



HAL
open science

Une approche de Blending dynamique pour la planification court terme de chaînes logistiques minières : cas de l'Axe Nord du Groupe OCP

Mouna Bamoumen

► **To cite this version:**

Mouna Bamoumen. Une approche de Blending dynamique pour la planification court terme de chaînes logistiques minières : cas de l'Axe Nord du Groupe OCP. Economies et finances. Université de Rennes, 2022. Français. NNT : 2022REN1G007 . tel-04268249

HAL Id: tel-04268249

<https://theses.hal.science/tel-04268249v1>

Submitted on 29 Feb 2024

HAL is a multi-disciplinary open access archive for the deposit and dissemination of scientific research documents, whether they are published or not. The documents may come from teaching and research institutions in France or abroad, or from public or private research centers.

L'archive ouverte pluridisciplinaire **HAL**, est destinée au dépôt et à la diffusion de documents scientifiques de niveau recherche, publiés ou non, émanant des établissements d'enseignement et de recherche français ou étrangers, des laboratoires publics ou privés.

THESE DE DOCTORAT DE

L'UNIVERSITE DE RENNES 1

ECOLE DOCTORALE N° 597

Sciences Economiques et Sciences de Gestion

Spécialité : « *Sciences de Gestion* »

Par

Mouna BAMOUMEN

Une approche de *Blending dynamique* pour la planification court terme de chaînes logistiques minières : cas de l'Axe Nord du Groupe OCP

Thèse présentée et soutenue à Rennes, le 5 juillet 2022

Unité de recherche : CREM UMR 6211, Centre de Recherche en Économie et Management

Rapporteurs avant soutenance :

Khaled HADJ HAMOU
Mustapha SALI

Professeur, INSA de Lyon
Maitre de conférences HDR, Université Paris Dauphine - PSL

Composition du Jury :

Laurent BIRONNEAU
Khaled HADJ HAMOU
Mustapha SALI
Gülgün ALPAN
Vincent GIARD
Nabil ATLASSI
Vincent HOVELAQUE

Professeur, IGR-IAE, Université de Rennes 1, Président
Professeur, INSA de Lyon, Rapporteur
Maitre de conférences HDR, Université Paris Dauphine – PSL, Rapporteur
Professeure, Grenoble INP – Université Grenoble Alpes, Examinatrice
Professeur émérite, Université Paris Dauphine – PSL, Examineur
Directeur industriel, Groupe OCP, Examineur
Professeur, IGR-IAE, Université de Rennes 1, Directeur de thèse

Remerciements

Tout d'abord, je tiens à exprimer ma profonde gratitude à mon directeur de thèse, Professeur HOVELAQUE Vincent, d'avoir accepté de vivre cette aventure en tant qu'encadrant. Sa patience, confiance, m'ont apporté rassurance durant toute la durée de cette thèse. Ses instructions précieuses en modélisation de la chaîne logistique ont nourri mes réflexions. Ses conseils judicieux en rédaction ont contribué à l'amélioration de ce mémoire. Je suis tout particulièrement reconnaissante pour son accueil familial pendant les périodes difficiles de cette thèse.

Mes remerciements s'adressent à Monsieur HADJ HAMOU Khaled, Professeur à l'INSA de Lyon, et Monsieur Sali Mustapha, Maître de Conférences HDR à l'Université Paris Dauphine d'avoir accepté d'être les rapporteurs de cette thèse.

Je remercie également les Professeurs ALPAN Gülgün, GIARD Vincent, BIRONEAU Laurent et M. ATLASSI Nabil, directeur de la planification et performance dans le site minier de Khouribga de l'OCP, d'avoir accepté d'être membre de jury de cette thèse. Le Pr. GIARD a particulièrement suivi mon travail. Son expertise en sciences de gestion et en modélisation, sa disponibilité et ses retours critiques ont fortement contribué à l'avancement de cette thèse. Grâce à ses conseils, j'ai pu apprendre à être plus rigoureuse et proactive dans mon travail.

J'aimerais exprimer ma gratitude à toute l'équipe planification du site minier de Khouribga du Groupe OCP, qui ont pris le temps de discuter de mon sujet. Chacun de ces échanges m'a aidé à faire avancer mon analyse de terrain.

Mes remerciements les plus sincères s'adressent à l'école EMINES de l'Université Mohammed VI Polytechnique, sous la direction de M. CHEIMANOFF Nicolas, de m'avoir octroyé cette opportunité pour réussir mes études universitaires.

Je témoigne également mes remerciements à l'Institut de Gestion de Rennes de l'Université Rennes 1, de m'avoir accueilli au sein de leur personnel pour mener mon travail de recherche. Je remercie également les membres du laboratoire CREM, sous la direction du Professeur MORAUX Franck, pour les moments conviviaux partagés lors de mes séjours à Rennes.

Je remercie infiniment ma famille, pour leur soutien inconditionnel et leurs encouragements. Enfin, une pensée spéciale à mes chers amis, qui ont rendu cette stimulante épreuve un peu plus agréable.

Table des matières

REMERCIEMENTS.....	I
TABLE DES MATIERES	III
LISTE DES FIGURES.....	V
LISTE DES TABLEAUX	VII
INTRODUCTION GENERALE	1
1 CADRE INDUSTRIEL DE LA RECHERCHE	10
1.1 GENERALITES SUR L'INDUSTRIE MINIERE	11
1.2 PRESENTATION ECONOMIQUE DE L'INDUSTRIE MONDIALE DE PHOSPHATE	14
1.3 PRESENTATION DU GROUPE OCP	21
1.4 RESUME DU CHAPITRE.....	37
2 METHODOLOGIE DE RECHERCHE ET REVUE DE LITTERATURE	38
2.1 PROTOCOLE METHODOLOGIQUE DE RECHERCHE	39
2.2 REVUE DE LITTERATURE	44
2.3 RESUME DU CHAPITRE.....	56
3 MODELE DE BASE DU BLENDING DYNAMIQUE AVEC GAMMES ALTERNATIVES.....	58
3.1 DESCRIPTION DE L'AXE NORD DU GROUPE OCP.....	59
3.2 FORMULATION DE BASE DU PROBLEME DE BLENDING DANS L'AXE NORD	71
3.3 RESUME DU CHAPITRE.....	79
4 BLENDING DYNAMIQUE POUR LA PLANIFICATION MULTI-LIGNES ET MULTI-GAMMES.....	80
4.1 DESCRIPTION DU PROBLEME DE BLENDING DANS LA CHAINE AXE NORD.....	81
4.2 FORMULATION PROPOSEE DU PROBLEME DE BLENDING	89
4.3 APPLICATION ET ANALYSE DES RESULTATS	105
4.4 RESUME DU CHAPITRE.....	117
5 COUPLAGE DU BLENDING DYNAMIQUE AVEC L'ORDONNANCEMENT DES EXPEDITIONS DU PIPELINE	118
5.1 DESCRIPTION DU PROBLEME D'EXPEDITION PAR PIPELINE	119
5.2 FORMULATION DU PROBLEME D'EXPEDITION PAR PIPELINE	125
5.3 ILLUSTRATION NUMERIQUE.....	132
5.4 COUPLAGE AVEC LE MODELE DE BLENDING DYNAMIQUE.....	139

5.5 APPROCHE A DEUX NIVEAUX POUR L'AIDE A LA DECISION.....	144
5.6 RESUME DU CHAPITRE.....	150
CONCLUSION GENERALE	152
<i>SYNTHESE GLOBALE</i>	153
<i>CONTRIBUTIONS DE LA THESE</i>	154
<i>LIMITES ET PERSPECTIVES</i>	156
BIBLIOGRAPHIE	158

Liste des figures

Figure 1-1 : Chaînes logistiques du Groupe OCP	24
Figure 1-2 : Organigramme du site minier de Khouribga	26
Figure 1-4: Bassin de Ouled Abdoun	27
Figure 1-5 : Coupe lithologique moyenne dans la mine MEA du site de Khouribga (source Groupe OCP).....	28
Figure 1-8 : Etapes d'extraction du phosphate dans le Groupe OCP	30
Figure 1-9 : Déstockage du phosphate à l'aide d'une roue-pelle	33
Figure 1-11 : Batterie d'hydrocyclones séparateurs	34
Figure 1-12 : Cellules de flottation	35
Figure 1-13 : Broyeur à boulets	36
Figure 1-14 : Décanteur pour l'épaississement du produit.....	36
Figure 3-1 : Schéma de la nouvelle chaîne logistique du site minier de Khouribga (source interne OCP).....	61
Figure 3-2 : VSM globale de la chaîne logistique Axe Nord (source interne OCP)	66
Figure 3-3 : Processus d'exploitation du minerai de phosphate dans la chaîne Axe Nord (source interne OCP).....	69
Figure 3-4 : Schéma de flux du site minier de Khouribga.....	75
Figure 4-8 : Schéma de flux de la chaîne Axe nord	82
Figure 4-4 : Distribution des écarts absolus pour le composant BPL.....	85
Figure 4-5 : Distribution des écarts absolus pour le composant SiO ₂ R.....	86
Figure 4-6 : Distribution des écarts absolus pour le composant MgO	86
Figure 4-7: Taux de conformité des <i>batches</i> envoyés par pipeline	87
Figure 4-10 : Schéma de flux de la chaîne logistique étudiée	90
Figure 4-9 : Programme d'expédition des commandes d'outputs	92
Figure 4-11 : Décomposition des commandes d'output en commandes élémentaires	93
Figure 4-12 : Programme de production des laveries	116
Figure 5-1 : Différence entre débit de transfert dans le pipeline et débit de consommation des clients internes	121
Figure 5-2 : Différence de débit de transfert dans le pipeline et débit de production des laveries en monoproduction	121
Figure 5-3 : Débits de production des laveries en bi-production.....	124
Figure 5-4 : Exemple de séquençement de deux commandes élémentaires	130
Figure 5-5 : Programme d'arrivée des commandes à la SL et ST	138
Figure 5-6 : Evolution du niveau des cuves K09 local de la SL et leur alimentation	139

Figure 5-7 : Evolution du niveau des cuves de la ST et leur alimentation	139
Figure 5-8: Chaîne logistique du site de Khouribga.....	146
Figure 5-9 : Arbre décisionnel pour la planification de la chaîne Axe Nord OCP.....	151

Liste des tableaux

Tableau 1-1 : Réserves mondiales de phosphate par pays (selon l'USGS 2021)	16
Tableau 1-2 : Statistiques prévisionnelles de demande d'engrais minéraux à l'horizon de 2025/26 selon l'IFA	19
Tableau 1-3 : Classification des minerais au niveau des stocks épierrés de l'Axe Nord ..	32
Tableau 2-1 : Types de construction de la réalité	40
Tableau 2-3 : Grille d'analyse des articles de <i>blending</i> de minerais	53
Tableau 3-1 : Informations sur les pipelines secondaires	62
Tableau 3-2 : Charte qualité de l'output K02	70
Tableau 3-3 : Charte qualité de l'output « K09 local » destiné aux clients locaux de Jorf71	
Tableau 3-4 : Réduction de la quantité prélevée x_{ih} par le coefficient de réduction η_{ih} de la gamme h	72
Tableau 3-5 : Composition chimique de la QS i avant et après traitement en laverie.....	73
Tableau 3-6 : Répartition de la quantité demandée sur les lignes de traitement	76
Tableau 4-5 : Débit de production des lignes de traitement	83
Tableau 4-4 : Ecart absolu de composition entre deux <i>batches</i> successifs envoyés par pipeline	85
Tableau 4-6 : temps de lancement lors d'un changement de gamme	94
Tableau 4-7 : les quantités disponibles d'IP dans les zones de stockage, leur composition chimiques et coefficients de réduction	106
Tableau 4-8 : les valeurs minimales, maximales et cibles de composition pour les outputs considérés	107
Tableau 4-9 : les commandes programmées et leur décomposition en commandes élémentaires.....	107
Tableau 4-10 : l'affectation des lignes et le séquençement des commandes sur les lignes	108
Tableau 4-11 : les quantités de QS à prélever les gammes à utiliser pour leur traitement sur les lignes pour chaque commande élémentaire	110
Tableau 4-12 : la composition des lots de QSL en sortie des laveries	111
Tableau 4-13 : évolution des coûts de production en fonction de la pénalité de stabilité	113
Tableau 4-14 : les dates d'arrivée des commandes d'output à la ST.....	114
Tableau 4-15 : les dates de lancement d'OF sur les lignes.....	115
Tableau 5-1 : Quantités maximales de commande d'output interne en monoproduction en fonction du stock initial dans la Station Terminale.....	122

Tableau 5-2 : Evolution des stocks de la Station Tête et de la Station Terminale en fonction de la production d'output interne	123
Tableau 5-3 : Productions liées d'output interne et externe en bi-production.....	125
Tableau 5-4 : Débit moyen de consommation par tranche horaire.....	132
Tableau 5-5 : Liste des commandes candidates d'output	135
Tableau 5-6 : Solution d'ordonnancement proposée par le modèle	136
Tableau 5-7 : Décomposition des commandes d'output en commandes élémentaires ...	140
Tableau 5-8 : Charte qualité des outputs étudiés	140
Tableau 5-9 : Caractéristiques des QS disponibles.....	141
Tableau 5-10 : Quantité de QS à prélever et la gamme à utiliser sur chaque ligne pour fabriquer une commande élémentaire k	142
Tableau 5-11 : Composition chimique des commandes élémentaires à la ST	143
Tableau 5-12 : Composition chimique des QSL en sortie des lignes pour la commande élémentaire $k=1$	143
Tableau 5-13 : QS disponibles et leurs caractéristiques chimiques.....	145
Tableau 5-14 : Programme d'ordonnancement après réduction des volumes des commandes candidates et lissage de la demande en output interne.....	147
Tableau 5-15 : Quantité des QS à prélever, la gamme à utiliser sur chaque ligne pour fabriquer les commandes élémentaires.....	149
Tableau 5-16 : Composition chimique des commandes élémentaires.....	149

Introduction générale

Au cours des dernières décennies, l'importance passée, présente et future des minéraux et métaux industriels pour la société a longuement été commentée (Krausmann *et al.*, 2009 ; Mason *et al.*, 2011 ; Arndt et Ganino, 2012 ; Bloodworth et Gunn, 2012 ; Graedel et Erdmann, 2012 ; Vidal *et al.*, 2013). Si d'un côté, l'industrie minière a joué un rôle important dans l'accompagnement du développement industriel des sociétés, d'un autre, l'exploitation croissante des minerais a contribué à l'appauvrissement des réserves, soulevant de nombreuses questions quant à la durabilité de cette industrie. Cette évolution génère un paradoxe : la société a un besoin croissant de certains produits dérivés des minéraux mais n'apprécie ni la manière dont ces biens sont produits ni les effets environnementaux engendrés par les activités industrielles nécessaires à leurs productions.

De nombreuses questions interdépendantes sont ainsi identifiées, toutes impliquant l'innovation et impactant plus ou moins la sensibilisation du public. Elles portent sur : (i) le débat sur la disponibilité à long terme des ressources minérales ; (ii) l'évolution future de l'équilibre entre l'offre et la demande et ses implications sur la production minérale ; (iii) les pressions croissantes sur l'exploitation minière et la transformation des minéraux déclenchées par les exigences sociales et environnementales du développement durable ; et (iv) le rôle de la production minérale dans l'économie des pays en détenant.

L'industrie du phosphate joue un rôle essentiel dans le secteur agricole en l'approvisionnant en engrais riches en phosphore, l'un des trois éléments essentiels à la croissance des végétaux (avec le potassium et l'azote). En effet, plus de 80% du phosphate extrait dans le monde est transformé pour la fabrication d'acide phosphorique et d'engrais, alors que le reste est utilisé aussi bien dans l'alimentation que dans les cosmétiques ou encore l'électronique. L'exploitation minière du phosphate se trouve aujourd'hui face à de nombreux défis de développement durable, liés principalement à : i) l'augmentation de la population mondiale, qui devrait passer à 9,4 milliards d'ici 2050 ; ii) l'accès de plus en plus difficile au minerai en raison de l'intensification de l'exploitation minière ; iii) la dégradation des terres arables en raison d'une mauvaise gestion des terres ; iv) l'évolution de la réglementation qui exige une concentration de plus en plus faible en certains éléments nuisant pour l'écosystème, ainsi qu'une gestion rationalisée des ressources hydriques utilisées ; v) la dynamique géopolitique liée à la concentration des réserves dans certains pays, notamment le Maroc, la Chine et les États Unis. Dans ce contexte mondial, plusieurs pays en voie de développement doivent relever des défis majeurs pour atteindre une sécurité alimentaire durable en raison de leur surface de terre cultivable disponible par habitant, d'une grave pénurie en eau douce, des conditions socio-économiques particulières de leur secteur agricole, des structures internes et des conflits (Hulse, 1995).

Cette thèse s'intéresse spécifiquement au Groupe OCP au Maroc (anciennement Office Chérifien des Phosphates), qui est un acteur clé sur le marché international des phosphates et de ses dérivés. Bénéficiant des plus larges réserves connues de phosphate de la planète et d'une présence internationale via ses partenaires et bureaux de distribution d'engrais, l'entreprise se positionne en tant que leader mondial en matière d'exportation du phosphate sous toutes ses formes. En intégrant tous les maillons de la chaîne de valeur, le Groupe OCP propose des solutions diversifiées de produits en phosphate, acide phosphorique et engrais. Cette industrie intégrée comprend les activités d'extraction et valorisation du minerai, de transformation en engrais en passant par l'acide phosphorique. Le système de production est organisé suivant trois chaînes intégrées opérant en parallèle : l'Axe Nord (comprenant le site minier de Khouribga, le transport par Pipeline, la plateforme chimique et le port de Jorf Lasfar) ; l'Axe centre (comprenant les sites miniers de Ben Guerir et Youssoufia, le transport par voie ferroviaire, l'usine chimique et le port de Safi) ; l'Axe Sud (regroupant le site minier de Boucrâa, le transport par convoyeur et le port de Laâyoune). Ces chaînes logistiques possèdent un caractère hybride combinant des processus de production continus (industrie de process) et discrets (transport d'un lot d'un maillon à un autre). Le découplage entre les différents sous-systèmes est assuré par de nombreux stocks de matières premières et produits intermédiaires de caractéristiques différentes.

Conscient des enjeux de la sécurité alimentaire, le Groupe OCP a adopté une stratégie axée sur l'augmentation des capacités de production minière et chimique, la maîtrise du coût de revient, et la flexibilité industrielle pour faire face aux fluctuations du marché. Dans le cadre de cette nouvelle politique industrielle, le Groupe vise à améliorer l'efficacité opérationnelle des activités de sa chaîne de valeur depuis l'extraction minière jusqu'à l'expédition maritime, à travers notamment l'implémentation de nouvelles technologies, processus et méthodes de production. Cette reconfiguration a soulevé de nouveaux problèmes à considérer de manière interdépendante, et susceptibles de conduire à des travaux de recherche prometteurs en management industriel.

Dans ce cadre, une chaire d'optimisation industrielle a été développée par l'EMINES-*School of Industrial Management* (Université Polytechnique Mohammed VI) et le Groupe OCP. Cette chaire a pour mission de travailler à l'harmonisation entre le pilotage et le contrôle stratégique des chaînes industrielles et logistiques hybrides. Elle vise à constituer un pôle d'excellence interdisciplinaire, ayant vocation à apporter des contributions majeures sur les plans de la connaissance et de la pratique réelle. La thématique « Optimisation Industrielle » s'articule autour de trois axes de recherche spécifiques¹ :

¹ <https://www.emines-ingenieur.org/recherche/centre-de-recherche>

- *Axe long terme : développer des modèles et des outils afin d'améliorer la compréhension des réseaux d'ajout de valeur complexes.*
- *Axe pilotage : comprendre les problèmes méthodologiques que pose le pilotage d'une chaîne logistique hybride, et, examiner la possibilité de mettre en place des architectures collaboratives de prise de décision.*
- *Axe contrôle stratégique : dépasser les limites des méthodes classiques de mesure et de valorisation des activités de transformation pour permettre des mécanismes plus efficaces de correction et de robustesse par rapport à la stratégie d'entreprise.*

L'exploitation minière du Groupe OCP repose sur l'extraction du phosphate à partir de couches géologiques entassées et séparées par des couches dites « stériles », c'est-à-dire très pauvres en phosphate. Chaque couche se caractérise par une qualité chimique selon son emplacement géologique dans le gisement. Ces couches, qualifiées de matières premières, sont destinées à répondre à un portefeuille varié de produits finis de phosphate, utilisés en interne pour produire de l'acide phosphorique et des engrais, ou exportés vers des clients externes. Chaque produit fini est caractérisé par des exigences de qualité de type Min-Max à vérifier pour un ensemble de composants chimiques. L'un des objectifs de la planification de ce type de chaîne logistique consiste donc à répondre à un carnet de commande à court / moyen terme en termes de qualité, quantité et délai. Un produit fini est constitué d'un mélange de minerais pouvant avoir subi un traitement d'enrichissement et de calibrage dans des usines de lavage. Ce problème de mélange, connu dans la littérature sous le nom de *blending*, a été adapté et enrichi sur les chaînes Axe Centre et Axe Nord du Groupe OCP.

Le contexte propre à chacune de ces chaînes logistiques rend plus complexe la définition des mélanges. Cette complexité est liée principalement à trois facteurs : (1) présence d'un processus de traitement suivant plusieurs gammes possibles qui modifie les caractéristiques physiques et chimiques des inputs (minerai brut ou mélange de minerais), (2) présence d'un flux poussé par les mines et d'un flux tiré par les demandes des clients, et (3) existence de plusieurs usines de traitement des inputs. Par ailleurs, les structures des deux chaînes (Centre et Nord) présentent de fortes spécificités propres liées à : (i) leur structure (capacité des stocks de minerai, alimentation d'usines de traitement), (ii) les méthodes de production (extraction des minerais, gammes de traitement des minerais), (iii) la nature des flux (discret au niveau de l'Axe Centre et discret/continu au niveau de l'Axe Nord), et (iv) le mode de transport des minerais (trains pour l'Axe Centre et pipeline pour l'Axe Nord). Ces spécificités impliquent une modélisation différente du problème de *blending* sur ces deux chaînes.

Notre problématique de thèse intitulée « **Une approche de *blending* dynamique pour la planification court terme de chaînes logistiques minières : cas de l'Axe Nord du Groupe OCP** » permet d'apporter une réponse aux trois questions de recherche suivantes :

- Question 1 : Comment mieux satisfaire la demande interne (vers les usines chimiques du Groupe) et externe (à destination de l'export) dans le contexte 1) d'une production débutant par un traitement de lavage dans des usines selon des gammes alternatives, suivi d'un mélange des minerais traités dans un milieu aqueux (*blending* « humide »), 2) d'une alimentation en minerais bruts contrainte par un programme d'extraction en amont ?
- Question 2 : Comment adapter la formulation du problème de *blending* au cas de l'Axe Nord, sachant que 1) le traitement a lieu avant le mélange (gammes alternatives), 2) l'horizon temporel est plus court (quelques jours), et 3) une alimentation continue est imposée pour le produit destiné aux usines chimiques de transformation ?
- Question 3 : Comment coupler le modèle d'optimisation développé en amont du pipeline avec l'ordonnancement en aval du pipeline afin de garantir la satisfaction d'un carnet de commande ?

Cette thèse s'inscrit dans le cadre d'une recherche-intervention en partenariat de deux directions industrielles du Groupe OCP. Cette méthode de recherche consiste à effectuer des investigations sur le terrain en travaillant en étroite collaboration avec les praticiens de l'entreprise pour produire des connaissances utilisables par l'industriel et enrichissantes pour la littérature scientifique. Le diagnostic s'est concentré sur les causes de non-qualité observée sur des lots de produits finis depuis plusieurs années sur les deux chaînes logistiques. L'utilisation de mélanges figés (prédéfinis) est apparue comme une source majeure de dysfonctionnement. Dans un premier temps, un état des lieux a été effectué sur la mine de Ben Guérir de l'Axe Centre, suivi du développement d'un modèle d'optimisation des mélanges avant lavage (*blending* à sec). Deux causes supplémentaires de perturbation sont apparues dans l'Axe Nord : les mélanges se basant sur un seul composant chimique et l'obligation de fournir aux usines chimiques un produit standard en limitant les risques de désamorçages à l'entrée de ces usines. Cette pratique, adoptée empiriquement, impacte également la qualité des produits finis délivrés par le site minier de Kouribga. Ainsi, nous avons proposé une approche de définition des mélanges différente en raison des différences de process et de contraintes entre les deux chaînes.

Ce manuscrit est organisé en cinq chapitres : le premier est une description économique du secteur minier en général et du Groupe OCP en particulier ; le second porte sur une description de la méthode de recherche adoptée et une revue critique de la littérature du problème de *blending* ; les trois chapitres suivants constituent le cœur de la thèse avec la proposition d'une approche basée sur le couplage de deux modèles de planification / ordonnancement, l'un d'eux issus de l'approche dite de *blending dynamique* et appliquée dans la chaîne Axe Nord du Groupe OCP.

- **Chapitre 1.** Ce chapitre introductif a vocation à poser l'environnement économique dans lequel se situe ce travail de thèse. Il débute par une description générale du contexte et des problèmes organisationnels les plus récurrents dans le secteur minier. Il se poursuit par la présentation de l'environnement économique des phosphates, ses origines ainsi que sa distribution dans le monde. Enfin, notre partenaire industriel, le Groupe OCP, est succinctement dépeint, en s'intéressant particulièrement aux processus d'extraction et du traitement du phosphate au sein de l'entreprise.
- **Chapitre 2.** Dans ce chapitre, nous expliquons quelques éléments théoriques de la méthodologie de recherche employée, en présentant brièvement sa mise en œuvre dans ce travail doctoral. Dans une seconde section, nous exposons l'analyse des principaux travaux traitant le problème de *blending* dans les industries en général, en mettant l'accent sur le mécanisme de détermination de mélange de minerais.
- **Chapitre 3.** Ce chapitre est dédié à l'explication du principe de modélisation du problème de *blending* dans l'Axe Nord du Groupe OCP. Dans un premier temps, nous explicitons le fonctionnement de cette chaîne, en mettant l'accent sur les processus de mélange et de traitement. Ces deux processus sont par la suite pris en compte dans une version simplifiée du modèle d'optimisation dit de « *blending dynamique* » en introduisant la notion de gammes alternatives.
- **Chapitre 4.** Un premier diagnostic de la chaîne logistique (Axe Nord, site de Khouribga) a permis de mettre en exergue différents dysfonctionnement grâce à l'examen du processus de mélange et du mode décisionnel. Cette analyse justifie une nouvelle approche du pilotage de la production des produits phosphatés basée sur une modélisation en deux temps : d'abord un modèle d'ordonnancement donne le programme d'expédition par pipeline des commandes de produits finis à satisfaire par l'amont de la chaîne ; ensuite un modèle de *blending dynamique* permet de répondre à ce programme en sélectionnant, pour chaque usine de traitement, les minerais à traiter et la gamme à utiliser. Dans ce chapitre, nous traitons uniquement le second modèle (de *blending*), le programme d'expédition des commandes par pipeline étant considéré comme donnée exogène. Nous illustrons l'utilisation de ce modèle avec des données proches de la réalité.
- **Chapitre 5.** Ce chapitre est scindé en deux sous-parties : la première se focalise sur la formulation du modèle d'ordonnancement de l'expédition par pipeline, générant une séquence de commandes de produits finis satisfaisant aussi bien la demande avale des usines chimiques en produit interne, que celles des clients internationaux en produits externes ; la deuxième synthétise les résultats des tests réalisés illustrant le couplage des deux modèles, *blending dynamique* (traité au chapitre 4) et ordonnancement des commandes expédiées par pipeline. Ces tests, basés sur des données fournies par

l'industriel, ont été discutés avec les cadres du site de Khouribga. Il en résulte un modèle d'aide à la décision permettant de proposer des ordonnancements alternatifs en aval du pipeline dans les cas où ceux-ci généraient une absence de solution dans le *blending* au niveau des laveries.

- **Conclusion générale.** Elle comprend une présentation du bilan global de ce travail doctoral avec une mise en perspective des évolutions possibles.

Dans un premier travail, inhérent de l'année propédeutique à l'EMINES, un état des lieux a été effectué sur la mine de Ben Guérir de l'Axe Centre, suivi du développement d'un modèle d'optimisation des mélanges avant lavage (*blending* à sec). Cette approche est dédiée à l'amélioration des modes de production de l'Axe Centre du Groupe OCP, en mettant l'accent sur les processus de mélange et de traitement. Ces deux processus sont pris en compte dans le modèle d'optimisation dit de « *blending dynamique* » en introduisant la notion de gammes alternatives. De plus, cette approche traite la problématique de dimensionnement des stocks de sécurité pour faire face au risque de changement de commandes (univers incertain). Ce travail a été poursuivi dans un autre doctorat avec le développement d'un modèle d'optimisation multisites prenant en compte le traitement post mélange via des laveries et un calcinateur (thèse de H. Hilali).

Notre travail doctoral a donné lieu à une publication dans une revue internationale (rang 2 CNRS), à quatre communications dans des congrès internationaux de génie industriel, à une présentation dans une conférence industrielle et deux présentations dans des séminaires doctoraux.

Publications dans une revue internationale à comité de lecture

- A. Azzamouri, **M. Bamoumen**, H. Hilali, V. Hovelaque, V. Giard, "Flexibility of dynamic *blending* with alternative routings combined with security stocks: a case study in a mining supply chain", International Journal of Production Research (IJPR, CNRS 2).

Conférences internationales

- **M. Bamoumen**, V. Hovelaque, V. Giard, « Planification dynamique multilignes et multigammes avec matières hétérogènes : un modèle de *blending* appliqué à une chaîne logistique minière », CIGI QUALITA 2021, 5-7 mai, Grenoble, France.
- **M. Bamoumen**, V. Hovelaque, V. Giard, « Un modèle de *blending* pour la planification dynamique d'une chaîne logistique minière », MOSIM 2020, 12-14 novembre, Agadir, Maroc.
- A. Azzamouri, **M. Bamoumen**, H. Hilali, V. Hovelaque, V. Giard, « Flexibilité du *blending* dynamique avec gammes alternatives et stock de sécurité : mise en œuvre sur une chaîne logistique minière », CIGI QUALITA 2019, juin 2019, Montréal, Canada.
- **M. Bamoumen**, H. Hilali, V. Hovelaque, V. Giard, « Flexi-security stocks, a new approach for semi-raw materials used in *blending* », ILS 2018, juillet 2018, Lyon, France.

Conférences industrielles

- Participation au Phosphate Days (Phoresnet'2018) via 2 posters : « Dynamic *blending* as a source of flexibility and efficiency in managing a phosphate supply chain » et « Flexi-security stocks, a new approach for semi-raw materials used in *blending* » Octobre 2018, Ben Guerir, Maroc

Séminaires et ateliers doctoraux

- Participation au Séminaire Sigma-Project (IGR-IAE, UMR CREM, Rennes) et présentation du papier « *Blending* Dynamique et Stocks Flexi-Sécurité : une nouvelle approche de gestion des risques dans une chaîne logistique minière », mars 2018, Rennes, France
- Participation au Workshop « Optimisation Supply Chain : Principaux leviers d'une performance durable » qui a eu lieu à l'école Centrale Casablanca, janvier 2018, Casablanca, Maroc

Chapitre 1



Cadre industriel de la recherche

Dans ce chapitre introductif, nous revenons sur les principaux travaux traitant des problèmes organisationnels rencontrés dans l'industrie minière en général (1.1). Dans la section 1.2, nous portons un intérêt particulier à l'industrie du phosphate et aux méthodes de production les plus utilisées au monde. Enfin, nous réservons la dernière section (1.3) à la présentation de l'entreprise industrielle au sein de laquelle notre projet de thèse a été conduit.

1.1 Généralités sur l'industrie minière

Il existe deux modes d'extraction minière dépendant du minerai, de la profondeur et la géométrie du gisement. Pour les phosphates, il y a la méthode d'extraction en surface ou à ciel ouvert (pour les gisements jusqu'à 100 m) et la méthode d'exploitation souterraine (pour les gisements de plus de 100 m). La mine la plus ancienne se trouve en Afrique du Sud (Newman *et al.* 2010) ; il y a environ 43 000 ans, les hommes préhistoriques ont trouvé du fer (hématite) près de la surface de la terre et ont utilisé des mines à ciel ouvert pour extraire le minerai et les déchets du haut vers le bas de manière méthodique. Il existe également d'anciennes mines souterraines. L'une d'entre elles, située en Angleterre, a été exploitée entre 3 000 et 1 900 avant J.-C. pour récupérer du silex bien en dessous de la surface de la terre. Plutôt que d'exposer complètement le front de taille, les mineurs creusaient des puits et utilisaient des échelles pour récupérer la pierre dure avant de remblayer les zones extraites pour renforcer la stabilité des tunnels creusés (Gregory 1980).

L'extraction à ciel ouvert, qui peut être utilisée lorsque le minerai est proche de la surface de la terre, est une méthode plus ancienne et plus productive que l'extraction souterraine. Les mines à ciel ouvert diffèrent en fonction de la nature du matériau extrait. Les mines peu profondes d'où l'on extrait le gravier et le sable sont généralement appelées carrières ; les mines plus profondes et longues d'où l'on extrait le charbon sont appelées mines à ciel ouvert.

Dans cette section, nous allons nous limiter aux problèmes rencontrés dans l'exploitation minière de surface, en cohérence avec le terrain d'étude de cette thèse (mine à ciel ouvert). La programmation de la production minière se décompose généralement en trois plages de temps pour la prise de décision : long, moyen et court termes. Le long terme peut être de l'ordre de 20 à 30 ans, selon la situation. Le calendrier à moyen terme s'étend sur une période de 1 à 5 ans, et fournit des décisions tactiques liées à la gestion globale des ressources, qui permettent une conception plus précise de l'extraction du minerai d'une zone particulière de la mine, ou des permettent de remplacer l'équipement nécessaire ou d'acheter l'équipement et les machines nécessaires. La période de 1 à 5 ans du calendrier à moyen terme est ensuite divisée en périodes de 1 à 6 mois pour une planification encore plus détaillée. Ces décisions opérationnelles servent à atteindre les objectifs de la planification à moyen terme (L'Heureux, 2011). La durée de la planification de la production à court terme est comprise entre un mois et un an, qui peut être divisée en sous-périodes d'un jour à un mois.

Si les prospecteurs estiment que l'extraction de matériaux dans une mine à ciel ouvert est viable, ils doivent déterminer à la fois la conception de la mine et le plan d'exploitation. La conception de la mine repose sur une analyse préliminaire comprenant (1) un modèle de corps minéralisé dans lequel le gisement est divisé en une grille de blocs, chacun d'entre eux étant constitué d'un volume de matériau et des propriétés minérales correspondantes ; (2) la valeur de chaque bloc, qui est déterminée en comparant les prix du marché pour le minerai avec les coûts d'extraction et de traitement ; et (3) un modèle géométrique du gisement.

La résolution du problème de conception de la mine permet d'obtenir la frontière de la mine, plus connue sous « *the ultimate pit limit* », tout en équilibrant le ratio minerai/déchets (décapage) avec la valeur cumulative dans les frontières de la carrière. Cette analyse exige que la teneur de coupure, c'est-à-dire la teneur qui sépare le minerai des déchets, soit fixe. D'autres aspects de la conception d'une mine à ciel ouvert incluent l'emplacement et le type de rampes de transport et d'infrastructures supplémentaires, ainsi que les décisions à long terme concernant la taille et l'emplacement des installations de production et de traitement.

Une solution du problème de planification de la production à long terme doit garantir que les objectifs de programmation de la production à court terme sont réalisables. Dans le cas contraire, on peut s'écarter du programme de planification optimal, ce qui peut entraîner une diminution de la VAN² d'un projet. L'incorporation des questions ci-dessus dans un modèle d'optimisation conduit certainement à l'élargissement du modèle mathématique dérivé, qui ne peut être traité à l'aide de méthodes de solution exacte. La réduction du nombre de variables à l'aide de méthodes de regroupement par blocs (*clustering*) et la mise en œuvre de méthodes heuristiques et méta-heuristiques sont considérées comme des outils puissants pour résoudre efficacement les problèmes de planification de la production à long terme.

Après avoir résolu le problème de la conception de la carrière, la planification traditionnelle de la production à ciel ouvert utilise un modèle de corps minéralisé discrétisé, appelé modèle de bloc ou de séquençement de blocs, qui tient compte non seulement des blocs à retirer, mais aussi de la période où les retirer. De plus, il permet de déterminer une série de carrières imbriquées, appelées tranchées, d'une largeur de près de vingt mètres et qui peut s'étendre sur plusieurs kilomètres. Généralement, une tranchée est exploitée durant une année, soit un horizon moyen terme.

Le séquençement de blocs à ciel ouvert est un thème très étudié, en grande partie en raison du grand nombre de mines à ciel ouvert existant aujourd'hui et de la nature quelque peu

² La Valeur Actuelle Nette (VAN) est un indicateur financier utilisé pour apprécier le rendement d'un investissement (gain supplémentaire d'un investissement par rapport à un taux actualisé).

générique de ces mines (Newman *et al.*, 2010). Les chercheurs sont en mesure de résoudre des modèles de plus en plus grands, ce qui a permis de passer de la résolution d'un modèle de carrière ultime, puis du séquençement de blocs dans de petites carrières imbriquées, à la résolution d'un problème de séquençement de monolithes contenant jusqu'à des centaines de milliers de blocs.

Le problème de la planification à court terme des mines à ciel ouvert n'a pas été aussi largement considéré que celui des horizons à moyen et long terme (Blom *et al.*, 2019). Dans la littérature académique, le terme "planification minière à court terme" est utilisé pour désigner toute une série d'activités. Par exemple, il s'agit d'évaluer le nombre d'engins à affecter sur un site d'extraction, le concasseur vers lequel les minerais sont envoyés, etc. Dans ces délais très courts, l'affectation et le séquençement des mouvements de camions constituent un levier essentiel pour contrôler les caractéristiques de l'alimentation du concasseur et maintenir une utilisation appropriée du concasseur (Blom *et al.*, 2019).

La planification à court terme peut être également établie de manière hebdomadaire ou bimensuelle ; dans ce cas, le point central est la conception d'une série de stocks de produits, à partir desquels le matériau est récupéré pour être livré aux clients. Ainsi, l'extraction va générer l'alimentation de stocks individuels, chaque stock étant défini par une qualité spécifique (liée à un ensemble d'attributs, composants chimiques dans le cas du phosphate). Dans un horizon mensuel, le planificateur à court terme sélectionne les blocs à extraire au cours de chaque semaine de l'horizon, ainsi que la destination de ce minerai (un stock, une décharge ou une voie de traitement, par exemple), afin d'atteindre les objectifs hebdomadaires de quantité et de qualité de la production. La programmation des explosions, qui détermine quand certains blocs seront disponibles pour l'extraction, a également lieu sur cet horizon.

Ainsi, les modèles de la planification minière à court terme adressent différentes problématiques (Blom *et al.*, 2019). Certains se sont concentrés sur l'ordonnancement d'un ensemble d'activités d'extraction sur un horizon de plusieurs mois sans se soucier de l'aspect traitement des opérations minières et destination des minerais (Liu et Kozan, 2012, Liu *et al.*, 2013, Kozan et Liu, 2016 et 2018). D'autres travaux ont abordé les questions de transport sans modéliser en détail les opérations minières comme par exemple, les opérations d'un réseau ferroviaire reliant plusieurs sites miniers à un port (Thomas *et al.*, 2013 et 2014). Ainsi, la variation de la modélisation du problème de planification à court terme est majoritairement le résultat de la variation du fonctionnement des sites miniers individuels et des attentes des directions industrielles et logistiques de ces sites.

Enfin, les mines à ciel ouvert sont généralement constituées de plusieurs couches de minerais de compositions chimiques et de volumes différents, souvent intercalées par d'autres matériaux « stériles » selon la nature du sol. Chaque couche peut contenir plus ou moins de

minéral, et donc est caractérisée par sa qualité intrinsèque. L'extraction de ces couches peut s'effectuer suivant différentes méthodes d'extraction (voir exemple 1.3.2). Ainsi, les décisions d'extraction portent généralement sur le choix des couches à extraire dans la mine ainsi que la méthode d'extraction à utiliser. Ces décisions impactent la disponibilité des minerais extraits en amont des structures industrielles de transformation, à la fois en termes de qualité (concentration en minerai et autres attributs), mais aussi en termes de quantité (tonne ou m³) et de délai.

1.2 Présentation économique de l'industrie mondiale de phosphate

Le phosphore, élément chimique de symbole P et de numéro atomique 15 dans le tableau de Mendeleïev, est nécessaire à la vie car il compose le squelette de la molécule d'ADN et est essentiel au transfert d'énergie dans les cellules (Föllmi, 1996 ; Filippelli, 2011). Il agit également comme un nutriment limitant sur la bio productivité marine, qui régule le climat en contrôlant le taux de séquestration du CO₂ de l'atmosphère (Föllmi *et al.*, 1993).

La roche phosphatée est transformée afin de produire du phosphore, qui est l'un des trois macronutriments les plus couramment utilisés dans les engrais (les deux autres étant l'azote N et le potassium K). Environ 95 % de la production mondiale de roche phosphatée est consommée par l'industrie des engrais. Le phosphate peut également être transformé en acide phosphorique utilisé aussi bien dans l'alimentation que dans les cosmétiques ou encore l'électronique. La récupération économique des phosphates est limitée aux gisements minéraux de phosphate naturellement concentrés. Occasionnellement, les concentrations naturelles sont suffisantes pour être utilisées telles qu'elles sont exploitées ; toutefois, en général, le minerai est de faible qualité et doit être concentré pour une utilisation économique. Des techniques de traitement physique et thermique sont utilisées pour concentrer les phosphates de l'exploitation minière.

Bien que plus de 300 minéraux phosphatés différents aient été identifiés, l'élément phosphore (P) de la plupart des roches phosphatées appartient au groupe des apatites (Szilas 2002). L'apatite est un nom générique désignant des phosphates hexagonaux de composition assez variable. Trois espèces sont reconnues par l'Association internationale de minéralogie (AIM), nommées selon l'anion prévalent :

- Chlorapatite, $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$
- Fluorapatite, $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$
- Hydroxyapatite, $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{OH})$

1.2.1 Gisements de phosphate dans le monde

Il existe deux grands types de ressources en phosphate dans le monde : Les gisements de phosphate sédimentaire et les gisements de phosphate igné. Les gisements sédimentaires comprennent le phosphate marin, et les dépôts biogène (accumulations de guano d'oiseaux et de chauves-souris). Le phosphate igné est une roche magmatique dans laquelle la quasi-totalité de l'élément P a été incorporé dans la structure cristalline de l'apatite lorsque le minéral a cristallisé à partir de la masse fondue refroidie. Les ressources mondiales en phosphate se répartissent, selon leur type, approximativement comme suit : 80-90 % proviennent de dépôts sédimentaires (marins et biogéniques) ; les plus grands gisements sédimentaires économiques se trouvant en Afrique du Nord et au Moyen-Orient, en Chine et aux États-Unis ; 10-20 % de dépôts ignés, dont la production actuelle provient des mines de Russie, de Finlande, du Brésil et de la République d'Afrique du Sud.

A ce jour, il n'existe aucun système mondial admis pour classer les réserves et les ressources en phosphate. Un système développé aux États-Unis (*US Bureau of mines & US Geological Survey*, 1981; *US Geological Survey*, 1982) définit les réserves en tant que «ressources identifiées en minerai qui peut être extrait de manière profitable au moyen de la technologie existante et dans les conditions économiques actuelles» (Brobst et Pratt, 1973). Les réserves estimées peuvent être décrites comme les quantités totales de phosphate exploitables dans le gisement ou comme quantité de produit récupérable. Le Maroc possède les plus grandes réserves de phosphate connues à ce jour, constituant près de 70% des réserves mondiales (Tableau 1-1).

Pays	Réserves de phosphate en milliers de tonnes
Maroc	50 000 000
Chine	3 200 000
Egypte	2 800 000
Algérie	2 200 000
Syrie	1 800 000
Brésil	1 600 000
Arabie Saoudite	1 400 000
Afrique du Sud	1 400 000
Australie	1 100 000
Finlande	1 000 000
Autres pays	840 000
Jordanie	800 000
Russie	600 000
Kazakhstan	260 000
Pérou	210 000
Tunisie	100 000
Etats-unis	100 000
Israël	57 000
Sénégal	50 000
Inde	46 000
Mexique	30 000
Togo	30 000
Viêt Nam	30 000
Ouzbékistan	10 000
TOTAL	71 000 000

Tableau 1-1 : Réserves mondiales de phosphate par pays (selon l'USGS 2021)

La minéralogie des roches phosphatées dépend largement de leur origine géologique, qui peut être sédimentaire ou ignée comme précisé plus haut. Les apatites sédimentaires se forment près de la surface de la terre sous une faible température et pression dans l'environnement, tandis que les apatites ignées se forment sous une température et pression très élevées (Van Kauwenbergh, 2006). Bien que ces apatites aient des formules et des structures cristallines similaires, leur composition chimique est différente. La plupart des dépôts sédimentaires contiennent des variétés de fluorapatite carbonatée appelée « francolite », tandis que les dépôts ignés peuvent contenir de la fluorapatite, de l'apatite hydroxylée ou de la chlorapatite (Van Kauwenbergh, 2006).

1.2.2 Caractérisation des roches phosphatées

Plusieurs paramètres sont utilisés pour caractériser les roches phosphatées. Parmi ces paramètres, la teneur en phosphate de calcium de la roche phosphatée est exprimée dans différentes régions du monde par l'un des termes suivants (Emich, 1984) : phosphate osseux de chaux plus connu sous « *Bone Phosphate Lime* » (BPL) ; triphosphate de chaux (TPL) ; pentoxyde de phosphore (P_2O_5) ; ou phosphore (P) - peu utilisé.

Les minerais de phosphate en termes de qualité et de teneur en P_2O_5 peuvent être divisés en trois groupes : les minerais à faible teneur (12-16% P_2O_5), les minerais à teneur intermédiaire (17-25% P_2O_5) et les minerais à haute teneur (26-35% P_2O_5). Les gisements composés de 28 à 38 % de P_2O_5 sont considérés comme des gisements de phosphate de qualité commerciale et sont économiques à exploiter et à traiter (Sengul *et al.*, 2006).

Les roches phosphatées de haute qualité sont disponibles auprès de plusieurs sources, comme le Togo, le Sénégal et le Maroc. Toutefois, les roches de qualité supérieure provenant de ces sources ne sont pas disponibles à des coûts comparables à ceux des dernières décennies. Il a été largement suggéré qu'en général, il y a eu une diminution continue de la qualité des roches phosphatées dans le monde, car les réserves de roches de haute qualité s'épuisent. Au fur et à mesure que les gisements de phosphate de haute qualité s'épuisent, la qualité de la roche phosphatée utilisée à l'échelle mondiale diminue. Une teneur élevée en P_2O_5 équivaut à une faible teneur en impuretés, à des rendements élevés par tonne de matériau expédié, manipulé et traité, à une efficacité accrue de la réaction, à moins de problèmes de traitement et à moins de déchets.

Cependant, en raison de la demande croissante de roche phosphatée pour les engrais, il est de plus en plus fréquent d'exploiter et de traiter des gisements de phosphate à faible teneur. La majorité de ces gisements à faible teneur sont des phosphates sédimentaires (car plus abondants dans la nature). Ces gisements se présentent sous la forme de corps minéralisés dans un lit épais ou plusieurs lits successifs intercalés de matériaux non phosphatés. Les minerais de phosphate présentent une grande diversité dans la composition de leurs gangues (matières sans valeur qui entoure le minerai de phosphate) mais entrent généralement dans l'une des catégories suivantes, en fonction des principales gangues associées (Abouzeid *et al.*, 1980) :

- (1) Minerais siliceux : Ils contiennent du quartz ou d'autres formes de silice.
- (2) Minerais argileux : Ils contiennent principalement des argiles et des silicates ou oxydes hydratés de fer et d'aluminium comme gangue.
- (3) Minerais calcaires d'origine sédimentaire : Ils contiennent de la calcite et/ou de la dolomite (minéral dont la composition est riche et équilibrée en calcium et en magnésium) comme impuretés principales avec de petites quantités de silice.
- (4) Les minerais de phosphate associés à des matières organiques, qui sont parfois appelés "phosphates noirs" (Blazy et Bouhaouss, 2005).
- (5) Minerais de phosphate contenant plus d'un type de minéraux de gangue : De nombreux gisements de phosphate sédimentaire contiennent des mélanges de constituants indésirables.

- (6) Minerais phosphatés ignés et métamorphiques : Les principales gangues de ces minerais sont les sulfures, la magnétite et les carbonates.

1.2.3 Production du phosphate et dérivés dans le monde

La Chine, est aujourd'hui le premier producteur de phosphate et de ses dérivés qu'il utilise avant tout pour ses besoins domestiques. Le Maroc possède l'essentiel des réserves de phosphates dans le monde et en est le premier exportateur.

La production mondiale de roche phosphatée a légèrement baissé en 2019 pour atteindre 227 Mt, contre 228 Mt en 2018. La Chine (95 Mt), le Maroc (35,5 Mt) et les États-Unis (23,3 Mt) ont été les principaux pays producteurs, représentant 68 % du total mondial.

En matière de coûts de production et donc de compétitivité, la Chine est classée derrière les grands pays producteurs. L'Arabie Saoudite enregistre les coûts les plus faibles, suivie du Maroc, de la Russie, des États-Unis et enfin de la Chine.

Selon l'Association internationale des engrais (IFA), la production mondiale de roche phosphatée devrait passer à 250 Mt en 2022, contre 227 Mt en 2019. Cet accroissement proviendra probablement de l'augmentation de la capacité de production mondiale, grâce à l'ouverture nouvelles mines et mais aussi à l'agrandissement d'exploitations existantes. Les prévisions de l'IFA ont utilisé les chiffres de production et de capacité estimés les plus bas pour la Chine plutôt que les données officielles. La majeure partie de la nouvelle capacité devrait se situer en Jordanie, au Maroc et en Arabie Saoudite.

En termes de développement minier régional, l'Afrique et le Moyen-Orient devraient représenter environ 75 % de la nouvelle capacité de production prévue d'ici 2022. Outre la Jordanie, le Maroc et l'Arabie saoudite, de plus petits projets de développement et d'expansion de mines sont en cours en Algérie, au Brésil, au Canada, en Égypte, au Sénégal, au Togo, en Tunisie et en Turquie.

