we compute the three proposed value-creations (a verifier) of blocs using eq.3, eq.4 and eq.5

A matrix with the value-creation of the blocs is an input of the local model of extraction. The local model of extraction computes the extraction cost and the sequence of the extracted blocs. The sequence of the extracted blocs is an input for the local model of smelting furnace. This local model computes the profit of the production and selling activity. To compute the global profit, we subtract the cost of the extracting blocs to the profit of the production and selling activity (eq.6).

$$\sum_{t=1}^T \left(\sum_{p=1}^P \left(Bt_p \times X_{p,t} - (CB_p \times B_p + CI_p \times I_p) \right) - \sum_{e=1}^E Cd_e \times Q_{e,t} - \sum_{b=1}^B C_b \times x_{b,t} \right). \quad (6)$$

To evaluate if it is possible to increase the performances, we compute the optimal solution using a global optimization model which determines simultaneously the extraction sequence, the addition of dopant and the production policy in order to maximize the objective function defined by the equ.6.

5.2 Presentation and analysis of the result

The Tab.1 shows the percentage of gain to use the optimistic evaluation rather than pessimistic, pessimistic rather than average and optimistic rather than average. We can see that optimistic and a pessimistic value-creations are both better than an average value-creation. Which is in contradiction with naive way to aggregate the uncertainty.

More precisely, for the different value-creations and for 50 tests (whatever the problem size), we only have 2 tests in which an average value-creation generates the best profit, so optimistic and pessimistic value-creations are both better at 96% to the average. It is difficult to determine the best value between the optimistic and pessimistic value-creations since the results are approximately the same.

Table 1. Average Value-creation, Optimistic Value-creation and Pessimistic Value-creation.

| | Maximum | Average | Minimum |
|-------------------------------|---------|---------|---------|
| <i>Optimistic/Pessimistic</i> | 23.12% | 0.79% | -19.83% |
| <i>Pessimistic/Average</i> | 30.42% | 5.28% | -20.82% |
| <i>Optimistic/Average</i> | 24.96% | 5.88% | -9.47% |

In a second step, we compare the three local approaches with the optimum in which the profit is generated by the global approach. Tab.2 shows the percentage of gain by using the global optimization rather than one of the local evaluation with different value-creations. It can be noted that, for some tests, the difference between profits generated with an optimistic value-creation (respectively pessimistic value-creation) and global approach is significant (see the maximum of percentage of difference in table 2: 24,73% and 23,18%). In order to reduce the maximum of percentage of difference between local approaches and global approach, an improvement should be made on the optimistic and pessimistic value-creations. This improvement is presented in future works.

Table 2. Comparison between local approaches and optimum (global approach).

| | Maximum | Average | Minimum |
|----------------------------|---------|---------|---------|
| <i>Global/ Optimistic</i> | 24.73% | 1.56% | 0% |
| <i>Global /Average</i> | 34.27% | 7.10% | 0% |
| <i>Global /Pessimistic</i> | 23.18% | 2.16% | 0% |

It can be observed that optimistic and pessimistic value-creations of extracted blocs generate the highest profits. These generated profits can be considered as near-optimum solutions. As a global approach is not allowed in our context of independent DC that is why to avoid this challenge, local approaches can be preferred.

5.3 Discussion of a general applicability of the result

To catch a general applicability of the results, the three principal questions to ask is: how to optimize local approach in order to generate profits that can be considered as near-optimum solutions? Consequently, what information to be shared? And how to compute this information? It will be interesting to find a way of collaboration for the different decision makers, for example using the mining complex network. In order to calculate, the value creation or the bloc to be extracted, the downstream process communicates its needs to the upstream process.

6 Conclusion and Perspectives

To summarize, we have presented previously the problem and the importance of sharing information to optimize the local approach. The description and the analysis of the test presented previously, showed that a good value-creation of the extracted blocs increases profit. Moreover, we stressed that an optimistic and a pessimistic evaluation aggregation of uncertainty is better than the naïve way. /the naive way to aggregate the uncertainty on the production policy can be far from the optimistic and pessimistic evaluation/. In this paper we have investigated the collaboration between each mines with the smelting furnace. As a perspective of a future paper, we are studying uncertainty resulting from the impact of the coordination of the different mines. We call this uncertainty, vertical uncertainty. This coordination between the different mines leads to meet an ore mixture degree which leads to the production of best profit product. Furthermore, the coordination of the blocs extraction from the set of mines could be done in order to minimize the production cost. Thereby, smelting furnace DC would guide all the mines DM by recommending the type of blocs (in terms of grade of element) to be extracted from each mine during the horizon.

References

1. Masoud Soleymani Shishvan and Javad Sattarvand: Long term production planning of open pit mines by ant colony optimization, (2014)
2. Koushavand Behrang, Askari-Nasab Hooman and Deutsch Clayton V: A linear programming model for long-term mine planning in the presence of grade uncertainty and a stockpile, (2014)
3. J.Zhang and R.Dimitrakopoulos: Optimising a Mineral Supply Chain under Uncertainty with Long-term Sales Contracts. OREBODY MODELLING AND STRATEGIC MINE PLANNING SYMPOSIUM 2014 / PERTH, WA, 24-26 Novembre (2014)

4. MWA Asad and R Dimitrakopoulos: Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand, (2012)
5. Li Shu-xing, KNIGHTS Peter: Integration of real options into short-term mine planning and production scheduling, (2009)
6. A.Newman: A Review of operations research in Mine Planning, pp.222-245, INFORMS, (2010)
7. Gholamnejad and Osanloo: Using chance constrained binary integer programming in optimising long term production scheduling for open pit mine design, Volume 116, pp. 58-66, (2007)
8. K.Dagdelen: Open Pit Optimization – Strategies of Improving Economics of Mining Projects through Mine Planning, (2001)
9. A.Leite, R.Dimitrakopoulos: Stochastic optimization model for open pit mine planning: application and risk analysis at copper deposit, (2007)
10. J.Amaya, D.Espinoza, M.Goycoolea, E.Moreno, T.Prevost, E.Rubio: A scalable approach to optimal block scheduling, (2009)
11. F.Alvarez, J.Amaya, A.Grienwank, N.Strogies: A continuous framework for open mine planning, (2010)
12. H. Askari-Nasab, K. Awuah-Offei: Open pit optimisation using discounted economic block values (2009)
13. R.Dimitrakopoulos and E.Goodfellow: Stochastic optimization of Mineral Value Chains - Developments and Applications for the Global Optimisation of Mining Complexes with Uncertainty. OREBODY MODELLING AND STRATEGIC MINE PLANNING SYMPOSIUM 2014 / PERTH, WA, 24-26 Novembre (2014)
14. Mustafa Kumral: Multi-period mine planning with multi-process routes, (2013)

A.2 Groupe internationale d'étude du nickel

Le groupe international d'étude du nickel est un organisme plutôt discret. L'INSG a été créé en 1990 et son siège est situé dans un immeuble anonyme, à Lisbonne au Portugal. Ses adhérents regroupent les producteurs, les industriels et les négociants du marché du nickel. L'INSG collecte et publie, chaque mois, les statistiques mondiales du nickel.

De A comme Albanie à Z comme Zimbabwe

Notre planète compte officiellement 33 pays producteurs de nickel. La Nouvelle-Calédonie est dans le groupe de tête des grands producteurs mondiaux. De janvier à juillet 2017, la production calédonienne se situe en 6e position avec 113.800 tonnes de nickel contenu.

Le premier producteur mondial est l'Indonésie avec 191.100 tonnes, suivi des Philippines (180.700 t), de la Russie (132.000t), du Canada (123.000t), et enfin de l'Australie (122.700t). Comparativement à ces grands pays, la Nouvelle-Calédonie possède un minerai d'une plus grande teneur en nickel.

Nickel océanien

Selon le groupe d'étude international du nickel (INSG) de Lisbonne, la production de nickel sortie des usines calédoniennes a atteint 58.600 tonnes sur la période janvier-juillet 2017. La hausse est de 16,3 % comparativement à 2016.

La Nouvelle-Calédonie talonne les usines australiennes (59.300 tonnes) dont la production de nickel sur la période de janvier à juillet 2017 est en baisse de 11,6 %. Les deux productions océaniennes représentent 10 % de la production mondiale de « primary nickel » (source ISNG).

Exportations calédoniennes

Toujours pour cette période, les principaux acheteurs des alliages de ferronickel calédonien sont, par ordre d'importance et en milliers de tonnes : La Chine (19.130 t), Taïwan (6.552 t), le Japon (2.883 t), les Etats-Unis (2.650 t), la Belgique (1.829 t), l'Espagne (1.693 t), l'Italie (956 t), l'Inde (538 t) et la Corée (454 t). Les importations chinoises destinées à l'acier inoxydable sont en hausse de 34,9 % souligne l'INSG.