L'augmentation prévue de la capacité de production annuelle de roche phosphatée sera proportionnelle à l'augmentation connexe de la production d'acide phosphorique et d'engrais. Les engrais phosphatés sont nécessaires aux cultures pour répondre aux besoins de la croissance démographique mondiale. Selon l'IFA, la consommation mondiale de P_2O_5 , toutes utilisations confondues, devrait augmenter légèrement pour atteindre 52,5 Mt en 2026, contre 46,3 Mt en 2019 (Tableau 1-2).

	Demande modiale d'engrais minéraux			
	N	P_2O_5	K_2O	Total
2018/19	104,1	45,5	37,5	187,1
2019/20 (e)	105,7	46,3	36,3	188,3
2020/21 (p)	110,0	49,6	38,5	198,1
2021/22 (p)	110,8	50,0	39,1	199,9
2025/26 (p)	114,5	52,5	41,2	208,2

(e) estimé

(p) prévision

Tableau 1-2 : Statistiques prévisionnelles de demande d'engrais minéraux à l'horizon de 2025/26 selon l'IFA

1.2.4 Traitement du phosphate

Les minerais de phosphate de faible teneur en P_2O_5 sont rendus commercialisables par des méthodes de traitement dite de « bénéficiation », qui est le processus d'élimination des minéraux inutiles dans le but d'augmenter la qualité du produit minier (concentré). Il existe plusieurs techniques d'enrichissement pour valoriser les minerais de phosphate, soit à l'aide d'une méthode ou de la combinaison de plusieurs méthodes différentes. Le choix d'une ou plusieurs de ces techniques dépend du type de minerai ainsi que des minéraux de gangue associés. Parmi ces techniques, on trouve :

- a) **Réduction de la taille et criblage.** Cette technique utilise les différences de friabilité (caractère de ce qui peut facilement se réduire en poudre) entre les minéraux phosphatés et les gangues associées. Dans la plupart des cas, les minéraux phosphatés sont friables tandis que les minéraux de la gangue sont durs. Par concassage (pour réduire les grosses roches en petites pierres) et criblage (tri de pierres de taille différentes selon une maille du crible), la fraction fine sera riche en phosphates.
- b) **Lavage et classification par attrition.** Cette technique est utilisée lorsque les principaux minéraux de la gangue sont des argiles. Les argiles sont caractérisées par leurs particules de taille fine, faiblement liées aux granules de phosphorite. L'attrition (action de frotter) dans l'eau libre et disperse les particules d'argile dans l'eau et elles sont éliminées par dessablage et/ou classification.
- c) **La séparation électrostatique.** En combinaison avec d'autres méthodes, notamment l'attrition, la technique de séparation électrostatique a permis d'améliorer les minerais de phosphate en éliminant la silice et/ou les carbonates, principalement à l'échelle du laboratoire. Cependant, la faible capacité des séparateurs électrostatiques limite leur utilisation pour la production à grande échelle.
- d) **Séparation magnétique.** Lorsque l'un des principaux constituants de la gangue est magnétique, les séparateurs magnétiques sont utilisés comme l'une des étapes du

schéma de traitement pour éliminer les constituants magnétiques. Cette méthode est surtout utilisée pour l'enrichissement des roches phosphatées ignées.

- e) **Dissolution chimique des carbonates.** Les carbonates de calcium et de magnésium sont facilement solubles dans les acides minéraux (acides forts) et les acides organiques (acides faibles). Dans le cas des minerais phosphatés calcaires, bien que les acides minéraux dissolvent les carbonates à des vitesses de réaction élevées, ils attaquent également les minéraux phosphorés et entraînent des pertes de la teneur en P_2O_5 du minerai si l'intention est uniquement de valoriser le minerai et non de dissoudre les phosphates. Pour éviter ce problème, les acides organiques ont été étudiés comme agents de lixiviation des carbonates, bien que leurs taux de réaction soient lents. Cependant, ces acides organiques peuvent être coûteux et augmenteront certainement le coût de production.
- f) **La flottation.** Plus de 60% du phosphate commercialisable dans le monde est produit par flottation (USGS, 2007). Plusieurs types de flottation peuvent être utilisées selon le type de gangue à éliminer. Pour les minerais phosphatés siliceux, la technique courante de traitement est la technique de flottation directe, plus connue sous technique de « Crago ». Dans la flottation directe, les minéraux de phosphate sont flottés à un pH naturel et récupérés par débordement en utilisant des collecteurs anioniques, alors que des dépresseurs et des modificateurs de sable servent à déprimer les minéraux de la gangue (Sis et Chander, 2003 ; Tanaka *et al.*, 1988). La flottation directe peut être un procédé inefficace pour séparer les phosphates des gangues carbonatées des minerais phosphatés calcaires (Gharabaghi *et al.*, 2009), en raison de leurs propriétés physico-chimiques similaires. Par conséquent, la flottation inverse de la gangue carbonatée et la dépression du phosphate ont été considérées par plusieurs chercheurs (Abdel-Khalek, 2000 ; El-Shall *et al.*, 1996 ; Elgillani et Abouzeid, 1993 ; Anazia et Hanna, 1987). Dans la flottation inverse, les gangues siliceuses sont flottées à un pH approximativement neutre en utilisant un collecteur amine cationique. Quant aux minéraux carbonatés, ceux-ci sont flottés par des collecteurs anioniques à pH acide tout en déprimant les minéraux phosphatés avec des dépresseurs appropriés (Sis et Chander, 2003 ; Tanaka *et al.*, 1988).
- g) **Traitement thermique.** Traditionnellement, le traitement thermique des minerais de phosphate est défini comme le chauffage du minerai à une certaine température pour obtenir un produit aux propriétés spécifiques. Les principaux objectifs du chauffage du minerai sont les suivants : *i*) élimination de l'eau à 120-150 °C (appelé séchage) ; *ii*) élimination de la matière organique à 650-750 °C (calcination, plus de 10% des phosphates commercialisables dans le monde sont produits par ce procédé) ; *iii*)

dissociation des carbonates à 850-1000 °C (calcination) *iv*) élimination du fluor jusqu'à 1350 °C (défluorisation). Presque toutes ces opérations de traitement thermique sont précédées d'une préparation du minerai telle que : concassage, broyage, classification, et/ou éventuellement flottation, pour se débarrasser de certaines des impuretés libérées à une ou plusieurs de ces étapes. La calcination des minerais de phosphate est nécessaire pour obtenir un produit phosphaté adapté à la production d'acide phosphorique. Ce dernier produit est utilisé dans la préparation de réactifs chimiques purs, d'aliments, de bétail, de boissons gazeuses et d'autres préparations pharmaceutiques.

Ces techniques de valorisation des roches phosphatées dépendent du type de gisement de phosphate, des minéraux phosphatés présents dans le minerai ainsi que des matériaux non phosphatés associés. Les minerais siliceux peuvent être valorisés économiquement par la flottation et méthodes de séparation ; les impuretés des minerais argileux peuvent être éliminées par des techniques d'enrichissement simples telles que le lavage et l'attrition. Dans certains cas, des agents dispersants seraient nécessaires ; pour les minerais calcaires d'origine sédimentaire, il est généralement difficile d'éliminer efficacement les minéraux carbonatés par des techniques conventionnelles comme la flottation (Cathcart, 1967 ; Service et Popoff, 1967 ; Elgillani *et al.*, 1984), ou par des méthodes de séparation physique ; les minerais de phosphate associés à des matières organiques sont généralement valorisés par calcination ; les minerais de phosphate contenant plus d'un type de minéraux de gangue nécessitent une série d'opérations de valorisation dans leur schéma d'écoulement en fonction du type de minéraux de gangue existant dans chaque minerai. Cela peut inclure, après réduction de la taille, une combinaison de lavage par attrition, de flottation, de séparation et/ou de calcination. Chaque schéma de traitement doit être conçu après une caractérisation approfondie et des essais sur un échantillon représentatif du minerai exploité ; le traitement des minerais ignés peut inclure, après concassage et broyage, un lavage, une séparation magnétique et une flottation en fonction des types de minéraux de gangue présents.

Les phosphates marocains étudiés dans cette thèse sont de nature sédimentaire et sont caractérisés par la présence d'une gangue de dolomie et de carbonate siliceux. Dans la section suivante, nous présentons brièvement les activités du Groupe OCP où s'est déroulée cette thèse, ainsi que sa stratégie et principaux enjeux de son activité.

1.3 Présentation du Groupe OCP

Dans cette section, nous abordons le contexte industriel général de notre projet de recherche en introduisant brièvement l'entreprise partenaire.

1.3.1 Organisation et stratégies du Groupe OCP

1.3.1.1 Organisation de l'entreprise

Depuis sa création en 1920, le Groupe OCP a su se positionner en tant qu'acteur clé sur le marché international des phosphates et dérivés. En intégrant tous les maillons de la chaîne de valeur, OCP propose des solutions de produits diversifiées en phosphate, acide phosphorique et engrais. Cette industrie intégrée comporte les activités d'extraction et valorisation du minerai, de transformation en engrais en passant par l'acide phosphorique. Sa présence mondiale via ses partenaires et bureaux de distribution d'engrais lui a procuré le statut de leader mondial en matière d'exportation du phosphate sous toutes ses formes, avec près d'un tiers des parts de marché. De plus, le Groupe contribue à l'économie du Maroc à hauteur de 5% du PIB national enregistré en 2015.

Bénéficiant de 70% des réserves mondiales de phosphate à environ 50 Milliards de tonnes (les plus grandes au monde) estimées par « *U.S Geological Survey* » (USGS) en 2020, le Groupe OCP compte améliorer son positionnement parmi les producteurs mondiaux tout en adoptant une approche durable d'exploitation du phosphate et autres ressources naturelles. Ses objectifs s'alignent avec la croissance prévue de la demande globale en engrais phosphatés. Dans cette vision, OCP s'appuie sur les fondamentaux de l'industrie agricole, basés sur un besoin d'augmenter la productivité agricole due à la croissance démographique (9 Milliards d'habitants d'ici 2050), mais aussi à la réduction des terres arables par habitant.

La production mondiale de la roche phosphatée s'élève à 240 Millions de tonnes par an en moyenne, avec une contribution de près de 35 Millions de tonnes du Groupe OCP. Ce chiffre a généré 18% du chiffre d'affaires consolidé, estimé à près de 54 Milliards de Dirhams (environ 6 Milliards de dollars américains) réalisé en 2019 (rapport d'activité de 2019). La plus grande contribution dans cette réalisation vient des engrais phosphatés, qui ont une forte valeur ajoutée, avec une part de près de 55%.

Même si le Groupe OCP n'est pas le premier producteur mondial de phosphate, il reste cependant dans une position de leader en exportations de phosphate sous toutes ses formes partout dans le monde, avec 31% de part de marché réalisée en 2019 (rapport annuel 2019 - Groupe OCP). Ses ventes concernent 29% des importations de l'Amérique du Nord (Etats-Unis), 37% de l'Amérique du Sud (Brésil), 25% de l'Asie de l'ouest (Inde principalement), 37% de l'Europe, 15% de l'Océanie, 11% de l'Asie de l'est et 58% de l'Afrique.

À fin décembre 2019, le Groupe OCP a enregistré une performance commerciale à la hausse avec des exportations d'engrais (hors produits de spécialités) totalisant 9 millions de tonnes exportés, en hausse de 9% par rapport à 2018. La croissance des volumes exportés a

principalement concerné l'Europe (+0,6 Mt), les Amériques (+0,7 Mt) ainsi que l'Afrique et l'Asie, confortant ainsi la position de leader du marché du Groupe OCP

Les opérations du Groupe OCP couvrent l'ensemble de la chaîne de valeur des phosphates, allant de la mine (extraction) à l'export en passant par la transformation industrielle. L'entreprise compte au total quatre sites miniers, deux sites de transformation chimique et un quatre ports phosphatiers, répartis sur trois chaînes intégrées indépendantes (Figure 1-1) :

- **La chaîne « Axe Nord »**, comprenant le site minier de Khouribga, le transport par « *Slurry Pipeline* » et voie ferrée, la plateforme chimique et le port de Jorf Lasfar. L'activité minière du Groupe OCP a démarré avec une première mine à Khouribga en 1921. Le bassin minier de Khouribga constitue aujourd'hui la plus importante réserve de phosphate au Maroc. Il est à l'origine de pas moins de 70% de la production de l'entreprise. Le phosphate extrait à la mine de Khouribga est transporté sur 187 km le « *Slurry Pipeline* » vers le site de transformation à Jorf Lasfar et par voie ferrée vers le port de Casablanca pour l'export de la roche de phosphate.
- **La chaîne « Axe Centre »**, comprenant les sites miniers de Ben Guerir et Youssoufia, le transport par voie ferroviaire, l'usine chimique et le port de Safi. La mine à ciel ouvert de Ben Guerir constitue un site minier de grande envergure mais aussi l'un des sites de recherche les plus importants du Groupe OCP. Ensemble avec les mines de Youssoufia, ces deux sites miniers forment la troisième plus grande mine de phosphate au monde. Les phosphates de l'Axe Centre sont transportés à Safi pour y être transformés (en acides ou engrais) puis exportés.
- **L'Axe « Sud »**, regroupant le site minier de Boucrâa, le transport par convoyeur et le port de Laâyoune. La mine de Boucrâa représente 8% de la production totale de la roche de phosphate. Cette roche est transportée via le plus long convoyeur au monde (mesurant 102 km de long) vers l'usine de valorisation et les installations portuaires de Laâyoune pour être ensuite exporté vers le marché international. Le Groupe OCP construit également un complexe de production d'engrais de premier plan sur le site de Laâyoune.

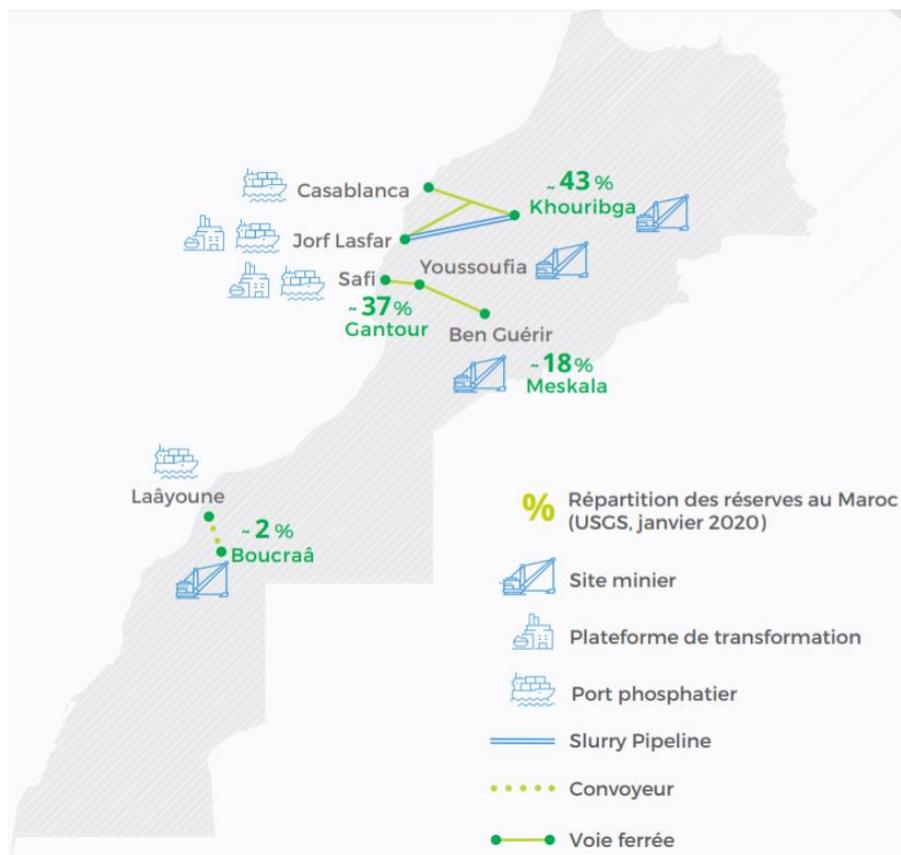


Figure 1-1 : Chaînes logistiques du Groupe OCP

1.3.1.2 Stratégies

Le phosphate est une ressource limitée ; il est donc essentiel de l’exploiter de manière responsable et durable. Les estimations de l’USGS suggèrent que les réserves en phosphate économiquement exploitables pourront durer pendant plusieurs siècles au rythme de production mondial actuel. Si l’on inclut les ressources sous-marines de l’Atlantique et du Pacifique, cette estimation peut aller jusqu’à 1200 ans.

Conscient des enjeux de la sécurité alimentaire, le Groupe OCP a adopté une stratégie orientée essentiellement vers la production d’engrais, qui ont une plus grande valeur ajoutée, en proposant des gammes personnalisées selon le type du sol. Dans le cadre de cette stratégie, l’entreprise a lancé en 2008 un programme d’investissement de près de 20 Milliards de Dollars s’étalant jusqu’en 2027 pour une transformation industrielle aux niveaux national et international.

A l’échelle internationale, l’entreprise a signé des partenariats de collaboration avec plusieurs pays africains afin de développer des plateformes de production d’engrais sur leur territoire.

Sur le plan local, cette transformation inclue entre autres le renforcement des capacités des unités de production et des infrastructures portuaires, la mise en place de nouvelles technologies de transport (notamment le « *Slurry Pipeline* »), sans oublier la recherche et développement de produits innovants adaptés à la nature des terres.

En suivant ce programme de développement industriel, le Groupe OCP vise atteindre les objectifs ci-après :

- 1) Doubler sa capacité minière pour atteindre 55 Millions de tonnes par an de production de minerai. Pour ce faire, l'entreprise a ouvert de nouvelles mines sur ces trois chaînes d'exploitation, construit de usines de traitement du phosphate et augmenté la capacité de production des mines et usines existantes.
- 2) Tripler sa capacité de transformation pour atteindre 50% des parts de marché d'engrais. Dans cette perspective, l'entreprise a mise en service de nouvelles unités intégrées de production d'engrais sur la plateforme de Jorf Lasfar, et mise sur l'ouverture de nouvelles plateformes de valorisation chimique et transformation sur les axes Centre et Sud d'ici 2026.
- 3) Améliorer l'efficience industrielle par la construction et la mise en service de pipelines pour transporter soit de la roche phosphatée depuis les sites miniers vers les plateformes de transformation et/ou usines de traitement (Axe Nord et Axe Centre), ou bien de l'acide phosphorique depuis les usines de traitement vers les plateformes de transformation (Axe Centre).
- 4) Renforcer les capacités logistiques portuaires, en construisant de nouveaux quais d'accostage et augmentant les capacités de chargement de déchargement d'un côté (Axe Nord et Centre), et d'un autre en mettant en service un nouveau port au niveau de l'Axe Sud.

Ce programme de développement a engendré une restructuration des procédés, processus et des ressources mobilisées de l'ensemble des unités de production des sites minier de Khouribga de l'Axe Nord, et de Ben Guerir de l'Axe Centre. Par exemple, la mise à exécution « *slurry pipeline* » permettra au Groupe OCP d'augmenter la capacité de production de l'Axe Nord à 38 Millions de tonnes par an, en s'orientant vers un mode de production à flux tendu. Dans cette phase de réingénierie, le Département de Programmation et Gestion des Flux joue un rôle crucial dans la coordination entre les différentes entités de production pour améliorer de manière efficace et efficiente la satisfaction client (voir exemple de l'Axe Nord à la Figure 1-2). C'est au sein de ces entités que s'est déroulé notre projet de recherche, qui a pour objectif d'accompagner le Groupe OCP dans cette phase transitoire, en formulant des problèmes

méthodologiques, susceptibles de conduire à des solutions scientifiquement innovantes et performantes pour l'entreprise.

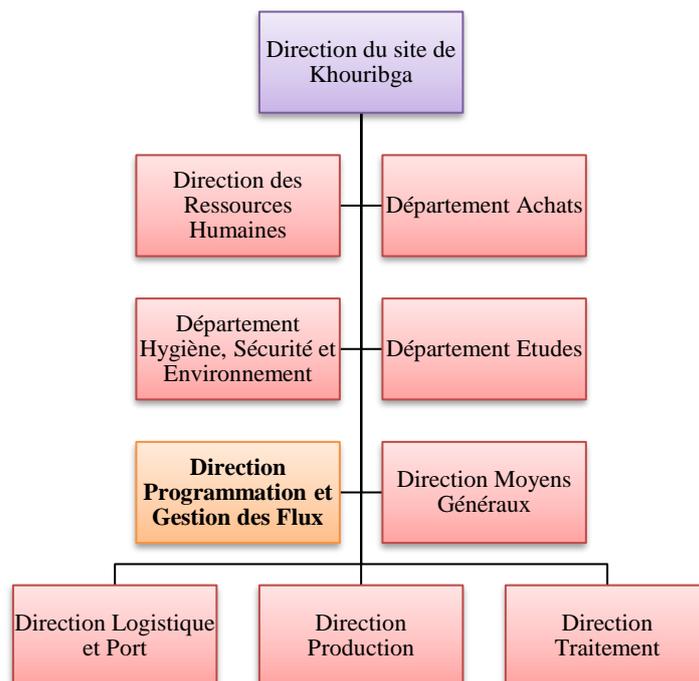


Figure 1-2 : Organigramme du site minier de Khouribga

1.3.2 Description du processus d'extraction du phosphate

L'exploitation minière comporte cinq étapes : (1) la prospection, (2) l'exploration, (3) le développement, (4) l'exploitation et (5) la réhabilitation (Newman *et al.* 2010). Dans la première phase, les géologues utilisent l'inspection visuelle et les mesures physiques des propriétés de la terre pour découvrir les gisements minéraux. Dans la phase d'exploration, les géologues déterminent la valeur du gisement en forant des trous pour estimer la concentration minérale et sa variabilité dans le corps minéralisé. Pour ce faire, ils s'appuient sur des techniques d'interpolation (Krige 1951) et des techniques de simulation (Deutsch 2004) qui fournissent des courbes de teneur en tonnage représentant les avantages potentiels de l'exploitation du gisement pour un ensemble donné de paramètres économiques. La troisième étape, le développement, consiste à obtenir les droits d'accès au terrain et à le préparer de manière préliminaire à l'exploitation minière en éliminant les déchets sous-jacents en creusant des puits sous la surface de la terre. L'étape de développement traduit les études de planification minière en conception de mine (1) en déterminant la méthode d'exploitation, qui consiste en la disposition géométrique des infrastructures ; (2) en estimant la capacité de production et le capital d'infrastructure ; et (3) en effectuant une conception technique détaillée. Au stade de l'exploitation, le minerai est extrait du sol par des méthodes d'extraction en surface et (ou) souterraines. Il est transporté à la surface dans des camions via des rampes de transport ou dans des puits. De là, il peut être stocké

(puis éventuellement envoyé à une usine de traitement), envoyé directement à une usine de traitement ou transporté vers une décharge. Enfin, la cinquième étape, la remise en état, consiste à rétablir dans la mesure du possible l'état naturel de la zone où l'exploitation minière a eu lieu.

1.3.2.1 Présentation du gisement de l'Axe Nord

Le site minier de Khouribga exploite les ressources phosphatées du bassin des Ouled Abdoun, qui s'étend sur plus de 10 000 km² à environ 120 km au sud-est de Casablanca (Figure 1-3). Situé aux environs de la ville de Khouribga, il est limité au Nord par le massif du Maroc central, au Sud par le fleuve Oum Er Rabia, à l'Est par la plaine de Kasba Tadla et à l'Ouest par le massif paléozoïque des Rehamna. Il correspond au bassin de phosphate le plus vaste au Maroc, le plus riche en P₂O₅, et est actuellement le plus exploité.

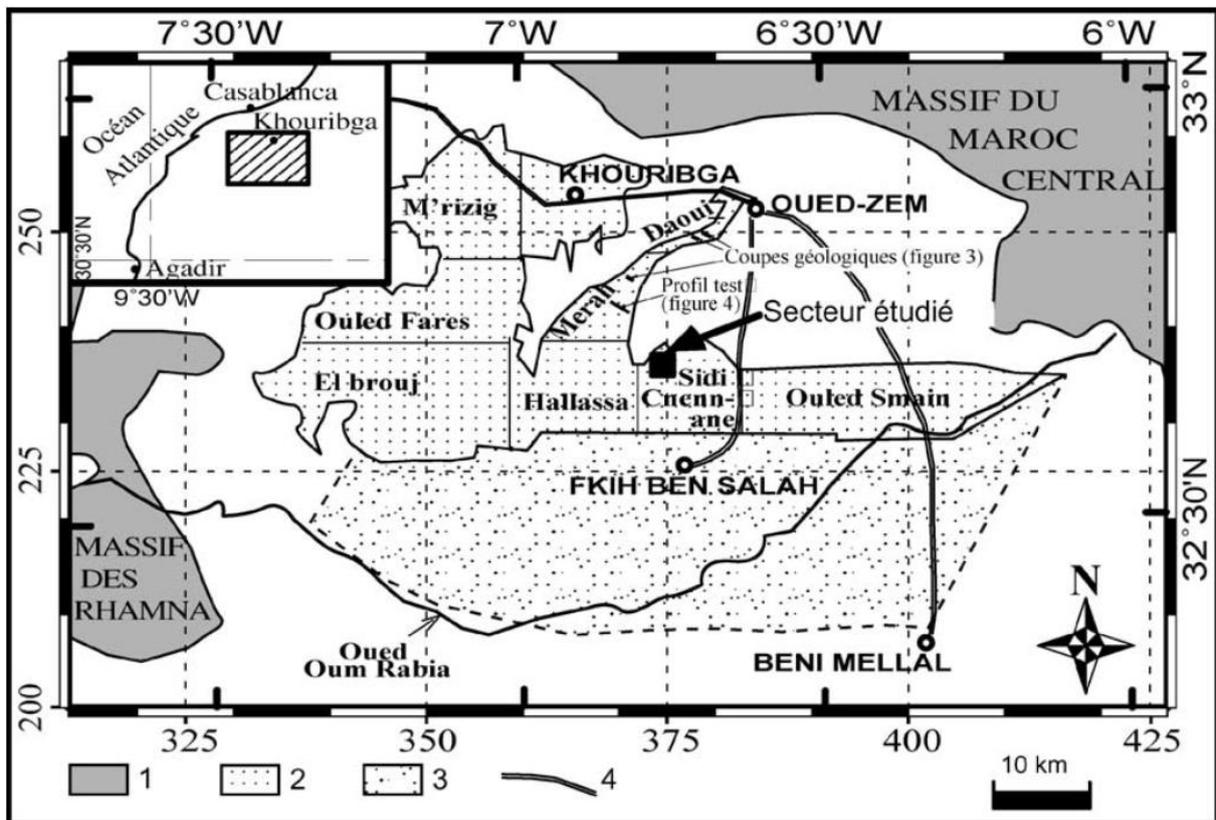


Figure 1-3: Bassin de Ouled Abdoun

Le site minier de Khouribga comporte trois mines (la mine MEA, la mine de Sidi Chennane et la mine de Beni Amir), subdivisées à leur tour en plusieurs zones d'extraction. Le minerai est mis à disposition au niveau de plusieurs points de stockage près des sites d'extraction. Il est ensuite repris pour subir une série d'opérations de traitement, soit pour le valoriser au sein de l'une des trois laveriers du site (laverie MEA, laverie Daoui et laverie Beni Amir) avant mélange, soit pour le préparer aux conditions de chargement des trains après mélange. Les couches

présentes en moyenne dans les mines du site de Khouribga sont SB, SA, C0, C0', C1, C2A, C2B, C3sup, C3inf (Figure 1-4).

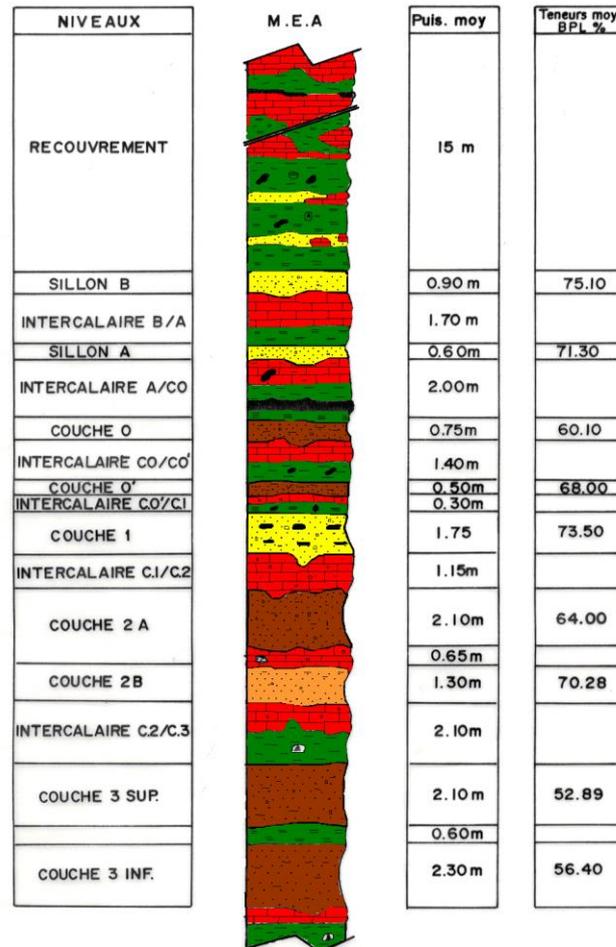


Figure 1-4 : Coupe lithologique moyenne dans la mine MEA du site de Khouribga (source Groupe OCP)

1.3.2.2 Processus d'extraction du phosphate

La recherche minière a été effectuée à partir de puits qui représentent des ouvrages de prospection pour délimiter les couches phosphatées et les intercalaires. Les puits sont répartis tout au long des gisements. La méthode d'extraction du phosphate suit une chaîne cinématique bien déterminée. Dans toutes les mines du Groupe OCP, cette chaîne d'extraction possède à peu près la même structure et les mêmes principes. Les étapes d'extraction du phosphate sont : la foration, le sautage, le décapage, le défruitage et le transport. L'extraction minière n'étant pas le centre de cette thèse, nous ne présenterons ici qu'une illustration de cette chaîne cinématique (voir Figure 1-5), les détails de ces étapes figurant dans les thèses d'Ahlam Azzamouri et d'Hajar Hilali³.

³ Ahlam Azzamouri (2018). Construction de méthodes et d'outils de planification pour l'industrie minière du phosphate en contexte de Lean Management. Thèse soutenue à l'Université Paris 10 le 5 décembre 2018.

Hajar Hilali (2020). Pilotage des flux d'une chaîne logistique minière : le cas de l'Axe Centre du Groupe OCP. Thèse soutenue à l'Université de Rennes 1 le 3 décembre 2020.

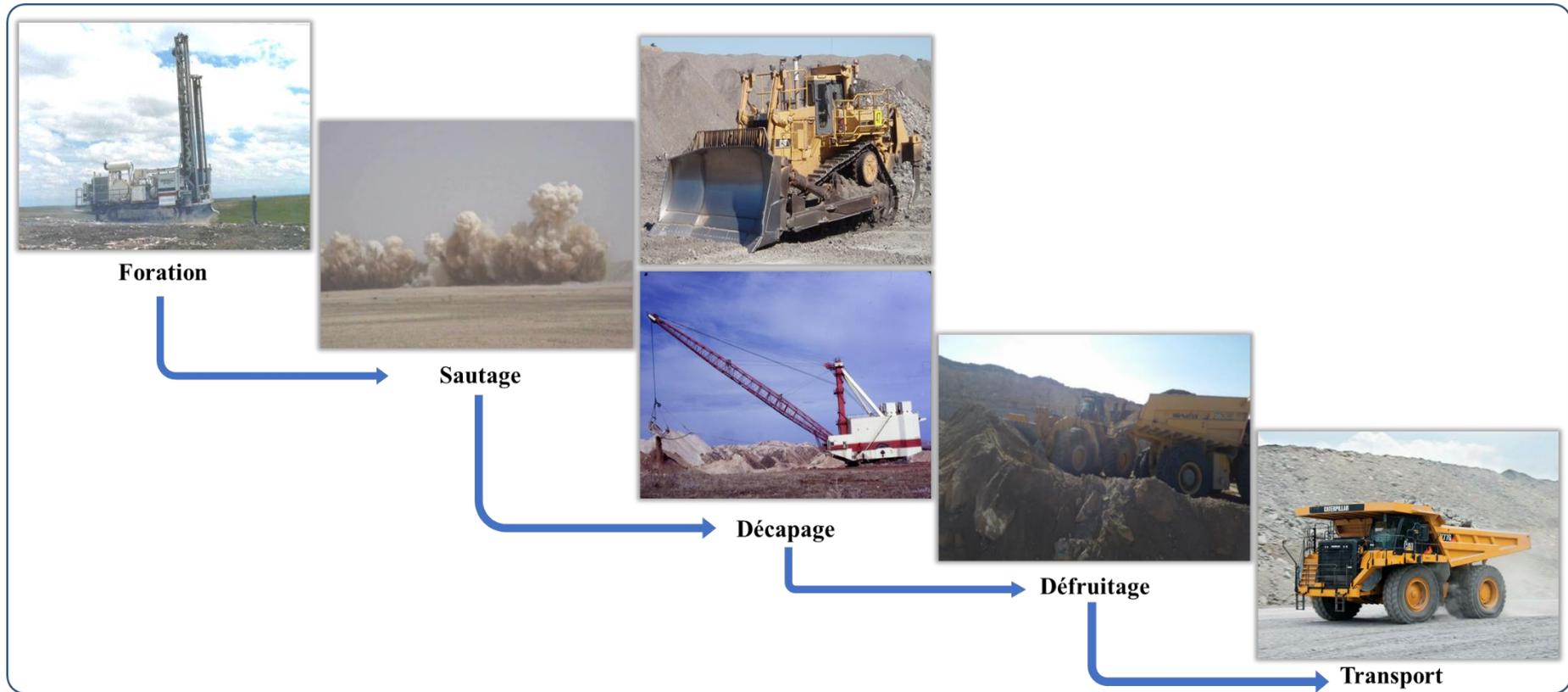


Figure 1-5 : Etapes d'extraction du phosphate dans le Groupe OCP

On distingue trois méthodes d'extraction employées dans les sites miniers du Groupe OCP :

- **La méthode sélective**, qui consiste à extraire les couches sources en accédant aux niveaux phosphatés après enlèvement de la partie stérile les couvrant ; l'opération foration concerne alors uniquement la couche stérile à enlever. Cette méthode est employée dans le site de Ben Guérir.
- **La méthode semi-globale**, qui consiste à extraire un bloc de couches phosphatées superposées n'étant pas intercalées de stérile. Cette pratique est fréquemment utilisée dans certaines mines du site de Khouribga, surtout pour les couches au milieu du gisement de teneur moyenne en phosphate.
- **La méthode globale**, qui consiste à extraire un bloc de couches phosphatées intercalées de stérile ; dans ce cas, les trous de foration traversent les couches de stérile et phosphate à récupérer. Cette pratique est prédominante dans le site minier de Khouribga, surtout pour les couches inférieures du gisement de faible teneur en phosphate.

Après extraction, les couches phosphatées issues du chantier passent par une étape d'« épierrage », qui consiste à séparer le minerai de phosphate des stériles volumineux au moyen de deux étages de cribles vibrant (grilles) présentant des ouvertures calibrées (normalisées) appelées mailles. Les couches de phosphate criblées sont ensuite stockées en tas, avant d'être repris pour subir une série de traitements mécaniques visant à réduire la quantité de stérile des couches. Alors que les couches phosphatées gardent leur désignation dans les stocks « épierrés » sur l'Axe Centre (c'est-à-dire qu'une couche identifiée SX dans le gisement est désignée également SX au niveau du stock épierré), les couches extraites dans les mines de l'Axe Nord sont classées suivant quatre familles, elles-mêmes décomposées en sous-famille (Tableau 1-3).

Famille	Désignation	Intervalle "BPL"
Haute Teneur (HT)	Très Haute Teneur (THT)	BPL > 73%
	Haute Teneur Normale (HTN)	71,5% < BPL ≤ 73,5%
	Haute Teneur Moyenne (HTM)	69,5% < BPL ≤ 71,5%
Moyenne Teneur (MT)	Moyenne Teneur (MT)	68% < BPL ≤ 69,5%
Basse Teneur (BT)	Basse Teneur Riche (BTR)	64% < BPL ≤ 68%
	Basse Teneur Pauvre (BTP)	60% < BPL ≤ 64%
Très Basse Teneur (TBT)	Très Basse Teneur (TBT)	BPL ≤ 60%

Tableau 1-3 : Classification des minerais au niveau des stocks épierrés de l'Axe Nord

1.3.3 Description du processus de traitement du phosphate extrait

Le phosphate épierré et stocké est repris au moyen d'une roue-pelle (Figure 1-6), et passe une seconde fois par des séries de cribles vibrants superposés (généralement deux séries), d'une maille de plus en plus faible afin de réduire davantage les stériles et le préparer aux opérations de traitement à venir.



Figure 1-6 : Déstockage du phosphate à l'aide d'une roue-pelle

Dans le chapitre 3, nous verrons en détail comment sont pris en compte les processus de traitement dans la planification des laveries de l'Axe Nord. L'objectif principal du processus de traitement au sein des laveries est d'enrichir les minerais provenant des stocks des sites d'extraction. Comme dans l'Axe Centre, l'enrichissement consiste à débarrasser le minerai de ses fractions granulométriques les plus pauvres, à savoir les gros grains (généralement supérieurs à $2500\ \mu\text{m}$) et les grains fins inférieurs (généralement inférieurs à $40\ \mu\text{m}$), mais aussi à débarrasser les grains « moyens » (entre $40\ \mu\text{m}$ et $2500\ \mu\text{m}$) d'éléments chimiques considérés comme impuretés (par exemple les composants CO_2 , MgO , SiO_2). Seulement, cette fois-ci l'enrichissement se fait à l'aide de traitements spécifiques réalisés au niveau de quatre ateliers de traitement dans les laveries :

- **Atelier de lavage.** Dans cet atelier, on effectue l'opération « lavage », qui est un traitement physique par voie humide du phosphate, réalisé en trois étapes : *i*) le débouillage, qui est une opération qui consiste à malaxer le minerai de phosphate mis en pulpe (mélangé avec de l'eau) dans un appareil cylindrique appelé débouilleur tournant, afin de libérer par attrition les grains phosphatés de leurs gangues argilo-calcaires ; *ii*) le criblage, dans lequel la pulpe traitée au niveau du débouilleur, passe au crible par débordement pour éliminer les grosses particules ; *iii*) l'hydroclassification, le passant du crible alimente un système d'hydroclassification, constitué d'hydrocyclones classificateur et hydrocyclones épaisseur (Figure 1-7) montés en série, dont le but est d'abord éliminer les particules

fines, puis envoyer le reste de la pulpe vers soit vers l'atelier de flottation et/ou de broyage pour subir d'autres traitements, soit vers le stock de produit « lavé » après avoir récupéré le maximum d'eau avant stockage.



Figure 1-7 : Batterie d'hydrocyclones séparateurs

- **Atelier de flottation.** La flottation est un traitement physico-chimique par voie humide qui se base sur les propriétés de surface des grains à séparer. Elle consiste à déprimer le phosphate (l'enfoncer vers le bas des cuves pour le récupérer) et à faire flotter les éléments indésirables constituant la gangue (silicates et carbonates) par l'addition de réactifs. En procédant ainsi, on diminue la quantité du minerai sans trop perdre de phosphate, ce qui augmente la concentration du BPL du minerai. Pour ce faire, le produit passe successivement par trois phases de traitement : *i*) le déshlammage, qui consiste à libérer les particules fines par friction en pulpe épaisse, et à les éliminer par hydro cyclonage vers le décanteur afin de récupérer l'eau ; *ii*) le conditionnement, il s'agit d'injecter des additifs chimiques (notamment de l'acide phosphorique qui joue le rôle de déprimant le phosphate et de l'ester pour collecter les carbonates) dans des « conditionneurs » montés en série afin de préparer la pulpe à la flottation ; *iii*) la flottation inverse, qui consiste à introduire la pulpe conditionnée précédemment dans des cellules de flottation (Figure 1-8) alimentées par un autre additif réagissant avec des silicates. Les cellules de flottation sont munies d'un système d'agitation et d'un système d'aération par lequel sont injectées des bulles d'air.

Les carbonates et les silicates vont se fixer sur ces bulles d'air et l'ensemble est flotté à la surface de la cellule.



Figure 1-8 : Cellules de flottation

- **Atelier de broyage.** Le broyage est un procédé qui consiste à réduire la taille des particules la tranche granulométrique en provenance du lavage pour faciliter par la suite le procédé de flottation et/ou répondre à l'exigence de pipeline. La pulpe provenant du lavage est introduite dans une boucle fermée constituée *i*) d'un broyeur à boulet (Figure 1-9), qui provoque un ensemble de force engendrant des fissurations sur la surface qui finissent par séparer les grains et ainsi aboutir à des particules ayant une dimension plus petite et aussi pour libérer les impuretés situées à l'intérieur des grains ; et *ii*) d'une batterie d'hydrocyclones pour classifier les grains afin de ne pas tomber dans un sur-broyage.



Figure 1-9 : Broyeur à boulets

- **Atelier Adaptation.** Pour transporter par pipeline, le produit subira un traitement supplémentaire appelé Adaptation. En effet, la pulpe doit présenter des caractéristiques relatives à la condition de circulation dans le pipeline (nécessité de créer un régime turbulent pour transporter la pulpe de phosphate). Pour ce faire, le produit passe dans des broyeurs et des décanteurs (Figure 1-10) avant de rejoindre le pipeline. Les caractéristiques à corriger par l'unité d'adaptation sont la concentration du solide et la distribution de la taille des particules dans la pulpe.

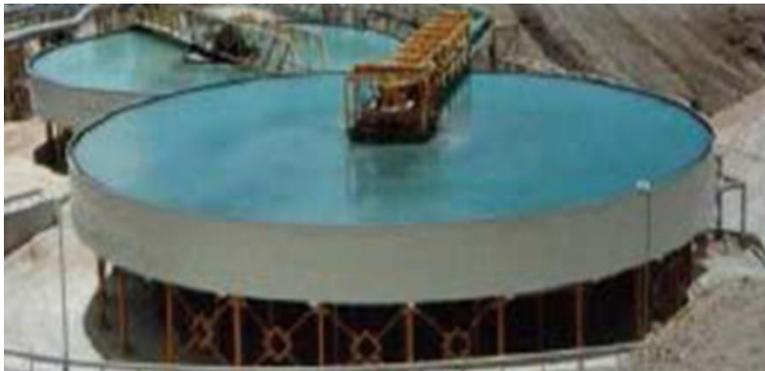


Figure 1-10 : Décanteur pour l'épaississement du produit

Le nombre de chaque atelier varie d'une laverie à une autre. Cela étant, il existe trois procédés de traitement, désignés « mode de traitement », pour traiter les minerais extraits des mines de l'Axe Nord. Ces modes regroupent un ou plusieurs opérations décrites plus haut. On distingue :

- le mode **Lavage Simple**, constitué des opérations de traitement lavage et classification lavage dans l'atelier lavage. Ce type de traitement est généralement appliqué aux minerais de teneur moyenne en BPL ;

- le mode **Lavage-Flottation**, constitué d'un premier traitement dans l'atelier lavage, suivi d'un second dans l'atelier flottation. Ce mode de traitement est généralement appliqué aux minerais de teneur basse en BPL ;
- le mode **Lavage-Broyage-Flottation**, constitué d'une série de trois traitements au sein des trois ateliers, en commençant par le lavage et suivi des deux opérations de flottation et broyage exécutées en parallèle. Ce mode de traitement est majoritairement réservé aux minerais de très basse teneur en BPL.

1.4 Résumé du chapitre

La supply chain de l'industrie minière se décompose en deux grandes parties : l'une liée à l'extraction des minerais et la suivante liée au traitement de ces minerais pour fabriquer les produits attendus des clients. La singularité des minerais extraits (en qualité chimique) et les modes de transformation (via des gammes de production alternatives) incitent le Groupe OCP, leader mondial en exportation des produits phosphatés, à questionner son organisation suite à la mise en place d'un nouveau mode de transport de la roche phosphatée par la mise en place d'un « slurry pipeline ».

Dans les prochains chapitres, nous allons présenter une approche globale de pilotage du site minier de Khouribga afin de répondre aux besoins des responsables de planification sur ce site. Les modélisations sont basées sur l'historique et bien connu problème de *blending*. Le chapitre 3 a une vocation pédagogique par la présentation d'un modèle simplifié de *blending* dans le cas d'une industrie minière. Les chapitre 4 et 5 sont consacrés à l'amélioration de la chaîne logistique de l'Axe Nord. Nous y développons un planning de production à court terme par une approche d'optimisation en deux temps, combinant un modèle d'ordonnancement et un modèle de *blending* après lavage (traitement), afin de satisfaire des commandes de minerais en quantité, date et qualité.

Ces travaux reposent sur une bonne connaissance de la littérature et s'inscrivent dans le cadre d'une recherche intervention. Ces deux aspects vont être développés dans le chapitre suivant.

Chapitre 2

Méthodologie de recherche et Revue de littérature

Le problème du mélange (*blending*), bien connu en recherche opérationnelle, consiste à déterminer la recette optimale, mélange d'ingrédients en respectant certaines contraintes de composition, dans le but principal de minimiser le coût de production. Il se différencie fortement de l'approche traditionnelle en gestion industrielle basée sur des nomenclatures figées (approche qui fait sens dans l'industrie manufacturière). La première étude traitant du problème des mélanges fut le travail de Stigler (1945) sur l'adéquation des régimes alimentaires à différents niveaux de revenus, problème résolu par l'historique et populaire algorithme du simplexe (Dantzig, 1982). Dans le présent chapitre, nous expliquons les principales caractéristiques et étapes de la méthodologie de recherche employée dans cette thèse (2.1). Dans la seconde section, une analyse fine de la littérature du problème de *blending* dans le secteur minier est exposée suivant cinq sous-sections, chacune associant le mécanisme de détermination de mélange de minerais à un thème particulier (2.2).

2.1 Protocole méthodologique de recherche

Dans cette section, nous apportons en premier lieu quelques éclaircissements sur la notion de recherche intervention comme méthode de recherche en sciences de gestion (2.1.1) ; puis dans un second temps, nous mettons en pratique cette démarche de recherche dans le cadre de notre projet de thèse (2.1.2).

2.1.1 Recherche-intervention dans les sciences de gestion

Si la démarche dite de « recherche intervention » a gagné de l'ampleur dans les sciences de gestion, ses origines relèvent de courants de pensée bien anciens, mais d'actualité, initiés par Lewin en psychologie et Taylor en organisation du travail. Cette démarche s'applique dans de nombreuses disciplines, comme l'anthropologie (Bastide 1971 ; Van Willigen, 1986), ou encore de la recherche opérationnelle (Hatchuel 1994 ; Landry *et al.* 1996 ; David 2001).

Comme le précise Perez (2008), la recherche intervention se base sur le fait que le « terrain » est source de connaissances pour le chercheur. Néanmoins, un double motif d'insatisfaction existerait pour les gestionnaires et chercheurs envers les sciences de gestion. Si les gestionnaires se plaignent du cadre théorique et général de sciences de gestion et du manque d'interactivité avec le milieu académique, les chercheurs portent leurs critiques sur la rareté de production de connaissances permettant de répondre à des besoins concrets des utilisateurs et sur la prédominance de modèles de gestion théoriques ne pouvant s'appliquer au sein des entreprises (Perez, 2008).

Ainsi, la recherche-intervention est une démarche qui a pour but d'aider, sur le terrain, à la conception et mise en place de modèles, outils et méthodes adéquats rattachés aux sciences de gestion, en partant d'un projet concret plus ou moins complètement structuré. La finalité de

cette démarche est à la fois de fournir des connaissances pratiques utiles pour les utilisateurs et d'enrichir la littérature des sciences de gestion en connaissances théoriques générales.

Les débats autour des modes de production des connaissances ont longtemps opposé le paradigme positiviste et le paradigme constructiviste. Le premier considère comme vraie toute proposition qui décrit effectivement la réalité ; le but de la science, par les lois de la nature, est de découvrir la vérité derrière ce qui est observé ; il y a une claire séparation entre l'objet étudié et le chercheur. De son côté, le second part du principe de la représentabilité de l'expérience du réel par des modèles ; l'univers est construit par des représentations actualisées en suivant des logiques n'étant pas forcément posées comme naturelles ; la construction de la connaissance est fondée sur l'interaction entre le chercheur et l'objet étudié. David (2000) propose de dépasser cette opposition et d'explorer plutôt les différentes démarches de recherche en distinguant, en sciences de gestion, deux manières de construire la réalité :

- Une construction dite « mentale » à cause de l'absence de représentations concrètes.
- Une construction par l'implication de différents acteurs, parmi lesquels des chercheurs.

La démarche adoptée dans notre projet de thèse cadre bien avec une recherche intervention (Tableau 2-1), puisque l'objectif ici est la proposition d'outils et méthodes d'organisations, et donc une construction concrète de la réalité, en partant d'un projet de transformation qui n'est pas complètement achevé. Il convient de préciser que les termes de : recherche-intervention (Hatchuel et Molet 1983 et 1986 ; Moisdon 1984 ; Hatchuel 1994), recherche-action (Lewin 1948), recherche-action diagnostique (Koenig, 1997), recherche ingénierique (Chanal *et al.*, 1997), étude clinique (Girin, 1981), sont souvent confondus et utilisés pour désigner toute recherche dans laquelle le chercheur intervient directement dans la construction concrète de la réalité.

		Objectif	
		Construction mentale	Construction concrète
Partir de	L'existant	Observation, participative ou non	Recherche action
	Situation idéalisée Ou Projet de transformation	Conception « en chambre »	Recherche intervention

Tableau 2-1 : Types de construction de la réalité

Quelle que soit la terminologie employée pour désigner les démarches scientifiques d'intervention, David (2000) résume quatre principes communs à celles-ci :

1. L'objectif est d'abord de comprendre en profondeur le fonctionnement du système à travers la capacité du chercheur à acquérir de nouvelles expertises, ensuite d'aider à définir, choisir, réaliser, évaluer une trajectoire potentielle grâce à son bagage scientifique.
2. Le chercheur œuvre à la production de connaissance en interagissant en continu avec le terrain.
3. Le chercheur parcourt différents niveaux théoriques de manière transversale.
4. « L'intervention sur la réalité justifie son caractère normatif par référence à des principes scientifiques (vérité) et démocratiques (égal respect). »

En étant immergé dans le terrain, le but du chercheur n'est pas de tester la validation de théories déjà identifiées, ni de répondre à un cahier des charges dicté par l'entreprise, comme dans beaucoup de missions de conseil. Le chercheur vise plutôt à conduire une investigation afin de mieux qualifier le problème en main et d'identifier des pistes de réflexion ou d'instrumentation (Aggeri, 2016). Il faut se soumettre ainsi à une forme d'indétermination des problématiques et questions de recherche d'emblée qui se préciseront au fur et à mesure de la recherche.

Dans la recherche-intervention, les échanges du chercheur avec les parties prenantes constituent un élément important afin de mieux dégager les représentations de la réalité au sein de l'organisation (Krief et Zardet, 2013). Si chacune des parties prenantes possède sa propre représentation, le rôle du chercheur est, dans un premier temps, d'explicitier ces représentations, pour proposer dans un second temps, des alternatives innovantes qui intéressent l'entreprise dans la pratique et enrichissent le milieu scientifique (Moison, 1984).

Pour résumer les étapes de la recherche-intervention, Aggeri (2016) suppose l'existence d'une formulation par l'organisation d'une situation problématique dont le diagnostic est souvent vague. La première étape de la recherche-intervention consiste alors en une immersion dans l'entreprise étudiée et une grande proximité avec les objets étudiés, afin de mieux caractériser la problématique. Une fois les modes d'organisation de l'entreprise assimilés, la deuxième étape, fait l'objet de proposition de plans d'action transformateurs où des hypothèses et des pistes de réflexion sont proposées, discutées et testées avec un comité de pilotage mis en place. La troisième étape suppose que la recherche est menée suivant un raisonnement de type abductif, « c'est-à-dire qui vise à générer des questions et hypothèses nouvelles à partir de l'observation de situations concrètes » (Aggeri, 2016), contrairement à la déduction et l'induction. Enfin, la production de connaissances utiles dans la recherche intervention est un processus collaboratif, à travers des points réguliers réunissant les acteurs de l'entreprise et les chercheurs extérieurs.

Par ailleurs, si la présence durable du chercheur est bien accueillie par les deux parties puisqu'elle facilite, entre autres, l'accès aux données, il est important que ce dernier garde certaines distances nécessaires à l'intégrité de la recherche. En effet, l'un des effets les plus dangereux de la proximité du chercheur du terrain est les politiques de l'entreprise l'entraînent à adopter une posture trop subjective qui fausse l'authenticité de la recherche. Cet effet de « transfert » doit être sérieusement pris en compte dans la démarche de recherche-intervention par la mise en place de dispositifs de « contre-transfert » aboutissant au partage de l'avancement du travail avec d'autres chercheurs externes. Parmi les dispositifs adoptés dans notre thèse, nous pouvons citer :

- Des points hebdomadaires avec les encadrants de la thèse
- Des réunions d'avancement trimestrielles avec les partenaires et les chercheurs impliqués dans le projet
- Des réunions annuelles avec le comité de suivi de thèse
- Des rapports annuels d'avancement de thèse
- Une participation annuelle aux conférences internationales avec des comités de revue scientifique

La prochaine section vise à présenter la mise en œuvre de la méthodologie associée à la recherche intervention dans le cas du Groupe OCP. Dans cette perspective, nous avons été amenés à travailler sur le problème de *blending* identifié sur deux sites miniers de deux chaînes logistiques de l'entreprise, à savoir le site minier de Ben Guerir de l'Axe Centre et le site minier de Khouribga l'Axe Nord. Nous décrivons les étapes de la recherche intervention tout d'abord sur l'Axe Centre puis sur l'Axe Nord du Groupe OCP. Le travail de recherche s'inscrit dans le cadre de la chaire « Optimisation Industrielle du Groupe OCP » rattachée à EMINES – *School of Industrial Engineering* – Université Mohammed VI Polytechnique.

2.1.2 La recherche-intervention dans le Groupe OCP

Cadrant avec la méthode de recherche-intervention, cette thèse a été déployée suivant trois étapes.

La première étape consiste en une exploration menée sur le terrain, à la suite d'une formulation assez vague d'une potentielle problématique de recherche par notre partenaire industriel, le Groupe OCP. A cet égard, plusieurs données ont été recueillies et analysées afin de poser un diagnostic complet de la chaîne logistique Axe Nord étudiée. A l'issue de cette étape, plusieurs pistes potentielles de recherche ont été avancées et validées par notre nos partenaires et encadrants.

La deuxième étape a porté sur l'étude de la même problématique posée sur une autre chaîne logistique du Groupe OCP, la chaîne Axe Centre. Ce premier travail nous a permis de mieux nous familiariser avec la problématique soulevée, tout en entamant une recherche dans la littérature sur les approches de *blending* adoptées dans les industries de process.

La dernière étape porte finalement sur la modélisation du problème de *blending* rencontré sur la chaîne Axe Nord. Si une première approche proposée n'a pas abouti faute de, la seconde proposition a bien apporté les éléments de réponse aux questions soulevées durant les deux étapes précédentes. Cette solution se base sur une réorganisation de l'activité de planification, établie jusqu'à présent manuellement et caractérisée par l'empirisme. Enfin, l'adoption de la recherche-intervention dans cette thèse a permis l'ouverture sur un nouveau panorama par la confrontation des représentations des différentes parties prenantes. Dans cette perspective, la production de ces nouvelles connaissances a été utile à la fois pour l'industriel que pour le milieu scientifique.

2.2 Revue de littérature

2.2.1 Le problème de *blending* dans la littérature et méthodologie de recherche bibliographique

Selon le dictionnaire d'*Oxford Langages*, le terme « *blend* » trouverait ses origines en Scandinavie durant la période médiévale (entre le VII^{ième} et XV^{ième} siècle) provenant du terme « *blanda* » du vieux norrois, qui signifie « mélanger ». Dans le domaine de la gestion industrielle, on emploie le terme nomenclature (*Bill Of Materials*, BOM), pour désigner le document spécifiant les composants nécessaires à la production d'un bien ou d'un service (définition de l'APICS). Ce document énumère les pièces, les matières premières, les sous-ensembles et les produits intermédiaires requis par un article. Parmi les termes classiques employés pour désigner la nomenclature, on cite « formule », « liste de pièces », « liste d'ingrédients » ou simplement « recette ». Le terme « *blending* » est aussi employé pour désigner un processus de production d'un bien homogène (produit fini ou intermédiaire), qui s'articule autour des étapes suivantes : *i*) le chargement des quantités de matière à mélanger, *ii*) le mélange pour garantir l'homogénéité, *iii*) le déchargement du mélange (*blend*).

Comme évoqué en introduction, un premier travail de recherche a été effectué sur la lancée d'une dynamique initiée en année propédeutique (stage de recherche). L'analyse a porté sur l'organisation de l'Axe Centre du Groupe OCP qui a la particularité de permettre le mélange des minerais en amont du processus de lavage (soit un séquençement « *blending* à sec » puis lavage). Ce travail s'est basé sur une analyse bibliographique des problématiques de *blending* et de la question de la prise en compte de l'incertitude dans les modélisations. Il a donné lieu à une publication (Azzamouri *et.al*, 2020) centrée sur le développement d'un modèle de planification tactique (*blending* dynamique) combiné à une approche de gestion de risque par le dimensionnement de stocks de sécurité en univers incertain. Cette publication est détaillée dans la thèse de Hajar Hilali (2020).

Dans la sous-section 2.2.2, nous nous concentrons sur l'analyse des articles traitant le problème de *blending* des minerais, qui se caractérise généralement par la prise en compte des gammes de fabrication pour traiter ces derniers.

2.2.2 Le problème de *blending* de minerais

L'exploitation minière est le processus d'extraction d'un matériau naturel de la terre pour en tirer un profit (Espinoza *et al.* 2013). La recherche opérationnelle a été largement utilisée dans l'exploitation minière pour planifier quand et comment effectuer l'extraction souterraine ou en surface (mine à ciel ouvert). Bien souvent, les décisions impliquent la manière de récupérer et de traiter le matériau extrait, qui peut être *i*) un minerai métallique tel que le fer et le cuivre, *ii*) un minerai non métallique tel que le sable et le gravier, ou *iii*) un combustible fossile tel que le

charbon. Dans ce contexte minier, le mélange de minerais (*ore blending*) est la méthode pour laquelle une mine ou un groupe de mines envoie des minerais de compositions chimiques variés pour être stockés séparément. À partir de ces stocks, des pourcentages optimaux de minerais sont prélevés et mélangés (*blended*) pour répondre aux exigences des clients en termes de quantité et de qualité.

La recherche bibliographique présentée dans cette section a été menée sur les bases de données classiques (*Google Scholar, Web of Science, etc.*) en employant les mots-clés suivants : *ore blending, planning, mining, supply chain*. En considérant toutes les combinaisons possibles de l'expression « *ore blending* » avec l'ensemble des mots-clés, 25 articles traitant du problème de *blending* de minerais ont été sélectionnés pour analyse selon les éléments figurant dans le Tableau 2-2:

- Les caractéristiques du minerai produit : à savoir sa nature (combustible fossile, métallique, non métallique) ; s'il s'agit d'une seule qualité de minerai (mono-produit) ou plusieurs qualités du même minerai (multiproduits).
- Les activités de planification couvertes dans la formulation du problème de *blending* de minerai (approvisionnement, transport, production...).
- La présence ou non d'unité de process unique ou multiple.
- La présence ou non de gammes de fabrication d'un minerai. Selon l'APICS, une gamme de fabrication est un fichier qui « contient un enregistrement pour chaque pièce fabriquée et identifie les opérations séquentielles et les postes de travail nécessaires à la fabrication de la pièce, les standards pour le réglage et l'exécution, ainsi que l'outillage nécessaire ».
- L'évolution ou non de la composition d'un minerai par les opérations de process.
- La considération ou non de temps de lancement liés aux opérations de process.
- Le niveau de décision : opérationnel, tactique, stratégique.
- L'approche de modélisation : optimisation (méthodes exactes, méthodes approchées), simulation, méthodes hybrides.

La suite de cette section se compose de cinq parties : (1) planification dans le domaine minier ; (2) *blending* dans les chaînes intégrées ; (3) *blending* dans le domaine énergétique ; (4) *blending* et incertitude ; et (5) recyclage dans le *blending* des minerais.

2.2.2.1 *Blending et planification dans le secteur minier*

Les premiers travaux traitant du séquençage combiné à des contraintes de ressources opérationnelles dans le domaine minier se trouvent chez Johnson (1968). Le problème de

l'ordonnancement de la production dans les mines à ciel ouvert consiste à déterminer une séquence optimale d'extraction du minerai du sol. Reconnaisant la force des techniques de recherche opérationnelle dans le processus d'optimisation, il a développé un modèle d'ordonnancement linéaire très général, dans lequel il autorise une qualité de coupure variable pour décider, dans un bloc extrait, la quantité de minerai de celle de déchets. L'approche de résolution proposée par Johnson (1968) consiste d'abord à appliquer les principes de décomposition de Dantzig et Wolfe (1960) pour décomposer le modèle en un problème principal et un ensemble de sous-problèmes, avant d'utiliser l'algorithme de flot maximal, dont il est le développeur, pour résoudre les instances du modèle. Cependant, en raison de l'état du matériel et des logiciels à l'époque, il n'illustre que de petits exemples. En effet, les problèmes de planification minière multi-périodes sont en général de taille importante, qu'ils ne peuvent être résolus par les méthodes exactes classiques de recherche opérationnelle.

Pour cette raison, plusieurs chercheurs se sont inspirés de la méthode de décomposition de Johnson (1968) pour réduire la taille de ce problème. Ramazan (2007) a proposé un nouvel algorithme appelé « *Fundamental Tree Algorithm* », qui est développé sur la base de la programmation linéaire afin d'agréger des blocs de matériaux pour ainsi diminuer le nombre de variables entières et le nombre de contraintes requises dans la formulation du programme mixte en nombres entiers. Cet algorithme a été appliqué sur une grande mine de cuivre dans le sud du Pérou qui contient environ 1 million de blocs dans le modèle de corps minéralisé et possède deux usines de traitement de minerai. Dans une instance programmée sur 4 ans, le nombre de variables a été réduit de près de 87%, de sorte que le modèle a été résolu en 36 minutes environ avec un écart de 5% de la solution optimale connue.

Espinoza *et al.* (2013) ont présenté une bibliothèque d'instances de problèmes accessibles au public pour trois types classiques de problèmes d'exploitation minière à ciel ouvert. Ces chercheurs, motivés par le manque de représentation standard et d'ensemble de données correspondant à ce type de problèmes, ont traité deux extensions incluant : *i*) des limites inférieures sur l'utilisation des ressources opérationnelles, *ii*) la détermination de l'envoi d'un bloc à une décharge (déchet), ou à une usine de traitement (minerai), *iii*) des contraintes de teneur moyenne à l'usine de traitement, et *iv*) des inventaires de matériaux extraits mais non traités. Plus tard, Jélveza *et al.* (2016) ont utilisé cette bibliothèque pour tester leur procédure basée sur des heuristiques innovantes d'agrégation et de désagrégation, et permettant d'obtenir des solutions réalisables et quasi optimales du problème d'ordonnancement de la production des mines à ciel ouvert. La méthode a amélioré les meilleurs résultats connus dans la littérature dans 9 des 11 instances de la bibliothèque en termes d'écart par rapport à la solution optimale connue.

Moreno *et al.* (2017) tiennent compte de l'existence de stocks comme une partie de la stratégie de l'ordonnancement des mines à ciel ouvert. Ces stocks servent à 1) mélanger différentes qualités de matériaux extraits, 2) stocker l'excédent jusqu'à ce que la capacité de traitement soit disponible, ou 3) conserver le minerai à faible teneur pour un traitement ultérieur éventuel. Ils proposent plusieurs modèles linéaires-intégrés et non linéaires-intégrés pour résoudre le problème, et comparent la qualité de la solution et la maniabilité de ces modèles. À travers des expériences numériques, ils montrent que les modèles proposés sont maniables et correspondent à des instances qui peuvent être résolues en quelques minutes, contrairement aux modèles non linéaires antérieurs qui ne parviennent pas à résoudre le problème.

2.2.2.2 *Blending dans les chaînes industrielles intégrées*

Le problème de production minière peut intégrer d'autres activités de planification, notamment l'approvisionnement, le transport et la distribution. Sherali et Puri (1993) se sont penchés sur les problèmes de mélange et de distribution du charbon à un niveau tactique (moyen terme). Ils proposent trois modèles de programmation linéaire de complexité et de capacité variables pour déterminer des décisions tactiques concernant les quantités de charbon à expédier vers des silos, où des opérations de lavage et de mélange ont lieu, ainsi que l'expédition ultérieure du charbon aux clients sur un horizon temporel de plusieurs périodes. Le produit final qu'ils ont envisagé est un outil de décision informatisé qui servira de mécanisme pour la mise en œuvre de décisions rentables à la lumière des variations complexes de la production, de la qualité du minerai et des exigences de la demande au fil du temps.

Sherali et Saifee (1993) traitent le même problème mais dans un cadre stratégique cette fois-ci (maille temporelle en semestre sur 3 à 4 ans). Une méthode heuristique est développée pour déterminer la production minière, la purification du minerai et le mélange de différentes qualités de charbon, la distribution du charbon des mines aux silos et aux clients. Le modèle offre aussi une aide aux décisions stratégiques d'ouverture de nouvelles mines à exploiter. Les données testées sont récupérées auprès d'une compagnie minière américaine (Westmoreland Coal Company).

Dans le même cadre stratégique, Arigoni *et al.* (2017) explorent un problème d'optimisation en nombres entiers mixtes qui cherche à minimiser les coûts d'expédition tout en répondant à la demande de charbon thermique, et qui respecte les contraintes de qualité, les limites d'approvisionnement et la capacité portuaire. Les résultats fournis par ce modèle servent de suggestions concernant les décisions d'acheminement du commerce pour les fournisseurs et les consommateurs, ainsi que d'idées concernant la viabilité économique des projets d'expansion et de construction des ports et les impacts des politiques telles que la réglementation environnementale de l'énergie au charbon.

2.2.2.3 *Blending et domaine énergétique*

Dans le domaine énergétique, certains travaux ont été menés pour résoudre le problème d'approvisionnement de différentes qualités de charbon à partir de plusieurs sources pour le compte d'une centrale électrique à Taiwan (nommée TPC) possédant plusieurs unités de production d'énergie. Les contraintes de ce problème comprennent la demande d'énergie, les exigences de combustion des chaudières, les normes environnementales et les limites de capacité des lignes de convoyage et des stocks de charbon. Lai et Chen (1996) ont formulé ce problème comme un programme linéaire mixte en nombres entiers. Les comparaisons effectuées entre la stratégie d'importation de charbon proposée par leur modèle et les opérations d'achat de TPC en 1990 ont montré des économies proches de 38 millions \$.

Plus récemment, Liu et Sherali (2000) ont mis l'accent sur la planification du transport et du mélange du charbon, puisqu'il revêt une grande importance économique. Cette opération implique la prise en compte (1) de l'approvisionnement en charbon, de la qualité et du prix de chaque contrat, (2) de la demande de chaque centrale électrique, des contraintes environnementales et de la limite du nombre maximum de sources de charbon différentes pouvant l'approvisionner, (3) de l'installation d'équipements de mélange et (4) de la capacité de chargement du port maritime transitoire. Ils proposent un modèle de programmation mixte en nombres entiers pour trouver les décisions optimales d'expédition et de mélange du charbon de chaque contrat étranger à chaque unité de production de la centrale électrique. Une procédure de solution utilise des règles heuristiques en conjonction avec des méthodes de *Branch-and-bound*, et est illustrée à l'aide de données réelles recueillies auprès de la compagnie électrique. Les résultats indiquent que la procédure heuristique nécessite beaucoup moins d'itérations pour déterminer une solution, tout en trouvant une solution de qualité compétitive par rapport à la procédure de solution exacte.

Concernant l'extraction des métaux, Blom *et al.* (2016) ont traité le problème d'ordonnancement de la production multi périodes à court terme d'un réseau de plusieurs mines et de ports. Le minerai produit dans chaque mine, à chaque période, est transporté par rail vers un ensemble de ports et mélangé en produits pour être expédié. Chaque port forme ces mélanges selon des spécifications, comme stipulé dans les contrats avec les clients en aval. Ce problème est formulé à l'aide de la programmation non linéaire mixte en nombres entiers, puis décomposé en sous-problèmes à l'aide d'un algorithme basé pour réduire sa taille. L'approche de résolution comporte une heuristique a été développée pour la génération de calendriers de 13 semaines sur des sites miniers individuels (avec des stocks), ainsi que plusieurs méthodes pour la génération de rétroaction entre les sous-problèmes du côté du port et de la mine. L'algorithme a été évalué sur un réseau réel et actuellement opérationnel de mines à ciel ouvert d'extraction d'un métal, connectées à deux ports.

Haonana *et al.* (2021) ont étudié le même problème en proposant une approche de résolution sous forme d'une heuristique alimentée par les mises à jour progressives du programme mixte en nombres entiers du problème de planification de la production pour chaque mine sur un horizon glissant. Les tests réalisés montrent que cette extension produit des solutions de meilleure qualité que l'algorithme original. Siemon *et al.* (2021) ont développé un modèle intégré de planification des achats et de la production pour l'industrie des métaux non ferreux qui permet une planification opérationnelle avec un horizon de planification de quelques mois. Le modèle vise à aider les décideurs à optimiser l'achat de matières premières ainsi que la planification connexe des intrants, des stocks et des capacités de production d'un réseau de production multi-usines, tout en maximisant la marge de contribution. Le modèle a été appliqué à une étude de cas industriel portant sur un réseau de production de cuivre de la société Aurubis AG. Pour ce réseau de production, l'approche de modélisation proposée a amélioré la marge de contribution totale de 19 % par rapport à l'approche de planification de la société.

2.2.2.4 Blending et incertitude

Bien souvent dans le domaine minier, des informations liées à la composition des minerais à mélanger sont parfois difficiles à estimer et donc peuvent fausser la recherche d'une solution dans un cadre déterministe. Pour cela, un certain nombre de chercheurs proposent des approches stochastiques pour traiter les problèmes de mélange de minerais. Candler (1991) aborde le mélange de différentes qualités de charbon afin de minimiser les coûts de mélange et la probabilité de rejet par un client à travers la résolution de deux modèles mathématiques tenant compte ou non de l'incertitude liée à la composition des charbons (déterministe versus stochastique).

Shih et Frey (1995) ont considéré une distribution normale des caractéristiques intrinsèques du charbon, notamment la teneur en soufre et en cendres. Les décisions auxquelles sont confrontés les décideurs en termes de performance et coûts des centrales électriques ont été illustrées en se basant sur une analyse multicritère, dans le but de minimiser la valeur attendue des critères, mais aussi des écart-types. Sarker et Gunn (1997) ont proposé une approche heuristique pour une classe spéciale de problèmes de programmation non linéaire, qui se posent la planification tactique de mélange multi périodes de charbon. Dans cette approche de solution, ils attribuent certaines valeurs initiales aux variables de qualité des matières premières qui rendent le problème linéaire. Ensuite, le programme linéaire est résolu de manière répétitive, en mettant à jour les valeurs des paramètres de qualité, de telle sorte que la solution de ce programme linéaire converge vers une solution du programme non linéaire. Ces chercheurs ont appliqué leur approche dans une industrie du charbon dans l'est du Canada. Les solutions obtenues par l'algorithme s'éloignent à peine de 0.42% à 2.841% de la solution optimale connue.

Dans l'industrie du fer, Sundar et Damodar (1995) ont présenté un système informatique intégré pour la planification de la production minière à court terme qui utilise : *i*) un modèle de programmation linéaire pour le choix des blocs à dynamiter ; *ii*) un modèle de programmation stochastique pour la sélection des zones dynamitées à excaver et pour décider de la quantité de minerais et de déchets à extraire de chacun des blocs sélectionnés. Les deux modèles utilisent des estimations améliorées pour les caractéristiques du minerai en utilisant des données des puits de mine en plus des statistiques habituelles des trous de forage. Le logiciel a été développé en langage C et appliqué à la planification de la production de la mine de fer Steel Authority of India Ltd. Le plan obtenu garantit l'approvisionnement des usines en minerais dont la qualité (en termes de teneur en Fe, Al_2O_3 , SiO_2) se situe dans une plage acceptable.

Dans une fonderie de laiton, Sakalli et Baykoç (2011) ont étudié deux types d'incertitude sur les pourcentages de métaux dans les matières premières : des incertitudes aléatoires, modélisées par la théorie des probabilités, et des incertitudes épistémiques, modélisées par la théorie des possibilités. Après le processus de transformation et d'approximation, le programme stochastique est résolu en utilisant l'approche « par contrainte aléatoire » (*Chance-constrained programming*). Un exemple numérique a été réalisé à partir des données fournies par la fonderie de laiton MKE en Turquie. Cependant, les solutions ne sont pas optimales, car les distributions de probabilité obtenues par transformation ne sont pas des distributions normales régulières.

Montiel et Dimitrakopoulos (2015) ont présenté une méthode pour générer des programmes d'exploitation minière, de traitement et de transport qui utilise une solution initiale générée à l'aide d'optimiseurs conventionnels et l'améliore au moyen de perturbations associées à trois niveaux de décision différents : perturbations basées sur les blocs, perturbations basées sur les alternatives d'exploitation et perturbations basées sur le système de transport. La méthode tient compte de l'incertitude géologique de plusieurs gisements en considérant des scénarios issus de combinaisons de simulations stochastiques respectives au gisement. La mise en œuvre de la méthode dans une exploitation de cuivre multi-puits montre sa capacité à réduire les écarts par rapport aux objectifs de capacité et de mélange tout en améliorant la VAN attendue (flux de trésorerie cumulés actualisés).

Lamghari et Dimitrakopoulos (2016) ont adopté une approche de solution en deux phases basée sur l'algorithme de Rockafellar et Wets pour traiter le caractère incertain de la teneur en métal d'une mine à ciel ouvert. Dans la phase I, le problème est d'abord décomposé en partitionnant l'ensemble des scénarios modélisant l'incertitude métallique en groupes, puis les sous-problèmes associés à chaque groupe sont résolus de manière itérative. Ensuite dans la phase II, une stratégie exploitant les informations obtenues pendant les itérations de l'algorithme et la structure du problème étudié est utilisée pour réduire la taille du problème original, et le problème plus petit qui en résulte est résolu en utilisant une heuristique de fenêtre

de temps glissante. Les résultats des tests ont indiqué que l'utilisation de la solution stochastique plutôt que la solution déterministe serait rentable à hauteur de millions de dollars (augmentation de 1 à 27 % de la valeur de la fonction objectif).

Chen *et al.* (2020) ont proposé un modèle d'optimisation stochastique non linéaire pour traiter les incertitudes dans le problème du mélange de concentré de zinc. En obtenant d'abord les caractéristiques de distribution de l'incertitude du concentré de zinc, les chercheurs ont transformé le modèle d'optimisation stochastique non linéaire en un modèle de programmation sous contrainte aléatoire « *MiniMin* » non linéaire, qui minimise la valeur pessimiste de la fonction-objectif. Un algorithme d'optimisation hybride a été utilisé pour résoudre efficacement le problème. Enfin, la validité de la méthode a été vérifiée en utilisant les données de production réelles du processus de dosage d'une fonderie de zinc.

Koushavand *et al.* (2014) ont étudié une méthode pour calculer le coût de l'incertitude dans un programme de production de sable bitumeux, basé sur les déviations de la production cible. Un algorithme de programmation linéaire en nombres entiers mixtes est formulé pour trouver la séquence d'extraction des blocs à partir d'une coquille de fosse prédéfinie et leurs destinations respectives, avec deux objectifs : maximiser la valeur actuelle nette de l'opération et minimiser le coût de l'incertitude. Ils développent ensuite une technique de classification (« *clustering* ») qui réduit le nombre de variables afin de rendre le problème maniable. La méthode est illustrée par un gisement de sable bitumeux dans le nord de l'Alberta.

2.2.2.5 *Blending et recyclage*

A cause de l'exploitation intensive des réserves de minerais et le risque de leur épuisement, certains chercheurs ont étudié l'intégration des opérations de recyclage dans les problèmes de planification de mélange de minerai. Fröhling et Rentz (2010) proposent une approche de planification opérationnelle pour le mélange des résidus au niveau de la planification qui modélise la dépendance des coûts et des revenus par rapport au mélange de matières premières et aux réactions thermodynamiques dans les processus de recyclage dans l'industrie métallurgique. L'approche se base sur une simulation thermodynamique des processus, à partir de laquelle des fonctions d'entrée-sortie linéaires pour les flux de matériaux sont dérivées en utilisant la régression linéaire multiple. Ces fonctions constituent le cœur du modèle de mélange développé pour la tâche de planification. Les calculs du modèle montrent qu'une réduction de 1 à 2 % de la teneur en zinc dans le mélange de matières premières entraîne une augmentation de la marge de contribution d'environ 1 %, une réduction de la consommation d'agents réducteurs de 5 à 10 % et une réduction des émissions spécifiques de CO₂ de 100 à 160 kg par tonne d'aggloméré utilisée dans le haut fourneau.

Dans l'industrie d'aluminium, Chang *et al.* (2019) ont dérivé une solution analytique pour démontrer l'importance des approches de planification intégrée (PI) pour les opérations de

mélange en deux étapes dans le recyclage. Nos résultats suggèrent que la qualité des matériaux obtenus lors de la première étape influence fortement la performance de la deuxième étape. Les auteurs ont proposé ainsi un modèle PI utilisant une formulation du problème de « *pooling* » qui détermine les designs optimaux des mélanges intermédiaires en plus des décisions optimales de mélange dans les deux étapes simultanément. Ce modèle a été appliqué à une installation de recyclage de l'aluminium située en Europe. Les résultats de l'étude de cas ont montré que le modèle PI peut améliorer de manière significative la performance de l'opération de recyclage en deux étapes en termes de coûts totaux des matériaux, et d'énergie économisée en fournissant des *blends* sous forme liquide.

Le Tableau 2-2 présente la grille d'analyse des articles selon les éléments décrits plus haut dans la présente section.

Tableau 2-2 : Grille d'analyse des articles de *blending* de minerais

Numéro de référence	Auteur(s)	Journal	Année	Minerai produit					Activité de planification					Unité de process		Gammes de fabrication	Evolution de la composition de la matière première	Temps de lancement de commande	Niveau de décision			Approche de modélisation	Etude de cas	
				Combustible fossile	Métallique	Non métallique	Mono-produit	Multi-produits	Approvisionnement	Transport	Production / Assemblage	Stockage	Distribution	Unique	Multiple				Opérationnel	Tactique	Stratégique			
1	Johnson	Operations Research Department, University of California, Berkeley	1968				x				x					x				x		Prgrammation linéaire		
2	Candler	Computers & Operations Research	1991	x			x				x	x										Programmation linéaire		
3	Sherali et Puri	Omega	1993	x							x	x	x		x					x		Programmation linéaire mixte en nombres entiers	x	
4	Sherali et Saifee	Network optimization problems: algorithm, applications and complexity	1993	x				x		x	x	x			x						x	x	Programmation non linéaire / Heuristique	x
5	Shih et Frey	European Journal of Operational Research	1995	x															x			Programmation stochastique par contraintes aléatoires	x	
6	Krishna Sundar et Damodar	Computers & Industrial Engineering	1995		x		x		x		x											Programme linéaire couplé à un programme stochastique	x	
7	Lai et Chen	Energy Policy	1996	x				x		x										x		Programmation linéaire	x	

Numéro de référence	Auteur(s)	Journal	Année	Minerai produit		Activité de planification					Unité de process		Gammes de fabrication	Evolution de la composition de la matière première	Temps de lancement de commande	Niveau de décision			Approche de modélisation	Etude de cas	
				Combustible fossile	Métallique	Non métallique	Mono-produit	Multi-produits	Approvisionnement	Transport	Production / Assemblage	Stockage				Distribution	Unique	Multiple			Opérationnel
8	Sarker et Gunn	European Journal of Operational Research	1997	x			x	x	x	x		x							Heuristique	x	
9	Liu et Sherali	Omega	2000	x			x		x	x								x	Programmation linéaire mixte en nombres entiers	x	
10	Ramazan	European Journal of Operational Research	2007		x					x		x						x	Programme linéaire résolu par un algorithme	x	
11	Fröhling et Rentz	Journal of Cleaner Production	2010		x					x								x	Modèle de simulation couplé à des modèles de regression linéaire	x	
12	Sakallı et Baykoç	International Journal of Production Economics	2011		x					x									x	Programmation stochastique	x
13	Zhang et al.	European Journal of Operational Research	2011		x					x				x					x	Programme linéaire implémenté dans un DSS	x
14	Espinoza et al.	Annals of Operations Research	2013	x	x				x	x		x	x						x	Programmation linéaire	

Numéro de référence	Auteur(s)	Journal	Année	Minerai produit		Activité de planification					Unité de process		Gammas de fabrication	Evolution de la composition de la matière première	Temps de lancement de commande	Niveau de décision			Approche de modélisation	Etude de cas	
				Nature de minerai Combustible fossile Métallique Non métallique	Mono-produit Multi-produits	Approvisionnement	Transport	Production / Assemblage	Stockage	Distribution	Unique	Multiple				Opérationnel	Tactique	Stratégique			
15	Koushavand et al.	International Journal of Mining Science and Technology	2014		x x	x		x	x			x						x	x	Programmation stochastique linéaire en nombres entiers	x
16	Montiel et Dimitrakopoulos	European Journal of Operational Research	2015		x			x	x	x		x		x				x	x	Programmation stochastique non linéaire	x
17	Blom et al.	Management Science	2016		x				x	x		x		x				x	x	Programmation non linéaire mixte en nombres entiers / Heuristique	x
18	Jélveza et al.	European Journal of Operational Research	2016		x					x		x								Heuristique	x
19	Lamghari et Dimitrakopoulos	European Journal of Operational Research	2016		x					x		x								Meta-heuristique	x
20	Arigoni et al.	Omega	2017	x															x	Programmation linéaire mixte en nombres entiers	x
21	Moreno et al.	European Journal of Operational Research	2017		x				x	x		x							x	Programmation linéaire	x
22	Chang et al.	European Journal of Operational Research	2019		x					x				x						Programmation non linéaire	x
23	Haonana et al.	Omega	2020		x			x		x								x	x	Heuristique	x
24	Chen et al.	Computers & Chemical Engineering	2020		x					x		x								Programmation non linéaire	x
25	Siemon et al.	Omega	2021		x			x		x		x		x					x	Programmation linéaire mixte en nombres entiers	x

2.2.3 Synthèse de l'analyse bibliographique

Cette analyse a permis de positionner nos travaux traitant le problème de *blending* rencontré sur la chaîne logistique minière de l'Axe Nord du Groupe OCP. Qu'il s'agisse du *blending* en général, et du *blending* de minerais en particulier, l'analyse bibliographique n'a révélé aucune étude combinant les caractéristiques suivantes : *i*) variabilité de l'offre (minerais disponibles sur stock et poussés par le programme d'extraction) et de la demande dans le temps ; *ii*) contraintes de stockage et de transport des minerais vers la zone de mélange ; *iii*) présence de gammes multiples pour fabriquer un produit fini ; *iv*) évolution de composition dans une unité de process ; *v*) prise en compte de temps de lancement lors d'un changement de gamme.

Certains papiers ont traité le problème de *blending* en considérant uniquement les gammes alternatives (minerai ou déchets) comme Johnson (1968), Ramazan (2007), Espinoza *et al.* (2013) ; d'autres ont considéré l'évolution de la composition des minerais extraits par une opération de lavage avant de constituer les mélanges, en l'occurrence Sherali et Puri (1993), Sherali et Saifee (1993), Zhang *et al.* (2011), Chang *et al.* (2020) ou encore Siemon *et al.* (2021). Enfin, plusieurs ont uniquement combiné les gammes de fabrication avec l'évolution de la composition des minerais extraits, comme Montiel et Dimitrakopoulos (2015) et de Blom *et al.* (2016).

2.3 Résumé du chapitre

Dans ce chapitre, nous avons présenté le récit du protocole méthodologique recherche-intervention adopté dans notre travail de thèse au sein du Groupe OCP. Ce travail s'est inscrit dans le cadre de contrats doctoraux établis entre l'entreprise et EMINES-Université Polytechnique Mohammed VI, émanant de la volonté de l'OCP d'améliorer son processus décisionnel à court terme afin d'atteindre les objectifs fixés à long terme.

A la suite des investigations menées pour comprendre l'organisation du fonctionnement de la chaîne logistique de l'Axe Nord, nous avons proposé l'étude de modèles d'optimisation apportant une aide à la décision face à des problèmes de planification d'ordre tactique / opérationnel. Afin de valider notre avancement, des réunions de suivi ont été programmées régulièrement avec le commanditaire de cette recherche au sein du Groupe OCP et la direction de thèse mais aussi d'autres chercheurs apportant un point de vue externe. La validation a été également réalisée via des communications présentées lors de conférences scientifiques ou des articles publiés dans des revues classées.

Par la suite, nous avons présenté le cadre théorique de notre thèse puis une analyse de l'état de l'art de la problématique du *blending*. Plusieurs travaux ont traité cette problématique dans d'autres

industries, mais ne présentent pas les caractéristiques rencontrées dans l'industrie minière, à savoir *i)* la variation de la disponibilité des minerais et leurs caractéristiques intrinsèques selon la localisation dans le gisement ; *ii)* l'existence de gammes de traitement modifiant ces caractéristiques ; *iii)* la variation de la demande en produits finis selon l'horizon de planification. De plus, les travaux traitant la problématique de mélange des minerais insistent souvent sur la planification minière et négligent l'aspect traitement de ces minerais, qui est l'une des spécificités clés du problème de *blending* dans le Groupe OCP.

Les approches d'optimisation que nous avons proposé pour l'Axe Nord seront discutées en détails dans les chapitres 3, 4 et 5. Dans le chapitre 3, nous décrivons en détail le fonctionnement de cette chaîne logistique depuis la mise à disposition des minerais extraits à partir des mines jusqu'à la réception des produits finis par les clients en aval. Afin de faciliter la compréhension du problème de *blending*, nous présentons une version simplifiée du modèle dans le chapitre 3. Dans le chapitre 4, nous exposons globalement le problème de *blending* rencontré sur le site minier de Khouribga de l'Axe Nord, où la question est de choisir parmi des minerais mis à disposition dans des stocks, dont le traitement dans différentes laveries (enrichissement) précède le mélange en milieu « humide ». Cette étude aborde aussi le problème de la stabilisation de la composition chimique des lots envoyés aux usines d'acide phosphorique dans un souci d'amélioration de la performance globale de la chaîne logistique. A cet égard, le couplage du modèle de *blending* avec un modèle d'ordonnancement des lots expédiés après mélange présenté dans le chapitre 5, tient compte de la variation de la disponibilité des minerais en amont et de la demande en aval qui font la spécificité du problème à résoudre.

Chapitre 3



Modèle de base du *Blending* dynamique avec gammes alternatives

Ce chapitre est consacré à la présentation du terrain de recherche de manière simplifiée, afin de mieux comprendre la formulation du problème de *blending* rencontré sur l'Axe Nord du Groupe OCP. A travers la description de la recherche intervention menée au sein du site minier de Khouribga du Groupe OCP, nous allons nous concentrer sur : i) une description détaillée des caractéristiques du terrain d'étude et une analyse de l'état des lieux ; ii) une présentation complète et justifiée du modèle de base du problème de *blending* rencontré sur cette chaîne logistique.

3.1 Description de l'Axe Nord du Groupe OCP

Inspiré par les résultats obtenus sur la mine de Ben Guerir de l'Axe Centre, le Groupe OCP a voulu étendre les travaux de recherche à ses autres sites miniers, notamment le site minier de Khouribga de l'Axe Nord. Pour identifier les problématiques potentielles de recherche sur ce site minier, un état des lieux a été réalisé (3.1.1), ainsi qu'une analyse des pratiques industrielles permettant de mieux comprendre le fonctionnement du système (3.1.2).

3.1.1 Description du terrain

Comme évoqué dans la section (1.3.1) du chapitre 1, le Groupe OCP a adopté un programme de développement qui a engendré une restructuration des procédés, processus et des ressources mobilisées de l'ensemble de ses unités de production, notamment du site minier de Khouribga de l'Axe Nord. Un nouveau mode de transport du phosphate a été instauré pour supporter les objectifs de l'OCP (Rapport annuel OCP, 2015), à savoir :

- *Accroissement accéléré des capacités sur toute la chaîne.*
- *Première référence mondiale au niveau des coûts.*
- *Flexibilité et réactivité aux fluctuations des conditions de marché.*

Ainsi, il a été décidé d'abandonner à terme le transport du phosphate par train au profit d'un transport de la pulpe de phosphate par une conduite (*Slurry pipeline*) liant le site minier de Khouribga au complexe de transformation chimique de Jorf Lasfar. En reprenant les principaux éléments du Rapport annuel OCP de 2015, ce projet a pour objectifs de :

- *Augmenter la capacité de transport à 38 Mt/an par rapport à 18 Mt/an actuellement.*
- *Assurer l'exploitation continue (par flux continu) avec une disponibilité cible de 98%.*
- *Assurer le transport multi-qualité d'outputs.*
- *Permettre de réduire le coût de transport d'environ 8 fois.*
- *Permettre la protection de l'environnement, moins 900 K Tonnes de CO₂/Train.*

On entend par « pulpe », le phosphate brut lavé et broyé selon une granulométrie exigée par le transport par pipeline. Cette opération est réalisée via les nouvelles installations des adaptations des laveries. En effet, la pulpe doit présenter des caractéristiques relatives aux conditions de circulation dans le pipeline. Pour ce faire le produit passera dans des broyeurs et des décanteurs avant de joindre le nouveau moyen de transport. La nouvelle chaîne logistique est composée de parties principales suivantes (Figure 3-1) :

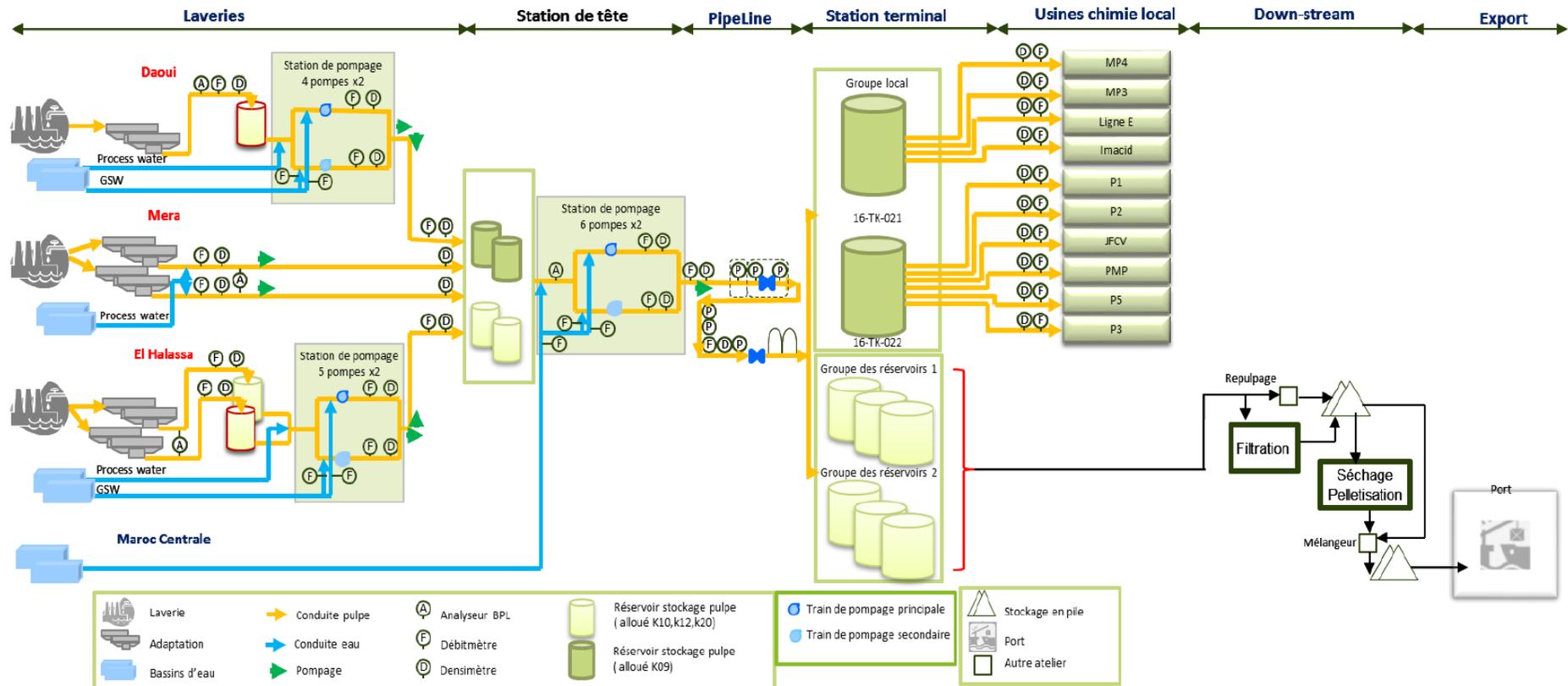


Figure 3-1 : Schéma de la nouvelle chaîne logistique du site minier de Khouribga (source interne OCP)

En voici les principales caractéristiques :

- a) Les adaptations des laveries UD, MEA et BA avec trois réservoirs de stockage de la pulpe, chacun d'une capacité de 6000 m³, dont un est installé au niveau de l'unité d'adaptation UD et deux sont à BA. Pour MEA, elle ne dispose pas de réservoir vue sa proximité de la Station Tête. Cette station, située en amont du pipeline, regroupe quatre réservoirs de stockage destinés à centraliser les flux des laveries avant expédition par pipeline.
- b) Deux stations de pompage pour l'alimentation de la Station Tête à partir des laveries existantes et en projet.
- c) Quatre pipelines secondaires de 39 Km (300 à 500 mm de diamètre) reliant les laveries à la Station Tête (Tableau 3-1).

	Pipelines secondaires			
	MEA LG	MEA HG	UD	BA
Longueur (Km)	1,763	1,763	22	14,9
Diamètre (Mm)	400	300	450	500
Débit (m³/h)	900	500	1350	1350
Section (m²)	0,1257	0,0707	0,1590	0,1963
Vitesse pulpe (Km/h)	7,16	7,07	8,49	6,88
Temps de transport	15 min	15 min	2h36 min	2 h 10 min

Tableau 3-1 : Informations sur les pipelines secondaires

- d) La Station de tête située à MEA comprenant quatre réservoirs et une station de pompage principale pour alimenter le pipeline.
- e) Le Pipeline principal de 187 Km de long entre Khouribga et Jorf Lasfar pour 0,9 m de diamètre en acier revêtu.
- f) Des stations de vannes et de contrôle de pression le long du pipeline principal.
- g) La Station Terminale à Jorf Lasfar contenant huit réservoirs d'une capacité de 6000 m³ chacun, rassemblés en trois groupes ; un groupe de deux réservoirs destinés à la réception et distribution de la pulpe aux clients internes du complexe chimique ; deux groupes de trois réservoirs chacun pour la réception et la distribution de la pulpe aux clients externes aux ports de Jorf Lasfar, après une opération de séchage à l'unité *Downstream*.
- h) Un Système de Contrôle et d'Acquisition de Données -SCADA.

3.1.1.1 Description des flux physiques

Les adaptations sont connectées via des pipelines secondaires à la Station Tête. Il s'agit des conduites de différentes dimensions qui permettent d'alimenter la Station Tête en pulpe.

La structure de la Station Tête permet d'assurer le mélange entre plusieurs qualités sources issues des différentes laveries selon des proportions prédéfinies afin de fabriquer la qualité marchande qui sera transportée via le pipeline.

Le pipeline OCP est conçu pour transporter différentes qualités de pulpe. Chaque expédition appelée « *batch* » correspond à une qualité marchande, un tonnage, une date de départ et une date d'arrivée.

Pour éviter le mélange ou la dégradation du produit dans le pipeline, la séparation est assurée via des *batches* d'eau d'environ 15 minutes minimum.

Pour que le produit reste fluide et mobile dans le pipeline, certaines obligations doivent être prises en compte :

- Le maintien de l'indice de débit dans les limites des paramètres d'exploitation (supérieur à la vitesse de sédimentation qui est de 7 km/h environ).
- Le maintien de la densité (exprimée en tonne/m³) dans les limites de l'intervalle de fonctionnement (généralement autour de 1,6 tonne/m³).
- Le maintien de la pression de l'évacuation au-dessous du seuil maximal pour empêcher l'écoulement nul dans le pipeline.

La durée d'acheminement d'un batch est relative à la vitesse de circulation de la pulpe dans le pipeline. Cette dernière est définie selon les caractéristiques de la pulpe, notamment la viscosité, la densité et la granulométrie. Cette durée est de l'ordre de 26 heures si le batch ne subit aucun arrêt en cours de route.

La détection de l'arrivée du batch à la station terminale se fait par un changement de densité de produit dans le pipeline (densité supérieure à 1,2 tonne/m³).

3.1.1.2 Description du processus de planification

La planification doit être faite par étapes avec des mises à jour périodiques jusqu'à l'arrivée du produit chez les clients locaux ou au port de Casablanca. Un planning annuel est établi et mis à jour trimestriellement, puis mensuellement, et enfin suivi en temps réel de distribution.

- **Planning Annuel** : établi par la Direction Général en fonction de sa stratégie et de la capacité globale de production.

- **Planning Trimestriel** : établi par la direction commerciale (*Business Steering*) sur la base des prévisions du marché mondiale. Ainsi le *Business Steering* fait ressortir des recommandations sur les inputs à exploiter.
- **Planning Mensuel** : mis à jour en fonction des ventes engagées et des prélèvements des mines.

Après l'étape de planification, la programmation des expéditions définit un programme de transport par destination en quantité et qualité (output). Cette opération est effectuée quotidiennement au niveau de l'entité de Gestion des flux Khouribga.

Cette programmation est basée sur le besoin exprimé par les différents clients internes et externes, la coordination est assurée par l'entité Gestion des Flux du site de Khouribga en concertation avec les responsables au port de Casablanca pour les qualités destinées à l'export, et le service flux Jorf pour l'output destiné aux clients locaux au complexe chimique de Jorf Lasfar.

Actuellement deux modes de transport sont exploitables : le transport du phosphate par train et le transfert de la pulpe par pipeline. Ces deux systèmes diffèrent en matière de gestion des flux ; le Pipeline exige un flux continu alors que le transport par train est en régime discontinu (existence de points de stockage). De plus, le train est uniquement lié à des commandes dites exports (clients externes) tandis que le pipeline est utilisé pour quelques commandes exports mais principalement pour alimenter les usines chimiques du groupe (clients internes) en aval pour la production d'acide phosphorique.

Le Pipeline est alimenté directement par les laveries, et les trains sont chargés à partir des zones de stockage de grandes capacités. En conséquence, au niveau des laveries, la priorité sera donnée au produit à transporter par Pipeline. Actuellement, la production de pulpe constitue 80% de la production totale du site minier de Khouribga.

Dans le reste de cette partie, nous allons expliquer uniquement le processus d'établissement du programme d'expédition pour le cas du pipeline, qui a une grande importance dans la production du site minier de Khouribga. La programmation du besoin en pulpe est faite comme suit :

- 1^{ère} étape : Réception du besoin hebdomadaire pulpe.
- 2^{ème} étape : Évaluation des stocks de la Station Terminale.
- 3^{ème} étape : Faire un bilan sur la consommation moyenne de la journée J-1.
- 4^{ème} étape : Calcul du batch à envoyer basé sur le résultat du bilan et l'état du stock.

- 5^{ème} étape : faire un scénario de la marche prévisionnelle des adaptations et le remplissage de la Station Tête en se basant sur les hypothèses de disponibilité communiqué par les responsables.
- 6^{ème} étape : communiquer l'heure de lacement du *batch* et le volume prévisionnel aux intervenants de la nouvelle chaîne logistique (laveries et adaptations, Station Tête, Station Terminale et clients).
- 7^{ème} étape : faire le suivi de la marche prévisionnelle de toute la chaine et ajuster le programme selon l'impact des évènements ayant eu lieu pendant la période programmée.

3.1.2 Analyse de l'existant

Notre premier séjour, s'étalant sur six mois (d'avril à septembre 2017), a été l'occasion d'un premier contact avec le terrain afin d'identifier clairement les pistes de recherche (séjour effectué en amont du démarrage de la thèse). Les séjours suivants de quelques jours (durant les années de thèse) nous ont permis d'obtenir des informations supplémentaires et d'interagir avec l'équipe projet sur l'avancement de la modélisation et sur les résultats.