FIGURE A.1 – Extrait d'une étude sur le nickel dans le monde en 2017

A.3 Exemple de modèle de planification minière

```
s.t. phi{i in I}: sum{j in J}·x[i,j] ·≤· 1;
/*un bloc i est affecté à un bloc j*/
s.t. psi{j in J}: sum{i in I}·x[i,j] ·=· 1;
/*un bloc j est affecté à un bloc i*/
maximize obj: sum{i in I, j in J}·c[i,j] ·*· x[i,j];
/*fonction objectif: maximisation ou minimisation*/
solve;
printf"\n";
printf"blocs i·mine1·blocs j·mine 2 ······ Cost\n";
printf{i in I}·"···%5d·······%5d····%10g\n", i, sum{j in J}·j·*·x[i,j],
···sum{j in J}·c[i,j] ·*· x[i,j];
printf"-----\n";
printf"·····Total: ·%10g\n", sum{i in I, j in J}·c[i,j] ·*· x[i,j];
printf"\n";
data;
/* Exemple avec 5 blocs par mine*/
param m := 5;
param n := 5;
/*min: Correspond au tableau Table6Ter CHAPITRE 3, représentation de la position du bloc minier et du coût de t
param c : 1 .. 2 .. 3 .. 4 .. 5 .. :=
.....1 .. 15 .. 7 .. 5.5 .. 2 .. 10.5
.....2 .. 8 .. 0 .. 10 .. 3 .. 11.5
.....3 .. 11 .. 3 .. 9 .. 4.5 .. 9.5
.....4 .. 13 .. 1 .. 11 .. 4 .. 6.5
.....5 .. 17.5 .. 5.5 .. 8 .. 3 .. 3;
```

FIGURE A.2 – Exemple d'optimisation

A.4 Exemple de modèle de planification minière : paramètres

```
solve;

printf "\n";
printf "blocs i mine1 blocs j mine 2 ..... Cost\n";
printf{i in I} ..... %5d ..... %5d ..... %10g\n", i, sum{j in J} j * x[i,j],
... sum{j in J} c[i,j] * x[i,j];
printf "-----\n";
printf "..... Total: %10g\n", sum{i in I, j in J} c[i,j] * x[i,j];
printf "\n";

data;

/* Exemple avec 5 blocs par mine */

param m := 5;

param n := 5;

/*min: Correspond au tableau Table6Ter CHAPITRE 3, représentation de la position du bloc minier
et du coût de traitement pour respecter les conditions de fonctionnement du four à fusion*/
param c := 1 2 3 4 5 :=
..... 1 15 7 5.5 2 10.5
..... 2 8 0 10 3 11.5
..... 3 11 3 9 4.5 9.5
..... 4 13 1 11 4 6.5
..... 5 17.5 5.5 8 3 3;
```

FIGURE A.3 – Les paramètres du modèle

A.5 Résultat optimisation, fonction objectif : maximisation

```
>C:\Users\Utilisateur\Downloads\gusek\glpsol.exe --cover --clique --gom  
GLPSOL: GLPK LP/MIP Solver, v4.65  
Parameter(s) specified in the command line:  
  --cover --clique --gomory --mir -m AffectationMine1Mine2.mod  
Reading model section from AffectationMine1Mine2.mod...  
Reading data section from AffectationMine1Mine2.mod...  
114 lines were read  
Generating phi...  
Generating psi...  
Generating obj...  
Model has been successfully generated  
GLPK Simplex Optimizer, v4.65  
11 rows, 25 columns, 74 non-zeros  
Preprocessing...  
10 rows, 25 columns, 50 non-zeros  
Scaling...  
A: min|aij| = 1.000e+00 max|aij| = 1.000e+00 ratio = 1.000e+00  
Problem data seem to be well scaled  
Constructing initial basis...  
Size of triangular part is 10  
  0: obj = 3.7000000000e+01 inf = 4.000e+00 (1)  
  7: obj = 3.1000000000e+01 inf = 0.000e+00 (0)  
* 17: obj = 5.1500000000e+01 inf = 0.000e+00 (0)  
OPTIMAL LP SOLUTION FOUND  
Time used: 0.0 secs  
Memory used: 0.1 Mb (116301 bytes)  
  
blocs i mine1  blocs j mine 2      Cost  
  1                  2          7  
  2                  5         11.5  
  3                  4          4.5  
  4                  3          11  
  5                  1         17.5  
-----  
  Total:           51.5  
  
Model has been successfully processed  
>Exit code: 0  Time: 0.983
```