Durant notre premier séjour, les fonctions des processus de la chaîne ont été décrites par une « *Value Stream Mapping* » (VSM, Figure 3-2), permettant une meilleure compréhension de l'organisation des flux. Dans ce qui suit, nous allons d'abord décrire les différentes étapes par lesquelles passent le minerai de phosphate depuis l'extraction jusqu'à son expédition (par pipeline ou par train), afin de dégager la problématique qui se pose. Ensuite, grâce à l'analyse de données récupérées auprès du service flux de Khouribga, nous présentons le diagnostic de la chaîne Axe Nord permettant d'identifier les principaux problèmes existants.

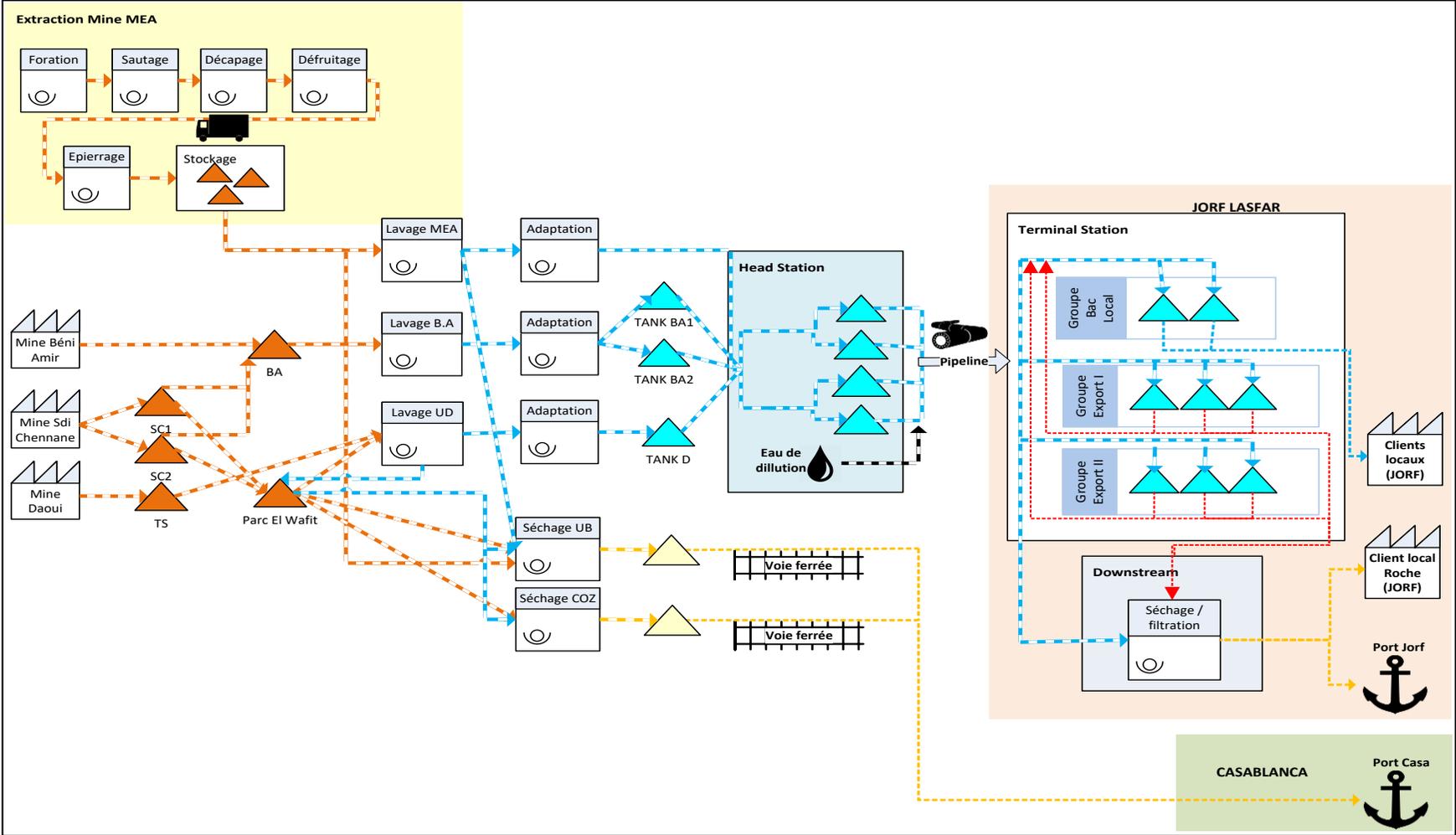


Figure 3-2 : VSM globale de la chaîne logistique Axe Nord (source interne OCP)

Le processus d'exploitation des minerais dans le site minier de Khouribga, représenté sur la Figure 3-3, commence par l'extraction du gisement des Couches Sources, présentées ci-dessous du moins au plus profond.

- **Le sillon B (SB)** : est un niveau relativement homogène formé de phosphate meuble grossier à moyen, légèrement marneux vers le toit et qui peut renfermer un liseré de marne au milieu.
- **L'intercalaire sillon B / sillon A** : est constitué par une marne siliceuse tendre renfermant parfois des blocs de silex, et du calcaire phosphaté à texture grossière.
- **Le sillon A (SA)** : est un niveau assez régulier formé par du phosphate grossier à moyen pouvant renfermer des blocs de silex surtout dans la partie inférieure, il est subdivisé par endroit par une banquette de calcaire ou par un liseré de marne tendre, et surmonté par des marnes siliceuses tendres.
- **L'intercalaire sillon A / couche 0** : est l'entité qui renferme le plus de niveau de silex à l'échelle de la série phosphatée.
- **La couche 0** : est un niveau régulier de phosphate fréquemment marneux au toit et calcifié à la base ; par endroit elle se subdivise en deux niveaux séparés par un liseré marneux soit par une passée de calcaires phosphatés ou marneux, il arrive qu'il soit totalement calcaire.
- **L'intercalaire couche 0 / couche 0'** : est formé de bas en haut par un niveau de marne par endroit siliceuse et un niveau de calcaire phosphaté sur lequel repose le phosphate de la couche 0.
- **La couche 0'** : se subdivise en deux parties : la couche 0' inférieure, constituée par un niveau de phosphate marneux parfois calcifié et pouvant renfermer quelques blocs de silex ; et la couche 0' supérieure : formée par du phosphate souvent calcifié avec des blocs de calcaire. Les deux parties de la couche 0' sont séparées par une passée de calcaire marneux ou phosphaté pouvant contenir des nodules de silex ou de mélinites.
- **L'intercalaire couche 0'/Couche I** : Il est généralement formé d'un banc plus ou moins continu de silex phosphaté, d'une mince passée de calcaire phosphaté, et d'une passée de marne ou de marno-calcaire renfermant du silex à mélinites ou nodules de silex.
- **La couche I (C1)**: subdivisée en 3 entités : Couche I inférieure, qui est formée d'un phosphate grossier sableux plus ou moins calcifier, et renferme des blocs de silex phosphatés ; Couche I médiane : présente une lithologie marno-phosphatées assez variable,

elle va du phosphate marneux à la marne plastique en passant par des termes plus ou moins phosphatés et renfermant rarement des blocs de silex phosphatés ; Couche I supérieure : formée d'un phosphate grossier dans la partie supérieure et moyen à fin à la base, elle renferme en général une passée de silex phosphaté vers le toit et des blocs discontinus vers le mur.

- **L'intercalaire couche I /couche II** : généralement formé d'un niveau de marne au sommet et calcaireux au mur, et d'un calcaire phosphaté cuprolithique légèrement marneux au mur et peut renfermer des poches de phosphates ou blocs de silex.
- **La couche II (C2)** : est subdivisée en deux niveaux phosphatés bien distincts : Couche II supérieure et Couche II inférieure, séparées par une banquette continue ou discontinue de calcaire phosphaté à marneux. Elle est formée en générale par un phosphate à grains grossier à la base et moyen à fin au toit, par endroits calcaireux et/ou fossilifères pouvant renfermer des banquettes de calcaire phosphaté dont la puissance et la régularité sont variables.
- **L'intercalaire couche II / couche III** : est formé par un banc de calcaire phosphaté marneux, qui repose sur des marnes phosphatées à géodes de calcite.
- **La couche III (C3)** : est généralement constituée d'un phosphate à prédominance marneuse, calcifié, compact à dur, renfermant une faune très diversifiée et assez abondante. Elle est subdivisée en deux sous entités : la Couche III supérieure et la Couche III inférieure séparées par un banc de calcaire marneux fossilifère qui repose sur des marnes phosphatées.

Les couches SB, SA et C2 supérieures sont généralement extraites suivant la méthode d'extraction sélective, c'est-à-dire que la foration ne concerne que la partie stérile ; alors que les

autres couches, notamment C1 et C3 sont généralement extraites par la méthode globale, qui consiste à forer et sauter en un seul bloc les couches stériles et de phosphate.

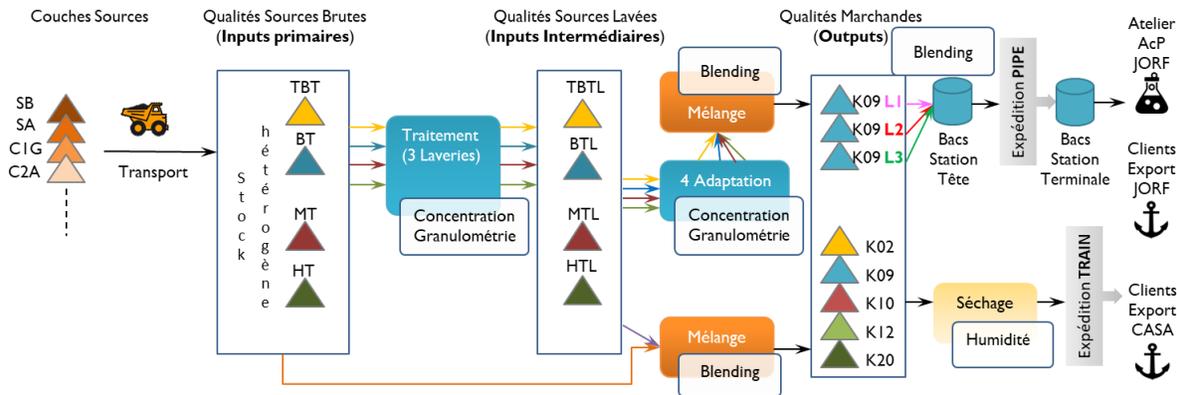


Figure 3-3 : Processus d’exploitation du minerai de phosphate dans la chaîne Axe Nord (source interne OCP)

Une fois extraites, les couches sources sont transportées dans des camions, puis stockées après épierrage (enlèvement des blocs de stérile par des cribles). Le stockage est effectué par juxtaposition et/ou superposition (on parle de stock hybride pour ce dernier cas) en tas de quatre familles de Qualités Sources Brutes, qui sont : la Haute Teneur (HT), la Moyenne Teneur (MT), la Basse Teneur (BT) et la Très Basse Teneur (TBT). Rappelons que ces Qualité Sources Brutes se distinguent par leur teneur (%) en BPL (Bone Phosphate Lime) (Tableau 1-4 du chapitre 1). On les désignera par la suite de Qualités Sources (QS). Le nombre et les caractéristiques de ces QS varient dans le temps.

Après un contrôle qualité au niveau des stocks épierrage, certains des QS sont repris sur des convoyeurs pour subir un traitement dans les laveries. Comme décrits dans la sous-section 1.3.3 du chapitre 1, ces traitements sont au nombre de trois : le « **Lavage Simple** » ; le « **Lavage-Flottation** » et le « **Lavage-Broyage-Flottation** ». Chaque traitement constitue une gamme pour fabriquer un produit. Les gammes de traitement possibles pour une même QS, qui sont une série d’opérations de concentration et/ou tamisage granulométrique, varient également dans le temps. En d’autres termes, deux QS provenant de la même famille (par exemple la famille de QS « BT ») peuvent être traitées par deux gammes différentes pendant une période de production donnée.

A la sortie des laveries, les QS enrichis sont nommés Qualités Sources Lavées (QSL), de caractéristiques chimiques différentes des QS. A ce stade, les flux de matière divergent selon le mode de transport employé pour livrer le phosphate :

- Pour le mode d’expédition « Train », un *blending* est opéré en amont des usines de séchage (on en compte deux) entre les QS provenant des stocks épierrage et les QSL provenant des

stocks en aval des laveries. Ce mélange intervient suivant une « matrice de fabrication », un vecteur poids qui définit les contributions des QS et QSL pour la fabrication des outputs. Ces derniers représentent les produits demandés par les clients, dont les tolérances en termes de composition physico-chimique sont définies suivant une Charte Qualité (Tableau 3-2). On compte cinq outputs distingués par leur teneur en BPL, MgO, SiO₂ et Cd : « K02 » étant la QM la plus pauvre en phosphate et « K20 » étant la plus riche. Ces outputs subissent un second traitement dans les usines de séchage pour diminuer leur taux d'humidité, et sont par la suite chargées dans les trains pour expédition vers le port de Casablanca.

		Valeur cible	Valeur minimale	Valeur maximale
Composant chimique	P ₂ O ₅ (%)	29,74%	29,74%	30,20%
	BPL (%)	65%	65%	66%
	MgO (%)	0,55%	0,45%	0,65%
	SiO ₂ (%)	3,20%	2,20%	3,90%
	Cd (ppm)	25	18	25

ppm : particules par million

Tableau 3-2 : Charte qualité de l'output K02

- Pour le mode « Pipe », de nouvelles ressources sont mobilisées (on parle d'unités d'adaptation présenté dans 3.1.1) au niveau des laveries pour traiter les QSL afin d'adapter leur composition physico-chimique aux conditions de transfert du pipeline. A la sortie de chaque laverie, les QSL sous forme de pulpe sont mélangés suivant une autre matrice de fabrication pour produire l'output « K09 local » (charte qualité au Tableau 3-3) destiné aux clients locaux à Jorf Lasfar, ainsi que d'autres outputs destinés aux clients internationaux accostant cette fois-ci au port de Jorf. En fonctionnement normal, chacune des trois laveries produit un profil de l'output « K09 local » acheminé par des pipelines secondaires à la Station Tête, dotée de quatre réservoirs regroupés en deux groupes de stockage. La structure de la Station Tête est telle qu'elle permet un *blending* des trois profils précédents suivant certaines proportions, en fonction du débit de production des laveries. Le mélange est ensuite expédié via pipeline principal en lots séparés par des purges du pipeline, appelé « batch », vers la Station Terminale de Jorf Lasfar. Cette station est dotée de huit bacs répartis en trois groupes de stockage : un groupe « local » rassemblant deux réservoirs liés aux clients locaux de fabrication d'acide phosphorique ; et deux groupes « export » de trois réservoirs chacun pouvant alimenter le groupe « local » ainsi que la station de séchage « *Downstream* » pour les outputs destinés à l'export dans la vision future (disparition prévue du transport ferroviaire). Actuellement, en attendant la mise en service à pleine

capacité de cette usine de séchage et du port de Jorf Lasfar, les huit réservoirs peuvent être disposés pour le stockage de l'output « K09 local » destiné aux clients locaux.

Composant	Caractéristiques chimiques				Caractéristiques physiques			
	% BPL	% SiO ₂ R	% MgO	Cd (mg/P ₂ O ₅)	% grains <80µm	% grains < 40µm	Densité (tonne/m ³)	Taux de solide (%)
Valeur Min	65,00	0,70	-	-	-	-	1,48	48,00
Valeur Max	-	-	0,85	65,00	45,00	30,00	1,68	60,00
Valeur cible	66,60	0,70	0,85	60,00	35,00	20,00	-	-

Tableau 3-3 : Charte qualité de l'output « K09 local » destiné aux clients locaux de Jorf

La composition des QS est déterminée au niveau des stocks épierrés par mesure (échantillonnage), alors que celle des II peut être déterminée par calcul en sortie des laveries, connaissant des coefficients agissant sur la concentration selon les gammes de traitement. Les inputs étant ainsi définis, **le problème est de savoir quel sous-ensemble mélanger de manière optimale pour répondre à des demandes de QM, tout en respectant les spécifications client relatives en termes de qualité.** On est alors face à un problème de *blending*, différent de celui formulé sur la mine de Ben Guerir puisqu'ici, le mélange se fait en aval des laveries.

Pour reprendre cette formulation du *blending* au niveau de l'Axe Nord, le but est de fabriquer deux types d'output (l'un destiné vers les clients internes et l'autre vers les clients externes) en mélangeant des QSL obtenus par traitement de QS disponibles dans des zones de stockage. Chaque type d'output doit satisfaire aux critères de quantité demandée et de qualité quant à sa composition chimique et/ou physique. Dans le site minier de Khouribga, la gamme de traitement s'applique aux inputs, contrairement à ce qui se produit dans l'Axe Centre, où la gamme de traitement s'applique à l'output. De plus, le contexte particulier de cette chaîne logistique où se pose le problème de *blending* rend plus complexe la définition des matrices de fabrication (s'apparentant à des nomenclatures). Cette complexité est liée principalement à la présence de plusieurs unités de traitement fonctionnant en parallèle, un processus de mélange en cascade (pour l'output externe), ainsi qu'à l'usage de données peu fiables. Dans ce qui suit, nous expliquons la formulation de base du problème de *blending* rencontré dans le site de Khouribga.

3.2 Formulation de base du problème de *blending* dans l'Axe Nord

Les minerais extraits à partir des mines du site de Khouribga sont caractérisés par certains composants chimiques, dont le suivi est essentiel pour répondre aux exigences de qualité exprimée par les clients de l'entreprise. Parmi ces composants figurent ceux à concentrer dans l'output, notamment le phosphate, exprimé en BPL (Bone Phosphate Lime) ; et ceux considérés comme impureté, dont on cherche à réduire la concentration.

3.2.1 Transformation des QS en QSL par les gammes de traitement

Comme évoqué dans la sous-section 3.1.2, le passage d'une QS en laverie transforme son poids et sa composition chimique via l'une parmi trois gammes de traitement possibles. Ces gammes de traitement regroupent des opérations de lavage (mélange avec de l'eau), de séparation (à l'aide de cribles), de flottation (par l'addition d'agents chimiques) et mécaniques (notamment par le broyage des grosses particules). Comme spécifié dans le chapitre 1, les gammes de traitement utilisées dans le site de Khouribga sont en nombre de trois : la gamme lavage-simple destinée pour les QS moyennement riche en phosphate ; la gamme lavage-flottation destinée pour les QS pauvres en phosphate ; et la gamme lavage-broyage-flottation utilisée pour les QS très pauvres en phosphate.

Considérons un nombre fini de QS, noté I ($i=1\dots I$), mis à disposition en amont des laveries. Le poids d'une QS est ainsi réduit par un coefficient de réduction propre à la gamme h ($h=1\dots H$), noté η_{ih} . Si la quantité à prélever de la QS i et à traiter par la gamme h est notée x_{ih} (variable de décision), alors la quantité de la QSL en sortie de laverie équivaut à $\eta_{ih} * x_{ih}$. Ces coefficients de réduction représentent des données exogènes qui sont fiabilisées trimestriellement par le contrôle qualité de l'entreprise. A noter que plus il y a d'opérations dans une gamme utilisée pour traiter une QS, plus il y a de perte de matière, et donc la quantité de celui-ci sera réduite. Prenons l'exemple de la QS $i=1$ dans le Tableau 3-4. La valeur de la quantité à prélever de cette QS ainsi que la gamme choisie pour le traiter est spécifiée par la variable de décision $x_{i=1,h} = 11000$ tonnes. Si l'on décide d'appliquer la gamme $h=1$ correspondant au lavage-simple (resp. la gamme $h=3$ correspondant au lavage-broyage-flottation), la quantité de la QSL équivalent en sortie de laverie est alors de $11000*0,64=7040$ tonnes (resp. $11000*0,55=6050$ tonnes), soit une perte de matière de 990 tonnes entre les deux gammes.

QS i	Quantité prélevée de la QS x_{ih}	Coefficient de réduction η_{ih}			Quantité de la QSL en sortie de laverie $\eta_{ih} * x_{ih}$		
		$h=1$	$h=2$	$h=3$	$h=1$	$h=2$	$h=3$
$i=1$	11 000	0,64	0,58	0,55	7 040	6 380	6 050
$i=2$	15 000	0,69	0,63	0,58	10 350	9 450	8 700
$i=3$	13 000	0,64	0,58	0,55	8 320	7 540	7 150
$i=4$	8 000	0,64	0,58	0,55	5 120	4 640	4 400
$i=5$	9 500	0,69	0,63	0,58	6 555	5 985	5 510
$i=6$	7 600	0,69	0,63	0,58	5 244	4 788	4 408

Tableau 3-4 : Réduction de la quantité prélevée x_{ih} par le coefficient de réduction η_{ih} de la gamme h

Par ailleurs, le passage en laverie induit également la modification de la concentration des composants chimiques de la QS traitée, comme souligné plus haut. Dans l'exemple qui suit, considérons $C = 3$ composants chimiques caractérisant les QS étudiées : le phosphate (BPL), la silice (SiO_2) et l'oxyde de magnésium (MgO). L'intérêt du traitement en laverie vient du fait que l'on cherche à augmenter la concentration du phosphate et à diminuer celle des composants SiO_2 et MgO. Si l'on note α_{ci} le taux du composant c dans le poids total de la QS i avant traitement en laverie, et γ_{cih} le coefficient de distorsion du composant c de la QS i par la gamme de traitement h , alors $\alpha_{ci} * \gamma_{cih}$ constitue le taux du composant c de la QS i après traitement par la gamme h . Le Tableau 3-5 présente les compositions avant et après traitement par chacune des gammes de traitement possibles pour les mêmes QS considérés dans le Tableau 3-4. On peut remarquer que l'application de la gamme $h = 3$ correspondant au lavage-broyage-flottation permet de gagner davantage de concentré de phosphate et de réduire encore plus la concentration des composants MgO et SiO_2 comparé à l'application de la gamme $h = 1$ correspondant au lavage-simple. Pour la QS $i = 1$, le gain en BPL (resp. la diminution du MgO) avoisine 30% par rapport à la valeur avant traitement (resp. 50%) avec la gamme $h = 3$, alors qu'il n'est que de 9% (resp. 43%) avec la gamme $h = 1$.

QS i	Composition chimique avant traitement α_{ci}			Coefficient de distorsion γ_{cih}								
				BPL			MgO			SiO ₂		
	BPL	MgO	SiO ₂	$h=1$	$h=2$	$h=3$	$h=1$	$h=2$	$h=3$	$h=1$	$h=2$	$h=3$
$i=1$	56,0%	1,5%	3,3%	1,09	1,224	1,291	0,57	0,558	0,5	0,655	0,517	0,397
$i=2$	60,0%	1,0%	3,1%	1,065	1,123	1,148	0,7	0,67	0,6	0,648	0,5	0,389
$i=3$	55,0%	1,7%	3,5%	1,09	1,224	1,291	0,57	0,558	0,5	0,655	0,517	0,397
$i=4$	54,0%	1,3%	3,4%	1,09	1,224	1,291	0,57	0,558	0,5	0,655	0,517	0,397
$i=5$	61,0%	1,3%	2,9%	1,065	1,123	1,148	0,7	0,67	0,6	0,648	0,5	0,389
$i=6$	62,0%	1,6%	3,2%	1,065	1,123	1,148	0,7	0,67	0,6	0,648	0,5	0,389
Composition chimique après traitement $\alpha_{ci} * \gamma_{cih}$												
				BPL			MgO			SiO ₂		
				$h=1$	$h=2$	$h=3$	$h=1$	$h=2$	$h=3$	$h=1$	$h=2$	$h=3$
				61,0%	68,5%	72,3%	0,86%	0,84%	0,75%	2,2%	1,7%	1,3%
				63,9%	67,4%	68,9%	0,70%	0,67%	0,60%	2,0%	1,6%	1,2%
				60,0%	67,3%	71,0%	0,97%	0,95%	0,85%	2,3%	1,8%	1,4%
				58,9%	66,1%	69,7%	0,74%	0,73%	0,65%	2,2%	1,8%	1,3%
				65,0%	68,5%	70,0%	0,91%	0,87%	0,78%	1,9%	1,5%	1,1%
				66,0%	69,6%	71,2%	1,12%	1,07%	0,96%	2,1%	1,6%	1,2%

Tableau 3-5 : Composition chimique de la QS i avant et après traitement en laverie

En résumé, l'utilisation de la quantité x_{ih} de la QS i caractérisée par le taux α_{ci} du composant c génère par traitement avec la gamme h : 1) une quantité $\eta_{ih} * x_{ih}$ de QSL, et 2) une composition chimique de la QSL de taux $\alpha_{ci} * \gamma_{cih}$. La conclusion à en tirer est que la qualité des minerais s'améliore (augmentation du BPL et diminution des impuretés) au détriment de la quantité de matière. L'un des défis est donc de choisir la gamme appropriée à appliquer permettant une utilisation maîtrisée des QS afin d'obtenir la qualité et la quantité demandées.

3.2.2 Choix de la gamme à utiliser

La différence majeure entre les schémas de production de l'Axe Centre et de l'Axe Nord vient du fait que les gammes de traitement sont appliquées après mélange des minerais dans l'Axe Centre, alors que celles-ci sont appliquées avant mélange des minerais dans l'Axe Nord. Cette différence d'organisation rend la formulation proposée pour traiter le problème de *blending* dans l'Axe Centre inadaptée à l'Axe Nord.

Pour répondre à une commande de produit fini dans le site de Kouribga, les QS sont d'abord traitées dans les laveries pour donner lieu à des produits intermédiaires sous forme de pulpe (mélange de particule et d'eau), qui sont ensuite mélangés dans de grands réservoirs (regroupés dans la Station Tête en amont du pipeline) pour homogénéisation de la composition du produit fini.

Le site minier de Kouribga dispose de trois laveries, soit cinq lignes de production : deux laveries regroupant deux lignes chacune et une laverie fonctionnant avec une seule ligne de production (Figure 3-4). Pour constituer la quantité demandée d'une commande de produit fini, chaque ligne de production disponible (ne subissant pas une maintenance programmée) fabrique un seul QSL en traitant une QS stockée en amont de la laverie en question en manipulant une seule gamme de traitement.

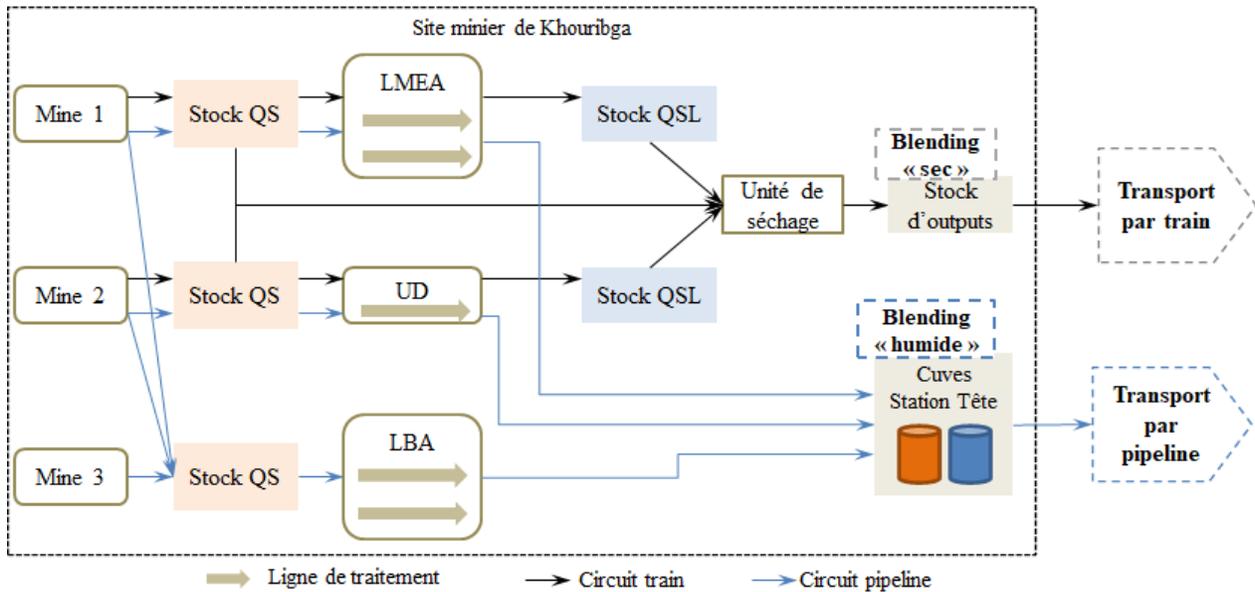


Figure 3-4 : Schéma de flux du site minier de Khouribga

Une commande p ($p=1\dots P$) peut être constituée par au plus cinq lots de QSL, chacun provenant d'une seule ligne de traitement l ($l=1\dots L$) opérant avec la gamme h . Ainsi, la variable binaire ω_{ihlp} vaudra 1 lorsque la QS i est choisie pour être traitée sur la ligne l avec la gamme h afin de fabriquer la commande p (0 autrement). On peut noter que cette variable permet de choisir simultanément, pour chaque commande de produit fini et chaque ligne opérationnelle, la QS à prélever et la gamme à appliquer. La relation 1 permet d'établir ce choix.

$$\sum_{i,h} \omega_{ihlp} = 1; \forall p,l \quad (1)$$

Le choix de l'ensemble des QS à prélever et de la gamme à appliquer à chacune permet de satisfaire la commande p en quantité dans un premier temps, et ce en tenant compte de la réduction de matière de la QS i par le coefficient η_{ih} de la gamme h . Ainsi, si D_p est la quantité demandée par la commande p , alors la solution de *blending* (de type nomenclature) satisfaisant cette quantité s'écrit suivant la relation 2.

$$\sum_{i,h,l} \omega_{ihlp} * \eta_{ih} * x_{ih} = D_p; \forall p \quad (2)$$

Dans la réalité, les débits des lignes de traitement ne sont pas les mêmes (voir sous-section 3.2.3). Ainsi, pour répondre à une commande en quantité et qualité, il faut connaître la quantité produite de QSL par chaque ligne. En procédant de la sorte, la composition du produit fini peut être déterminée par somme pondérée des compositions des QSL par leur quantité respective.

3.2.3 Durée de fabrication d'une commande : prise en compte des débits de production

Dans le site de Kouribga, les laveries sont localisées à des distances différentes des réservoirs d'homogénéisation du produit fini. Pour respecter ainsi le délai de livraison d'une commande de produit fini via le pipeline, nous avons choisi de synchroniser l'arrivée des lots de QSL produits par les lignes de traitement dans les réservoirs de la Station Tête. Cette approche a l'avantage de minimiser la durée de fabrication. En effet, si l'on synchronise le début de production des QSL au niveau des laveries, il faut compter des temps d'attente pour que l'ensemble des QSL provenant des lignes atteignent la Station Tête, étant données les différences de distance séparant les laveries de cette dernière.

Soit ρ_l le débit de production de la ligne l et D_p la quantité à fabriquer pour la commande p . Alors pour garantir la synchronisation des durées de production des lignes, chacune devra produire

$$\text{la quantité } v_{pl} = \frac{D_p * \rho_l}{\sum_l \rho_l}.$$

Prenons l'exemple figurant sur le Tableau 3-6. Avec une demande $D_p = 20000$, la ligne « MEA HG », dont le débit de production est de $\rho_{l=1} = 400 \text{ m}^3/\text{h}$, va produire un lot de QSL de $v_{p,l=1} = 2222 \text{ m}^3$. En procédant de la sorte, la quantité produite sur l'ensemble des lignes générera la même durée de traitement, qui vaut dans cet exemple $\frac{2222}{400} = \frac{5000}{900} = \frac{3889}{700} = 5,55$ heures.

Ligne de traitement	MEA HG	MEA LG	UD	BA HG	BA LG
Débit de production (m^3/h) ρ_l	400	900	900	700	700
Quantité demandée D_p	20 000				
Quantité produite par ligne	2 222	5 000	5 000	3 889	3 889

Tableau 3-6 : Répartition de la quantité demandée sur les lignes de traitement

La quantité produite par la ligne l pour la constitution de la commande p (v_{pl}) est comptabilisée après traitement. La quantité à prélever de la QS en amont est donc déduite par le coefficient de réduction de la gamme de traitement choisie. La relation 2' enrichit la précédente relation 2 en liant, pour chaque ligne de lavage l , la variable de décision ω_{ihlp} à la part de la demande D_p produite par cette ligne. La somme sur l de cette relation nous ramène à la relation 2.

$$\sum_{i,h} \omega_{ihlp} * x_{ih} * \eta_{ih} = \frac{D_p * \rho_l}{\sum_{l'} \rho_{l'}}; \forall p, l \quad (2')$$

3.2.4 Respect des exigences de qualité

La qualité des produits finis fabriqués par le Groupe OCP est un critère clé de performance de l'entreprise. Les commandes passées par les clients contiennent des exigences par rapport à la concentration de certains composants, comme illustré sur le Tableau 3-2. Ces exigences portent sur des bornes plancher et plafond.

L'homogénéisation de la composition du produit fini a lieu dans des réservoirs de la station de tête en amont du pipeline en combinant l'ensemble des lots de QSL produits par les lignes de traitement. Soit μ_{clp} le poids du composant c dans la quantité v_{pl} produite par la ligne l pour la constitution de la commande p , alors $\mu_{clp} = \sum_{i,h} v_{pl} \cdot \omega_{ihlp} \cdot \alpha_{ci} \cdot \gamma_{cih} | \forall c, l, p$, puisque d'après la relation 1, une seule QS i est choisi et traité avec une seule gamme h pour produire une QSL sur la ligne l pour une commande p .

Ainsi, la concentration du composant c dans la quantité demandée D_p de la commande p s'écrit $\frac{\sum_l \mu_{clp}}{D_p}$. Soit $\beta_{c\lambda_p}^{\text{Min}}$ et $\beta_{c\lambda_p}^{\text{Max}}$ les bornes inférieure et supérieure de la concentration du composant c dans le produit λ_p correspondant à la commande p (bornes exprimées en taux). Le respect de la charte qualité est garanti par la relation 3.

$$\beta_{c\lambda_p}^{\text{Min}} \leq \frac{\sum_l \mu_{clk}}{D_p} \leq \beta_{c\lambda_p}^{\text{Max}}; \forall c, p \quad (3)$$

3.2.5 Fonction-objectif de « proximité à la valeur-cible »

Dans cette version simplifiée du modèle de *blending*, nous allons considérer un seul critère d'optimisation lié à la qualité des commandes de QM destinée à utilisation en interne. Si l'on revient aux exigences de qualité de la QM « K09 local » présentée dans le Tableau 3-3, la dernière ligne de ce tableau correspond aux valeurs cibles pour chacun des composants considérés. La composition des commandes de QM dépendant considérablement des QS choisies dans le mélange peut donc varier dans la limite des bornes inférieures et/ou supérieures imposées par la charte qualité de la QM en question. Les usines chimiques peuvent donc recevoir une commande de « K09 local » à 65% de BPL, suivie d'une seconde à 66%, suivie d'une troisième à 65,3%, etc. Or cette

variation de composition chimique a pour conséquence d'augmenter les réglages des lignes de production d'acide phosphorique, ce qui engendrent des coûts supplémentaires inutiles. En d'autres termes, ces valeurs cibles représentent les valeurs de composition souhaitées dans chaque commande de cette QM (volonté d'homogénéité chimique des lots arrivant aux usines).

Cette demande de la chimie est à mettre en miroir de l'approvisionnement amont. En effet, les QS disponibles changent d'une période à une autre et il n'est techniquement pas possible de maintenir les valeurs cibles de composition continuellement. Le but est donc d'être le plus proche possible de ces cibles pour maintenir une stabilité partielle de composition des commandes dans le temps. Pour ce faire, la différence en écart absolu entre le poids du composant c dans la commande p , qui s'écrit $\sum_l \mu_{clp}$ et le poids cible $\tau_{cp} \cdot D_p$ (τ_{cp} étant la valeur cible du poids du composant c dans la commande p) doit être la plus faible possible. Si l'on note Δ_{cp} cette différence, alors Δ_{cp} doit être une variable positive à minimiser. La relation 4 permet d'exprimer la valeur absolue par deux inégalités. Enfin, la relation 5 représente la fonction-objectif à minimiser.

$$\begin{cases} \Delta_{cp} \geq \sum_l \mu_{clp} - \tau_{cp} \cdot D_p \\ \Delta_{cp} \geq \tau_{cp} \cdot D_p - \sum_l \mu_{clp} \end{cases}; \forall c, p \quad (4)$$

$$\text{Min}(\sum_{c,p} \Delta_{cp}) \quad (5)$$

3.2.6 Modèle mathématique

Ainsi, le modèle mathématique de *blending* dynamique s'exprime comme suit.

$$\text{Min}(\sum_{c,p} \Delta_{cp}) \quad (5)$$

$$\sum_{i,h} \omega_{ihlp} = 1; \forall p, l \quad (1)$$

$$\sum_{i,h} \omega_{ihlp} * x_{ih} * \eta_{ih} = \frac{D_p * \rho_l}{\sum_{l'} \rho_{l'}}; \forall p, l \quad (2)$$

$$\beta_{c\lambda_p}^{\text{Min}} \leq \frac{\sum_l \mu_{clk}}{D_p} \leq \beta_{c\lambda_p}^{\text{Max}}; \forall c, p \quad (3)$$

$$\begin{cases} \Delta_{cp} \geq \sum_l \mu_{clp} - \tau_{cp} \cdot D_p \\ \Delta_{cp} \geq \tau_{cp} \cdot D_p - \sum_l \mu_{clp} \end{cases}; \forall c, p \quad (4)$$

Ce premier exemple simple, modèle linéaire en nombres entiers, montre l'intérêt de l'approche. En effet, chaque commande est satisfaite par un mélange dont la constitution (nomenclature) et les modes de traitement (gammes) sont dynamiquement créés en fonction des qualités sources disponibles et en fonction des lignes de production disponibles.

3.3 Résumé du chapitre

Le modèle de *blending* simplifié formulé dans ce chapitre diffère légèrement de la formulation classique de Stigler (1945) par l'introduction des gammes de traitement qui modifient les spécificités des matières premières (réduction de la quantité et augmentation ou réduction de la concentration de certains composants chimiques).

Ce modèle dit de *blending* dynamique à gammes alternatives constitue le socle du problème de *blending* du site de Khouribga abordé en détails dans le chapitre 4, où plusieurs caractéristiques complémentaires rendent notre approche originale dans cette chaîne minière.

Chapitre 4



Blending dynamique pour la planification multi-lignes et multi-gammes

Les résultats obtenus à la suite des expérimentations réalisées avec l'approche « *blending* dynamique » appliquée à la mine de Ben Guérir ont motivé les dirigeants du site minier de Khouribga à lancer des projets de recherche au niveau de la nouvelle chaîne logistique caractérisée par la mise en service du *slurry pipeline*. En effet, l'introduction du *slurry pipeline* dans la chaîne logistique Axe Nord comme moyen de transport pour livrer les clients à Jorf Lasfar nécessite une évolution des méthodes et outils actuels de pilotage des flux. Le travail présenté dans ce chapitre s'inscrit donc dans le cadre d'une recherche intervention, et a nécessité d'élaborer de nouvelles propositions (différentes de celles de l'Axe Centre) pour répondre aux attentes de la direction du site de Khouribga. Le problème de *blending* dans la chaîne Axe Nord diffère radicalement de celui rencontré dans l'Axe Centre, et nous allons éclairer ces distinctions dans le présent chapitre à travers : *i*) une description détaillée du processus de mélange et du problème décisionnel ; *ii*) une présentation complète et justifiée du modèle original développé pour le résoudre ; *iii*) des exemples réels et analyse de sensibilité.

4.1 Description du problème de *blending* dans la chaîne Axe Nord

Le site minier de Khouribga de l'OCP, décrit à la Figure 4-1 est un sous-ensemble de la chaîne Axe Nord de l'OCP. Cette chaîne compte aussi deux ports (l'un situé à Casablanca et l'autre à Jorf Lasfar) pour la livraison des clients externes, et un complexe chimique situé à Jorf Lasfar, considéré comme clients internes par le site minier de Khouribga pour la production d'acides et d'engrais. Le site minier de Khouribga est quant à lui constitué de trois mines à partir desquelles sont extraits des minerais (qualifiés ici de Qualités Sources, QS), trois laveries traitant les QS pour donner lieu à des Qualités Sources Lavées (QSL), des espaces de stockage de QS et de QSL, une usine de séchage pour diminuer le taux d'humidité des minerais (QS ou QSL), et des cuves de stockage (regroupées dans une station désignée Station Tête). Ce site a comme principal objectif d'alimenter les clients internes (usines chimiques à Jorf Lasfar) et de satisfaire un ensemble de clients externes (aux ports de Casablanca et de Jorf Lasfar) à travers l'exécution de commandes de lots de produits finis (Outputs externes ou internes). Pour ce faire, le site dispose de deux circuits pour acheminer ses minerais : 1) une voie ferroviaire permettant le transport d'Output à partir des stocks en aval de l'unité de séchage pour livrer les clients accostant au port de Casablanca ; 2) un réseau de pipeline qui transporte, sous forme de pulpe, les QSL mélangées à de l'eau.

Dans la sous-section 4.1.1, nous examinons en détail les composantes industrielles du site minier de Kouribga, avant d'expliquer le processus de pilotage actuel de la planification (4.1.2).

Ensuite, nous revenons sur les principaux dysfonctionnements repérés lors de la démarche d'intervention menée sur les lieux du site (4.1.3), avant de conclure avec une brève description des propositions étudiées pour palier ces anomalies (4.1.4).

4.1.1 Présentation de la structure industrielle

Dans le circuit « pipeline », les commandes d'outputs sont fabriquées à partir des QSL et envoyées en continu par un pipeline long de 187 kms à partir de la station de tête (ST) vers une station terminale (SL). Un output doit respecter une charte qualité (CQ) à travers des contraintes de composition, de type [Min-Max], portant sur un ensemble de composants chimiques. Les QS extraites et mises à disposition au niveau des stocks en amont des laveries sont caractérisées par ces mêmes composants.

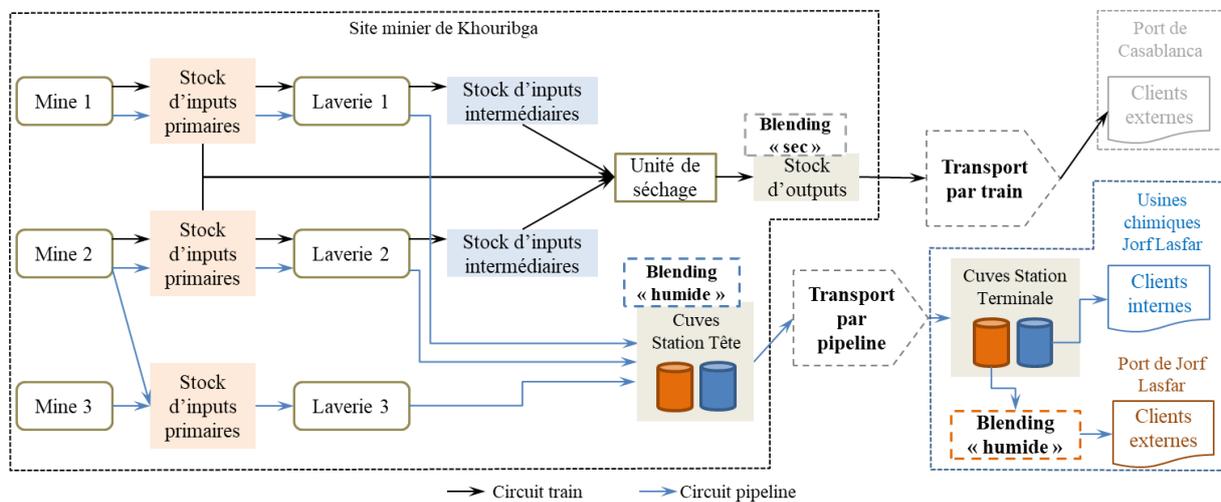


Figure 4-1 : Schéma de flux de la chaîne Axe nord

Comme mentionné plus haut, le passage en laverie d'un lot de QS produit un lot de QSL, dont les caractéristiques volumiques et de composition dépendent de celles de la QS mais aussi du choix d'une gamme de lavage. Trois gammes sont possibles : « lavage simple », constituée uniquement d'une opération de traitement sélectif ; « lavage-flottation », composée d'une opération de traitement sélectif suivie d'une seconde chimique ; « lavage-broyage-flottation », combinant trois opérations de traitement, l'une sélective, la seconde mécanique et la troisième chimique. Les trois laveries du site minier de Khouribga sont composées de cinq lignes de production : deux laveries avec deux lignes chacune et une laverie avec une seule ligne de production, dont les débits de production sont fournis sur le Tableau 4-1.

Laverie	Laverie 1		Laverie 2	Laverie 3		TOTAL
Ligne	MEA HG	MEA LG	UD	BA LG	BA HG	
Débit de production (m ³ /h)	900	400	900	700	700	3600

Tableau 4-1 : Débit de production des lignes de traitement

L'ensemble est organisé suivant deux configurations possibles : un **traitement monoproduction** mobilisant les cinq lignes sur une période donnée afin d'alimenter le pipeline d'un produit standard à destination des usines chimiques (output interne) et un **traitement bi-production** permettant de combiner la fabrication simultanée de deux outputs, l'un interne mobilisant, par exemple, trois lignes et l'autre externe (à destination de l'export) sur deux autres lignes.

4.1.2 Présentation du pilotage actuel

Avant l'étape du transport, la planification et l'ordonnancement des commandes d'output sont réalisées en programmant manuellement chaque commande soit à l'aide de l'outil Excel, soit à l'aide d'un outil de planification « Quintiq » développé par une entreprise tierce.

4.1.2.1 Définition des matrices de fabrication :

La définition de la matrice de fabrication s'effectue selon plusieurs étapes variant en fonction du mode d'expédition (par train ou Pipeline).

En ce qui concerne l'output interne « K09L » expédié par Pipeline, la définition de sa matrice de fabrication est réalisée à partir du choix d'une matrice parmi une liste de matrices pour chaque laverie (Figure 9). Celles-ci sont censées être définies à partir de QS dont les caractéristiques ne sont pas impérativement celles observées en réalité. Elles sont, en effet, créées en sélectionnant les QS de manière empirique (généralement les QS « BT » et « TBT » sont choisies), et en effectuant des simulations selon le mode de traitement, afin de satisfaire les exigences de la CQ de l'output « K09L ». Une fois les matrices choisies pour les trois laveries, une correction est effectuée en mélangeant les profils obtenus du « K09L » selon un ratio par laverie. Ces fractions sont définies par expérience. Pour finir, le mélange a lieu au niveau de la Station Tête.

Cette démarche de définition des matrices conduit à formuler trois remarques méthodologiques : d'abord, le choix des QS s'opère de manière arbitraire justifiée par l'expérience. Ensuite, le jeu de contraintes donné par la Charte Qualité est remplacé par des valeurs cibles des composants. Enfin, la résolution du système d'équation s'opère d'abord sur un seul composant (BPL), puis les corrections des ratios de contribution s'effectuent par ajustement manuel pour les autres composants. Cette succession d'opérations empiriques ne

garantit pas la stabilité de la composition des produits et conduit à des dépenses complémentaires peu utiles. L'analyse de cette procédure pose la question de savoir sur quelle base repose la sélection d'une matrice parmi plusieurs suggestions pour chaque laverie. Aucune démarche d'optimisation n'est assurée.

4.1.2.2 Démarche de planification actuelle

La programmation par l'outil Excel est réalisée principalement dans le cas où il n'y a pas de commande externe à satisfaire. Le besoin hebdomadaire de l'output « K09L » est d'abord communiqué par le service flux de Jorf. Ensuite, sur la base de la consommation moyenne des clients internes et la dernière commande en cours d'acheminement à la journée j , les stocks dans la station terminale (SL) sont calculés sur la base de différence de débits de consommation et de transport par pipeline. Cette évaluation permet de déterminer la date d'arrivée de la prochaine commande pour éviter un désamorçage à la SL. Enfin, un scénario de la marche prévisionnelle des adaptations et le remplissage de la Station Tête est réalisé en se basant sur les hypothèses de disponibilité des laveries communiquées par les responsables de traitement. Les mélanges de QS sont déterminés de manière empirique à partir d'une liste de mélanges communiquée par le service « *Business Steering* » (BS) de Casablanca.

Quant à la programmation de deux outputs, l'un interne et l'autre externe, le responsable planification s'aide de l'outil « Quintiq », qui est une application qui permet d'effectuer un ordonnancement manuel à l'aide du principe de « *drag and drop* » des volumes de commande. A chaque « *drag and drop* », l'outil valide le volume programmé, en vérifiant si les différentes contraintes liées aux capacités de stockage de la SL et de la ST sont bien respectées. Pour la détermination des mélanges, l'outil se base sur la disponibilité des QS en amont des laveries et sur une liste de mélanges hiérarchisés (communiquée par le BS). Le mélange est retenu pour chaque laverie uniquement sur la base du BPL. Malgré le nombre important de calculs, la planification peut être effectuée pour deux outputs sur un horizon temporel d'une semaine au maximum. Néanmoins, si l'on désire expédier plus de deux outputs dans le pipeline, l'opération d'ordonnancement devient impossible à réaliser, car le modèle sur lequel est fondé le logiciel est rigide et ne supporte pas de changements de code.

4.1.3 Présentation des dysfonctionnements (diagnostic)

La méthode d'un *blending* à sec de QS, suivi éventuellement d'un traitement complémentaire en laverie, pour obtenir un output conforme (Azzamouri *et al*, 2020), n'est techniquement pas possible sur le site de Khouribga comme c'est le cas pour l'Axe Centre. En effet, les stocks de QS en amont des laveries n'ont pas une capacité importante comme les parcs de la zone de *blending* de la mine de Ben Guérir. En conséquence, il est difficile de réaliser les mélanges de QS avant d'entamer le traitement. Ce lavage permettant rarement aux QSL de

vérifier les contraintes de composition des outputs, il est nécessaire de les mélanger pour respecter les spécifications de qualité. Pour l’Axe Nord, le séquençement est donc inversé avec un processus de traitement par laverie suivi d’un mélange de QSL en sortie des laveries.

Dans le cadre du diagnostic mené au sein du site minier de Khouribga, nous avons analysé des données liées aux *batches* envoyés par pipeline sur un an et demi, depuis janvier 2017 jusqu’à mai 2018. L’analyse a porté sur deux volets : i) l’écart absolu observé entre *batches* successifs pour les composants BPL, MgO et SiO₂R ; et ii) le respect de la charte qualité des *batches* de « K09L » en sortie des laveries et Station Tête.

Pour analyser la variation de la composition entre deux *batches* successifs envoyés par pipeline, nous avons calculé l’écart absolu pour chacun des trois composants comme illustré sur le Tableau 4-2 : l’écart absolu 0,13 encadré en jaune est obtenu en soustrayant 67,3 à 67,17 encadré en bleu et vert respectivement.

N°de batch / mois	Analyses des batches (Echantillon manuel)			Variation batches pipe		
	% BPL	% SiO ₂ R	% MgO	% BPL	% SiO ₂ R	% MgO
B-01/01-2017	67.17	1.10	0.70	0.13	0.07	0.13
B-02/01-2017	67.30	1.17	0.57	0.62	0.36	0.19
B-03/01-2017	66.68	1.53	0.76	0.08	0.14	0.06
B-04/01-2017	66.76	1.39	0.70	0.78	0.04	0.03
B-05/01-2017	67.54	1.35	0.67	0.56	0.04	0.01
B-06/01-2017	66.98	1.31	0.68	1.76	0.04	0.19
B-07/01-2017	65.22	1.27	0.87	0.14	0.17	0.06

Tableau 4-2 : Ecart absolu de composition entre deux *batches* successifs envoyés par pipeline

Par la suite, nous avons dressé les histogrammes qui donnent la distribution des écarts absolus observés pour chacun des trois composants étudiés (Figure 3-3, Figure 4-2, Figure 4-3).

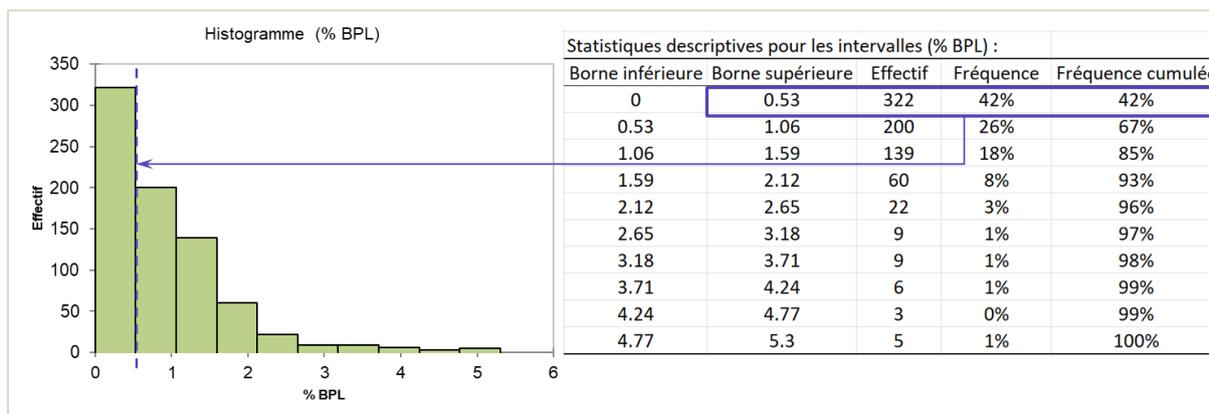


Figure 4-2 : Distribution des écarts absolus pour le composant BPL

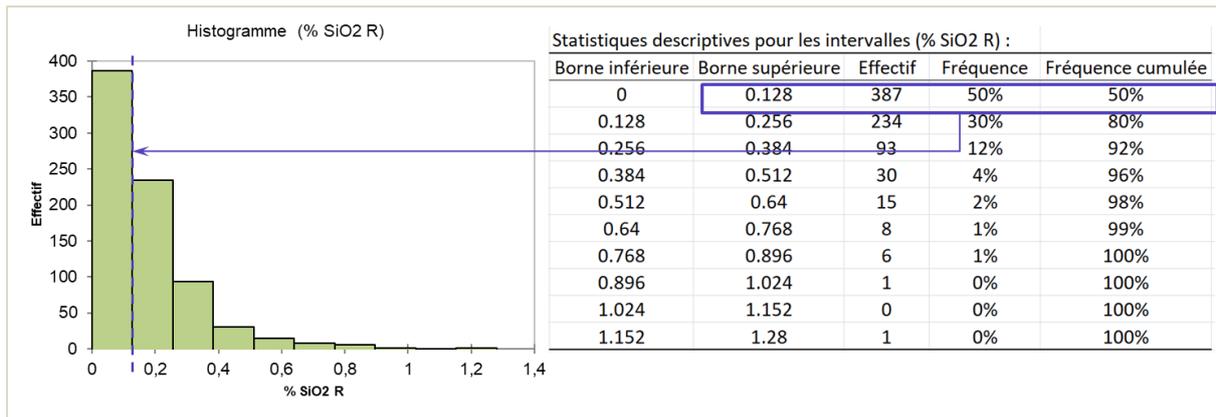


Figure 4-3 : Distribution des écarts absolus pour le composant SiO₂R

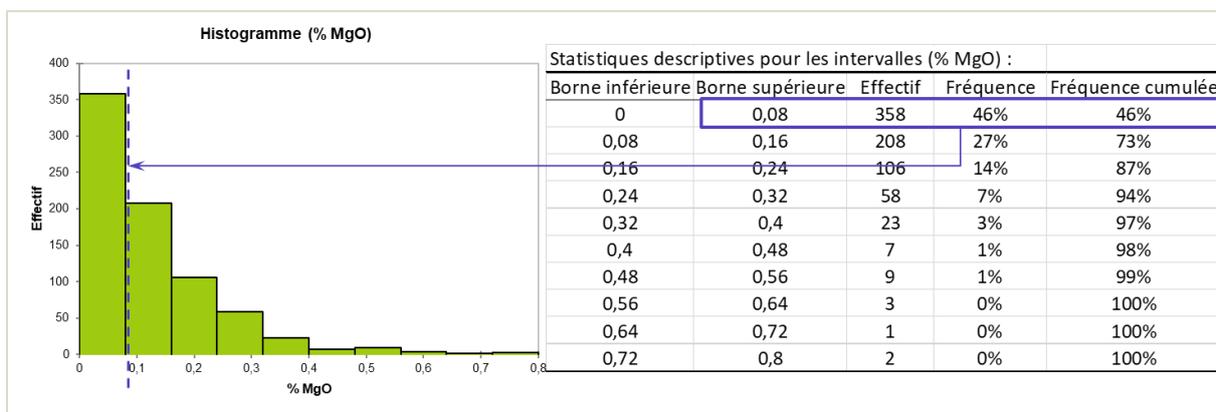
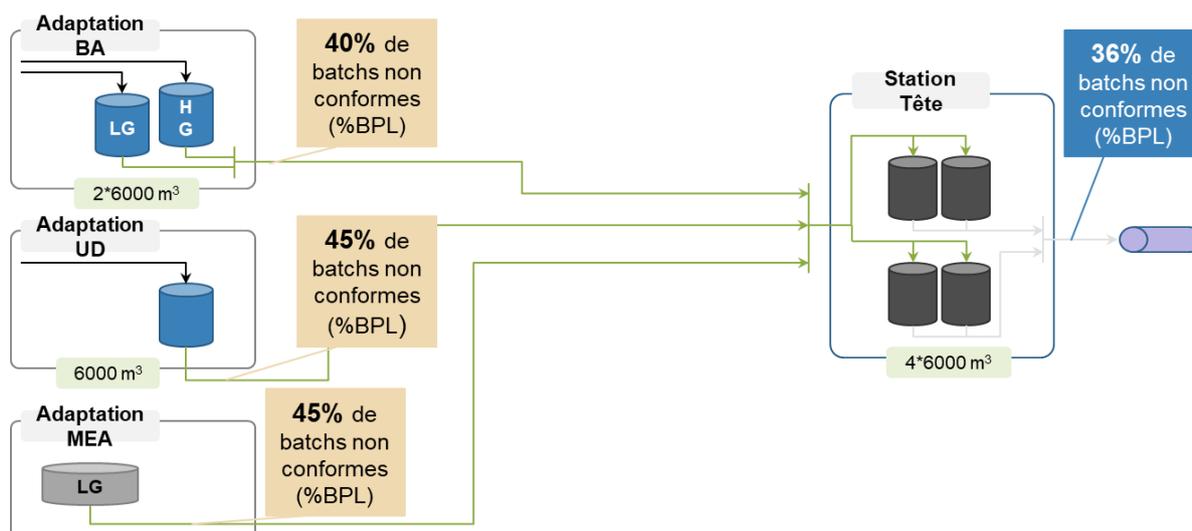


Figure 4-4 : Distribution des écarts absolus pour le composant MgO

D'après les distributions obtenues, nous pouvons remarquer que seuls 42% des *batches* échantillonnés ont un écart absolu inférieur à 0,53% pour le composant BPL ; 50% ont un écart absolu inférieur à 0,128% pour le composant SiO₂R ; et 46% sont à moins de 0,08% d'écart absolu pour le composant MgO. Cette analyse révèle que l'on maîtrise moins la stabilité de composition des *batches* pour les composants BPL et SiO₂R comparé au composant MgO.

Par ailleurs, l'analyse de conformité des *batches* envoyés par pipeline durant la même période a montré que le phénomène de compensation entre les laveries permettait de réduire le taux de non-conformité. En effet, d'après la Figure 4-5, alors que le taux des *batches* non conformes est de 45% à la sortie des adaptations de UD et MEA, et de 40% à la sortie de l'adaptation BA, on observe un taux de non-conformité à seulement 36% en sortie de la Station Tête (donc après mélange des flux), en considérant ici qu'un batch est non conforme s'il ne respecte pas la valeur minimale du composant BPL, qui est de 65%.

Figure 4-5: Taux de conformité des *batches* envoyés par pipeline

Un autre dysfonctionnement relevé est lié au processus de détermination des mélanges de QS pour répondre à la demande d'output expédié par pipeline. Comme expliqué dans la sous-section 3.1.2, le pilotage des flux est effectué en se basant principalement sur le composant BPL d'abord (ce qui simplifie largement le problème du *blending*).

Pour pallier ces dysfonctionnements, le modèle proposé doit permettre (1) de garantir une alimentation continue des usines chimiques avec un output interne entrant dans le *slurry pipeline* qui vérifie la CQ, et (2) de satisfaire la CQ de l'output lié à un client externe une fois que tous les lots de QSL, répondant à cette commande, sont arrivés aux cuves de la SL situées en aval du pipeline. Ainsi, nous avons proposé une nouvelle approche de détermination des mélanges, en organisant le fonctionnement des laveries suivant les deux modes de production cités plus haut : un mode monoproduction (sur la base du travail réalisé dans Bamoumen *et al*, 2020⁴) ; et un mode bi-production (Bamoumen *et al*, 2021⁵).

A noter que travailler sur un sous-ensemble de lignes (et donc en mode bi-production) restreint fortement les combinaisons possibles de mélanges et donc augmente le risque de ne pas être en mesure de satisfaire la CQ des deux outputs, sachant que l'approvisionnement continu des usines chimiques avec un output unique est une contrainte forte imposée par l'industriel. Nous allons voir dans la section 4.2.1, qu'en raison de la différence entre le débit

⁴ Mouna Bamoumen, Vincent Hovelaque, Vincent Giard. « *Un modèle de blending pour la planification dynamique d'une chaîne logistique minière* ». 13ème Conférence Francophone de Modélisation, Optimisation et Simulation- MOSIM'20, Nov 2020, Agadir, Maroc. ([hal-03005623](https://hal.archives-ouvertes.fr/hal-03005623))

⁵ Mouna Bamoumen, Vincent Hovelaque, Vincent Giard. « *Planification dynamique multilignes et multigammes avec matières hétérogènes : un modèle de blending appliqué à une chaîne logistique minière* ». CIGI Qualita 2021, Grenoble, France.

de production des lignes et celui d'alimentation des usines chimiques, les deux configurations de production génèrent soit une saturation des cuves initialement vides de la SL par l'output interne – en cas de monoproduction, soit un désamorçage lié au vidage des cuves initialement pleines de l'output interne (produit au niveau des laveries simultanément avec un output externe en cas de bi-production).

4.1.4 Présentation de l'intervention proposée

Le problème général étudié est donc celui de la capacité d'une chaîne logistique continue à répondre à une demande en produits finis de phosphate, et ce en mélangeant (mécaniquement) différents types de minerais (extraits de mines), caractérisés par une dizaine de composants chimiques, dont quatre uniquement sont pris en compte dans la modélisation, vue leur importance vis-à-vis des clients.

L'approche retenue consiste à synchroniser l'arrivée des flux des différentes laveries à la Station Tête. En s'appuyant sur cette hypothèse, l'objectif est double : d'abord créer un ordonnancement de l'expédition à court terme dans le pipeline fondé sur le séquençement des configurations monoproduction et bi-production des lignes. Cet ordonnancement doit satisfaire les besoins en aval en outputs interne et externe, tout en respectant la capacité et la contrainte de non désamorçage des usines chimiques (output interne). Ensuite établir un programme de planification des lignes qui répond au programme d'ordonnancement précédent, en déterminant les QS à mobiliser et la gamme à appliquer sur les lignes.

Dans un premier temps, le programme d'expédition a été considéré comme une donnée exogène dans l'établissement du planning des mélanges. Pour ce faire, un modèle mathématique linéarisé permet de satisfaire le programme d'ordonnancement en quantité, qualité et délai. Dans un second temps, ce programme va être optimisé dans le cadre d'un modèle couplant optimisation de la demande aval du pipeline et planification amont des *blends*.

Ainsi, le chapitre présent détaille les hypothèses considérées pour traiter le problème de *blending* dans le site de Khouribga, alors que le chapitre 5 est consacré à la présentation de l'approche retenue pour concevoir le modèle d'ordonnancement des commandes ainsi que le couplage avec le modèle du *blending* dynamique.

Pour résumer, le problème de *blending* dynamique étudié dans le site de Khouribga présente une originalité particulière liée à la combinaison des caractéristiques suivantes :

- i) Le site de Khouribga est constitué de cinq lignes (donc problème multilignes). Les lignes traitent successivement des lots de QS ; il n'y a pas de mélange en amont au niveau des stock de QS car leur capacité ne le permet pas.

- ii) Chaque laverie a plusieurs modes de traitement à disposition (donc multi-gammes). Plusieurs gammes sont compatibles pour l'obtention d'un lot de QSL en sortie des lignes ; ces gammes impactent à la fois la composition chimique de la QS, son poids et le temps de production.
- iii) Le changement de gamme entre deux lots de QS peut s'accompagner d'un temps de lancement qui stoppe la production de la ligne ; ces temps de lancement correspondent à des temps de séjour du lot de QS dans une installation qui vient d'être mise en marche (lorsqu'on passe par exemple de la gamme « lavage simple » à la gamme « lavage-flottation »).
- iv) Les pipes d'alimentation de la ST contiennent des quantités de QSL dépendant du débit et de l'éloignement de la laverie ; en conséquence, le programme de production de QSL sur les lignes doit tenir compte du temps de transport pour assurer une alimentation synchronisée de la ST par les lots de QSL en provenance des laveries.
- v) La production étant continue à partir des laveries (mélange du produit avec de l'eau), il faut tenir compte de résidus présents dans les laveries, dans les pipes secondaires et dans la ST lors du lancement d'un nouvel ordre de fabrication de QSL.
- vi) Les disponibilités des QS dépendent d'un programme mensuel d'extraction minière (révisé trimestriellement) établi par les équipes de production minière (flux poussé).

En tenant compte de l'ensemble de ces contraintes, nous avons déterminé un programme d'expédition des commandes d'output dans le pipeline en se basant sur l'affectation des commandes aux lignes (voir Figure 4-7), le problème à traiter étant celui du choix des QS et des gammes permettant de respecter la CQ.

4.2 Formulation proposée du problème de *blending*

Dans cette section, nous présentons les principes à la base du modèle de *blending* pour traiter le problème rencontré sur le site Khouribga, avant d'enchaîner sur la formulation mathématique du modèle avec l'explication de toutes les relations mathématiques.

4.2.1 Caractéristiques de modélisation

Le problème de *blending* rencontré dans le site minier de Khouribga (Figure 4-6) consiste à spécifier la production de P commandes exécutées sur L=5 lignes de production, à partir d'un

ensemble de I QS. Chaque commande p est caractérisée par un output à fabriquer parmi J outputs et un volume D_p (exprimé en m^3). Chaque ligne traite, par lot, une QS unique et la transforme en QSL via une gamme de transformation parmi trois gammes possibles.

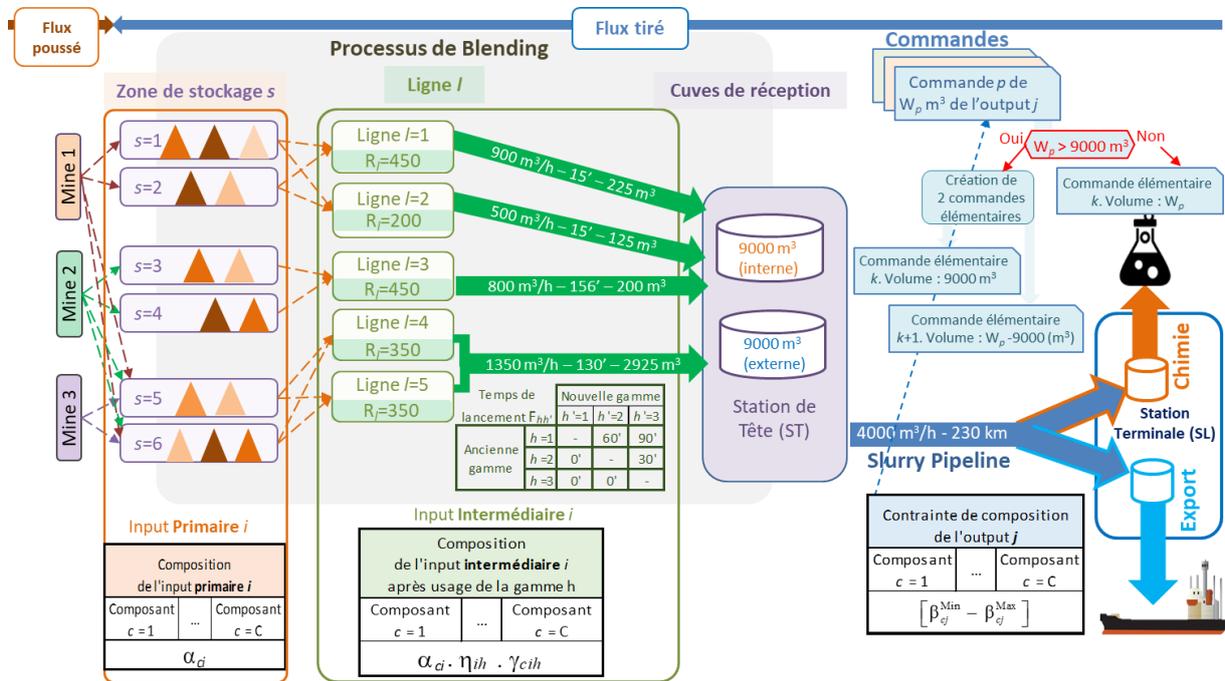


Figure 4-6 : Schéma de flux de la chaîne logistique étudiée

4.2.1.1 Planification basée sur deux modes de production

Comme introduit en début de chapitre, il existe deux modes de fonctionnement des lignes :

Mode monoproduction. Les cinq lignes concourent simultanément à la production d'une commande d'un output interne à destination des usines chimiques. Le mélange obtenu en sortie des cinq laveries vérifie la charte qualité de l'output interne.

Mode bi-production. Les laveries sont partagées en deux sous-ensembles, travaillant en parallèle sur une même durée, pour traiter deux commandes, l'une liée à un output interne et l'autre à un output externe. Pour toute commande interne, le mélange obtenu en sortie des trois laveries (donc dans certaines cuves de la ST) respecte la CQ. La commande externe produite dans une phase de bi-production est dite « commande élémentaire » car elle correspond à une fraction de la commande totale demandée par le client (voir figure précédente). Ainsi, la plupart des commandes externes sont scindées en deux commandes élémentaires qui vont être exécutées sur deux périodes de bi-production. Ce découpage a l'avantage d'accroître les possibilités de mélange de QSL pour respecter la charte qualité (avec deux commandes élémentaires, quatre QSL vont être produites en 2 séquences). Ainsi, pour ces commandes, le

respect de la CQ est assuré en aval, lorsque tous les lots de QSL sont arrivés dans la cuve accueillant la production destinée à l'export.

Dans notre modèle, la planification est initialisée par le remplissage d'une cuve de la ST par un output interne. Ainsi, il s'agit d'un mode **monoproduction** tel que le volume de la première commande élémentaire correspond au remplissage d'une cuve de la ST (9000 m³) par des QSL provenant simultanément de l'ensemble des cinq lignes, sans vidage préalable de la cuve. La seconde commande élémentaire, d'un volume $D_p - 9000$, est constituée dès le début du vidage du lot précédent dans le *slurry pipeline*, le vidage et le remplissage pouvant donc s'effectuer simultanément pour ce second lot élémentaire, puisque la contrainte de satisfaction de la charte qualité est vérifiée dès l'entrée du mélange dans la ST.

Dans le cas d'une **bi-production**, le volume d'une commande élémentaire interne est contraint par la durée de production d'une commande élémentaire externe et par l'intervalle de temps nécessaire pour nettoyer le *slurry pipe* par de l'eau entre deux expéditions successives. Le volume de la première commande élémentaire interne peut ne pas atteindre 9000 m³, et dépend du volume produit par les lignes mobilisées pendant la production d'une commande élémentaire externe. Ainsi, une commande externe est scindée en plusieurs lots d'un volume inférieur à 9000 m³ mais obligatoirement supérieur à 4000 m³. Ces lots (ordonnés sur plusieurs périodes disjointes) alimentent l'une des deux cuves de la SL par le *slurry pipeline*. Comme énoncé précédemment, c'est le mélange de ces lots successifs qui assure la CQ au niveau de ces cuves. Ainsi, chaque lot est associé à un sous-ensemble prédéterminé de lignes, les lignes restantes étant affectées à la satisfaction d'un lot d'un output interne. Dans cette configuration, chacune des deux commandes ne génère qu'une commande élémentaire. Dans les deux configurations, la première commande élémentaire va progressivement remplir une cuve vide de la ST en commençant par accueillir les résidus des QSL précédentes présents dans les lignes affectées à celle-ci jusqu'à saturation des cuves de la ST ou à la fin de la production demandée, puis les nouvelles QSL. Pour la seconde commande élémentaire liée à une monoproduction (donc à un output interne), le vidage et remplissage peuvent être simultanés, les contraintes de composition étant respectées dès le mélange effectué à l'entrée de la cuve.

4.2.1.2 Programme d'expédition du pipeline

Le programme d'expédition schématisé sur la Figure 4-7 (Gantt haut / pipeline) a été construit de manière à respecter les contraintes de non désamorçage des usines chimiques (saturation/vidage), et concerne cinq commandes d'outputs expédiées sur une journée et demi

soit 36h). Trois commandes portant sur l'output interne sont produites en monoproduction (commandes 1, 4 et 5), et deux commandes, l'une portant sur l'output interne et l'autre sur un output externe, sont produites simultanément sur les lignes (commandes 2 et 3), mais expédiées séquentiellement dans le pipeline. Comme le débit de production des lignes ($3600 \text{ m}^3/\text{h}$) est inférieur à celui d'expédition ($4000 \text{ m}^3/\text{h}$), la durée d'expédition des commandes est plus courte que celle de production.

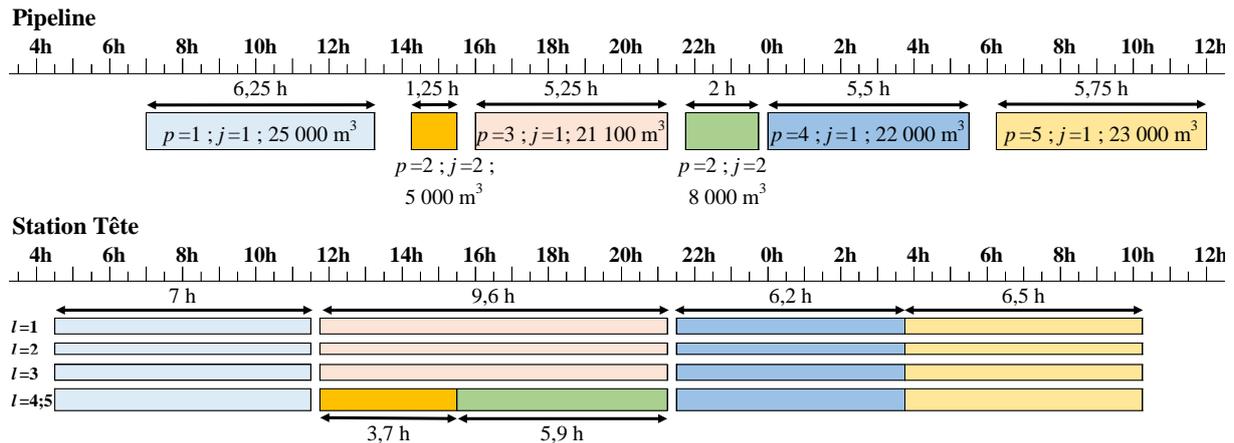


Figure 4-7 : Programme d'expédition des commandes d'outputs

Par exemple en mono-production, la commande 1, d'un volume de $25\,000 \text{ m}^3$, est expédiée dans le pipeline pendant une durée de 6,25 heures entre 7h et 13h15, alors que sa production nécessite une durée de 7 heures. Ceci implique que, pour garantir une alimentation continue dans le pipeline, il faut que les commandes soient stockées à la ST avant le début de leur expédition. Dans la sous-section 5.1.1, nous expliquerons comment ce décalage est pris en compte dans notre modèle entre l'arrivée à la ST et le début d'expédition dans le pipeline. Par ailleurs, en bi-production, la commande 2 portant sur un output externe est produite sur deux lignes pour un volume total de $13\,000 \text{ m}^3$, ce qui nécessite un temps de production de 9,6 heures. Pendant ce laps de temps, les trois autres lignes produisent un volume de $21\,100 \text{ m}^3$, soit la création de la commande 3 portant sur un output interne. Ainsi, sur la Figure 4-7 (Gantt bas / Station Tête), la commande 3 figure en rouge clair et la commande 2 est constituée par les deux lots en vert et orange. Le fractionnement de la commande 2 est un atout pour le respect de la charte qualité puisque $2*2$ QS pourront être utilisés. Dans le cas d'une bi-production, comme les lignes sont partagées pour fabriquer en même temps deux commandes, la durée de production est encore plus longue que la durée d'expédition, car le débit de production total ($3600 \text{ m}^3/\text{h}$) est fractionné entre les deux sous-ensembles de lignes de production. Dans

l'exemple de la Figure 4-7, le premier lot de 5000 m^3 de la commande 2 est expédié dans le pipeline pendant 1,25 heure, suivi de la commande 3 portant sur l'output interne pendant 5,25 heures, le temps que le second lot de la commande 2 soit produit et donc prêt pour l'expédition. Notons au final la présence d'« espaces » entre les différentes commandes expédiées dans le pipeline. En réalité, ces espaces correspondent à des temps de purges d'eau utiles entre les différentes commandes (la durée minimale d'une purge étant de 0,25 heure).

Pour illustrer la décomposition des commandes d'output en commandes élémentaires, le programme d'expédition de la Figure 4-7 est repris sur la Figure 4-8. La commande $p = 1$ (d'un volume $D_p = 25\,000 \text{ m}^3$) produite en monoproduction est décomposée en deux commandes élémentaires : la première $k = 1$ d'un volume de 9000 m^3 correspondant au remplissage sans vidage d'une cuve de la ST ; et la deuxième $k = 2$ d'un volume $D_p - 9000 = 16\,000 \text{ m}^3$.

La commande $p = 2$ portant sur un output externe est scindée en deux commandes élémentaires $k = 3$ et $k = 6$ qui vont être réalisées séquentiellement (sur 2 laveries en parallèle). La commande interne $p = 3$ est divisée en autant de commandes élémentaires (ici les commandes élémentaires $k = 4$ et $k = 5$) qui vont être réalisées en parallèle des deux commandes précédentes. Ainsi, les volume des commandes élémentaires effectuées en mode biproduction doivent coïncider temporellement. Par exemple, le volume de 5000 m^3 associé à $k = 3$ génère un temps de production de 3,7 heures. Les trois laveries associées à la commande $k = 4$ vont donc tourner 3,7 heures avec un débit de 2200 m^3 , soit un équivalent 8000 m^3 .

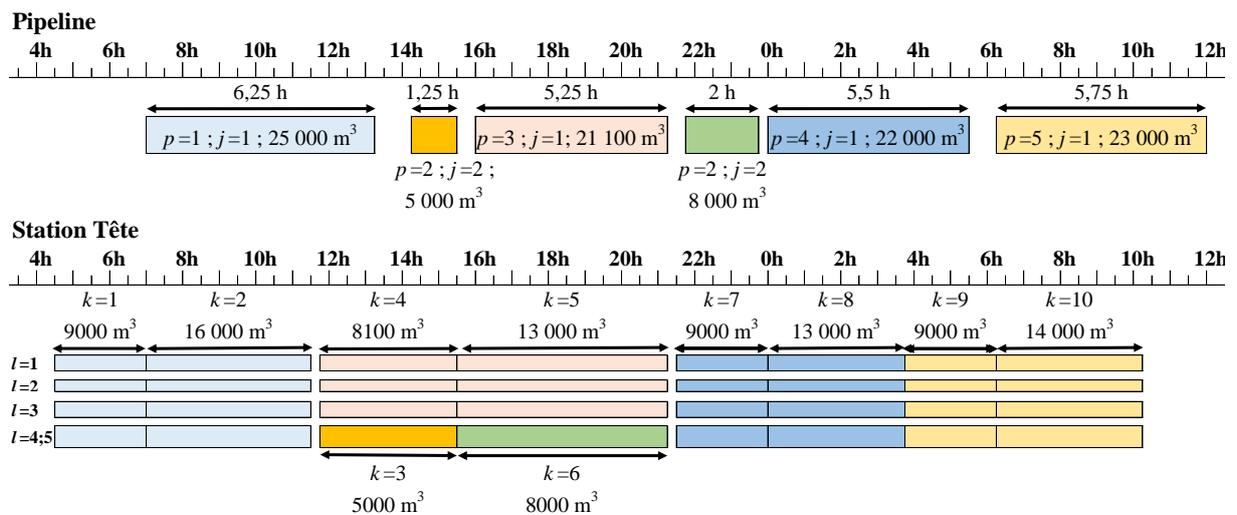


Figure 4-8 : Décomposition des commandes d'output en commandes élémentaires

En amont de chaque ligne de production se trouve un sous-ensemble de I QS, répartis dans l'une des $S = 6$ zones de stockage selon le gisement d'où il a été extrait. Chaque QS est définie par (1) une zone de stockage s où elle est stockée, (2) une quantité exprimée en tonnes et (3) une qualité correspondant au poids de certains composants chimiques.

Pour la constitution d'une commande élémentaire, chaque ligne est alimentée par une seule QS, donnant lieu à une QSL à l'aide d'une seule gamme h , parmi $H=3$ gammes possibles (lavage simple ; lavage-flottation ; lavage-broyage-flottation). L'utilité de ces gammes est d'enrichir le minerai (augmentation de la concentration du phosphate) en éliminant certains éléments considérés comme impureté, notamment la silice (SiO_2), la magnésie (MgO), ou encore le cadmium (Cd), à l'aide de la combinaison d'opérations mécanique, chimique et de séparation. Chaque gamme engendre (i) des pertes de matières suivant un coefficient de réduction propre à cette gamme, et (ii) une augmentation ou diminution de la concentration des composants chimiques de la QS traitée, suivant des coefficients de distorsion relatifs à cette gamme.

Le traitement d'une QS dans une ligne dure environ une demi-heure, quelle que soit la ligne. En conséquence, lors du changement de QS alimentant la ligne l , sa cuve contient un lot de la QS précédente, de volume R_l , équivalent à un résidu d'une demi-heure de production de la ligne en question (donc dépendant du débit de cette ligne). Le changement de gamme sur une ligne peut donner lieu à un temps de lancement pendant lequel la QS précédente séjourne dans les installations pour y être traité, notamment dans les cellules de flottation où il est nécessaire de tenir compte d'un temps d'attente lié aux réactions chimiques qui se produisent. Par exemple, pour passer de la gamme $h = 1$ à $h = 2$, il faut un temps de lancement d'une heure environ (voir Tableau 4-3 ci-après). Ces temps de lancement sont pris en compte dans la distribution des volumes à produire sur chaque ligne, afin de maintenir une synchronisation de production de la commande élémentaire en question. Ainsi, si une ligne est momentanément neutralisée en raison d'un temps de lancement, la production équivalente à ce temps est répartie sur les autres lignes.

Temps de lancement $F_{hh'}$		Nouvelle gamme		
		$h'=1$	$h'=2$	$h'=3$
Ancienne gamme	$h=1$	-	60'	90'
	$h=2$	0'	-	30'
	$h=3$	0'	0'	-

Tableau 4-3 : temps de lancement lors d'un changement de gamme

Par exemple, cherchons à répartir le volume de 9000 m^3 de la commande élémentaire $k = 1$ sur chacune des cinq lignes, sachant que, pour la commande initiale, il n'y a pas eu de changement de gamme entraînant un temps de lancement sur les lignes (par exemple les

gammes opérées à l'instant initial sont les mêmes que celles opérées pour la fabrication des QSL pour la commande élémentaire $k=1$). Dans ce cas, chaque ligne l va produire $9000 * \frac{\text{débit}_l}{\sum_l \text{débit}_l}$. La somme totale des débits des lignes étant de $3600 \text{ m}^3/\text{h}$, le temps de production va être de 2,5 heures. Le débit de la ligne $l=1$ étant de $900 \text{ m}^3/\text{h}$, le volume produit par la ligne $l=1$ en 2,5 h est de 2250 m^3 .

Considérons maintenant un changement de gamme $h=1$ à la gamme $h=2$ générant un temps de lancement d'une heure sur la ligne $l=1$ (ce qui signifie que celle-ci sera en arrêt de production pendant une heure), alors le temps de production $\frac{(9000 + \text{débit}_{l=1} * 1)}{\sum_l \text{débit}_l} = 2,75 \text{ h}$ sur cette ligne sera diminué d'une heure et sera donc de 1,75 h, soit un volume de 1575 m^3 . Par ailleurs, les quatre autres lignes fonctionneront toutes pendant la même durée de 2,75 h pour produire l'équivalent de l'arrêt de production sur la ligne $l=1$ qui est de 900 m^3 .

4.2.1.3 Critère d'optimisation

Le critère d'optimisation retenu dans le modèle vise à minimiser les coûts de production des outputs (extraction et traitements en laverie) tout en cherchant à stabiliser la composition des outputs commandés par le client interne. Pour ce dernier, la composition d'une commande interne doit être la plus proche d'une structure cible pour éviter des coûts de réglages élevés dans les usines chimiques, coûts difficilement quantifiables actuellement. La déviance est définie comme l'écart entre la structure de composition de l'output et la structure cible. Un coût de pénalité lié à cette déviance est introduit et permet d'orienter la solution retenue dans l'ensemble des solutions respectant les contraintes du problème (voir Bara *et al.* 2020). L'impact du choix de cette pénalité sera analysé au 4.3.3.

Ainsi, en résumé, le modèle détermine, pour chaque ligne, le couple « quantité de QS à traiter / gamme à utiliser » pour obtenir le lot de la QSL utilisée pour fabriquer une commande élémentaire, en tenant compte des impératifs de synchronisation et d'éventuels temps de lancement.

4.2.2 Notations du modèle

Les poids sont exprimés en tonne, les volumes en m^3 et les coûts en euro, à partir de coûts conventionnels pour des raisons de confidentialité. La conversion de la tonne en m^3 est assurée

par un coefficient noté θ , produit de la densité (en tonne/m³) par un taux de solide (en %), exprimant la concentration du produit dans l'eau.

4.2.2.1 Indices

- i Indice de QS ($i = 1 \dots I$).
- c Indice du composant chimique ($c = 1 \dots C$).
- s Indice de la zone de stockage des QS ($s = 1 \dots S$).
- h Indice de la gamme ($h = 1 \dots H$).
- l Indice de la ligne ($l = 1 \dots L$).
- p Indice de la commande à fabriquer ($p = 1 \dots P$).
- k Indice de la commande élémentaire à fabriquer ($k = 0 \dots K$). La commande fictive $k = 0$ repère la dernière commande produite juste avant le début du programme de production, en postulant que toutes les lignes sont mobilisées.
- j Indice de l'output ($j = 1 \dots J$).
- n Indice du prédicat ($n = 1 \dots N$).

4.2.2.2 Paramètres

- θ Coefficient de conversion du poids (tonne) en volume (m³).
- ρ_l Minimum entre les débits de production et de transfert pour une ligne l .
- δ_l Numéro de la QS présent dans la ligne l au début de la fabrication de la première commande élémentaire.
- δ'_l Numéro de la gamme utilisée par la ligne l avant le début de la fabrication de la première commande élémentaire.
- R_l Volume résiduel dans la ligne l au début de la fabrication d'une commande élémentaire.
- Π_{sl} Booléen valant 1 si la zone de stockage s alimente la ligne l .
- ψ_i Numéro de la zone de stockage de la QS i .

- S_{i0} Quantité de la QS i disponible au stock amont au début de l'horizon considéré (tonne).
- α_{ci} Proportion du composant c dans le poids de la QS i .
- η_{ih} Coefficient de réduction de la QS i par la gamme h . Si la gamme h n'est pas utilisable pour traiter l'IP i , alors $\eta_{ih} = 0$.
- γ_{cih} Coefficient de distorsion du composant c de la QS i par la gamme h .
- λ_k Numéro d'output j concerné par la commande élémentaire k ($j = \lambda_k$).
- E_k Numéro de commande à laquelle se rattache la commande élémentaire k .
- D_k Volume de la commande élémentaire k à fabriquer.
- G_{E_k} Booléen valant 1 si la commande $p = E_k$ émane d'un client interne.
- $\beta_{c\lambda_k}^{\text{Min}}$ Borne inférieure de la proportion du composant c dans le poids de l'output $j = \lambda_k$.
- $\beta_{c\lambda_k}^{\text{Max}}$ Borne supérieure de la proportion du composant c dans le poids de l'output $j = \lambda_k$.
- $\tau_{c\lambda_k}$ Valeur cible de la proportion du composant c dans le poids de l'output $j = \lambda_k$. Cette valeur cible n'est utilisée que si l'output j est commandé par un client interne ($G_{E_k} = 1$).
- B_{kl} Booléen valant 1 si la commande élémentaire k fait appel à la ligne l .
- A_k Booléen valant 1 si la commande élémentaire k mobilise toutes les lignes disponibles.
- W_{kl} Numéro de la commande qui précède la commande k dans la séquence des commandes exécutées sur la ligne l .
- $F_{hh'}$ Temps de lancement lors du passage d'une gamme h à une gamme h' .
- σ_c Coût unitaire (par m^3) de la pénalité associée à l'écart absolu entre la quantité cible souhaitée $\tau_{c\lambda_k}$ du composant c de l'output λ_k et celle obtenue par le mélange produisant cet output.
- χ Coût d'extraction d'une tonne de QS.

ϕ_h	Coût de traitement d'une tonne de QS par la gamme h .
Γ_n	Expression d'un prédicat spécifique n (la notion de prédicat est précisée en 4.2.2.4)

4.2.2.3 Variables

ω_{ihlk}	Variable de décision - binaire valant 1 si la QS i est traitée par la gamme h sur la ligne l pour produire la commande élémentaire k .
y_{ilk}	Variable intermédiaire – binaire valant 1 s'il y a changement de QS à traiter sur la ligne l entre les commandes élémentaires W_{kl} et k .
$z_{hh'lk}$	Variable intermédiaire – binaire valant 1 s'il y a changement d'une gamme h à la gamme $h' \neq h$ sur la ligne l entre les commandes élémentaires W_{kl} et k , générant un temps de changement positif.
S_{ik}	Variable intermédiaire – stock de la QS i (tonne) à la fin de fabrication de la commande élémentaire k , dans la zone de stockage Ψ_i (stock secondaire).
T_k	Variable intermédiaire – durée de production du lot élémentaire k sur les lignes.
v_{kl}	Variable intermédiaire - volume à produire sur la ligne l pour la constitution de la commande élémentaire k .
μ_{clk}	Variable intermédiaire – poids du composant c dans le volume v_{kl} produit sur la ligne l pour la constitution de la commande élémentaire k .
Δ_{ck}	Variable intermédiaire – écart absolu du composant c de sa valeur cible dans la commande élémentaire k , passée par un client interne ($G_{E_k} = 1$).

4.2.2.4 Utilisation de prédicats

La notion de prédicat permet d'établir des restrictions sur l'existence de certaines variables et a donc l'avantage de limiter drastiquement le nombre de variables dans le modèle d'optimisation, ce qui impacte utilement le temps de résolution. Une commande élémentaire k possède quatre caractéristiques :

- (i) elle porte sur l'output $j = \lambda_k$;

- (ii) rattachée à la commande $p = E_k$, elle répond à un client interne si $G_{E_k} = 1$ et un client externe si $G_{E_k} = 0$;
- (iii) elle ne peut être exécutée que sur les lignes l telles que $B_{kl} = 1$;
- (iv) elle est produite par toutes les lignes disponibles si $A_k = 1$ (monoproduction); dans le cas d'une bi-production ($A_k = 0$), il n'est pas possible d'avoir de changement de gamme impliquant un temps de lancement positif.

Afin de faciliter la lecture des relations mathématiques de la section suivante, les prédicats seront agrégés et notés sous la forme Γ_n , où n est le numéro du prédicat.

Ainsi, l'existence de la variable ω_{ihlk} est conditionnée par le prédicat $\Gamma_1 \equiv (B_{kl} \cdot \Pi_{\psi,l} \cdot \eta_{ih} = 1)$, ce produit de paramètre remplaçant $B_{kl} = 1 \wedge \Pi_{\psi,l} = 1 \wedge \eta_{ih} = 1$. En effet, la commande élémentaire k ne peut charger la ligne l que si $B_{kl} = 1$, ne peut mobiliser la QS i que s'il est utilisable par la ligne l , soit $\Pi_{\psi,l} = 1$, et que si la gamme h est utilisable pour traiter la QS i , soit $\eta_{ih} = 1$. Pour des raisons équivalentes, l'existence de la variable y_{ilk} est conditionnée par le prédicat $\Gamma_2 \equiv (B_{kl} \cdot \Pi_{\psi,l} = 1)$.

L'existence de la variable $z_{hh'lk}$ est conditionnée par le prédicat $\Gamma_3 \equiv (k \cdot F_{hh'} \cdot B_{kl} \cdot A_k > 0)$ qui simplifie l'expression $k > 0 \wedge F_{hh'} > 0 \wedge B_{kl} = 1 \wedge A_k = 1$. Cette variable étant définie pour la relation entre les commandes élémentaires W_{kl} et k , elle ne peut exister pour $k = 0$. De plus, le changement de gamme à temps non nul ne peut exister que si $F_{hh'} > 0$ et si $A_k = 1$ (hypothèse sur le non-changement de gamme à temps positif dans le cas d'une bi-production). Le booléen B_{kl} exprime enfin la possibilité d'utiliser la ligne l pour exécuter la commande élémentaire k .

La pénalité appliquée à une déviance de produit fabriqué par rapport à une cible prédéterminée ne s'applique que pour les produits liés à des commandes internes. Ainsi, l'existence de la variable Δ_{ck} est conditionnée par le prédicat $\Gamma_4 \equiv (G_{E_k} = 1)$.

4.2.3 Modèle mathématique

On suppose que le programme d'expédition des commandes dans le pipeline est déjà établi et qu'il est conforme avec les risques de saturation / désamorçage des cuves en aval, comme expliqué dans la sous-section 4.1. Dans notre étude de cas, l'équipe planification établit chaque jour un programme horaire d'expédition des commandes dans le pipeline sur un horizon glissant de deux jours, qui constitue un ensemble de K commandes séquentielles à satisfaire.

Avec toutes ces notations et définitions, le problème du *blending* sur le site de Khouribga est modélisé comme suit. La fonction-objectif sera donnée après les relations car construite à partir de variables intermédiaires définies dans plusieurs relations.

- **Choix de QS et de gamme sur chaque ligne pour la fabrication de la commande élémentaire**

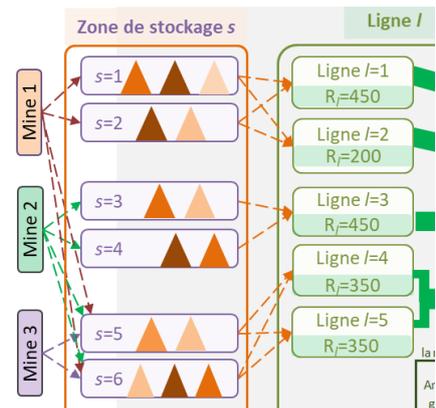
$$\sum_{h,i} \omega_{ihlk|\Gamma_1} = 1; \forall l, k | k > 0 \quad (2)$$

La relation (2) impose, pour la fabrication d'une commande élémentaire k , de traiter une seule QS i sur une ligne l avec une seule gamme h .

- **Contraintes disjointives d'alimentation des lignes à partir des zones de stockage de QS**

$$\begin{cases} \sum_{i,h,l|l < 3 \wedge \psi_i = s \wedge \Gamma_1} \omega_{ihlk} \leq 1, \forall k, s | s \in \{1, 2\} \wedge k > 0 \\ \sum_{i,h,l|l > 3 \wedge \psi_i = s \wedge \Gamma_1} \omega_{ihlk} \leq 1, \forall k, s | s \in \{5, 6\} \wedge k > 0 \end{cases} \quad (3)$$

Les deux relations (3) permettent de respecter les contraintes de convoyage de telle sorte que chacune des deux lignes $l = 1$ et $l = 2$, et donc $l < 3$, soient alimentées par une seule zone parmi $s = 1$ et $s = 2$ (respectivement chacune des lignes $l = 4$ et $l = 5$, et donc $l > 3$, soient alimentées par une seul zone parmi $s = 5$ et $s = 6$).



- Comptabilisation des changements de gammes entre deux commandes élémentaires successives

$$\left\{ \begin{array}{l} z_{hh'lk} \geq \left(\sum_{i|\Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih'} > 0} \omega_{ih'lk} + \sum_{i|\Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlW_{kl}} \right) - 1 \\ z_{hh'lk} \leq \frac{\sum_{i|\Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih'} > 0} \omega_{ih'lk} + \sum_{i|\Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlW_{kl}}}{2} \end{array} \right. \quad \forall h, h', l, k \mid \Gamma_3 \quad (4)$$

Les deux relations (4) modélisent l'existence d'un changement de gamme, sur la ligne l , entre deux commandes élémentaires consécutives (dont le rang de la première est W_{kl} et celui de la suivante est k). La variable ω_{ihlk} est initialisée à 1 pour $i = \delta_l$ et $h = \delta_l'$, et à 0 dans les autres cas. Il y a passage de la gamme h à la gamme h' ($h \neq h'$) si (i) le changement de gamme avec temps de lancement positif est autorisé ($A_k = 1$), et (ii) la somme $\sum_{i|\Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih'} > 0} \omega_{ih'lk} + \sum_{i|\Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlW_{kl}}$ vaut 2. Si par contre cette somme vaut 1 ou 0, alors la ligne l opère les deux commandes successives avec la même gamme. Ainsi, la variable binaire $z_{hh'lk}$ vérifie les conditions suivantes : $z_{hh'lk} = 1$ si la somme précédente vaut 2 et $z_{hh'lk} = 0$ si elle est < 2 .

- Interdiction de changement de gamme entraînant un temps de lancement positif en cas de bi-production

$$\sum_{i|\mathbf{B}_{kl} \cdot \Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih'} > 0} \omega_{ih'lk} + \sum_{i|\mathbf{B}_{kl} \cdot \Pi_{\psi_i l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlW_{kl}} \leq 1 \quad (4')$$

$$\forall h, h', l, k \mid k > 0 \wedge F_{hh'} > 0 \wedge \mathbf{B}_{kl} = 1 \wedge A_k = 0$$

Dans le cas d'une bi-production ($A_k = 0$), tout changement de gamme impliquant un temps de lancement positif est interdit pour assurer la synchronisation des deux commandes exécutées en parallèle dans le programme d'expédition des commandes déjà établi. En utilisant l'explication précédente, cette contrainte est modélisée dans la relation (4').

- Temps de production d'une commande élémentaire tenant compte d'éventuels temps de lancement engendrés par les changements de gamme sur les lignes de production

$$T_k = (D_k + \sum_{h, h', l | F_{hh'} > 0 \wedge \mathbf{B}_{kl} = 1 \wedge A_k = 1} F_{hh'} \cdot z_{hh'lk} \cdot \rho_l) / \sum_l \rho_l \cdot \mathbf{B}_{kl}, \quad \forall k \mid k > 0 \quad (5)$$

La relation (5) permet de déterminer la durée de production d'une commande élémentaire k , en répartissant le volume total D_k sur les lignes concernées par cette commande (telles que

$B_{kl} = 1$), compte tenu d'éventuels temps de lancement $\sum_{h,h',l|F_{hh'} \cdot B_{kl} > 0} F_{hh'} \cdot z_{hh'lk} \cdot \rho_l$ dans le cas où toutes les lignes sont mobilisées pour une même commande élémentaire ($A_k = 1$).

- **Volume de QSL produit par chaque ligne pour une commande élémentaire**

$$v_{kl} = (T_k - \sum_{hh'|F_{hh'} > 0 \wedge A_k = 1} F_{hh'} \cdot z_{hh'lk}) \cdot \rho_l, \forall l, k | k > 0 \wedge B_{kl} = 1 \quad (6)$$

La relation (6) détermine le volume à produire sur la ligne l pour la fabrication de la commande élémentaire k , en tenant compte d'éventuels temps de lancement positifs dans le cas d'une mono-production.

- **Conservation des stocks de QS**

$$S_{ik} = S_{i0} - \sum_{h,l,k|k' \leq k \wedge \Pi_{\nu,l} \cdot \eta_{ih} > 0} v_{k'l} \cdot \omega_{ihlk} \cdot \theta / \eta_{ih}; \forall i, k | k > 0 \quad (7)$$

La relation (7) calcule le stock d'un QS i à la fin de la production d'une commande élémentaire k , en retranchant du stock initial, le cumul des volumes consommés de cet QS i , ramené à la tonne en multipliant par le coefficient θ / η_{ih} . Cette relation est non linéaire en raison du produit de deux variables ($v_{kl} \cdot \omega_{ihlk}$). La variable v_{kl} étant intermédiaire, celle-ci peut être remplacée par son expression en fonction de $z_{hh'lk}$, faisant apparaître le produit de deux variables binaires pouvant être linéarisés⁶.

- **Respect de la disponibilité des IP**

$$S_{ik} \geq 0; \forall i, k | k > 0 \quad (8)$$

La relation (8) impose de ne pas consommer plus de QS que les quantités disponibles en stock.