FIGURE A.4 – Résultat d'optimisation

A.6 Exemple de modèle de planification minière : paramètres

```
solve;

printf "\n";
printf "blocs i·mine1·blocs j·mine2····Cost\n";
printf{i in I} "····%5d·····%5d·····%10g\n", i, ·sum{j in J} j·*·x[i,j],
···sum{j in J} c[i,j]·*·x[i,j];
printf "-----\n";
printf "·····Total: ·%10g\n", ·sum{i in I, j in J} c[i,j]·*·x[i,j];
printf "\n";

data;

/* Exemple avec 5 blocs par mine */

param m := 5;

param n := 5;

- /*min: Correspond au tableau Table6Ter CHAPITRE 3, représentation de la position du bloc
  ↳ minier
  et du coût de traitement pour respecter les conditions de fonctionnement du four à fusion*/
param c :: 1 2 3 4 5 ::=

··· 1 15 7 5.5 2 10.5
··· 2 8 0 10 3 11.5
··· 3 11 3 9 4.5 9.5
··· 4 13 1 11 4 6.5
··· 5 17.5 5.5 8 3 3;
```

FIGURE A.5 – Matrice de gain

A.7 Résultat optimisation, fonction objectif : minimisation

```
>C:\Users\Utilisateur\Downloads\gusek\glpsol.exe --cover --clique --gom
GLPSOL: GLPK LP/MIP Solver, v4.65
Parameter(s) specified in the command line:
  --cover --clique --gomory --mir -m AffectionMine1Mine2.mod
Reading model section from AffectionMine1Mine2.mod...
Reading data section from AffectionMine1Mine2.mod...
114 lines were read
Generating phi...
Generating psi...
Generating obj...
Model has been successfully generated
GLPK Simplex Optimizer, v4.65|
11 rows, 25 columns, 74 non-zeros
Preprocessing...
10 rows, 25 columns, 50 non-zeros
Scaling...
A: min|aij| = 1.000e+00 max|aij| = 1.000e+00 ratio = 1.000e+00
Problem data seem to be well scaled
Constructing initial basis...
Size of triangular part is 10
  0: obj = 3.700000000e+01 inf = 4.000e+00 (1)
  7: obj = 3.100000000e+01 inf = 0.000e+00 (0)
* 11: obj = 2.200000000e+01 inf = 0.000e+00 (0)
OPTIMAL LP SOLUTION FOUND
Time used: 0.0 secs
Memory used: 0.1 Mb (116301 bytes)

blocs i mine1 blocs j mine 2      Cost
  1             3          5.5
  2             1          8
  3             4          4.5
  4             2          1
  5             5          3
-----
Total:          22

Model has been successfully processed
>Exit code: 0    Time: 0.418
```

FIGURE A.6 – Résultat minimisation

A.8 Fonction objectif de maximisation

```
/* Affectation bloc i mine 1 et bloc j mine 2 */

param m, integer, > 0;
/* nombre de bloc de la mine 1 */

param n, integer, > 0;
/* nombre de bloc de la mine 2 */

set I := 1..m;
/* ensemble de blocs i de la mine 1 */

set J := 1..n;
/* ensemble de blocs j de la mine 2 */

param c{i in I, j in J}, >= 0;
/* coût d'affectation du bloc i de la mine 1 au bloc j de la mine 2 */

var x{i in I, j in J}, >= 0;

s.t. phi{i in I}: sum{j in J} x[i,j] <= 1;
/* un bloc i est affecté à un bloc j */

s.t. psi{j in J}: sum{i in I} x[i,j] = 1;
/* un bloc j est affecté à un bloc i */

maximize obj: sum{i in I, j in J} c[i,j] * x[i,j];
/* fonction objectif : maximisation ou minimisation */

solve;
```

FIGURE A.7 – Fonction objectif de maximisation

A.9 Fonction objectif de minimisation

```
/* Affectation bloc i mine 1 et bloc j mine 2 */

param m, integer, > 0;
/* nombre de bloc de la mine 1 */

param n, integer, > 0;
/* nombre de bloc de la mine 2 */

set I := 1..m;
/* ensemble de blocs i de la mine 1 */

set J := 1..n;
/* ensemble de blocs j de la mine 2 */

param c{i in I, j in J}, >= 0;
/* coût d'affectation du bloc i de la mine 1 au bloc j de la mine 2 */

var x{i in I, j in J}, >= 0;

s.t. phi{i in I}: sum{j in J} x[i,j] <= 1;
/* un bloc i est affecté à un bloc j */

s.t. psi{j in J}: sum{i in I} x[i,j] = 1;
/* un bloc j est affecté à un bloc i */

minimize obj: sum{i in I, j in J} c[i,j] * x[i,j];
/* fonction objectif : maximisation ou minimisation */

solve;
```

FIGURE A.8 – Fonction objectif de minimisation