⁶ La linéarisation est obtenue par la propriété suivante : soient x , w et z trois variables binaires. Alors l'expression $z = x \cdot w$ est équivalente aux deux inégalités suivantes : $z \geq x + w - 1$ et $z \leq \frac{x + w}{2}$

- Comptabilisation des changements de QS sur les lignes entre deux commandes élémentaires successives

$$\left| \begin{array}{l}
 y_{ilk} \geq \frac{\sum_{h|\Pi_{\psi_i^l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlk} - \sum_{h|\Pi_{\psi_i^l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlW_{kl}}}{2} - \frac{1}{4} \\
 y_{ilk} \leq \frac{\sum_{h|\Pi_{\psi_i^l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlk} - \sum_{h|\Pi_{\psi_i^l} \cdot \eta_{ih} > 0} \omega_{ihlW_{kl}}}{2} + \frac{1}{2}; \forall i, l, k \mid k > 0 \wedge \Gamma_2 \\
 y_{ilk} \geq 0
 \end{array} \right. \quad (9)$$

Sur une ligne l , un passage de la QS i' à la QS i ($i \neq i'$), entre les deux commandes élémentaires consécutives W_{kl} et k , a lieu si $\sum_h \omega_{ihlk} - \sum_h \omega_{ihlW_{kl}} = 1$ ou $\sum_h \omega_{i'hlk} - \sum_h \omega_{i'hlW_{kl}} = -1$. En effet, l'expression $\sum_h \omega_{ihlk} - \sum_h \omega_{ihlW_{kl}} = 1$ signifie que la QS i n'est pas utilisé sur la ligne l pour la fabrication de la commande W_{kl} mais l'est pour la fabrication de la commande k (et inversement pour l'expression $\sum_h \omega_{i'hlk} - \sum_h \omega_{i'hlW_{kl}} = -1$). Si cette différence vaut 0, il n'y a pas de changement de QS sur la ligne l entre deux commandes consécutives. Pour ne pas comptabiliser le changement d'IP deux fois, la variable binaire y_{ilk} doit vérifier les conditions suivantes : si $\sum_h \omega_{ihlk} - \sum_h \omega_{ihlW_{kl}} = 1$ alors $y_{ilk} = 1$; si $\sum_h \omega_{ihlk} - \sum_h \omega_{ihlW_{kl}}$ vaut 0 ou -1 alors $y_{ilk} = 0$. Ces conditions sont exprimées par les relations linéaires (9).

- Poids d'un composant de QSL en sortie des lignes pour une commande élémentaire tenant compte des résidus de la commande précédente

$$\left| \mu_{clk} = \left(\begin{array}{l}
 \sum_{i,h|\Pi_{\psi_i^l} \cdot \eta_{ih} > 0} R_l \cdot \omega_{ihlW_{kl}} \cdot \alpha_{ci} \cdot \gamma_{cjh} \\
 + \sum_{i,h|\Pi_{\psi_i^l} \cdot \eta_{ih} > 0} (v_{kl} - R_l) \cdot \omega_{ihlk} \cdot \alpha_{ci} \cdot \gamma_{cjh}
 \end{array} \right) \forall c, l, k \mid k > 0 \wedge B_{kl} = 1 \right. \quad (10)$$

La relation (10) calcule le poids μ_{clk} du composant c dans le volume v_{kl} produit par la ligne l pour la fabrication d'une commande k compte tenu du résidu des lignes résultant de la commande élémentaire précédente W_{kl} sur cette ligne. À noter que ces relations sont également non linéaires mais linéarisées comme précédemment (produit d'un réel et d'un binaire).

- **Respect des bornes inférieures et supérieures de la CQ (contraintes de blending)**

$$\beta_{c\lambda_k}^{\text{Min}} \cdot \sum_l v_{kl} \leq \sum_{l|B_{kl}=1} \mu_{clk} \leq \beta_{c\lambda_k}^{\text{Max}} \cdot \sum_l v_{kl}; \forall c, k | k > 0 \wedge c < 4 \wedge \Gamma_4 \quad (11)$$

$$\beta_{c\lambda_k}^{\text{Min}} \cdot \sum_{l|B_{kl}=1 \wedge c=1} \mu_{clk} \leq 218,5 \cdot \sum_{l|B_{kl}=1 \wedge c=4} \mu_{clk} \leq \beta_{c\lambda_k}^{\text{Max}} \cdot \sum_{l|B_{kl}=1 \wedge c=1} \mu_{clk}; \forall k | k > 0 \wedge \Gamma_4 \quad (11')$$

$$\beta_{c\lambda_k}^{\text{Min}} \cdot \sum_{k|E_k=p} D_k \leq \sum_{k,l|E_k=p \wedge B_{kl}=1} \mu_{clk} \leq \beta_{c\lambda_k}^{\text{Max}} \cdot \sum_{k|E_k=p} D_k; \forall c, p | G_p = 0 \quad (12)$$

Les deux relations suivantes ont pour but de vérifier que la CQ imposée pour le client interne ($G_{E_k} = 1$) est vérifiée à l'entrée de la ST. La relation (11) impose le respect des bornes supérieures et inférieures de chaque composant $c < 4$. La contrainte technique imposée par l'industriel reliant les composants $c = 1$ et $c = 4$ est exprimée par la relation (11'). La relation (12) impose que le mélange obtenu en aval du pipeline (SL) vérifie la charte qualité pour les commandes destinées à l'export ($G_{E_k} = 0$).

- **Ecart absolu du poids d'un composant par rapport à sa valeur cible définie par la CQ**

$$\begin{cases} \Delta_{ck} \geq \sum_{l|B_{kl}=1} \mu_{clk} - \tau_{c\lambda_k} \cdot \sum_l v_{kl} \\ \Delta_{ck} \geq \tau_{c\lambda_k} \cdot \sum_l v_{kl} - \sum_{l|B_{kl}=1} \mu_{clk} \end{cases}; \forall c, k | k > 0 \wedge \Gamma_4 \quad (13)$$

Les relations (13) calculent les écarts absolus entre la composition de la commande élémentaire et la valeur cible des composants demandée par un client interne.

- **Contraintes d'opérabilité de certaines gammes sur les lignes**

$$\begin{aligned} \omega_{i,h=2,l=5,k} &\leq 1 - \sum_{h>1} \omega_{ih,l=4,k} \\ \forall i, k | k > 0 \wedge (\Pi_{\psi_i l=4} \cdot \eta_{ih=2} > 0 \vee \Pi_{\psi_i l=4} \cdot \eta_{ih=3} > 0) \wedge \Pi_{\psi_i l=5} \cdot \eta_{ih=2} > 0 \end{aligned} \quad (14)$$

Enfin, la relation (14) impose le respect de conditions d'opérabilité des gammes sur certaines lignes. Dans notre cas, si la ligne $l = 4$ utilise la gamme $h = 2$, alors la ligne $l = 5$ ne peut opérer qu'avec la gamme $h = 1$.

- **Fonction-objectif**

$$\text{Min} \left(\begin{aligned} &\sum_{ck|\Gamma_4} \sigma_c \cdot \Delta_{ck} \\ &+ \sum_{ihlk|\Gamma_1} (\chi + \phi_h) \cdot \omega_{ihlk} \cdot v_{kl} \cdot (1 - \eta_{ih}) \cdot (\theta / \eta_{ih}) \end{aligned} \right) \quad (1)$$

La fonction-objectif (1) est une somme (i) du coût de la stabilité de la composition des commandes élémentaires k autour des valeurs cibles fixées pour les composants considérés ; ce coût est propre à chaque composant chimique ; (ii) du coût de perte de matière liée à l'utilisation

des gammes ; ce coût se compose du coût d'une tonne de QS extraite, noté χ , et du coût d'une tonne de QS traitée par la gamme h , noté ϕ_h .

Ainsi, le modèle linéarisé appartient à la classe des programmes mathématiques linéaires mixtes en nombres entiers (*MILP class*). Cette classe de problème utilise les mêmes techniques de résolution que les programmes en nombres entiers (Fouilhoux, 2015).

4.3 Application et analyse des résultats

Dans cette section, seront présentées les données d'entrée du test réalisé, suivies des résultats fournis par optimisation linéaire du modèle élaboré dans la section 4.2.3, avant de finir par la génération du programme horaire de production des lignes sur un horizon temporel.

4.3.1 Données d'entrée du test

Le modèle a été testé avec des données proches de celles employées par le Groupe OCP dans la planification de sa production du site minier de Khouribga (les données structurelles sont réelles et les données concernant l'état initial sont proches de la réalité). Dans ce test, 18 QS réparties sur les 6 zones de stockage ont été retenues. Pour chaque QS, sont connus : les caractéristiques chimiques, les coefficients de réduction et les coefficients de distorsion des composants selon les trois gammes possibles (Tableau 4-4).

Zone de stockage s		$s=1$			$s=2$			$s=3$		
IP i		$i=1$	$i=2$	$i=3$	$i=4$	$i=5$	$i=6$	$i=7$	$i=8$	$i=9$
Quantité initiale du scénario A (10^3 tonnes)		30	30	30	30	30	30	30	30	30
Quantité initiale du scénario B (10^3 tonnes)		12	16	12	12	16	12	12	12	12
Composition chimique	$c=1$	56,0%	60,0%	55,0%	54,0%	61,0%	62,0%	61,4%	58,6%	57,0%
	$c=2$	1,5%	1,0%	1,7%	1,3%	1,3%	1,6%	1,0%	1,1%	1,3%
	$c=3$	3,3%	3,1%	3,5%	3,4%	2,9%	3,2%	4,7%	5,6%	3,9%
	$c=4$	0,0020%	0,0019%	0,0022%	0,0018%	0,0017%	0,0019%	0,0021%	0,0022%	0,0023%
Coefficient de réduction	$h=1$	0,64	0,69	0,64	0,64	0,69	0,69	0,72	0,67	0,66
	$h=2$	0,58	0,63	0,58	0,58	0,63	0,63	0,71	0,66	0,65
	$h=3$	0,55	0,58	0,55	0,55	0,58	0,58	-	-	0,51

Zone de stockage s		$s=4$			$s=5$			$s=6$		
IP i		$i=10$	$i=11$	$i=12$	$i=13$	$i=14$	$i=15$	$i=16$	$i=17$	$i=18$
Quantité initiale du scénario A (10^3 tonnes)		30	30	30	30	30	30	30	30	30
Quantité initiale du scénario B (10^3 tonnes)		12	12	16	12	12	12	12	12	12
Composition chimique	$c=1$	59,0%	54,4%	61,0%	64,5%	61,5%	60,3%	55,5%	60,5%	61,0%
	$c=2$	1,2%	1,2%	1,4%	0,7%	0,9%	1,1%	0,9%	0,7%	1,1%
	$c=3$	5,0%	5,6%	4,1%	4,6%	5,1%	4,4%	7,0%	5,7%	4,8%
	$c=4$	0,0022%	0,0025%	0,0021%	0,0022%	0,0020%	0,0020%	0,0021%	0,0018%	0,0020%
Coefficient de réduction	$h=1$	0,67	0,66	0,67	0,78	0,71	0,71	0,69	0,71	0,71
	$h=2$	0,66	0,65	0,66	0,75	0,63	0,63	0,6	0,63	0,63
	$h=3$	-	0,51	-	-	-	-	0,52	-	-

Tableau 4-4 : les quantités disponibles d'IP dans les zones de stockage, leur composition chimiques et coefficients de réduction

L'étude a été réalisée sur deux outputs qui sont actuellement expédiés par le *slurry pipeline*. Les outputs $j=1$ et $j=2$ sont commandés respectivement par un client interne et un client externe. La charte qualité de ces outputs pour les quatre composants chimiques retenus est donnée dans le Tableau 4-5.

		Caractéristiques de l'output $j=1$			Caractéristiques de l'output $j=2$		
		Valeur minimale β_{c1}^{Min}	Valeur maximale β_{c1}^{Max}	Valeur cible τ_{c1}	Valeur minimale β_{c2}^{Min}	Valeur maximale β_{c2}^{Max}	Valeur cible τ_{c2}
Composant c	$c=1$ (P_2O_5)	65,0%	100%	66,6%	65,0%	66,0%	65,0%
	$c=2$	0%	0,85%	0,85%	-	-	-
	$c=3$	-	-	-	2,2%	3,9%	3,2%
	$c=4$	0 mg/ P_2O_5	65 mg/ P_2O_5	60 mg/ P_2O_5	0,0018%	0,0025%	0,0025%

Tableau 4-5 : les valeurs minimales, maximales et cibles de composition pour les outputs considérés

Dans l'exemple retenu illustré sur la Figure 4-8, cinq commandes sont programmées sur un horizon d'une journée : trois sont produites en monoproduction et deux sont exécutées en parallèle, les commandes $p=2$ et $p=3$). Comme expliqué dans la section 4.2.1, les commandes en monoproduction sont décomposées en deux commandes élémentaires : la commande $p=1$ d'un volume de $25\,000\text{ m}^3$ est subdivisée en $k=1$ portant sur $9\,000\text{ m}^3$ et $k=2$ portant sur le volume résiduel $25\,000 - 9\,000 = 16\,000\text{ m}^3$ (Tableau 4-6). En bi-production, la commande liée à l'output interne est décomposée en autant de commandes élémentaires que la commande portant sur l'output externe (ici deux commandes élémentaires), en veillant à ce que le volume de chaque commande élémentaire interne corresponde à la production de la commande élémentaire externe exécutée en parallèle : $8\,100\text{ m}^3$ de la commande élémentaire interne $k=4$ produite avec un débit de $2\,200\text{ m}^3/\text{h}$ correspond à la production de $5\,000\text{ m}^3$ de la commande élémentaire externe $k=3$ avec un débit de $1\,400\text{ m}^3/\text{h}$.

		Commandes d'output p									
		$p=1$ Output $j=1$	$p=2$ Output $j=2$	$p=3$ Output $j=1$	$p=4$ Output $j=1$	$p=5$ Output $j=1$					
D_p (m^3)		25 000	13 000	21 100	22 000	23 000					
		Commande élémentaire k									
		$k=1$	$k=2$	$k=3$	$k=4$	$k=5$	$k=6$	$k=7$	$k=8$	$k=9$	$k=10$
E_k		1	1	2	3	3	2	4	4	5	5
W_k (m^3)		9 000	16 000	5 000	8 100	13 000	8 000	9 000	13 000	9 000	14 000
$W_k \cdot \theta$ (tonne)		8 064	14 336	4 480	7 258	11 648	7 168	8 064	11 648	8 064	12 544

Tableau 4-6 : les commandes programmées et leur décomposition en commandes élémentaires

Le Tableau 4-7 fournit l'affectation des lignes à chacune des commandes élémentaires (via le paramètre B_{kl}), ainsi que la commande antécédente (W_{kl}) pour chaque commande

élémentaire exécutée sur la ligne qui lui est affectée. Dans notre cas, l'ensemble des lignes sont affectées à la commande élémentaire $k = 2$, soit en mode monoproduction ($B_{kl} = 1; \forall l$); et la commande élémentaire exécutée précédemment sur les lignes est la commande élémentaire $k = 1$, d'où $W_{k=2,l} = 1; \forall l$.

		B_{kl}					A_k	W_{kl}				
		$l=1$	$l=2$	$l=3$	$l=4$	$l=5$		$l=1$	$l=2$	$l=3$	$l=4$	$l=5$
Commande élémentaire k	$k=1$	1	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0
	$k=2$	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
	$k=3$	0	0	0	1	1	0	0	0	0	2	2
	$k=4$	1	1	1	0	0	0	2	2	2	0	0
	$k=5$	1	1	1	0	0	0	4	4	4	0	0
	$k=6$	0	0	0	1	1	0	0	0	0	3	3
	$k=7$	1	1	1	1	1	1	5	5	5	6	6
	$k=8$	1	1	1	1	1	1	7	7	7	7	7
	$k=9$	1	1	1	1	1	1	8	8	8	8	8
	$k=10$	1	1	1	1	1	1	9	9	9	9	9

Tableau 4-7 : l'affectation des lignes et le séquençage des commandes sur les lignes

Les coûts de la fonction-objectif sont fictifs pour des raisons de confidentialité. Conformément à l'analyse de Bara *et al* (2020), il convient de différencier :

- i) les coûts qui correspondent à une pénalité destinée à orienter la solution optimale (sans impact sur le respect des contraintes) pour prendre en compte l'impact de la solution sur la performance des lignes de production d'acide. Dans la suite, on a retenu un scénario central avec une pénalité identique pour tous les composants chimiques ($\sigma_c = \sigma=100$). Cette étude a été complétée par une analyse de sensibilité dans laquelle la pénalité varie de 0 à 10 000 ;
- ii) les coûts-standards qui reflètent des charges réelles observées dans le compte de résultats : le coût unitaire d'extraction ($\chi = 3$) et celui de traitement en laverie, lié à la gamme utilisée ($\varphi_{h=1}=2$; $\varphi_{h=2}=4$; $\varphi_{h=3}=5$).

4.3.2 Analyse de la solution

Nous présentons ici les résultats d'optimisation obtenus avec le modèleur FICO® Xpress Optimization. Le temps de résolution est proche de dix minutes pour une pénalité de stabilité nulle avec une génération de 5717 variables et 10069 contraintes ; et environ dix-huit minutes pour $\sigma_c = \sigma=100$, avec 5749 variables et 10102 contraintes générées (qui restent stables pour

les pénalités positives). Ces temps de résolution sont obtenus sur un serveur d'une vitesse d'exécution de 3.5 GHz et d'une mémoire vive installée de 64 Go. Sans l'utilisation des prédicats (voir 4.2.2.4), la solution optimale est obtenue en plus d'une heure.

Deux scénarios A et B se différencient par la quantité de QS initialement disponible (lignes 2 et 3 du Tableau 4-4). Dans le scénario A, on considère que les QS sont disponibles en quantité largement suffisante, alors que dans le scénario B, on restreint la disponibilité des QS les plus consommées dans la solution obtenue pour le scénario A. L'intérêt de cette restriction vient du fait que le site de Khouribga fonctionne en flux tiré à partir des stocks QS en amont des laveries, et donc les QS qui sont stockées à ce niveau là suffisent juste pour répondre à une demande de très court terme. Pour les deux scénarios, le Tableau 4-8 présente, pour chaque ligne l , les QS à prélever et leur zone de stockage s , la quantité de prélèvement (en tonne) et la gamme h à appliquer pour la fabrication de chacun des dix commandes élémentaires.

Commande élémentaire k		Scénario A										
		Output $j=1$		Output $j=2$	Output $j=1$		Output $j=2$	Output $j=1$		Output $j=1$		
		$k=1$	$k=2$	$k=3$	$k=4$	$k=5$	$k=6$	$k=7$	$k=8$	$k=9$	$k=10$	
Ligne /	$l=1$	Input primaire i	$s=2 / i=5$	$s=2 / i=5$		$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$		$s=2 / i=5$	$s=2 / i=5$	$s=2 / i=5$	$s=2 / i=5$
		Quantité prélevée (tonne)	3245	5949		4713	7564		3245	4687	3245	5048
		Gamme h utilisée	$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=2$
	$l=2$	Input primaire i	$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$		$s=2 / i=6$	$s=2 / i=5$		$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$
		Quantité prélevée (tonne)	1646	2594		2618	4202		1803	2604	1803	2804
		Gamme h utilisée	$h=1$	$h=2$		$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=2$
	$l=3$	Input primaire i	$s=4 / i=12$	$s=4 / i=12$		$s=3 / i=8$	$s=4 / i=10$		$s=4 / i=12$	$s=4 / i=12$	$s=4 / i=12$	$s=4 / i=12$
		Quantité prélevée (tonne)	2753	5048		3999	6418		2753	3977	2753	4283
		Gamme h utilisée	$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=2$
	$l=4$	Input primaire i	$s=6 / i=17$	$s=5 / i=13$	$s=5 / i=13$			$s=5 / i=17$	$s=5 / i=13$	$s=5 / i=13$	$s=5 / i=13$	$s=5 / i=13$
		Quantité prélevée (tonne)	2434	3748	2987			5048	1966	2839	1966	3058
		Gamme h utilisée	$h=2$	$h=2$	$h=2$			$h=1$	$h=1$	$h=1$	$h=1$	$h=1$
	$l=5$	Input primaire i	$s=5 / i=13$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=18$			$s=6 / i=13$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=17$
		Quantité prélevée (tonne)	1966	3959	3155			4595	2160	3119	2160	3359
		Gamme h utilisée	$h=1$	$h=1$	$h=1$			$h=1$	$h=1$	$h=1$	$h=1$	$h=1$
Total des prélèvements pour la commande élémentaire k (tonnes)		12044	21299	6142	11330	18184	9643	11927	17227	11927	18552	

Commande élémentaire k		Scénario B										
		Output $j=1$		Output $j=2$	Output $j=1$		Output $j=2$	Output $j=1$		Output $j=1$		
		$k=1$	$k=2$	$k=3$	$k=4$	$k=5$	$k=6$	$k=7$	$k=8$	$k=9$	$k=10$	
Ligne /	$l=1$	Input primaire i	$s=2 / i=5$	$s=2 / i=5$		$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$		$s=2 / i=6$	$s=2 / i=6$	$s=1 / i=2$	$s=2 / i=6$
		Quantité prélevée (tonne)	3245	5949		4713	7564		3006	5091	3525	5483
		Gamme h utilisée	$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$		$h=3$	$h=3$	$h=3$	$h=3$
	$l=2$	Input primaire i	$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$		$s=2 / i=6$	$s=2 / i=5$		$s=1 / i=2$	$s=1 / i=2$	$s=2 / i=5$	$s=1 / i=2$
		Quantité prélevée (tonne)	1646	2594		2618	4202		1893	2604	1803	2804
		Gamme h utilisée	$h=1$	$h=2$		$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=2$
	$l=3$	Input primaire i	$s=4 / i=12$	$s=4 / i=12$		$s=3 / i=8$	$s=4 / i=10$		$s=4 / i=12$	$s=4 / i=10$	$s=4 / i=12$	$s=4 / i=12$
		Quantité prélevée (tonne)	2753	5048		3999	6418		2891	3977	2753	4283
		Gamme h utilisée	$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$		$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=2$
	$l=4$	Input primaire i	$s=6 / i=17$	$s=5 / i=13$	$s=5 / i=14$			$s=5 / i=13$	$s=5 / i=13$	$s=5 / i=15$	$s=5 / i=13$	$s=6 / i=18$
		Quantité prélevée (tonne)	2434	3748	3556			4779	2147	3515	2044	3359
		Gamme h utilisée	$h=2$	$h=2$	$h=2$			$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=2$	$h=1$
	$l=5$	Input primaire i	$s=5 / i=13$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=18$			$s=6 / i=18$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=17$	$s=6 / i=18$	$s=5 / i=15$
		Quantité prélevée (tonne)	1966	3959	3155			5048	2268	3119	2160	3359
		Gamme h utilisée	$h=1$	$h=1$	$h=1$			$h=1$	$h=1$	$h=1$	$h=1$	$h=1$
Total des prélèvements pour la commande élémentaire k (tonnes)		12044	21299	6710	11330	18184	9827	12204	18307	12285	19289	

Tableau 4-8 : les quantités de QS à prélever les gammes à utiliser pour leur traitement sur les lignes pour chaque commande élémentaire

Lorsque les QS sont disponibles en quantité suffisante (scénario A), on remarque que les trois commandes portant sur l'output interne $j=1$, et faisant appel à l'ensemble des lignes (monoproduction), sont fabriquées à partir des mêmes mélanges de QS, avec deux changements de gammes entre les commandes élémentaires $k=1$ et $k=2$ (on passe de $h=1$ à $h=2$ sur la ligne $l=1$) ; et entre $k=3$ et $k=6$ (on passe de $h=2$ à $h=1$ sur la ligne $l=4$).

En limitant la quantité des QS les plus consommées (scénario B), le modèle de *blending* propose cette fois-ci différents mélanges de QS pour les mêmes commandes mentionnées plus haut, engendrant une dégradation de la fonction-objectif (420 388 pour le scénario A contre 476 044 pour le scénario B). Cette dégradation est due :

- 1) à l'augmentation de la quantité de QS traitée par les laveries (chiffrée à 2% environ) par suite de l'utilisation de gammes engendrant un coût plus fort (lié à la consommation de ressources) que dans le scénario A (environ 11% d'augmentation de coût de production) ;
- 2) à l'utilisation de QS ayant une composition causant l'augmentation de l'écart aux valeurs cibles fixées par les CQ des outputs de près de 17% comparé au scénario A.

Dans la suite de cette illustration, nous présentons les résultats obtenus pour le scénario B uniquement.

En termes de qualité, le modèle permet de déterminer, pour chaque commande élémentaire, le volume à produire des QSL sur chaque ligne (en colonnes du Tableau 4-9) compte tenu des temps de changement s'ils ont lieu (variable intermédiaire), ainsi que la composition chimique en sortie de chaque ligne de ces QSL.

		Ligne l						
		l=1	l=2	l=3	l=4	l=5	TOTAL	
Commande élémentaire k=1	Volume total (m ³)	2282	1268	2028	1711	1711	9000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400	337,5	337,5	1775	
	Composant	c=1 (%)	68,28%	64,11%	66,61%	65,72%	65,58%	66,32%
		c=2 (%)	0,83%	0,74%	1,07%	0,43%	0,78%	0,79%
		c=3 (%)	1,47%	1,98%	2,02%	2,90%	2,78%	2,19%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	55,63	69,75	54,62	72,15	79,52	64,94
	Gamme		h=3	h=2	h=2	h=1	h=1	
Commande élémentaire k=2	Volume total (m ³)	4183	1824	3718	3137	3137	16000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400	337,5	337,5	1775	
	Composant	c=1 (%)	68,50%	66,90%	64,59%	65,24%	61,98%	65,49%
		c=2 (%)	0,87%	0,67%	1,04%	0,51%	0,48%	0,74%
		c=3 (%)	1,45%	1,61%	1,82%	2,93%	2,75%	2,10%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	54,93	63,60	54,63	77,16	75,44	64,03
	Gamme		h=3	h=2	h=2	h=1	h=1	
Commande élémentaire k=3	Volume total (m ³)				2500	2500	5000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)				337,5	337,5	675	
	Composant	c=1 (%)				66,52%	64,10%	65,31%
		c=2 (%)				0,52%	0,67%	0,59%
		c=3 (%)				2,63%	2,46%	2,54%
		c=4 (%)				0,0024%	0,0024%	0,0024%
	Gamme					h=1	h=1	
Commande élémentaire k=4	Volume total (m ³)	3314	1841	2945			8100	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400			1100	
	Composant	c=1 (%)	67,53%	69,32%	64,35%			66,78%
		c=2 (%)	0,70%	1,02%	0,87%			0,83%
		c=3 (%)	1,54%	1,59%	2,48%			1,89%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	61,38	60,67	58,87			60,33
	Gamme		h=1	h=2	h=1			
Commande élémentaire k=5	Volume total (m ³)	5318	2955	4727			13000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400			1100	
	Composant	c=1 (%)	67,38%	68,60%	64,39%			66,57%
		c=2 (%)	0,67%	0,89%	0,91%			0,81%
		c=3 (%)	1,55%	1,46%	2,32%			1,81%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	62,41	55,40	59,20			59,64
	Gamme		h=1	h=2	h=1			
Commande élémentaire k=6	Volume total (m ³)				4000	4000	8000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)				337,5	337,5	675	
	Composant	c=1 (%)				67,43%	64,17%	65,80%
		c=2 (%)				0,54%	0,70%	0,62%
		c=3 (%)				3,00%	2,40%	2,70%
		c=4 (%)				0,0024%	0,0024%	0,0024%
	Gamme					h=1	h=1	
Commande élémentaire k=7	Volume total (m ³)	1946	1331	2130	1797	1797	9000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400	337,5	337,5	1775	
	Composant	c=1 (%)	70,30%	67,59%	63,03%	64,32%	60,71%	65,07%
		c=2 (%)	0,89%	0,71%	0,99%	0,51%	0,47%	0,73%
		c=3 (%)	1,32%	1,53%	1,87%	2,89%	2,63%	2,06%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	56,96	60,99	55,50	77,94	76,29	64,98
	Gamme		h=1	h=2	h=1	h=1	h=1	
Commande élémentaire k=8	Volume total (m ³)	3296	1831	2930	2472	2472	13000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400	337,5	337,5	1775	
	Composant	c=1 (%)	71,18%	67,38%	64,73%	65,40%	63,65%	66,66%
		c=2 (%)	0,96%	0,67%	0,94%	0,61%	0,45%	0,75%
		c=3 (%)	1,24%	1,55%	2,24%	2,33%	2,85%	2,02%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	55,41	62,41	58,53	78,67	74,77	64,93
	Gamme		h=1	h=2	h=1	h=1	h=1	
Commande élémentaire k=9	Volume total (m ³)	2282	1268	2028	1711	1711	9000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400	337,5	337,5	1775	
	Composant	c=1 (%)	69,33%	68,28%	66,18%	67,04%	64,07%	67,04%
		c=2 (%)	0,67%	0,83%	1,04%	0,56%	0,65%	0,75%
		c=3 (%)	1,21%	1,47%	1,96%	2,87%	2,49%	1,98%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	56,88	56,39	55,50	78,10	80,90	64,89
	Gamme		h=1	h=2	h=1	h=1	h=1	
Commande élémentaire k=10	Volume total (m ³)	3549	1972	3155	2662	2662	14000	
	Volume résiduel du lot W _{sl} (m ³)	450	250	400	337,5	337,5	1775	
	Composant	c=1 (%)	69,88%	67,52%	66,61%	64,60%	63,53%	66,60%
		c=2 (%)	0,76%	0,70%	1,07%	0,68%	0,70%	0,79%
		c=3 (%)	1,14%	1,54%	1,88%	2,48%	2,23%	1,82%
		c=4 (mg/P ₂ O ₅)	51,25	61,45	54,63	81,81	83,23	64,89
	Gamme		h=1	h=2	h=1	h=1	h=1	

Tableau 4-9 : la composition des lots de QSL en sortie des laveries

Les cellules en rouges indiquent un non-respect de la borne supérieure ou inférieure pour le composant du lot de la QSL produit par la ligne en colonne. Sur les quarante lots de QSL produits pour la fabrication des dix commandes élémentaires, un quart seulement respecte totalement les spécificités de tous les composants en sortie des laveries. Grace au mélange des flux provenant des lignes affectées, toutes les commandes élémentaires portant sur l'output interne $j=1$ respectent bien les caractéristiques demandées (Tableau 4-6). Pour la commande portant sur l'output externe $j=2$, on remarque que le respect des spécificités demandées en composition ne se fait qu'en mélangeant les deux commandes élémentaires $k=3$ et $k=6$ en aval du pipeline (dans une cuve de la SL). Cette approche fournit alors une meilleure flexibilité au niveau des laveries (QS à prélever et gamme à utiliser) tout en opérant à un niveau de performance optimal de composition et de coût de production.

4.3.3 Étude de sensibilité

Comme la fonction-objectif proposée agrège un coût lié à la composition des outputs (non mesurable) et un coût lié à la production (mesurable), le modèle permet de fournir des éléments de négociation aux deux maillons de la chaîne étudiée : le complexe chimique comme client et le site minier comme fournisseur. Rappelons que le coût de la stabilité a été fixé dans l'exemple numérique précédent à $\sigma=100$ pour tous les composants chimiques c (i.e. $\sigma_c=100, \forall c \in C$). Pour les valeurs $\{0, 10, 20, 50, 100, 500, 1000 \text{ et } 10000\}$, nous obtenons les différents coûts optimaux dans le Tableau 4-10.

Pénalité σ	0	10	20	50	100	500	1000	10000
Fonction-objectif (10^3)	309	328	346	401	476	1056	1767	14549
Ecart (m^3)	1930	1874	1874	1518	1500	1436	1420	1420
Ecart %	1,86%	1,80%	1,80%	1,46%	1,44%	1,38%	1,37%	1,37%
Coût stabilité (10^3)	0	19	37	76	150	718	1420	14203
Quantité IP utilisée (10^3 t)	140	140	140	141	141	143	144	144
Coût production total (10^3)	309	309	309	325	326	338	347	347

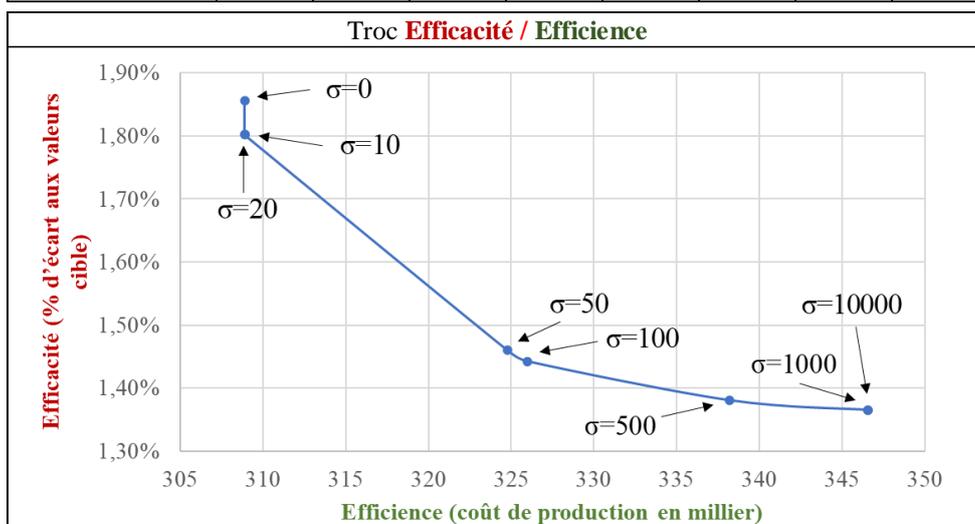


Tableau 4-10 : évolution des coûts de production en fonction de la pénalité de stabilité

L'augmentation graduelle de la pénalité de stabilité améliore la qualité des outputs en générant une baisse allant jusqu'à 26% de l'écart en m^3 aux valeurs cibles comparé à un coût nul de stabilité pour $\sigma \geq 500$ (cette baisse étant de 22% pour $\sigma=100$). Néanmoins, cette réduction de l'écart n'est possible que grâce à une augmentation de la quantité prélevée des QS allant, par rapport à $\sigma=0$, jusqu'à 2% (resp. 1%) pour $\sigma \geq 500$ (resp. $\sigma=100$), qui est équivalente à une augmentation du coût réel de production allant jusqu'à 12% (resp. 6%) pour $\sigma \geq 500$ (resp. $\sigma=100$). Cette analyse fournit ainsi les bases d'une négociation entre deux maillons d'une chaîne logistique dans la prise de décision. En effet, la perte d'efficacité (se traduisant par l'augmentation du coût réel) en amont n'est acceptable à un niveau supérieur de supervision de la chaîne logistique, qu'à condition que l'amélioration de l'efficacité (ici amélioration de la qualité) en aval se traduise par des économies au moins égales.

4.3.4 Programme de production des laveries

Le modèle permet aussi de calculer la durée de production de chaque commande élémentaire, durée identique pour toutes les lignes. Cette durée est calculée comme le quotient entre le volume de la commande élémentaire considérée et la somme des débits de production des lignes (voir première ligne du Tableau 4-11). Par exemple pour le lot $k = 1$, cette durée est de $9000 / 3600 = 2,5$ heures.

Commande p Commande élémentaire k	$p=1$		$p=2$		$p=3$		$p=4$		$p=5$	
	$k=1$	$k=2$	$k=3$	$k=6$	$k=4$	$k=5$	$k=7$	$k=8$	$k=9$	$k=10$
Durée de production (heure)	2,5	4,6	3,7	5,9	3,7	5,9	2,7	3,7	2,5	3,9
TOTAL (heure)	7,1		9,6		9,6		6,3		6,5	
Date d'expédition de la commande d'output	7h00		14h15	21h45	16h00		0h00		6h15	
Date d'arrivée de la commande d'output à la ST	4h30		11h45	15h30	11h45		21h15		3h45	

Tableau 4-11 : les dates d'arrivée des commandes d'output à la ST

Avant d'établir le programme horaire de production des laveries, la première étape consiste à déterminer la date d'arrivée des commandes programmées à la ST. Pour ce faire, connaissant la date d'expédition de chaque commande d'output (4^{ème} ligne du Tableau 4-11), on retranche la durée de production de sa première commande élémentaire. On obtient ainsi les dates d'arrivée à la ST (dernière ligne du Tableau 4-11). Par exemple, comme la date d'expédition dans le pipeline de la commande $p=1$ est prévue à 7h00, et la durée de production de sa première commande élémentaire $k=1$ est de 2,54 heures (résultat de l'optimisation), alors la commande $p=1$ doit arriver à la ST à 4h30 pour respecter les délais d'expédition.

Maintenant pour établir le programme horaire de production des laveries, il faut déterminer les dates de lancement d'OF pour la fabrication des commandes d'output programmées. Ces dates de lancement ne sont pas les mêmes pour toutes les lignes, vu la différence des distances entre les laveries et la ST. Pour garantir la synchronisation de l'arrivée des flux à la ST, on retranche des dates d'arrivée à la ST, les durées de transport résultant de l'espacement entre laveries et la ST (Tableau 4-12). Pour la commande $p=1$, comme la date d'arrivée à la ST est fixée en haut à 3h30, le lancement des OF doit avoir lieu à : $4h30 - 0h15 = 4h15$ sur les lignes $l=1$ et $l=2$; $3h30 - 2h35 = 0h55$ sur la ligne $l=3$; $4h30 - 2h10 = 2h20$ sur les lignes $l=4$ et $l=5$.

		Ligne l				
		$l=1$	$l=2$	$l=3$	$l=4$	$l=5$
Temps de transport (heures)		0h15	0h15	2h35	2h10	
Date de lancement d'OF pour les commandes d'output	$k=1$	4h15	4h15	1h55	2h20	
	$k=3$	11h30	11h30	9h10	9h35	
	$k=4$	11h30	11h30	9h10	9h35	
	$k=6$	15h15	15h15	12h55	13h20	
	$k=7$	21h00	21h00	18h40	19h05	
	$k=9$	3h30	3h30	1h10	1h35	

Tableau 4-12 : les dates de lancement d'OF sur les lignes

Connaissant ainsi ces deux dates, on peut schématiser les arrivées des lots à la ST (Gantt Station Tête de la Figure 4-9) et les lancements d'ordres de fabrication sur les laveries (Gantt Ligne de production de la Figure 4-9). Comme expliqué précédemment, l'instauration d'un régime permanent nécessite une demi-heure environ lors de l'introduction d'une nouvelle QS, c'est bien ce résidu qui arrive en premier à 3h30 pour $k=1$, suivi une demi-heure après de la QSL choisi par le modèle. Les dates de lancements d'OF sur le Gantt inférieure sont décalées d'après le Tableau 4-12, pour tenir compte des durées de transport par pipelines secondaires à la ST.

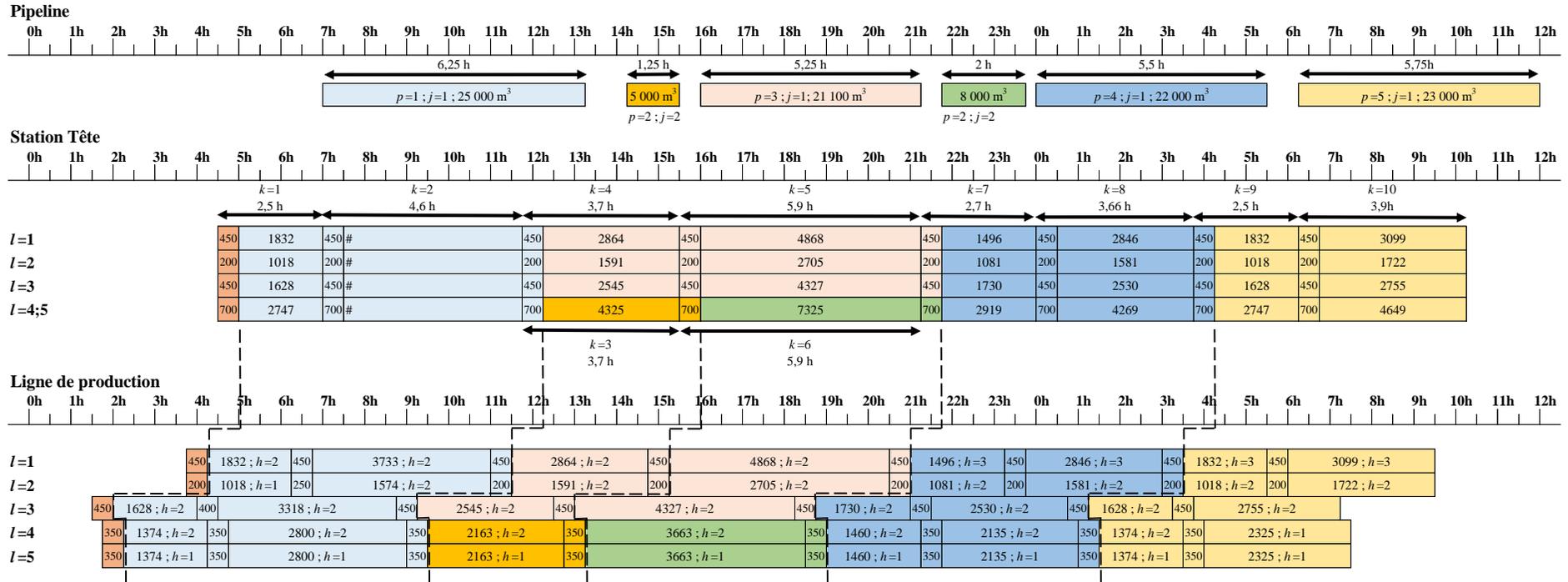


Figure 4-9 : Programme de production des laveries

4.4 Résumé du chapitre

Dans ce chapitre, nous proposons une nouvelle méthode de *blending* dynamique permettant de constituer des produits intermédiaires ou finis de qualité chimique imposée (outputs), à partir de minerais de qualité hétérogène dans le temps et dans l'espace (multi-gisements), en utilisant un système de transformation multilignes constitué de trois laveries (cinq lignes). Ce défi est abordé à travers deux processus séquentiels : d'abord un traitement dans des usines de lavage suivi d'un mélange de minerais dans un milieu aqueux. Afin de répondre aux demandes internes (usines chimiques) et externes (export), notre modèle est basé sur deux configurations alternatives : (1) l'utilisation de toutes les lignes pour constituer un mélange à destination des usines chimiques (monoproduction), (2) le fractionnement en deux sous-ensembles de lignes afin de constituer un mélange pour les usines et un mélange pour l'export (bi-production). Le modèle mathématique, vise à définir le programme de prélèvements des minerais couplés aux gammes à utiliser par laverie, pour satisfaire un programme d'expédition de commande à travers le pipeline principal (supposé déjà établi dans un premier temps), en tenant compte des temps de lancement et des disponibilités des minerais.

Travaux présentés et publiés en lien avec ce chapitre :

- **M. Bamoumen**, V. Hovelaque, V. Giard, « Un modèle de *blending* pour la planification dynamique d'une chaîne logistique minière », MOSIM 2020, 12-14 novembre, Agadir, Maroc.
- **M. Bamoumen**, V. Hovelaque, V. Giard, « Planification dynamique multilignes et multigammes avec matières hétérogènes : un modèle de *blending* appliqué à une chaîne logistique minière », CIGI QUALITA 2021, 5-7 mai, Grenoble, France.

Chapitre 5



Couplage du *Blending* dynamique avec l'ordonnancement des expéditions du pipeline

Le modèle de *blending* dynamique proposé dans le chapitre précédent repose sur un ordonnancement figé (exogène) d'expédition via le pipeline en fonction des besoins en aval. Dans le présent chapitre, un modèle d'optimisation de cet ordonnancement est proposé et couplé à celui d'optimisation des mélanges en amont du pipeline (*blending dynamique*). Ce chapitre propose : i) un descriptif détaillé du problème d'ordonnancement des commandes d'output en aval du *slurry pipeline* ; ii) une présentation du modèle mathématique associé accompagnée d'illustrations numériques ; iii) une illustration du couplage des deux modèles basée sur des instances réelles.

5.1 Description du problème d'expédition par pipeline

Jusqu'à présent, le programme d'expédition des commandes d'output par pipeline a été considéré comme une donnée « exogène ». Seulement, le processus actuel d'élaboration de ce programme d'ordonnancement ne permet pas de garantir la synchronisation d'arrivée des flux, surtout dans le cas de la bi-production. Si l'on reprend l'exemple de la Figure 4-7 du chapitre 4, on remarque que les commandes 2 et 3 portant sur un output externe et sur un output interne respectivement sont produites simultanément bien qu'expédiées séquentiellement. Ainsi, pour obtenir les *blends* optimaux pour l'ensemble des commandes programmées, il faut que le programme d'expédition tienne compte des contraintes de synchronisation de production, en plus des contraintes en aval pour éviter la rupture d'approvisionnement des clients internes et la saturation des bacs de stockage. Pour ce faire, nous avons proposé un modèle linéaire mixte en nombres entiers, qui permet de sélectionner, à partir d'un ensemble de commandes candidates, caractérisées par leur volume, leur type de configuration (monoproduction ou bi-production), les commandes à programmer sur l'horizon de deux à trois jours.

Le problème d'expédition par pipeline consiste à choisir un sous-ensemble de commandes d'outputs (interne et externe) parmi P commandes suggérées, produites en monoproduction ou bi-production, ainsi que leur date d'expédition dans le pipeline (ou date d'arrivée à la SL) sur un horizon court-terme (deux à trois jours). La décision ou non d'envoyer une commande d'output p ($p = 1 \dots P$) peut être prise chaque quart d'heure, en raison de la fluctuation de la demande interne sur la journée mais aussi de la réactivité du système de pilotage mis en place permettant un suivi en temps réel de la production. Dans ce qui suit, nous allons examiner deux cas de fonctionnement de la chaîne logistique : un fonctionnement normal, où toutes les unités de la chaîne fonctionnent à leur régime normal sans arrêt programmé ; et un fonctionnement singulier, où un arrêt du pipeline et/ou des lignes de traitement est envisagé pour maintenance.

5.1.1 Cas du fonctionnement normal de la chaîne logistique

En monoproduction, une commande planifiée p (output interne) résulte d'un choix d'une commande élémentaire parmi un catalogue de K commandes potentielles ($k = 1 \dots K$). Ces commandes potentielles sont nécessairement exclusives puisqu'une seule commande potentielle k peut être choisie pour chaque commande effective p . Considérons l'exemple de $P = 4$ commandes potentielles de l'output interne produites en monoproduction, chacune pouvant prendre, si choisie par le modèle, une valeur (exprimées en m^3) parmi $K = 4$ valeurs possibles. Par exemple, $\{30\ 000 ; 40\ 000 ; 50\ 000 ; 60\ 000\}$. Les éléments de l'ensemble K seront appelés commandes élémentaires alors que ceux de P seront les commandes finales (à réaliser ou non). Un exemple de solution réalisable pourrait être le suivant : la première commande à expédier est la commande $p = 3$ d'un volume de 40 000, suivie de la commande $p = 1$ d'un volume de 50 000, suivie de la commande $p = 4$ d'un volume de 40 000. Ainsi, on peut remarquer que certaines commandes d'output interne peuvent ne pas être retenues dans la solution optimale.

En bi-production, une commande p d'output externe se décompose nécessairement en plusieurs commandes élémentaires suivant quelques alternatives nécessairement exclusives. Par exemple, une commande d'output externe porte sur un volume de 16 000 m^3 , qui peut être décomposée en 1) deux commandes élémentaires chacune de 8 000 m^3 , ou 2) en trois commandes élémentaires chacune de 5 333 m^3 . Ces choix de scénarios viennent du fait que, d'une part, on ne peut excéder un volume d'une commande d'output externe de 9 600 m^3 (car sinon il y a un risque de désamorçage en aval pour le produit local à destination des usines chimiques), et d'autre part, les responsables planification n'acceptent pas l'expédition d'une commande portant sur un volume en deçà de 4000 m^3 (sauf dans des cas particuliers d'arrêt de pipeline, voir illustration dans 5.3). La commande d'output interne produite en bi-production parallèlement à la commande d'output externe comporte donc autant de commandes élémentaires, avec un volume adapté au temps de production de l'output externe sur deux lignes.

Pour déterminer la liste des commandes candidates, la taille des commandes est impactée à la fois par les débits de production en amont, de transfert par pipeline, de consommation des clients internes en aval, mais aussi par la position initiale des stocks des ST et SL. Sur la base d'une capacité de 18 000 m^3 (quatre cuves de 4500 m^3) dans la SL destinée à recevoir l'output interne (voir Figure 5-1), et d'un débit horaire de transfert par pipeline de 4000 m^3/h , les cuves

initialement vides sont remplies au bout de $18\ 000/4000=4,5$ heures, soit 18 périodes (quarts d'heure), à condition qu'il n'y ait pas de soutirage. Par ailleurs, les cuves initialement pleines sont vidées au bout de $18\ 000/3200=5,63$ heures en l'absence d'alimentation, soit 22,5 quarts d'heure. Finalement, avec une alimentation de $4000\text{ m}^3/\text{h}$ et une sortie de $3200\text{ m}^3/\text{h}$ (différentiel de $800\text{ m}^3/\text{h}$), les cuves initialement vides sont remplies au bout de $18\ 000/800=22,5$ heures (90 périodes), équivalant à une taille maximale de $22,5*4000=90\ 000\text{ m}^3$ d'output interne.

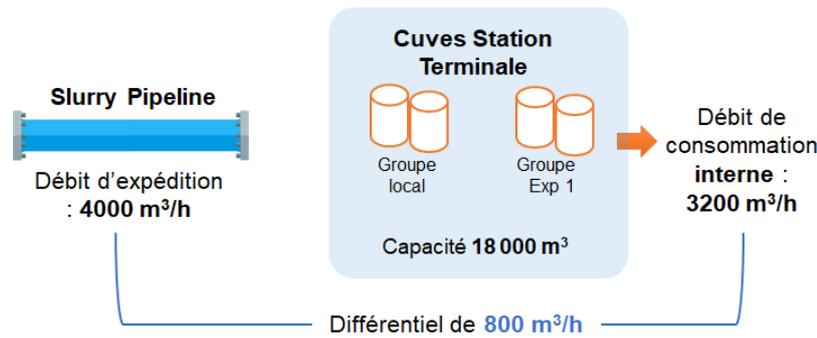


Figure 5-1 : Différence entre débit de transfert dans le pipeline et débit de consommation des clients internes

En monoproduction, en raison du différentiel négatif entre le débit horaire de production des laveries (ici $3600\text{ m}^3/\text{h}$) et celui du transfert par pipeline (voir Figure 5-2), l'expédition d'une commande d'output interne par le pipeline ne peut débuter que si le niveau de stock à la ST est suffisant pour assurer : 1) le respect de la charte qualité dès l'entrée dans le pipeline ; et 2) la continuité d'alimentation du pipeline par la pulpe.

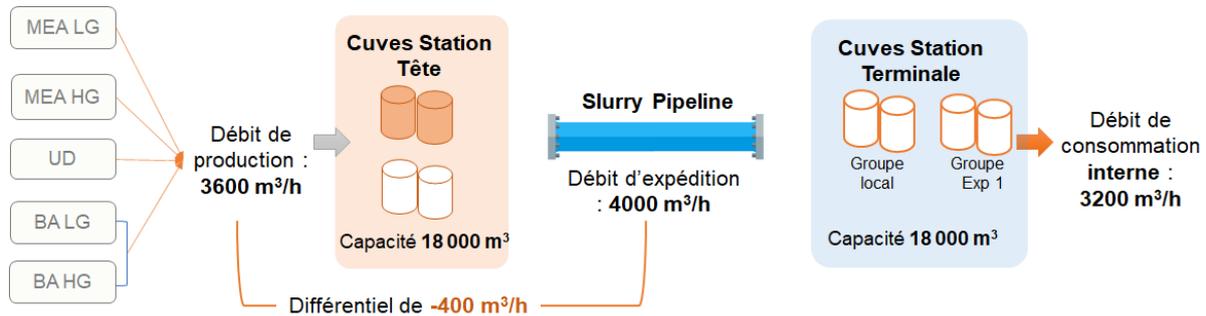


Figure 5-2 : Différence de débit de transfert dans le pipeline et débit de production des laveries en monoproduction

On retiendra ici un niveau initial à la ST équivalent à deux heures de production (8 périodes), soit $2*3600=7\ 200\text{ m}^3$. En conséquence, quand on lance une monoproduction, le

départ de la ST est retardé de 8 périodes. Durant ce temps d'attente (8 périodes = 2h), le soutirage des cuves aval est de $2 * 3200 = 6400 \text{ m}^3$. Ainsi, le stock résiduel à la SL au moment de la décision de lancement d'une monoproduction doit être au moins égal à 6400 m^3 , pour éviter un désamorçage en aval. Enfin, comme le temps de transport de la ST à la SL dure $26*4=104$ périodes, une commande arrivant à la ST à t arrivera à la SL à $t+8+104$.

Le Tableau 5-1 donne les quantités maximales que l'on peut commander d'output interne produit en monoproduction, en fonction du stock initial dans la SL.

Stock initial Station Terminale (m^3)	7 000	8 000	9 000	10 000	15 000	18 000
Stock final Station Terminale (m^3)	18 000	18 000	18 000	18 000	18 000	18 000
Stock Station Terminale après 2 heures d'attente (m^3)	600	1 600	2 600	3 600	8 600	11 600
Durée de transfert pour saturer la SL (heures)	21,8	20,5	19,3	18,0	11,8	8,0
Taille maximale de commande (m^3)	87 000	82 000	77 000	72 000	47 000	32 000
Stock initial Station Tête (m^3)	1 800	1 800	1 800	1 800	1 800	1 800
Durée de production par les laveries (heures)	24,2	22,8	21,4	20,0	13,1	8,9
Stock final Station Tête (m^3)	133	689	1 244	1 800	4 578	6 244

Tableau 5-1 : Quantités maximales de commande d'output interne en monoproduction en fonction du stock initial dans la Station Terminale

Prenons l'exemple d'un stock initial à la SL de 7000 m^3 . Pendant 2 heures, on observe un prélèvement de $3200*2=6400 \text{ m}^3$. Ainsi, il reste 600 m^3 dans la SL au début de son alimentation (première colonne du Tableau 5-1). Si la quantité produite est $q = 20000 \text{ m}^3$, l'alimentation de la SL débute au bout de 2 heures et s'achève $20000/4000=5$ heures plus tard. À la fin de cette période, en raison des prélèvements d'output interne, le stock de la SL est alors de $100+800*5=4100 \text{ m}^3$. Par ailleurs, le stock de la ST est affecté par un différentiel négatif entre le débit de production des laveries et d'expédition par pipeline ($3600-4000 = -400 \text{ m}^3/\text{h}$). L'alimentation de la ST dure $20000/3600=5,56\text{h}$ (temps de production). À la fin de l'expédition de la commande, le stock de la ST, initialement à 1800 m^3 , aura donc augmenté dans un premier

temps de 7200 m³ (temps d'attente avant expédition) avant de baisser de $(5,56-2)*400 = 1424$ m³ et sera donc de $1800 + 7200 - 1424 = 7576$ m³ (première colonne du Tableau 5-2).

En résumé, la décision de produire q m³ d'output interne en monoproduction conduit donc à une absence d'alimentation pendant 2 heures (8 périodes), suivie d'une alimentation de la SL pendant $(q/4000)$ heures (c'est-à-dire $q/1000$ périodes d'un quart d'heure), conduisant à un accroissement du volume dans les cuves de SL égal au produit de cette durée par la différence entre les taux périodiques d'alimentation et de retrait ($4000-3200=800$ m³/h), c'est-à-dire $(q*800/4000=0,2q$ m³/h = $0,05q$ m³ par période).

Le Tableau 5-2 résume l'évolution des stocks dans les deux stations pour un niveau de stock initial à la ST (1800 m³) et à la SL (7000 m³) pour différentes tailles de commande d'output interne en monoproduction. Dans ces conditions initiales, la quantité commandée ne peut pas dépasser 87 000 m³.

Stock initial Station Terminale (m ³)	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000	7 000
Taille de commande (m ³)	20 000	25 000	30 000	35 000	40 000	45 000	50 000	55 000	60 000	65 000	70 000	80 000	87 000	
Attente à la Station Tête (heures)	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	
Transfert par pipeline (heures)	5	6,25	7,5	8,75	10	11,25	12,5	13,75	15	16,25	17,5	20	21,75	
Temps de production (heures)	5,56	6,94	8,33	9,72	11,11	12,50	13,89	15,28	16,67	18,06	19,44	22,22	24,17	
Stock final Station Terminale (m ³)	4 600	5 600	6 600	7 600	8 600	9 600	10 600	11 600	12 600	13 600	14 600	16 600	18 000	
Stock final Station Tête (m ³)	7 578	7 022	6 467	5 911	5 356	4 800	4 244	3 689	3 133	2 578	2 022	911	133	

Tableau 5-2 : Evolution des stocks de la Station Tête et de la Station Terminale en fonction de la production d'output interne

Avec une production maximale journalière des laveries de $24*3600 = 86 400$ m³ et une demande moyenne journalière de $24*3200 = 76000$ m³ d'output interne, on dispose d'un excédent maximal moyen quotidien de 9600 m³ pour produire l'output externe, à diminuer de la perte de capacité induite par les contraintes de lotissement pour l'acheminement par pipeline (les purges d'eau entre les différentes commandes).

Cette production maximale journalière d'output externe est effectuée en parallèle à la production d'un output interne. Ainsi, pour préserver la synchronisation du fonctionnement des laveries lors du passage de la configuration monoproduction à la bi-production, les commandes

d'output interne (volume q_{int}) et d'output externe (volume q_{ext}) sont liées par les débits des lignes auxquelles elles sont affectées (voir Figure 5-3). En effet, les pré-affectations des lignes entraînent des débits de $2300 \text{ m}^3/\text{h}$ pour la production d'un output interne et de $1300 \text{ m}^3/\text{h}$ pour un output externe. Les deux commandes d'output interne et externe sont donc liées par la relation $q_{int} = q_{ext} * (2300/1300)$. La commande export étant divisée en plusieurs commandes élémentaires, on partira du Tableau 5-3 pour illustrer ce qui se passe en bi-production.

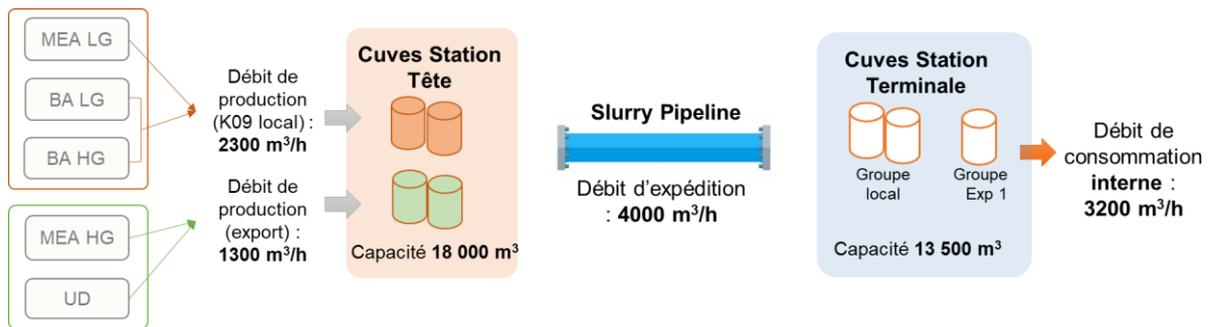


Figure 5-3 : Débits de production des laveries en bi-production

La difficulté rencontrée en bi-production est celle de la conciliation d'une production lente de chaque commande d'output avec une expédition rapide au rythme de $4000 \text{ m}^3/\text{h}$. Par exemple, la production de 10615 m^3 d'output interne dure 18,46 périodes (quart d'heure) alors que son transfert par pipe ne dure que 10,62 périodes, ce qui implique qu'avant le transfert de cette commande, il aura fallu attendre $18,46 - 10,62 = 7,85$ périodes. Durant 18,46 périodes, la production de l'output externe est de 6000 m^3 avec un temps de transfert de $(6000 / 4000) * 4 = 6$ périodes. On est alors en présence d'un dilemme : soit l'expédition de l'export s'effectue après celle de la commande d'output interne, si la durée de transfert de la commande d'output externe ne dépasse pas les 2 heures initiales d'occupation du pipe en début de monoproduction ; soit le lot est mis en attente pour une expédition au début de la bi-production suivante, ce qui implique, pour ne pas avoir de problème, que les commandes élémentaires de la commande export soient de tailles équivalentes ou croissantes.

	Volumes en bi-production					
$q_{\text{ext}} \text{ (m}^3\text{)}$	4 000	5 000	6 000	7 000	8 000	9 000
$q_{\text{int}} \text{ (m}^3\text{)}$	7 077	8 846	10 615	12 385	14 154	15 923
	Durée de production (en quarts d'heure)					
Interne et externe	12,31	15,38	18,46	21,54	24,62	27,69
	Durée de transfert (en quarts d'heure)					
Commande externe	4,00	5,00	6,00	7,00	8,00	9,00
Commande interne	7,08	8,85	10,62	12,38	14,15	15,92
Total	11,08	13,85	16,62	19,38	22,15	24,92

Tableau 5-3 : Productions liées d'output interne et externe en bi-production

5.1.2 Prise en compte des arrêts de maintenance dans l'ordonnement des commandes

La programmation d'un arrêt de maintenance du pipeline doit respecter la contrainte d'alimentation continue des clients internes. En d'autres termes, si l'on considère que les cuves de l'output interne sont pleines à 13500 m^3 , avec une consommation moyenne des clients internes de $3200 \text{ m}^3/\text{h}$, l'arrêt du pipeline ne peut excéder $13500 / 3200 = 4,22$ heures pour éviter une rupture d'approvisionnement des usines chimiques. La durée de l'arrêt peut éventuellement être allongée si un compromis est trouvé pour que les clients baissent leur consommation pendant la période d'intervention en contrepartie d'une compensation ultérieure.

5.2 Formulation du problème d'expédition par pipeline

Dans cette partie, nous présentons le modèle mathématique développé, qui a objectif de satisfaire la demande en output interne et externe exprimé par les clients internes et externes en aval sur un court terme, tout en respectant des contraintes de stockage en amont et aval du pipeline.

5.2.1 Notations du modèle

- Indices

- t Indice des périodes d'arrivée dans la Station Terminale ($t = 1 \dots T$).
- p Indice de la commande à expédier ($p = 1 \dots P$).
- k Indice de la commande élémentaire expédiable en un seul lot dans le pipeline ($k = 1 \dots K$). Chaque commande élémentaire se réfère à une unique commande p .

- **Paramètres**

- E_k Numéro de la commande p à laquelle la commande élémentaire k appartient.
- π_p Indicateur associé à la commande p valant 1 si monoproduction, 2 si bi-production, et 3 si maintenance. π_{E_k} est donc l'indicateur de la commande élémentaire k . Dans cette version du modèle, compte tenu de l'horizon retenu, les commandes en bi-production sont toutes exclusives et portent sur le même output externe.
- ρ^{Pipe} Débit de transfert du pipeline (en m^3/t).
- ρ^{m} Débit de production de l'output interne par les laveries en monoproduction (en m^3/t).
- ρ^{b} Débit de production de l'output externe par les laveries en bi-production (en m^3/t).
- O^{SL} Position initiale du stock de l'output interne dans les cuves de la Station Terminale.
- U^{SL} Capacité maximale des cuves de l'output interne dans la Station Terminale.
- O^{ST} Position initiale du stock de l'output interne dans les cuves de la Station Tête.
- U^{ST} Capacité maximale des cuves de l'output interne dans la Station Tête.
- Q_t Demande de l'output interne au cours de la période t (en m^3/tonne).
- δ_k Nombre de périodes de transfert par le pipeline de l'output associé à la commande élémentaire k ; le volume de cette commande est donc $\delta_k \cdot \rho^{\text{Pipe}}$.
- V_k Nombre de périodes de production par les lignes de l'output associé à la commande élémentaire k .
- ε_k Nombre de périodes de neutralisation du pipeline induite par la commande élémentaire k ($\pi_{E_k} < 3$), en raison de la désynchronisation de la production en laverie et du transfert par pipeline.
- O_k Première période d'arrivée possible à la Station Terminale, de la commande élémentaire k .
- M_k Dernière période d'arrivée possible à la Station Terminale, d'une commande élémentaire k .

- **Variables**

- x_{kt} *Variable de décision* - binaire valant 1 si la commande élémentaire k commence à arriver à la Station Terminale à la période t .
- g_p *Variable intermédiaire* – binaire valant 1 si la commande p est retenue. Elle n'existe que pour les commandes exclusives d'output externe ($\pi_p = 2$).
- a_t^{SL} *Variable intermédiaire* – quantité d'output interne arrivant dans la Station Terminale pendant la période t .
- a_t^{ST} *Variable intermédiaire* – quantité d'output interne arrivant dans la Station Tête pendant la période t .
- s_t^{SL} *Variable intermédiaire* – position de stock d'output interne dans la cuve de la Station Terminale à la fin de la période t .
- s_t^{ST} *Variable intermédiaire* - position de stock d'output interne dans la cuve de la Station Tête à la fin de la période t .

- **Remarques**

- i) La période $t=1$ correspond à la première période possible de décision, compte tenu de ce qui est en transit dans le pipeline ; à cette date, et comme il s'agit d'un horizon glissant, une commande peut être en cours d'expédition à la ST. La variable x_{kt} correspondante vaut alors 1 avec un temps de transfert δ_k égal au temps résiduel d'acheminement.
- ii) Actuellement le modèle ne traite explicitement que les commandes élémentaires d'outputs interne et externe ($\pi_{E_k} < 3$), mais en cas de commande élémentaire unique correspondant à une maintenance ($\pi_{E_k} = 3$), on a $\delta_k = 0, \forall k \mid \pi_{E_k} = 3$ et ε_k correspond à la durée de la maintenance, ce qui permet d'intégrer la maintenance dans le problème, avec une plage d'exécution. Cependant, si la durée de maintenance est trop longue, il peut y avoir désamorçage (la maintenance impliquant alors un arrêt momentané de l'expédition de l'output interne vers les usines chimiques).

- iii) La neutralisation du pipeline (ε_k) est antérieure à l'expédition ; dans le cas de la monoproduction ($\pi_{E_k} = 1$), cette durée correspond à un temps de purge équivalent à la production de deux heures d'output interne par l'ensemble des lignes (7200 m³) pour garantir la continuité d'alimentation du pipeline par les cuves de la ST, en raison de la différence de débit de production et de transfert ; dans le cas de la bi-production, la durée ε_k correspond à la différence entre la durée de production d'une commande élémentaire d'output interne V_k et la durée de transfert de celle-ci ($\delta_k \mid \pi_{E_k} = 2$).
- iv) Le repérage temporel à la sortie de la ST correspond à celui de l'arrivée dans la SL, diminué de 26 heures. Sans perte de généralité, on peut négliger ce décalage et considérer que la période de sortie de la ST correspond à celle de l'entrée t (en réalité à la période $t - 26 \times 4$).
- v) L'existence de la variable x_{kt} est soumise à la condition ($t \geq 0_k \wedge t \leq M_k$)

5.2.2 Modèle mathématique du problème d'expédition par pipeline

Le problème d'expédition des commandes d'output par pipeline est formulé par un programme linéaire mixte en nombres entiers, dont nous présentons tout d'abord les contraintes puis la fonction-objectif :

- Choix des commandes élémentaires

$$\sum_{k,t \mid (t \geq 0_k \wedge t \leq M_k) \wedge (E_k = p)} x_{kt} \leq 1, \forall p \mid \pi_p = 1 \quad (2a)$$

$$\sum_{k,t \mid (t \geq 0_k \wedge t \leq M_k) \wedge (E_k = p)} x_{kt} = 1, \forall p \mid \pi_p = 3 \quad (2b)$$

La commande p en monoproduction ($\pi_p = 1$) comporte plusieurs commandes élémentaires ($E_k = p$) nécessairement exclusives. La relation (2a) permet alors de ne retenir qu'une seule de ces commandes élémentaires au plus.

Les périodes d'arrêt du pipeline pour maintenance ($\pi_p = 3$) sont des commandes « imposées » et donc nécessairement retenues par le modèle avec la relation (2b).

- Choix des commandes élémentaires externes

$$\sum_p |_{\pi_p=2} g_p = 1 \quad (3)$$

$$\sum_{t|(t \geq 0_p \wedge t \leq M_c)} x_{kt} \leq g_p, \forall k, p | E_k = p \wedge \pi_p = 2 \quad (4)$$

Les relations 3 et 4 sont des contraintes disjonctives des alternatives de production de l'output externe. Parmi les scénarios alternatif destiné à la production d'un output externe ($\pi_p = 2$), un seul scénario peut être retenu. L'horizon de planification étant de l'ordre de 2/3 jours (court terme), une commande externe maximum est à considérer. La relation 3 impose de ne retenir qu'un seul de ces scénarios, et la relation 4 n'impose pas que toutes les commandes élémentaires de ce scénario soient retenues (mais la relation 1 conduira à chercher à produire la quantité maximale de l'output externe demandé).

- Séquencement des commandes élémentaire dans le pipeline

$$\left[\begin{array}{l} \sum_k \sum_{t' | (\pi_{E_k} \neq 3) \wedge (t - (\delta_k + \varepsilon_k) + 1 \leq t' \leq t - \varepsilon_k) \wedge (t' \geq 0_k \wedge t' \leq M_k)} x_{kt'} + \\ \sum_k \sum_{t' | (\pi_{E_k} = 3) \wedge (t - \varepsilon_k + 1 \leq t' \leq t) \wedge (t' \geq 0_k \wedge t' \leq M_k)} x_{kt'} \end{array} \right] \leq 1, \forall t \quad (5)$$

La relation 5 représente une contrainte disjonctive d'occupation du pipeline. À la période t , l'entrée de la SL est neutralisée par une commande élémentaire programmée à cette date ($x_{kt} = 1$) ou à une date antérieure : dans le premier cas, cette arrivée doit être possible à la période t (c'est-à-dire $\zeta_t = 1 \wedge t \geq 0_k \wedge t \leq M_k$) ; dans le second cas, la SL est neutralisée par une commande élémentaire arrivée antérieurement et dont la livraison n'est pas terminée (soit pour réception de la pulpe ou pour des raisons de désynchronisation entre production et transport). Sachant qu'une commande élémentaire occupe l'entrée de la SL pendant $\delta_k + \varepsilon_k$ périodes, celle-ci est donc présente à l'entrée de la SL pendant la période t si elle est arrivée entre les périodes antérieures t' , telles que $\zeta_{t'} = 1$ et allant de $t - (\delta_k + \varepsilon_k)$ à $t - \varepsilon_k - 1$ (voir exemple Figure 5-4). A noter que cette somme peut être nulle, correspondant à une période d'inoccupation du pipe (en dehors de celle liée à la désynchronisation de la production et du transport), et qui va représenter en réalité une purge d'eau.

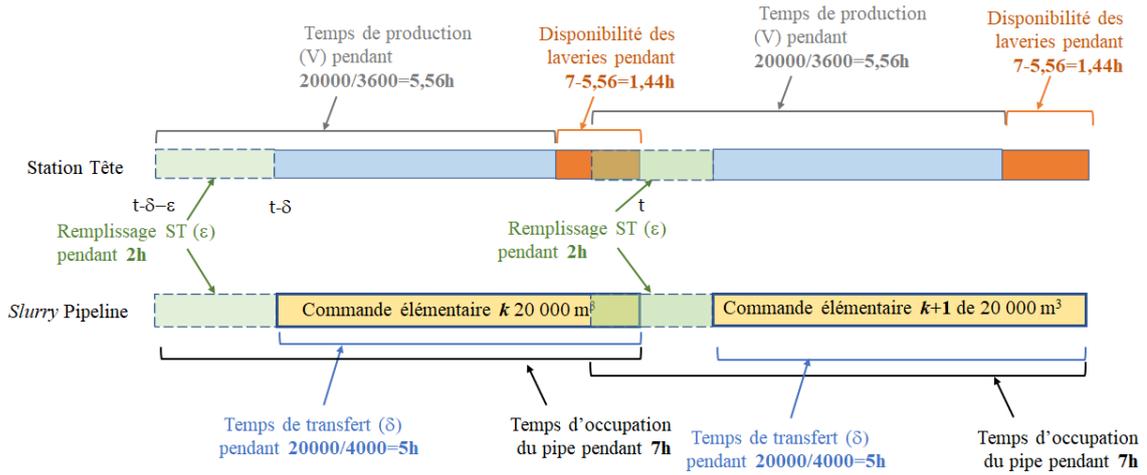


Figure 5-4 : Exemple de séquençement de deux commandes élémentaires

- Remplissage des cuves de la SL

$$a_t^{SL} = \rho^{\text{Pipe}} \cdot \sum_k \mathbb{1}_{\pi_{E_k} < 3} \sum_{t' | (t - (\delta_k + \varepsilon_k) + 1 \leq t' \leq t - \varepsilon_k) \wedge (t' \geq o_k \wedge t' \leq M_k)} x_{kt'}, \forall t \quad (6)$$

La relation 6 représente l'alimentation des cuves de la SL (éventuellement nulle) par une commande élémentaire d'output interne ($\pi_{E_k} < 3$) au cours de la période t . Elle correspond au débit de transfert par pipeline ρ^{Pipe} pendant la durée de transfert de la commande élémentaire δ_k . Rappelons qu'une commande élémentaire occupe le pipeline pendant $\delta_k + \varepsilon_k$ sans réception de pulpe pendant ε_k . La réception des commandes externes n'est pas prise en compte dans le modèle car les cuves réservées pour cela sont surcapacitaires.

- Respect des contraintes de saturation et de désamorçage à la SL

$$\begin{cases} s_0^{SL} = O^{SL} \\ s_t^{SL} = s_{t-1}^{SL} + a_t^{SL} - Q_t, \forall t | t > 0 \\ 0 < s_t^{SL} \leq U^{SL} \end{cases} \quad (7)$$

Les relations 7 forment les contraintes de stockage dans la SL. Pour chaque période $t > 0$, la position de stock dans la SL (s_t^{SL}) est calculée en augmentant la position de stock précédente s_{t-1}^{SL} de l'alimentation a_t^{SL} , et en la diminuant de la demande en output interne Q_t . Cette position de stock est nécessairement positive et ne peut dépasser la capacité maximale des cuves de la SL pour l'output interne ($\leq U^{SL}$).

- Séquencement des commandes à la ST

$$\sum_k \sum_{t' | (t - V_k + 1 \leq t' \leq t) \wedge (t' \geq o_k \wedge t' \leq M_k)} x_{kt'} \leq 1, \forall t \quad (8)$$

La relation 8 empêche le chevauchement des commandes à la ST, en garantissant qu'une seule commande élémentaire peut être réceptionnée à la ST entre $t - V_k$ et $t - 1$, équivalent à la durée de production V_k d'une commande élémentaire k .

- Alimentation des cuves de la ST

$$a_t^{ST} = \begin{bmatrix} \rho^m \cdot \sum_k |_{\pi_{E_k}=1} \sum_{t' | \zeta_{t'}=1 \wedge (t - (\delta_k + \varepsilon_k) + 1 \leq t' \leq t) \wedge (t' \geq o_k \wedge t' \leq M_k)} x_{kt'} + \\ \rho^b \cdot \sum_k |_{\pi_{E_k}=2} \sum_{t' | \zeta_{t'}=1 \wedge (t - (\delta_k + \varepsilon_k) + 1 \leq t' \leq t) \wedge (t' \geq o_k \wedge t' \leq M_k)} x_{kt'} \end{bmatrix} \quad (9)$$

La relation 9 permet le calcul de l'alimentation des cuves recevant l'output interne dans la ST par les flux de production des laveries pendant la période t . Selon la configuration des laveries, cette alimentation équivant au débit de production de l'ensemble des lignes affectées à la fabrication de l'output interne associé une commande élémentaire k (ρ^m en monoproduction et ρ^b en bi-production) pendant la durée de production V_k de celle-ci.

- Respect des contraintes de saturation et continuité d'alimentation du pipeline à la ST

$$\begin{cases} s_0^{ST} = O^{ST} \\ s_t^{ST} = s_{t-1}^{ST} + a_t^{ST} - a_t^{SL}, \forall t | t > 0 \\ 0 < s_t^{ST} \leq U^{ST} \end{cases} \quad (10)$$

Les relations 10 permettent de garantir que le programme d'expédition ne viole pas les contraintes de capacité ($\leq U^{ST}$) et de stock positif des cuves de la ST.

- Fonction-objectif

$$Max \begin{bmatrix} \rho^{Pipe} \cdot \sum_{k,t} |_{(\pi_{E_k}=2) \wedge (t \geq o_k \wedge t \leq M_k) \wedge (t \leq T - (\delta_k + \varepsilon_k) + 1)} \delta_k \cdot x_{kt} + \\ 0.1 \times \rho^{Pipe} \cdot \sum_{k,t} |_{(\pi_{E_k}=1) \wedge (t \geq o_k \wedge t \leq M_k)} \delta_k \cdot x_{kt} \end{bmatrix} \quad (1)$$

La relation 1 détermine les critères d'optimisation du modèle. L'objectif est de maximiser la quantité d'output externe envoyé en bi-production (premier terme) ainsi que le taux d'occupation du pipeline qui est directement lié à la quantité d'output interne envoyé (second terme). En appliquant un taux (ici de 0,1) sur la quantité d'output interne envoyé, l'optimisation conduit à privilégier la partie de l'objectif liée à l'output externe. Sur un horizon relativement

court, il y a une seule commande export, ce qui fait que la recherche numérique d'une solution optimale est facilitée.

5.3 Illustration numérique

Nous présentons les données testées sur le modèle présenté précédemment ainsi que les résultats obtenus à la suite de ces tests.

5.3.1 Les données du test

5.3.1.1 Demande prévisionnelle d'output interne

L'un des avantages de l'approche proposée pour ordonnancer les expéditions des commandes d'output par pipeline est qu'il tient compte de la variabilité de la demande de pulpe au fil du temps, exprimée sous forme de débit (m^3 / h). Cette variation de la demande interne a lieu sur des tranches horaires, autour d'une valeur moyenne. Dans l'exemple retenu sur un horizon de deux jours (de 07h de la journée du 02/11/2021 à 07h de la journée du 04/11/2021), nous nous sommes basés sur un débit moyen variant sur cinq tranches horaires (Tableau 5-4) : de 07h à 15h le débit moyen est de $2910 \text{ m}^3 / \text{h}$; de 16h à 24h le débit est de $3395 \text{ m}^3 / \text{h}$; de 00h à 15h le débit moyen est de $3025 \text{ m}^3 / \text{h}$; de 16h15 à 24h le débit est de $3530 \text{ m}^3 / \text{h}$; et de 00h à 07h le débit moyen est de $2980 \text{ m}^3 / \text{h}$.

	02/11/2021		03/11/2021		04/11/2021
	07h à 15h	16h à 24h	00h à 15h	16h à 24h	00h à 07h
Débit Moyen (m^3/h)	2 910	3 395	3 025	3 529	2 980
Débit Moyen ($\text{m}^3/\text{quart heure}$)	728	849	756	882	745

Tableau 5-4 : Débit moyen de consommation par tranche horaire

5.3.1.2 Maintenance du « slurry pipeline »

Dans le jeu de données retenu, on récence deux plages d'arrêt de pipeline pour des travaux de maintenance de deux heures chacune, programmées comme suit :

- Plage 1 : le 03/11/2021 de 01h à 03h ;
- Plage 2 : le 03/11/2021 de 10h à 12h.

Comme détaillé au 5.1.2, la programmation d'un arrêt de pipeline retarde l'arrivée des commandes à la SL de la durée de maintenance. Ces arrêts doivent être pris en compte en amont du pipeline pour toute commande à livrer a posteriori de ces maintenances. Dans notre exemple, les commandes devant arriver le 03/11/2021 au-delà de 12h devront être prêtes pour expédition à partir de la ST le 02/11/2021 à 06h au plus tard (26 heures de temps de transport et 4 heures d'arrêt de maintenance).

5.3.1.3 Commandes candidates

Le but du modèle est de déterminer un ordonnancement de commandes d'outputs (interne et éventuellement externe), en les sélectionnant à partir d'un ensemble de commandes candidates (cf sous-section 5.1.1). Dans le jeu de données créé (Tableau 5-5), nous avons opté pour $P=5$ commandes candidates produites en monoproduction, chacune pouvant prendre une valeur parmi $K=7$ valeurs de commandes élémentaires (de 10000 à 40000 par pas de 5000). Pour chacune de ces commandes élémentaires, sont spécifiés les paramètres suivants :

- la durée de production par les lignes de traitement affectées à celle-ci (colonne « Alimentation de la ST » du Tableau 5-5) avec un débit de 3600 m³/h (soit 900 m³ par quart d'heure) pour les commandes élémentaires produites en monoproduction. Par exemple pour la commande élémentaire $k=3$ d'un volume de 10 000 m³, la durée de production par l'ensemble des lignes est de $10\,000 / 900 \approx 12$ quarts d'heure.
- La durée d'attente à la ST avant expédition par pipeline (colonne « Attente départ de la ST » du Tableau 5-5) fixée à une heure et demi (équivalent à 6 quarts d'heure) pour toutes les commandes élémentaires produites en monoproduction.
- la durée d'alimentation de la SL (colonne « Alimentation de la SL » du Tableau 5-5) par un débit de pipeline fixé à 4000 m³/h, équivalent à 1000 m³/t ; pour la commande élémentaire $k=3$, cette durée est de $10\,000 / 1000 = 10$ quarts d'heure.

Nous avons repris ici l'exemple d'une commande d'output externe portant sur un volume de 16 000 m³, affectée à la ligne « UD » d'un débit total d'environ 900 m³/h (équivalent à 225 m³/quart d'heure). Ainsi, les quatre autres lignes, d'un débit de production total de 2700 m³/h (équivalent à 675 m³/quart d'heure) se chargeront de la production de l'output interne en parallèle. Cette commande externe qui peut être décomposée en 1) deux commandes élémentaires chacune de 8 000 m³ (équivalent à $8000 * (675/225) \approx 24\,000$ m³ d'output interne), ou 2) en deux commandes élémentaires de 7 000 m³ et 9 000 m³, (équivalent resp. à $7000 * (675/225) \approx 21\,000$ m³ et $9000 * (675/225) \approx 27\,000$ m³ d'output interne). Pour ces commandes élémentaires, le calcul des durées de production sur les lignes et d'alimentation de la SL se fait suivant le même principe que pour les commandes en monoproduction. Cependant, le temps d'attente à la ST avant expédition par pipeline pour une commande élémentaire interne produite en bi-production doit être au moins égal à la différence entre la durée de production et la durée d'alimentation de la SL relatives à celle-ci, afin d'assurer la continuité d'expédition par pipeline. Pour la commande élémentaire $k=38$ par exemple, le temps d'attente est de $40 - 27 = 13$ quarts d'heure.

Par ailleurs, les deux premières commandes du Tableau 5-5 représentent les périodes d'arrêt du pipeline pour maintenance. Un arrêt du pipeline se traduit par une non livraison des clients en aval. Ainsi, un arrêt de maintenance est modélisé par une commande dont le volume est nul. Par conséquent, les durées de production et de transfert vers la SL sont également nulle. En revanche, la durée d'attente fait référence ici à la durée de l'arrêt, qui est ici de deux heures (8 périodes) pour chacun des deux arrêts.

	Commande	Commande élémentaire	Taille en m ³	Taille d'output export équivalent (en m ³)	Alimentation de la ST (en quart d'heure)	Attente départ de la ST (en quart d'heure)	Alimentation de la SL (en quart d'heure)	Débit d'alimentation de la ST (en m ³)
	1	1	0		0	8	0	0
	2	2	0		0	8	0	0
Monoproduction	3	3	10 000		12	6	10	3600
		4	15 000		17	6	15	3600
		5	20 000		23	6	20	3600
		6	25 000		28	6	25	3600
		7	30 000		34	6	30	3600
		8	35 000		39	6	35	3600
		9	40 000		45	6	40	3600
	4	10	10 000		12	6	10	3600
		11	15 000		17	6	15	3600
		12	20 000		23	6	20	3600
		13	25 000		28	6	25	3600
		14	30 000		34	6	30	3600
		15	35 000		39	6	35	3600
		16	40 000		45	6	40	3600
	5	17	10 000		12	6	10	3600
		18	15 000		17	6	15	3600
		19	20 000		23	6	20	3600
		20	25 000		28	6	25	3600
		21	30 000		34	6	30	3600
		22	35 000		39	6	35	3600
		23	40 000		45	6	40	3600
	6	24	10 000		12	6	10	3600
		25	15 000		17	6	15	3600
		26	20 000		23	6	20	3600
		27	25 000		28	6	25	3600
		28	30 000		34	6	30	3600
		29	35 000		39	6	35	3600
		30	40 000		45	6	40	3600
7	31	10 000	12		6	10	3600	
	32	15 000	17		6	15	3600	
	33	20 000	23		6	20	3600	
	34	25 000	28		6	25	3600	
	35	30 000	34		6	30	3600	
	36	35 000	39		6	35	3600	
	37	40 000	45		6	40	3600	
Biproduction	8	38	27 000	9 000	40	13	27	2700
		39	21 000	7 000	32	11	21	2700
	9	40	24 000	8 000	36	12	24	2700
		41	24 000	8 000	36	12	24	2700

Tableau 5-5 : Liste des commandes candidates d'output

Enfin, nous avons initialisé le niveau des cuves de la SL et de la ST à 18 000 m³ et 1 000 m³ respectivement, en rappelons que les capacités des cuves réceptionnant l'output

interne sont de 18 000 m³ à la SL et de 9 000 m³ à la ST, et que les capacités des cuves réceptionnant les outputs externes sont de 13 500 m³ à la SL et de 9 000 m³ à la ST.

5.3.2 Résultats et analyses

Le résultat principal fourni par le modèle d'expédition est un ordonnancement de commandes d'output, en spécifiant volume, horaire et configuration. Dans le test réalisé, le modèle propose la solution optimale représentée sur la Tableau 5-6, composée de cinq commandes internes produites en monoproduction, une commande interne et une commande externe produites en bi-production, tout en tenant compte des périodes d'arrêt du pipeline pour maintenance.

Commande élémentaire	Date d'arrivée à la SL	Heure d'arrivée à la SL	Volume (m ³)	Configuration de production
31	02/11/2021	10:15	27 000	Bi-production
17	02/11/2021	18:45	25 000	Monoproduction
1	03/11/2021	1:00	0	Maintenance pipeline
27	03/11/2021	3:45	25 000	Monoproduction
2	03/11/2021	10:00	0	Maintenance pipeline
3	03/11/2021	12:30	15 000	Monoproduction
22	03/11/2021	17:00	25 000	Monoproduction
12	04/11/2021	0:30	25 000	Monoproduction
TOTAL			142 000	

Tableau 5-6 : Solution d'ordonnancement proposée par le modèle

La valeur de la fonction-objectif est égale à 41 200 m³, somme des deux termes : 1) la quantité équivalente à celle d'output externe expédié, ici 27 000 m³ ; 2) à la constante multiplicative 0,1, la quantité totale d'output en monoproduction, qui vaut ici 142 000*0,1=14 200 m³.

A partir du Tableau 5-6, on a construit le programme d'arrivée des commandes à la SL, représenté par le « Gantt haut » de la Figure 5-5. On remarque que la plage temporelle pour expédier, entre deux commandes internes, la commande portant sur l'output externe produite en bi-production, n'est pas suffisante pour envoyer cette dernière d'un seul coup. De ce fait, cette commande externe est expédiée à deux reprises : une première partie portant sur 5 000 m³ arrive à la SL à 17:15 le 02/11, et une seconde portant sur le complément arrive à la SL à 23:30 le 03/11. On peut également remarquer la prise en compte du temps d'attente d'une commande à la ST avant son expédition, et qui est fixé pour les commandes internes à 6 quarts d'heure. Comme mentionné avant, ce temps correspond concrètement à une purge d'eau qui sert à nettoyer entre les commandes (représenté en bleu sur la Figure 5-5).

A présent, à partir du « Gantt haut » d'arrivée à la SL représenté à la Figure 5-5, on peut déduire le programme d'arrivée des commandes d'output de la ST représenté par le « Gantt

bas » de la Figure 5-5. Pour ce faire, les commandes arrivant avant les périodes d'arrêt du pipeline sont décalées antérieurement de 26 heures, qui est le temps de transport de la pulpe via le pipeline principal ; alors que celles arrivant après les périodes de maintenance sont décalées et du temps de transport et du temps d'arrêt du pipeline.

Par ailleurs, pour les cinq commandes produites en monoproduction, on remarque que l'arrivée des flux à la ST à partir des lignes de traitement s'effectue une heure et demi avant leur expédition via pipeline principal. Par exemple, pour que la commande $k = 17$ arrive à la SL à 18:45 le 02/11/2021, il faut que son expédition par pipeline commence à 16:45 le 01/11/2021, et que son arrivée à la ST commence à 15:15 le 01/11/2021.

Pour vérifier le respect des contraintes de stockage, nous avons dressé les graphes d'évolution du niveau des cuves à la SL et à la ST selon leur alimentation en output (Figure 5-6 et Figure 5-7 respectivement). Nous pouvons remarquer que le niveau des cuves de la SL pour l'output interne (Figure 5-6) varie de manière linéaire par morceaux, avec une succession de six phases de vidage sans remplissage (courbes descendantes) et de vidage avec remplissage (courbes ascendantes).

Ainsi, le niveau initial de $18\ 000\ \text{m}^3$ passe à un niveau plus bas d'environ $10\ 000\ \text{m}^3$ (équivalent au temps d'attente à la ST avant expédition de la première commande qui est de 11 quarts d'heures), avant de finir à un niveau de $15\ 700\ \text{m}^3$, sans dépasser la capacité fixée à $18\ 000\ \text{m}^3$. Quant à la variation du niveau des cuves d'output interne à la ST (Figure 5-7), on peut remarquer la succession de six phases de remplissage sans vidage (courbes ascendantes marron) et de remplissage avec vidage (courbes descendantes marron), chaque phase correspondant à une commande d'output interne. Concernant les cuves d'output externe, on note une seule phase uniquement de remplissage sans vidage (courbes ascendantes vert) et deux phases de vidage sans (courbes descendantes) se succèdent, chacune correspondant à une expédition d'output externe ($4\ 000\ \text{m}^3$ puis $3\ 000\ \text{m}^3$). Le modèle d'expédition permet ainsi de proposer une solution d'ordonnancement des commandes d'outputs interne et externe par pipeline, qui tient compte à la fois de l'organisation des lignes de traitement, des arrêts de maintenance du pipeline, mais aussi de contraintes de stockage en amont et aval du pipeline, tout en maximisant l'expédition de l'output externe et l'occupation du pipeline.

Dans la partie 5.4, nous illustrons le couplage de ce modèle avec le modèle de *blending* présenté dans le chapitre 4.

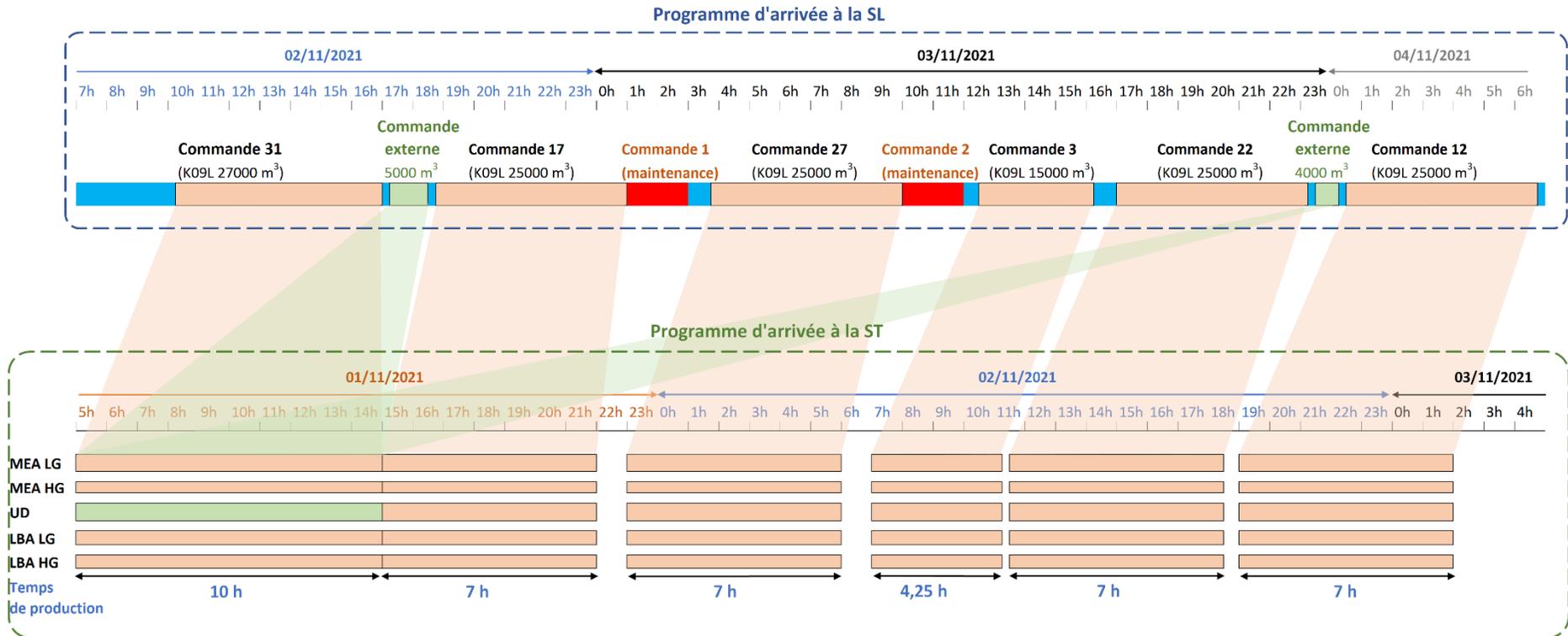


Figure 5-5 : Programme d'arrivée des commandes à la SL et ST

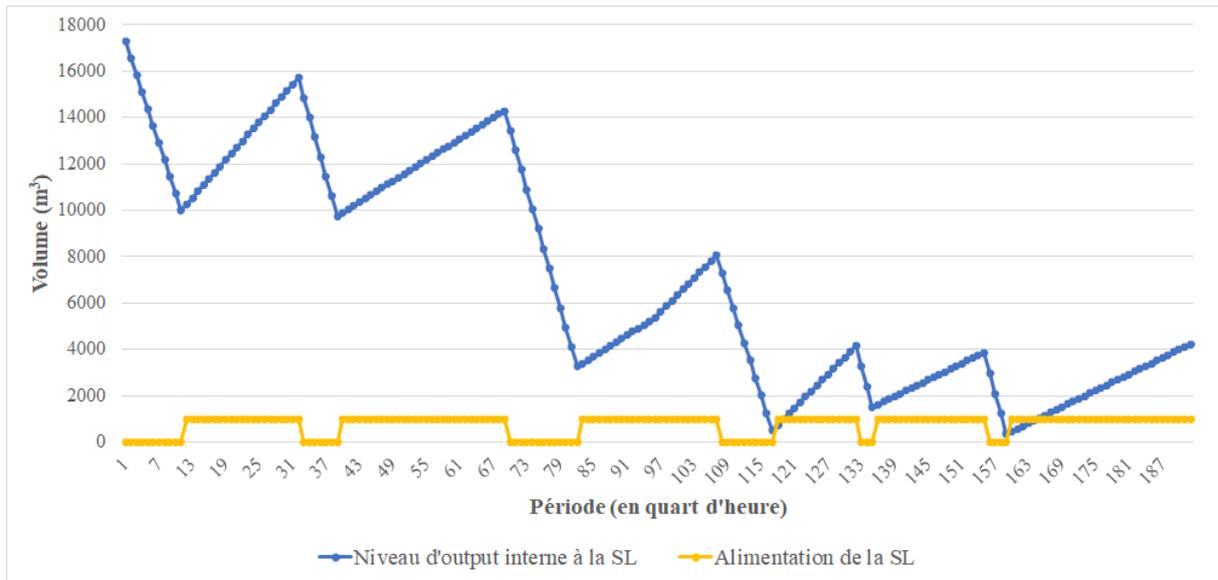


Figure 5-6 : Evolution du niveau des cuves K09 local de la SL et leur alimentation



Figure 5-7 : Evolution du niveau des cuves de la ST et leur alimentation

5.4 Couplage avec le modèle de *blending* dynamique

Pour illustrer le couplage des modèles de *blending* et d'ordonnancement du pipeline, nous nous sommes basés sur le programme d'expédition du pipeline obtenu dans la section précédente. Les commandes finales de ce programme ont été décomposées en deux commandes élémentaires comme expliqué dans la section 4.2.1 du chapitre 4, pour permettre une homogénéisation du mélange nécessaire au respect des spécificités de qualité. Le Tableau 5-7 reprend les commandes ordonnancées par le modèle d'expédition présentées dans la section

précédente : on dispose de sept commandes finales dont six concernent l'output interne « K09 local » et une seule porte sur l'output externe « K02D », dont les spécificités en matière de composition à respecter ont été fournies au Tableau 5-8. On distingue cinq périodes monoproduction conduisant à la production d'une seule commande portant sur l'output interne, et une seule période bi-production aboutissant à la production simultanée d'une commande portant sur l'output interne et d'une autre portant sur l'output externe « K02D ». L'ensemble des commandes destinées en interne sont décomposées en deux commandes élémentaires ; la première correspondant au volume équivalent au temps d'attente à la ST avant expédition de la commande (ici $6\,300\text{ m}^3$), et la seconde correspond au volume complémentaire (exemple $25\,000 - 6\,300 = 18\,700\text{ m}^3$). La commande portant sur l'output externe n'est pas décomposée, puisque son volume n'est pas important.

Commande finale	p=1		p=2		p=3		p=4		p=5		p=6		p=7	
Volume (m ³)	27000		9000		25000		25000		15000		25000		25000	
Configuration	Bi-production		Bi-production		Mono-production									
Output	"K09L"		"K02D"		"K09L"									
Commande élémentaire	k=1	k=2	k=3	k=4	k=5	k=6	k=7	k=8	k=9	k=10	k=11	k=12	k=13	
Volume (m ³)	8700	18300	9000	6300	18700	6300	18700	6300	8700	6300	18700	6300	18700	

Tableau 5-7 : Décomposition des commandes d'output en commandes élémentaires

	Output	BPL (%)	SiO ₂	Cd (ppm)
Valeur minimale	K09L	64	0	0
	K02D	65	2,2	18
Valeur maximale	K09L	100	3	80*
	K02D	66	3,9	25
Valeur cible	K09L	65	0	75*
	K02D	65	3,2	25

ppm : particules par million

* en mg/P₂O₅

Tableau 5-8 : Charte qualité des outputs étudiés

Pour satisfaire les commandes à expédier pendant les journées du 02/11/2021 au 03/11/2021, nous avons récupéré les données concernant les QS datant des journées du 01/11/2021 au 02/11/2021, puisque le temps de transport dans le pipeline dure environ 26 heures. Le Tableau 5-9 résume les caractéristiques des QS disponibles durant la période considérée, à savoir la composition chimique suivant trois composants ainsi que les coefficients de réduction suivant les trois gammes existantes. Dans un premier temps, nous avons considéré que les QS sont disponibles en quantité suffisante afin de valider le couplage, équivalent ici à 30 000 tonnes. Nous présenterons dans la section 5.5 les résultats de couplage avec les disponibilités réelles des QS.

QS	Stock QS	Composition chimique			Coefficient de réduction		
		BPL (%)	MgO (%)	Cd (ppm)	gamme LS	gamme LF	gamme LBF
"BT 320-490"	s=1	60,60%	1,36%	20,8	0,7	0,585	0,6
"BT 210-310"		61,90%	1,32%	18,0	0,7	0,585	0,6
"BT 220-250"		59,60%	1,45%	18,5	0,7	0,585	0,6
"BT 140-210"		61,92%	1,75%	19,6	0,7	0,585	0,6
"BT manut"		60,13%	1,80%	19,0	0,7	0,585	0,6
"BT manut"		61,61%	1,67%	21,3	0,7	0,585	0,6
"TBT 570-590"	s=2	56,43%	2,88%	17,5	0,57	0,565	0,5
"TBT 500-540"		55,48%	3,00%	18,3	0,57	0,565	0,5
"TBT 590-640"		56,11%	2,90%	17,6	0,57	0,565	0,5
"TBT 440-500"		53,24%	2,15%	18,0	0,57	0,565	0,5
"TBT manut"		54,32%	2,04%	23,3	0,57	0,565	0,5
"MT 160-210"	s=3	66,10%	0,51%	15,0	0,445	0,4	0
"MT 380-430"		67,20%	0,48%	14,8	0,445	0,4	0
"TBT 300-350"		57,00%	1,33%	21,0	0,749	0,6	0,565
"TBT 20-80"		59,40%	1,23%	21,0	0,749	0,6	0,565
"BT manut"		59,60%	1,99%	17,8	0,784	0,65	0
"TBT manut"		59,10%	2,25%	19,8	0,749	0,6	0,565
"TBT 370-450"	s=4	59,00%	0,85%	20,5	0,749	0,6	0,565
"TBT 160-200"		55,40%	1,21%	23,0	0,749	0,6	0,565
"TBT 250-320"		57,36%	1,65%	25,0	0,749	0,6	0,565
"BTR 30-80 /A"		66,60%	0,69%	18,0	0,784	0,65	0
"TBT 30-220 /B"	s=5	55,50%	1,77%	20,7	0,7	0,6	0,5
"MT 70 -130 /A"		66,60%	0,80%	22,0	0,8	0	0
"TBT 270-300 /D"	s=6	56,63%	1,51%	24,0	0,7	0,6	0,5
"TBT 390-450 / D"		54,46%	2,00%	22,0	0,7	0,6	0,5
"TBT 420-500 / C"		55,49%	1,98%	19,4	0,7	0,6	0,5
"TBT 160 - 300 / C"		55,48%	1,80%	19,0	0,7	0,6	0,5
"TBT manut"		55,80%	1,70%	20,0	0,7	0,6	0,5

Tableau 5-9 : Caractéristiques des QS disponibles

Par ailleurs, nous avons basé ce test sur les coûts réels d'extraction et traitements que nous ne présentons pas ici pour des raisons de confidentialité, tout en gardant la même valeur de pénalité sur les écarts par rapport aux valeurs cibles, qui est égale pour tous les composants ($\sigma_c = \sigma = 100$).

Le résultat de l'optimisation est détaillé sur le Tableau 5-10 comprenant la quantité de QS à prélever, de gamme à utiliser pour chaque QS afin de fabriquer la quantité demandée d'output pour chaque commande élémentaire. Les Tableau 5-11 et Tableau 5-12 représentent les valeurs des composants chimiques des commandes élémentaires à la ST et des QSL en sortie des lignes pour la commande élémentaire $k=1$ respectivement.

Section 5.4 : Couplage avec le modèle de blending dynamique

Stock s	QS i	QS		$k=1$	$k=2$	$k=3$	$k=4$	$k=5$	$k=6$	$k=7$	$k=8$	$k=9$	$k=10$	$k=11$	$k=12$	$k=13$	TOTAL (tonnes)
$s=1$	1	BT 320-490	Quantité brute	4124	0	0	0	7222	0	7222	0	0	0	7222	0	0	25791
			Ligne	LMEA LG				LMEA LG		LMEA LG				LMEA LG			
			Gamme	LF				LBF		LBF				LBF			
$s=1$	6	BT manut	Quantité brute	0	8676	0	2120	0	2433	0	2433	3360	2433	0	2433	6071	29959
			Ligne		LMEA LG		LMEA LG		LMEA LG		LMEA LG	LMEA LG	LMEA LG		LMEA LG	LMEA LG	
			Gamme		LF		LBF		LBF		LBF	LBF	LBF		LBF	LS	
$s=2$	11	TBT manut	Quantité brute	1804	3796	0	1022	2909	980	2909	980	1353	980	2909	980	2909	23531
			Ligne	LMEA HG	LMEA HG		LMEA HG	LMEA HG									
			Gamme	LS	LS		LS	LS									
$s=3$	13	MT 380-430	Quantité brute	0	0	10339	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	10339
			Ligne			UD											
			Gamme			LF											
$s=4$	18	TBT 250-320	Quantité brute	0	0	0	0	6444	2171	6444	2171	2998	2171	6444	0	0	28844
			Ligne					UD	UD	UD	UD	UD	UD	UD			
			Gamme					LF	LF	LF	LF	LF	LF	LF			
$s=4$	21	BTR 30-80 /A	Quantité brute	0	0	0	1962	0	0	0	0	0	0	0	1882	5370	9214
			Ligne				UD								UD	UD	
			Gamme				LF							LF	LS		
$s=5$	22	TBT 30-220 /B	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1591	0	1591
			Ligne												LBA HC		
			Gamme											1			
$s=5$	23	MT 70 -130 /A	Quantité brute	2366	4978	0	1340	3815	1285	3815	1285	1775	1285	3815	0	3815	29575
			Ligne	LBA LG	LBA LG		LBA LG	LBA LG	LBA HG	LBA LG	LBA LG	LBA LG	LBA LG	LBA LG		LBA LG	
			Gamme	LS	LS		LS	LS	LS	LS	LS	LS	LS	LS		LS	
$s=6$	24	TBT 270-300 /D	Quantité brute	2929	6161	0	0	4722	1591	4722	1591	0	1591	4722	1591	0	29618
			Ligne	LBA HG	LBA HG			LBA HG	LBA LG	LBA HG	LBA HG		LBA HG	LBA HG	LBA LG		
			Gamme	LS	LS			LS	LS	LS	LS		LS	LS	LS		
$s=6$	25	TBT 390-450 /D	Quantité brute	0	0	0	1659	0	0	0	0	2197	0	0	0	4722	8577
			Ligne				LBA HG					LBA HG				LBA HG	
			Gamme				LS				LS				LS		
TOTAL (tonnes)				11224	23610	10339	8104	25112	8460	25112	8460	11683	8460	25112	8476	22886	

Tableau 5-10 : Quantité de QS à prélever et la gamme à utiliser sur chaque ligne pour fabriquer une commande élémentaire k

	<i>k=1</i>	<i>k=2</i>	<i>k=3</i>	<i>k=4</i>	<i>k=5</i>	<i>k=6</i>	<i>k=7</i>	<i>k=8</i>	<i>k=9</i>	<i>k=10</i>	<i>k=11</i>	<i>k=12</i>	<i>k=13</i>
BPL (%)	64,39%	64,51%	65,82%	63,99%	64,87%	64,94%	64,76%	64,94%	64,67%	64,89%	64,76%	64,74%	64,48%
MgO (%)	0,89%	0,93%	0,22%	0,82%	0,91%	0,94%	0,91%	0,94%	1,01%	0,98%	0,91%	0,93%	0,95%
Cd* (mg/P₂O₅)	69,56	71,74	14,30	67,20	74,24	74,96	74,90	74,96	74,37	74,75	74,90	71,35	70,35

Tableau 5-11 : Composition chimique des commandes élémentaires à la ST

	MEA LG	MEA HG	UD	BA LG	BA HG	TOTAL
Volume produit (m³)	2900	1289		2256	2256	8700
BPL (%)	66,86%	59,57%		67,19%	61,18%	64,39%
MgO (%)	0,79%	1,24%		0,72%	0,99%	0,89%
Cd (mg/P₂O₅)	55,91	81,35		68,17	83,76	69,57

Tableau 5-12 : Composition chimique des QSL en sortie des lignes pour la commande élémentaire *k=1*

Ce couplage représente une illustration proche de la réalité, puisque les disponibilités des QS ont été estimées (données non disponibles). Dans la section suivante, nous présentons les résultats de nouveaux tests réalisés avec des données récupérées auprès du service flux du site de Khouribga, et qui montrent l'existence d'une interdépendance entre les modèles de *blending* et d'ordonnancement d'expédition du pipeline.

5.5 Approche à deux niveaux pour l'aide à la décision

Dans la présente section, nous abordons une étude de cas complète illustrant les interdépendances entre les modèles d'expédition et de *blending*, dans le cadre d'une démarche d'aide à la décision. Nous nous sommes appuyés sur des données réelles récupérées auprès de l'industriel (sous-section 5.5.1). Les résultats obtenus sont analysés et discutés dans la partie 5.5.2, avant de conclure avec les principaux éléments influant sur l'obtention d'une solution dans chacun des deux modèles.

5.5.1 Données et hypothèses

Dans les tests conduits dans la section présente, nous avons repris le même programme généré dans la sous-section 5.3.2 comme données d'entrée du modèle de *blending*, en considérant cette fois-ci des disponibilités limitées des 28 QS présentées précédemment (voir Tableau 5-13).

La quantité limitée des QS pose un souci de non-faisabilité du fait que l'approvisionnement en QS n'est pas optimisé. En effet, pour que le problème de *blending* ait un sens, il faut que le volume total des QS après traitement avec la gamme générant le moins de perte de matière (dans ce cas la gamme Lavage Simple, $h=1$) soit supérieur à la demande nette exprimée pendant l'horizon considéré. Celle-ci correspond à la demande totale des clients internes et externes diminuée du volume initial des stocks de la SL. Dans l'étude de cas considérée, la quantité totale des QS après traitement avec la gamme $h=1$ vaut 201 109 tonnes, soit 224 452 m³ ; alors que la demande nette en output interne vaut $158\,267 + 16\,000 - 18\,000 = 156\,267$ m³. Le problème de *blending* a donc un sens dans ce cas puisque les QS disponibles sont suffisantes en quantité pour satisfaire la demande (condition nécessaire d'obtention d'une solution).

QS	Stock QS	Quantité brute	Composition chimique			Coefficient de réduction		
			BPL (%)	MgO (%)	Cd (ppm)	gamme LS	gamme LF	gamme LBF
"BT 320-490"	s=1	16800	60,60%	1,36%	20,8	0,7	0,585	0,6
"BT 210-310"		7600	61,90%	1,32%	18,0	0,7	0,585	0,6
"BT 220-250"		7700	59,60%	1,45%	18,5	0,7	0,585	0,6
"BT 140-210"		8000	61,92%	1,75%	19,6	0,7	0,585	0,6
"BT manut"		13000	60,13%	1,80%	19,0	0,7	0,585	0,6
"BT manut"		5000	61,61%	1,67%	21,3	0,7	0,585	0,6
"TBT 570-590"	s=2	7000	56,43%	2,88%	17,5	0,57	0,565	0,5
"TBT 500-540"		6000	55,48%	3,00%	18,3	0,57	0,565	0,5
"TBT 590-640"		8000	56,11%	2,90%	17,6	0,57	0,565	0,5
"TBT 440-500"		9000	53,24%	2,15%	18,0	0,57	0,565	0,5
"TBT manut"		12000	54,32%	2,04%	23,3	0,57	0,565	0,5
"MT 160-210"	s=3	5000	66,10%	0,51%	15,0	0,445	0,4	0
"MT 380-430"		5000	67,20%	0,48%	14,8	0,445	0,4	0
"TBT 300-350"		10000	57,00%	1,33%	21,0	0,749	0,6	0,565
"TBT 20-80"		5000	59,40%	1,23%	21,0	0,749	0,6	0,565
"BT manut"		15000	59,60%	1,99%	17,8	0,784	0,65	0
"TBT manut"		8000	59,10%	2,25%	19,8	0,749	0,6	0,565
"TBT 370-450"		9500	59,00%	0,85%	20,5	0,749	0,6	0,565
"TBT 160-200"	s=4	4000	55,40%	1,21%	23,0	0,749	0,6	0,565
"TBT 250-320"		6500	57,36%	1,65%	25,0	0,749	0,6	0,565
"BTR 30-80 /A"		6000	66,60%	0,69%	18,0	0,784	0,65	0
"TBT 30-220 /B"	s=5	30000	55,50%	1,77%	20,7	0,7	0,6	0,5
"MT 70 -130 /A"		5000	66,60%	0,80%	22,0	0,8	0	0
"TBT 270-300 /D"	s=6	24000	56,63%	1,51%	24,0	0,7	0,6	0,5
"TBT 390-450 / D"		10000	54,46%	2,00%	22,0	0,7	0,6	0,5
"TBT 420-500 / C"		10000	55,49%	1,98%	19,4	0,7	0,6	0,5
"TBT 160 - 300 / C"		20000	55,48%	1,80%	19,0	0,7	0,6	0,5
"TBT manut"		20000	55,80%	1,70%	20,0	0,7	0,6	0,5

Tableau 5-13 : QS disponibles et leurs caractéristiques chimiques

Dans ce qui suit, nous présentons les résultats en expliquant, dans un premier temps, les causes potentielles de la non-obtention d'une solution de *blends* pour le programme d'expédition considéré.

5.5.2 Résultats et analyses

L'optimisation du problème de *blending* en considérant le jeu de données précédent n'a pas abouti à une solution faisable. Ainsi, la quantité de QS disponible n'est pas une condition suffisante pour trouver une solution de *blends* qui satisfait le programme d'expédition du pipeline. Plusieurs causes peuvent être invoquées :

- Une première explication viendrait de la diversité des QS, c'est-à-dire que les QS ne sont pas toutes disponibles en quantité équitable (surtout les QS riches en phosphate et pauvre en impuretés). En effet, le manque de diversité pourrait ne pas permettre de satisfaire des quantités importantes de certaines commandes élémentaires.

- Une seconde explication concernerait l'insuffisance des quantités nécessaires à traiter en amont de certaines lignes. En effet, la relation 2 du modèle de *blending* impose de traiter une et une seule QS sur chaque ligne pour une commande élémentaire donnée. Cette deuxième explication nous a poussé à intégrer une contrainte sur la demande qui est conditionnée par la quantité de QS disponible en amont de chaque ligne.

Certaines mesures organisationnelles peuvent alors être prises dans le cas de non-obtention d'une solution faisable de *blends* :

- Relaxer les contraintes de qualité dans le modèle de *blending* pour certains composants estimés moins importants que d'autres.
- Approvisionner les stocks QS en amont des lignes en QS pouvant être acheminées rapidement à partir des stocks épierrés (voir Figure 5-8). Comme expliqué dans la sous-section 1.3.2 du chapitre 1, les QS extraites à partir des mines subissent une opération « d'épierrage » (enlèvement de grosses particules), avant d'être stockées au niveau des « stocks épierrés ». Ces stocks représentent un point de découplage entre les flux poussés par les mines (via un programme d'extraction), et les flux tirés par la demande des clients internes et externes en aval.

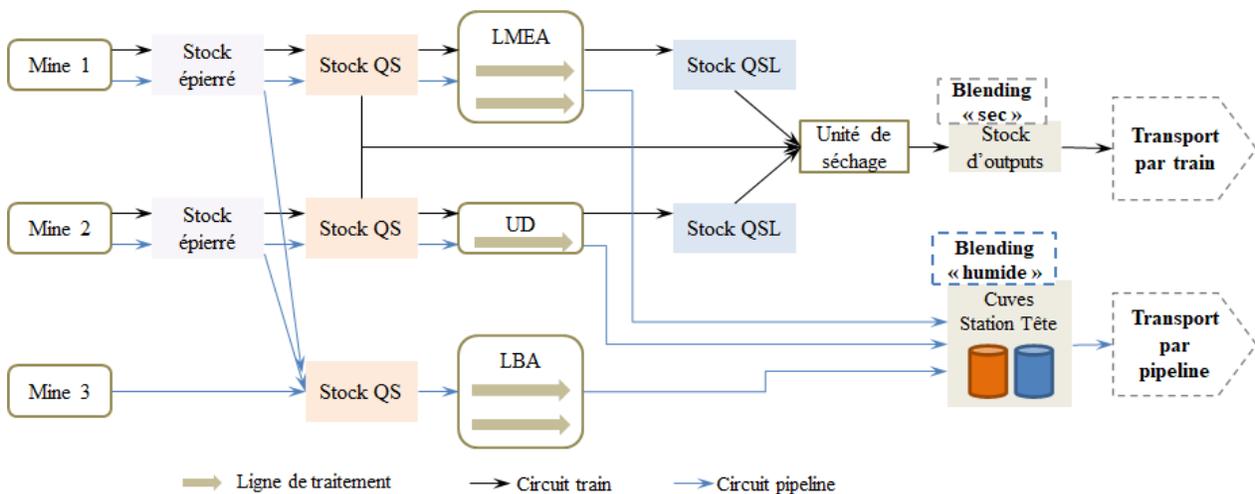


Figure 5-8: Chaîne logistique du site de Khouribga

- Revoir le programme d'expédition en proposant une liste de commandes candidates avec des volumes réduits pour prendre en compte le souci de diversité des QS.
- Lisser la demande en output interne.
- Reprogrammer les maintenances du pipeline et/ou des lignes de lavage.

Dans notre cas d'étude, nous avons testé les mesures *i*), *iii*) et *iv*) avant de trouver une solution de *blends* satisfaisant le programme d'expédition. Ce programme est présenté dans le Tableau 5-14.

Commande élémentaire	Date d'arrivée à la SL	Heure d'arrivée à la SL	Volume (m ³)	Configuration de production
80	02/11/2022	08:45	15 000	Monoproduction
4	02/11/2022	14:00	11 000	Monoproduction
13	02/11/2022	17:30	14 000	Monoproduction
36	02/11/2022	21:00	13 000	Monoproduction
1	03/11/2022	00:45	0	Arrêt pipe
99	03/11/2022	03:15	10 000	Monoproduction
44	03/11/2022	06:15	15 000	Monoproduction
2	03/11/2022	10:00	0	Arrêt pipe
48	03/11/2022	12:30	13 000	Monoproduction
22	03/11/2022	16:15	11 000	Monoproduction
28	03/11/2022	19:30	11 000	Monoproduction
96	03/11/2022	22:45	13 000	Monoproduction
15	04/11/2022	02:30	10 000	Monoproduction
TOTAL			136 000	

Tableau 5-14 : Programme d'ordonnancement après réduction des volumes des commandes candidates et lissage de la demande en output interne

La solution optimale de *blends* trouvée a été obtenue avec la fonction-objectif exposée dans 5.4, et est détaillée dans les Tableau 5-15 et Tableau 5-16 respectivement en termes de quantité de QS à prélever et de composition des commandes élémentaires à expédier.

Section 5.5 : Approche à deux niveaux pour l'aide à la décision

Stock s	QS /	Nom QS		k=1	k=2	k=3	k=4	k=5	k=6	k=7	k=8	k=9	k=10	k=11	k=12	k=13	k=14	k=15	k=16	k=17	TOTAL consommé (tonnes)	Disponibilité QS (tonnes)	
				6300	8700	11000	6300	7700	6300	6700	10000	6300	8700	6300	6700	11000	11000	6300	6700	10000			
s=1	1	BT 320-490	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	2588	0	2433	0	2433	0	4248	0	2433	2588	0	16723	16800	
			Ligne							LMEA LG	LMEA LG												
			Gamme							LBF	LBF												
	2	BT 210-310	Quantité brute	0	3360	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3862	7222	7600
			Ligne		LMEA LG																LMEA LG		
			Gamme		LBF																LBF		
3	BT 220-250	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	0	3862	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3862	7700	
		Ligne								LMEA LG													
		Gamme								LBF													
4	BT 140-210	Quantité brute	2120	0	0	2433	0	0	0	0	0	3360	0	0	0	0	0	0	0	0	7913	8000	
		Ligne	LMEA LG			LMEA LG						LMEA LG											
		Gamme	LBF			LBF					LBF												
5	BT manut	Quantité brute	0	0	0	0	2974	2433	0	0	0	0	0	2588	0	4248	0	0	0	0	12243	13000	
		Ligne					LMEA LG	LMEA LG						LMEA LG		LMEA LG							
		Gamme					LBF	LBF						LBF		LBF							
6	BT manut	Quantité brute	0	0	4248	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	4248	5000	
		Ligne			LMEA LG																		
		Gamme			LBF																		
7	TBT 570-590	Quantité brute	0	0	0	0	1198	0	0	0	0	1353	0	1042	1711	0	0	0	1556	6860	7000		
		Ligne					LMEA HG					LMEA HG		LMEA HG	LMEA HG				LMEA HG				
		Gamme					LS					LS		LS	LS				LS				
8	TBT 500-540	Quantité brute	0	0	0	0	0	980	0	0	0	0	0	0	0	1711	0	0	0	2691	6000		
		Ligne						LMEA HG								LMEA HG							
		Gamme						LS								LS							
11	TBT manut	Quantité brute	1022	1353	1711	980	0	0	1042	1556	980	0	980	0	0	0	980	1042	0	11646	12000		
		Ligne	LMEA HG	LMEA HG	LMEA HG	LMEA HG			LMEA HG	LMEA HG	LMEA HG		LMEA HG				LMEA HG	LMEA HG					
		Gamme	LS	LS	LS	LS			LS	LS	LS		LS				LS	LS					
12	MT 160-210	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	0	0	1742	0	0	0	0	0	0	0	2765	4508	5000		
		Ligne									UD								UD				
		Gamme									LS								LS				
13	MT 380-430	Quantité brute	0	0	3042	0	0	0	0	0	0	0	1742	0	0	0	0	0	0	4784	5000		
		Ligne			UD								UD										
		Gamme			LS								LS										
14	TBT 300-350	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3733	0	0	0	3733	10000		
		Ligne														UD							
		Gamme														LS							
15	TBT 20-80	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	2274	0	0	0	0	0	0	0	0	2274	0	4548	5000		
		Ligne								UD								UD					
		Gamme								LS								LS					

Stock s	QS i	Nom QS		k=1	k=2	k=3	k=4	k=5	k=6	k=7	k=8	k=9	k=10	k=11	k=12	k=13	k=14	k=15	k=16	k=17	TOTAL consommé (tonnes)	Disponibilité QS (tonnes)	
				6300	8700	11000	6300	7700	6300	6700	10000	6300	8700	6300	8700	6300	6700	11000	11000	6300			6700
s=4	16	TBT 370-450	Quantité brute	0	2953	0	0	0	0	0	3394	0	2953	0	0	0	0	0	0	0	9299	9500	
			Ligne		UD						UD		UD										
			Gamme		LS						LS		LS										
s=4	17	TBT 160-200	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3733	0	0	0	0	3733	4000	
			Ligne													UD							
			Gamme													LS							
s=4	18	TBT 250-320	Quantité brute	2230	0	0	2138	0	2138	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	6506	6500	
			Ligne	UD			UD		UD														
			Gamme	LS			LS		LS														
s=4	21	BTR 30-80 /A	Quantité brute	0	0	0	0	2211	0	0	0	0	0	0	1924	0	0	1809	0	0	5945	6000	
			Ligne					UD							UD			UD					
			Gamme					LS							LS			LS					
s=5	22	TBT 30-220 /B	Quantité brute	1659	0	2777	1591	1944	1591	0	2525	1591	0	1591	1692	2777	2777	1591	1692	2525	28322	30000	
			Ligne	LBA HG		LBA HG	LBA HG	LBA LG	LBA HG		LBA HG	LBA LG		LBA HG	LBA HG	LBA HG	LBA HG	LBA HG	LBA HG	LBA LG			
			Gamme	LS		LS	LS	LS	LS		LS	LS		LS	LS	LS	LS	LS	LS	LS	LS		
s=5	23	MT 70 -130 /A	Quantité brute	0	1775	0	0	0	0	1367	0	0	1775	0	0	0	0	0	0	0	4917	5000	
			Ligne		LBA HG					LBA LG			LBA LG										
			Gamme		LS					LS			LS										
s=5	24	TBT 270-300 /D	Quantité brute	1659	2197	2777	1591	0	1591	1692	0	1591	2197	0	1692	0	2777	0	1692	2525	23980	24000	
			Ligne	LBA LG	LBA LG	LBA LG	LBA LG		LBA LG	LBA HG		LBA HG	LBA HG		LBA LG		LBA LG		LBA LG	LBA HG			
			Gamme	LS	LS	LS	LS		LS	LS		LS	LS		LS		LS		LS	LS	LS		
s=6	25	TBT 390-450 /D	Quantité brute	0	0	0	0	1944	0	0	2525	0	0	0	0	2777	0	1591	0	0	8837	10000	
			Ligne					LBA HG			LBA LG					LBA LG		LBA LG					
			Gamme					LS			LS					LS		LS					
s=6	28	TBT manut	Quantité brute	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1591	0	0	0	0	0	0	1591	20000	
			Ligne												LBA LG								
			Gamme												LS								
TOTAL (tonnes)				8690	11638	14556	8733	10271	8733	8962	13861	8337	11638	8337	8937	15248	15248	8404	9287	13233			

Tableau 5-15 : Quantité des QS à prélever, la gamme à utiliser sur chaque ligne pour fabriquer les commandes élémentaires

	k=1	k=2	k=3	k=4	k=5	k=6	k=7	k=8	k=9	k=10	k=11	k=12	k=13	k=14	k=15	k=16	k=17	Charte
	6300	8700	11000	6300	7700	6300	6700	10000	6300	8700	6300	6700	11000	11000	6300	6700	10000	qualité K09L
BPL (%)	61.48%	64,38%	64,50%	63,13%	63,48%	62,66%	63,95%	62,40%	63,31%	64,85%	64,30%	64,13%	61,95%	62,03%	63,20%	63,00%	64,18%	≥64%
MgO (%)	1.05%	0,88%	0,87%	1,07%	1,11%	1,18%	0,98%	1,00%	0,89%	0,91%	0,88%	0,99%	1,11%	1,15%	1,03%	1,00%	0,91%	≤0,95%
Cd (mg/P₂O₅)	72,71	71,98	68,56	74,79	68,77	72,78	74,11	72,38	69,51	69,27	66,74	66,64	73,26	72,53	70,60	73,56	65,37	≤75

Tableau 5-16 : Composition chimique des commandes élémentaires

A partir du Tableau 5-15, on peut remarquer le respect des disponibilités de QS en comparant les deux dernières colonnes à droite « Total consommé » (en gris) correspondant à la quantité totale consommée de chaque QS, et « Disponibilité QS » (en orange) correspondant à la quantité disponible le long de l'horizon de planification. On peut également noter le changement fréquent de série sur les lignes en passant d'une commande élémentaire à une autre. Cela est lié à la combinaison de deux raisons : 1) l'absence de contrainte imposant le prélèvement de la même QS tant que celle-ci est encore disponible ; 2) l'utilisation de critères d'optimisation minimisant à la fois les écarts absolus par rapport aux valeurs cibles de composition, mais aussi les coûts de production.

Le Tableau 5-16 indique pour chaque commande élémentaire en colonne, la valeur du composant en ligne. La relaxation de la contrainte du respect de la charte qualité pour les composants « BPL » et « MgO » a généré des commandes élémentaires qui ne satisfont pas les spécificités demandées en termes de qualité pour ces deux composants, ce qui renforce l'explication avancée plus haut sur le manque de diversité de QS.

5.6 Résumé du chapitre

Le présent chapitre a été consacré à l'impact du programme d'expédition par pipeline sur le programme en amont (laveries) développé dans le chapitre 4. Pour ce faire, un nouveau modèle mathématique a été développé, reposant sur le choix d'un ordonnancement réalisable à partir d'une liste de commandes candidates caractérisées par un éventail de volumes possibles. Basé sur un horizon à court terme, ce modèle d'ordonnancement cherche à satisfaire la demande en produits interne et externe, en respectant : 1) les capacités de stockage des deux stations (ST et SL) ; 2) le risque de désamorçage existant en aval du pipeline vers les usines chimiques ; 3) les maintenances programmées de pipeline et/ou laverie. Cette approche a été testée et validée dans un premier temps avec des données proches de la réalité. Dans un second temps, le but a été de coupler les deux modèles de *blending* et d'ordonnancement dans le cadre d'une démarche d'aide à la décision. En cas de non-obtention de solution faisable, plusieurs mesures ont été proposées pour modifier les données d'entrée jusqu'à obtention de solution, comme dans l'arbre décisionnel schématisé sur la Figure 5-9.

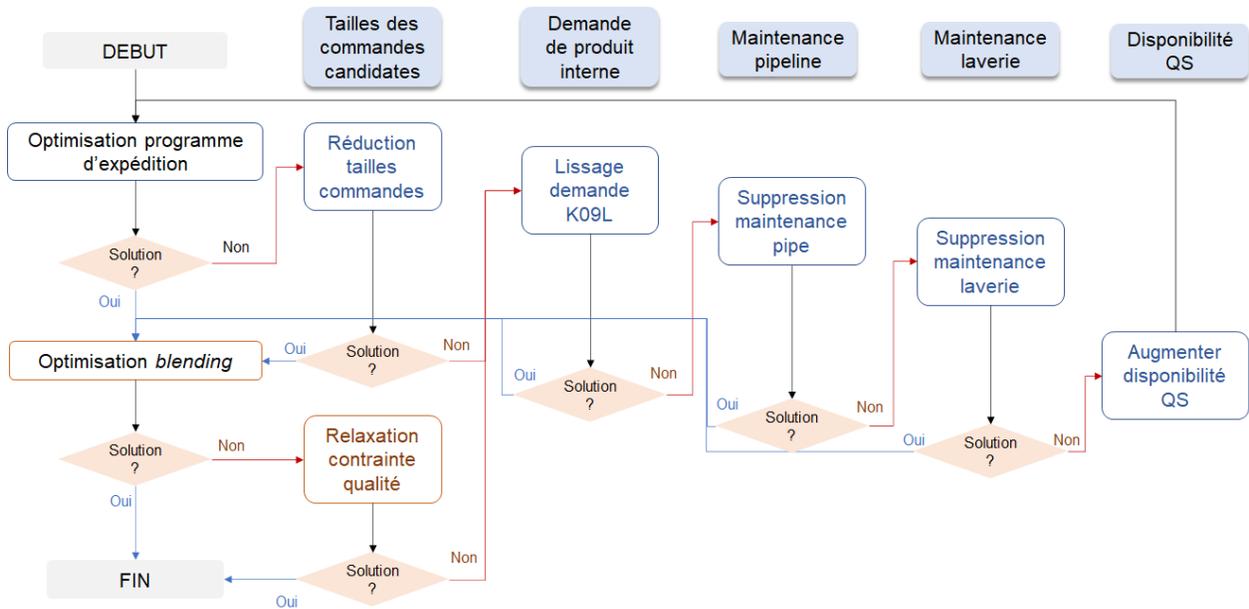


Figure 5-9 : Arbre décisionnel pour la planification de la chaîne Axe Nord OCP

Conclusion générale

Synthèse globale

L'exploitation minière est vitale pour l'économie mondiale, et constitue l'une des rares activités économiques à grande échelle qui contribuent à la cohésion territoriale, en fixant la population et en générant des revenus ayant un impact direct sur les communautés locales. L'exploitation des phosphates plus particulièrement, joue un rôle crucial dans le secteur agricole par la fabrication d'engrais. Aujourd'hui, les mines de phosphate doivent faire face à de nombreux défis, les principaux étant la difficulté d'accès aux ressources minerais à cause de leur raréfaction, l'impact environnemental et social, la volonté politique, la dynamique du marché et la sécurité alimentaire. Ainsi, les nouvelles cibles géologiques pour ce minerai seront plus profondes et à faible teneur, ce qui nécessitera des avancées significatives dans les techniques d'exploration, d'exploitation et de traitement des minéraux, ainsi qu'une responsabilité sociale et environnementale croissante. Dans ce contexte mondial, le Groupe OCP, société marocaine et leader en matière de production et d'exportation de phosphate et de ses dérivés, a adopté une stratégie axée sur : l'augmentation des capacités de production minière et chimique, la maîtrise du coût de revient, et la flexibilité industrielle pour faire face aux fluctuations du marché. Dans le cadre de cette nouvelle politique industrielle, le Groupe OCP vise à améliorer l'efficacité opérationnelle des activités de sa chaîne de valeur intégrée, à travers notamment l'implémentation de nouvelles technologies, processus et méthodes de production.

Dans la perspective d'une amélioration de la planification industrielle, cette thèse s'est concentrée sur des problèmes de non-conformité des produits sur la chaîne logistique Axe Nord du Groupe OCP. Cette chaîne minière est constituée *i)* de plusieurs mines d'extraction à partir desquelles sont extraites des couches phosphatées (désignées de Qualités Sources, QS), chacune caractérisée par une composition chimique et physique (poids) ; *ii)* d'unités de traitement avec des gammes alternatives (lavage, lavage-flottation, lavage-broyage-flottation) qui modifient la composition chimique et physique des QS, *iii)* d'usines chimiques (considérées comme clients internes) pour la fabrication d'acide et d'engrais, et des ports pour l'expédition des produits finis (pour les clients internationaux) ; *iv)* d'un « *slurry pipeline* » principal transportant les produits finis à partir de l'amont de la chaîne (unités de traitement) vers l'aval (usines chimiques et ports).

L'objectif principal de cette chaîne est de satisfaire les clients (quantité, qualité, délai) en utilisant au mieux les ressources naturelles disponibles qui sont transformées via une activité de lavage suivie d'un processus de mélange. Ainsi, une approche basée sur le modèle de *blending* est apparue adéquate pour traiter les problèmes de planification de cette chaîne. La particularité du problème de *blending* dans cette chaîne est liée au processus même de production des produits

finis : 1) le mélange des QS a lieu après traitement par lavage des QS (*blending humide*) ; 2) l'alimentation des usines chimiques de transformation en produit interne est une contrainte forte imposée par l'industriel. De plus, les flux sont partiellement continus (mélange avec de l'eau lors du traitement) pour l'expédition par pipeline (*Slurry pipeline*). Ainsi, la formulation du problème de *blending* dans cette chaîne minière diffère de celles trouvées dans la littérature pour tenir compte de ses spécificités. Globalement, l'approche proposée optimise la planification de la production en deux temps, en déterminant : 1) une séquence ordonnancée des commandes de produits finis à expédier par pipeline, qui répond aux besoins de minerais en aval de la chaîne sur un horizon de quelques jours ; 2) un programme de production des usines de traitement spécifiant conjointement (i) les mélanges, choix des minerais disponibles dans les stocks en amont et (ii) la gamme de traitement à utiliser sur les minerais choisis, dans le but de satisfaire le programme de commandes de produits finis établi dans 1).

En adoptant la recherche-intervention comme démarche scientifique, nous avons construit des approches de résolution innovantes apportant de nouveaux éléments à la littérature de gestion de la chaîne logistique et offrant un nouveau mode de pilotage court terme du site de Khouribga.

Contributions de la thèse

La recherche-intervention déployée au niveau de la chaîne Axe Nord a débuté par une analyse de l'état des lieux et par la compréhension des règles de décisions mises en place. Ce travail a permis l'établissement d'un diagnostic relevant les principaux dysfonctionnements dans le processus décisionnel qui impactent la qualité des produits finis sur cette chaîne. Il a été complété par un état de l'art centré sur les travaux traitant le problème de *blending* dans le domaine minier. Au niveau de l'Axe Nord, un modèle de *blending* basé sur la synchronisation des flux a été couplé à un modèle d'ordonnancement des produits expédiés par pipeline, tenant compte de l'organisation des laveries, des gammes de traitement et des temps de lancement. Cette approche intégrée est en cours d'expérimentation avec des données réelles du Groupe OCP pour en évaluer la performance. Ainsi, trois principales contributions peuvent être formulées à l'issue de ces années doctorales :

1. Développement d'un modèle d'optimisation des mélanges pour la chaîne Axe Centre. Il diffère fortement de ce qui a été développé dans les chapitres de cette thèse car le *blending* des QS précède le lavage (*blending* à sec). Ce modèle tient compte de la variation de la composition des inputs et de leurs disponibilités (au niveau de la mine et dans les stocks), des commandes à satisfaire en termes de quantité et de qualité, des contraintes de stockage, de l'impact des gammes de traitement pour définir le *blend* optimal des inputs pour chaque commande ainsi que de l'approvisionnement en inputs

- à effectuer à partir du gisement sur l'horizon de planification. Ce modèle a été combiné à une approche de gestion des risques par les stocks de « flexi-sécurité » définis dans un univers incertain pour mitiger l'impact des commandes urgentes. Le modèle a été validé et implémenté sur le terrain (mine de Ben Guerir). Les performances du modèle ont incité les partenaires industriels à l'adopter dans leur mode opératoire quotidien pour les trois mines de l'Axe Centre.
2. Développement d'un modèle d'optimisation des mélanges sur la chaîne Axe Nord, tenant compte des spécificités de cette chaîne : flux continu pour l'alimentation du pipeline et mélange d'inputs intermédiaires après traitement (milieu aqueux). Ainsi, le modèle de *blending* permet de déterminer un plan de production des laveries pour répondre à un programme d'expédition des commandes par pipeline sur du très court terme, tenant compte de contraintes additionnelles concernant l'organisation des laveries (monoproduction / bi-production) mais aussi la nature continue des flux (temps de lancement et résidu lors de changement d'OF sur les laveries). Ce modèle a été testé avec des instances proches de la réalité et a donné des résultats encourageant le partenaire industriel à prolonger les tests pour valider la méthode (puis la déployer).
 3. Développement d'un modèle d'ordonnancement pour déterminer le programme d'expédition des commandes par pipeline. L'endogénéisation de ce programme dans le processus de détermination des mélanges vient du fait qu'il était nécessaire de s'aligner sur les hypothèses prises en compte dans le développement du modèle de *blending* afin d'augmenter la faisabilité du précédent modèle (existence de *blends* optimaux). Ce modèle d'ordonnancement tient compte de contraintes de stockage en amont et aval du pipeline afin de garantir la continuité d'alimentation des usines chimiques en produit interne, tout en maximisant l'occupation du pipeline et l'expédition des produits pour les clients externes. Le couplage entre les deux modèles a été testé avec des instances réelles, et ses résultats discutés avec l'industriel dans le cadre d'un modèle d'aide à la décision, engendrant des programmes d'expédition alternatifs dans le cas d'absence d'une solution de *blends* au niveau des laveries.

Le problème d'ordonnancement a été formulé par un modèle linéaire, alors que celui du *blending* par un modèle non linéaire (produit de variables binaire et continue) mais facilement linéarisé. Les deux problèmes appartiennent donc à la classe des programmes linéaires mixtes en nombres entiers (PLMNE). Ils ont été implémentés sous FICO's Xpress-IVE AML (*Algebraic Modeling Language*) qui permet l'utilisation de prédicats simplifiant efficacement les temps de calcul informatique.

Limites et perspectives

Le modèle de « *blending* dynamique » développé pour la mine de Ben Guerir est un travail initial (benchmark), déployé par la suite sur deux autres mines de l’Axe Centre, avant d’aboutir à une modélisation multisites qui permet simultanément d’affecter les commandes de produits finis aux mines et de déterminer les *blends* optimaux pour chaque commande sur un horizon de quelques semaines. Ces travaux complémentaires ont été effectués dans le cadre de la thèse de Hajar Hilali (soutenue en décembre 2020). Les tests se poursuivent actuellement avec la prise en compte des unités de lavage et d’une unité de calcination entraînant un flux de coproduits.

Le modèle de *blending* développé pour la planification à court terme du site minier de Khouribga fait partie de la classe des PLMNE. Dans les instances testées, nous avons réussi à restreindre le nombre total des variables autour de 5700 (avec un peu plus de 10000 contraintes), grâce à l’introduction des restrictions sur la génération des variables (prédicats). Avec ce premier traitement, la durée de résolution varie d’un quart d’heure à 1 heure selon les instances. Cependant, avec des instances réelles, il est probable que cette durée croisse et devienne trop longue eu égard à l’horizon de travail. Quant à l’ordonnancement des expéditions par pipeline, bien que le temps de résolution du modèle soit très court (quelques minutes), il y a un risque d’absence de solution satisfaisant les contraintes de désamorçage et saturation des stocks sous certaines conditions initiales. Ces limitations laissent place à plusieurs perspectives d’amélioration :

1. Évaluation du couplage du modèle de *blending* et modèle d’ordonnancement des commandes expédiées par pipeline avec des données réelles. Cette évaluation se fera par rapport aux décisions prises par l’équipe planification pour déterminer le programme d’expédition par pipeline et production des laveries en termes de qualité mais aussi des coûts de production.
2. La fonction-objectif du modèle de *blending* contenant plus d’un critère d’optimisation, il serait intéressant de tester une méthode d’optimisation en résolvant successivement le problème avec un seul objectif, en commençant par le plus important pour l’industriel (minimisation des coûts de production par exemple, en mettant les autres coûts à zéro). Après avoir résolu le problème par rapport au premier objectif et obtenu une solution optimale, des contraintes sont ajoutées au modèle pour éliminer de son espace de solution toutes les solutions inférieures à la solution optimale par rapport au premier objectif. Le modèle modifié est ensuite résolu par rapport à l’objectif suivant dans la séquence, des contraintes supplémentaires étant ajoutées. Ce processus est répété jusqu’à ce que tous les objectifs de la séquence hiérarchisée aient été pris en compte.

3. Extension du modèle de *blending* de l’Axe Nord en incluant l’approvisionnement en inputs à partir des mines afin d’augmenter la diversité des inputs en amont des laveries. Ce travail a été réalisé dans les mines de l’Axe Centre. Cependant, comme les modes d’extraction ne sont pas les mêmes dans l’Axe Nord, une réflexion devra être entreprise sur la manière de prendre en compte cet approvisionnement.
4. Notre travail sur l’Axe Nord s’est limité à la planification à court terme de la nouvelle chaîne comprenant le transport des minerais par « *slurry pipeline* », en raison de l’importance stratégique de ce projet. En effet, le Groupe OCP compte à terme (dans quelques années), s’appuyer sur cet unique moyen de transport pour expédier les minerais vers les clients aval à Jorf Lasfar. Actuellement, le site minier de Khouribga expédie une partie de sa production (environ 30 %) vers les clients internationaux accostant au port de Casablanca, moyennant la voie ferroviaire. Deux usines de traitement sont ainsi partagées entre le traitement des minerais pour pipeline et pour train. Ce mode de fonctionnement rejoint la configuration bi-production, où cette fois-ci un sous-groupe de lignes traite une commande interne expédiée par pipeline, et l’autre sous-groupe traite une commande externe expédiée par train. Une doctorante travaille actuellement sur la planification tactique (sur quelques semaines) de la chaîne expédiant les commandes par train, en spécifiant pour ces commandes les minerais à mélanger avant chargement par train. Il serait ainsi intéressant de visionner le fonctionnement de l’ensemble de la chaîne (train et pipeline) dans le cadre d’une planification tactique sur quelques semaines.

Les modèles d’optimisation développés dans cette thèse se basent sur des caractéristiques propres au terrain, mais pourraient être adaptés à d’autres chaînes logistiques minières possédant la même structure que le Groupe OCP

Depuis près d’une décennie maintenant, le Groupe OCP a pris conscience de l’impact positif de la recherche intervention sur l’organisation de ses structures industrielles, qui s’aligne avec ses engagements sur le développement économique durable du Maroc et plus largement de l’Afrique. Le Groupe OCP signe donc de plus de plus de partenariats avec des universités à l’échelle nationale (notamment EMINES-UM6P) et internationale (universités francophones et anglosaxonnes), dans le but de promouvoir le développement de la recherche scientifique. L’ensemble des travaux doctoraux adossés à la Chaire « Excellence Opérationnelle » EMINES-OCP apportent un éclairage nouveau et utile à l’amélioration du pilotage des chaînes logistiques de phosphate.

Bibliographie

- Abdel-Khalek, N.A., 2000. Evaluation of flotation strategies for sedimentary phosphates with siliceous and carbonates gangues. *Minerals Engineering* 13, 789–793.
- Abouzeid, A.-Z.M., El-Jallad, I.S., Orphy, M.K., 1980. *Miner. Sci. Eng.* 12 (2), 73–83.
- Aggeri, F., 2016. La recherche-intervention: fondements et pratiques. *A la pointe du management. Ce que la recherche apporte au manager* 79–100.
- Azzamouri, A., Bamoumen, M., Hilali, H., Hovelaque, V., Giard, V. 2020. Flexibility of dynamic blending with alternative routings combined with security stocks: a new approach in a mining supply chain”, *International Journal of Production Research*. DOI: 10.1080/00207543.2020.1814443
- Anazia, I., Hanna, J., 1987. New flotation approach for carbonate phosphate separation. *Mining, Metallurgy & Exploration* 4, 196–202.
- Arigoni, A., Newman, A., Turner, C., Kaptur, C., 2017. Optimizing global thermal coal shipments. *Omega* 72, 118–127. <https://doi.org/10.1016/j.omega.2016.12.001>
- Bamoumen, M., Hovelaque, V., Giard, V. 2021. Planification dynamique multilignes et multigammes avec matières hétérogènes : un modèle de blending appliqué à une chaîne logistique minière. CIGI QUALITA 2021, 5-7 mai, Grenoble, France.
- Bamoumen, M., Hovelaque, V., Giard, V. 2020. Un modele de blending pour la planification dynamique d’une chaine logistique minière. MOSIM 2020, 12-14 novembre, Agadir, Maroc.
- Bastide, R., 1971. *Anthropologie appliquée*, Payot.
- Bara, N., Gautier, F., Giard, V., 2020. An economic evaluation of operational decisions—an application in scheduling evaluation in fertilizer plants. *Production Planning & Control*, p. 1–16.
- Blazy, P., Bouhaouss, A., 2005. Removal of organic matter in Moroccan Youssoufia phosphate by flash calcination. *Mining, Metallurgy & Exploration* 22, 107–115.
- Blom, M., Pearce, A.R., Stuckey, P.J., 2019. Short-term planning for open pit mines: a review. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment* 33, 318–339. <https://doi.org/10.1080/17480930.2018.1448248>
- Blom, M.L., Pearce, A.R., Stuckey, P.J., 2016. A Decomposition-Based Algorithm for the Scheduling of Open-Pit Networks Over Multiple Time Periods. *Management Science* 62, 3059–3084. <https://doi.org/10.1287/mnsc.2015.2284>

- Bloodworth, A., Gunn, G., 2012. The future of the global minerals and metals sector: Issues and challenges out to 2050. *Geosciences: BRGM's journal for a sustainable Earth* 15, 90–97.
- Candler, W., 1991. Coal blending—with acceptance sampling. *Computers & Operations Research, Operations Research and the Rude Intrusions of the Real World* 18, 591–596. [https://doi.org/10.1016/0305-0548\(91\)90066-Z](https://doi.org/10.1016/0305-0548(91)90066-Z)
- Cathcart, B., 1967. Proc. Escafe Seminar, Bangkok, Thailand, Minerals Resources Development Series Rep. No. 32, United nations, New York, 1968.
- Chanal, V., Lesca, H., Martinet, A.-C., 1997. Vers une ingénierie de la recherche en sciences de gestion. *Revue française de gestion* 41–51.
- Chang, J.C., Graves, S.C., Kirchain, R.E., Olivetti, E.A., 2019. Integrated planning for design and production in two-stage recycling operations. *European Journal of Operational Research* 273, 535–547. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2018.08.022>
- Chen, Y., Li, Yonggang, Sun, B., Li, Yudong, Zhu, H., Chen, Z., 2020. A chance-constrained programming approach for a zinc hydrometallurgy blending problem under uncertainty. *Computers & Chemical Engineering* 140, 106893. <https://doi.org/10.1016/j.compchemeng.2020.106893>
- Dantzig, D., 1947. General procedures of empirical science. *Synthese* 5, 441–455.
- Dantzig, G.B., 1982. Reminiscences about the origins of linear programming. *Operations Research Letters* 1, 43–48.
- Dantzig, G.B., Cottle, R.W., 1963. Positive (semi-) definite matrices and mathematical programming. California Univ Berkeley Operations Research Center
- Dantzig, G.B., Wolfe, P., 1960. Decomposition principle for linear programs. *Operations research* 8, 101–111.
- David, A., 2001. Models implementation: A state of the art. *European Journal of Operational Research* 134, 459–480.
- David, A., 2000. La recherche intervention, un cadre général pour les sciences de gestion?, in: *Conférence de l'AIMS*.
- Deutsch, C., 2004. The place of geostatistical simulation in resource/reserve estimation, in: *Proc. Internat. Conf. Mining Innovation (MININ)*.
- Elgillani, D.A., Abouzeid, A.-Z., 1993. Flotation of carbonates from phosphate ores in acidic media. *International Journal of Mineral Processing* 38, 235–256.

- El-Gillani, D.A., Abouzeid, A.Z.M., Negm, A.A., 1984. Final Report to the Supreme Council of Universities (FRCU) of Egypt.
- El-Shall, H., Zhang, P., Snow, R., 1996. Comparative analysis of dolomite/francolite flotation techniques. *Mining, Metallurgy & Exploration* 13, 135–140.
- Emich, G.D., 1984. Phosphate Rock. *Ind. Miner. Rocks* 2, 1017–1047
- Espinoza, D., Goycoolea, M., Moreno, E., Newman, A., 2013. MineLib: a library of open pit mining problems. *Ann Oper Res* 206, 93–114. <https://doi.org/10.1007/s10479-012-1258-3>
- Filippelli, G.M., 2011. Phosphate rock formation and marine phosphorus geochemistry: The deep time perspective. *Chemosphere* 84, 759–766.
- Föllmi, K.B., 1996. The phosphorus cycle, phosphogenesis and marine phosphate-rich deposits. *Earth-Science Reviews* 40, 55–124.
- Föllmi, K.B., Weissert, H., Lini, A., 1993. Nonlinearities in phosphogenesis and phosphorus-carbon coupling and their implications for global change, in: *Interactions of C, N, P and S Biogeochemical Cycles and Global Change*. Springer, pp. 447–474.
- Fröhling, M., Rentz, O., 2010. A case study on raw material blending for the recycling of ferrous wastes in a blast furnace. *Journal of Cleaner Production* 18, 161–173. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2009.08.002>
- Gharabaghi, M., Noaparast, M., Irannajad, M., 2009. Selective leaching kinetics of low-grade calcareous phosphate ore in acetic acid. *Hydrometallurgy* 95, 341–345.
- Girin, J., 1981. Quel paradigme pour la recherche en gestion ? *Economies et Sociétés : cahiers de l'ISMEA. Série Sciences de Gestion* 1871–1889.
- Graedel, T.E., Erdmann, L., 2012. Will metal scarcity impede routine industrial use? *MRS bulletin* 37, 325–331.
- Haonan, Z., Samavati, M., Hill, A.J., 2021. Heuristics for integrated blending optimisation in a mining supply chain. *Omega* 102, 102373. <https://doi.org/10.1016/j.omega.2020.102373>
- Hatchuel, A., 1994. Frédéric Taylor: une lecture épistémologique. L'expert, le théoricien, le doctrinaire. *L'invention de la gestion, Histoire et pratiques* 68–95.
- Hatchuel, A., Molet, H., 1986. Rational modelling in understanding and aiding human decision-making: About two case studies. *European Journal of Operational Research* 24, 178–186.
- Hatchuel, A., Molet, H., 1983. *Outils de gestion et logiques de production*. Paris, Centre de gestion scientifique, Ecole des Mines.

- Hilali, H., 2020. Pilotage des flux d'une chaîne logistique minière cas de l'Axe Centre du Groupe OCP. Thèse de l'Université Rennes1.
- Hulse, J.H., 1995. Science, agriculture et sécurité alimentaire. NRC Research Press.
- Jélvez, E., Morales, N., Nancel-Penard, P., Peypouquet, J., Reyes, P., 2016. Aggregation heuristic for the open-pit block scheduling problem. *European Journal of Operational Research* 249, 1169–1177. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2015.10.044>
- Johnson, T.B., 1968. Optimum open pit mine production scheduling. University of California, Berkeley.
- Koenig, G., 1997. Pour une conception infirmationniste de la recherche-action diagnostique. *Revue Management International* 2, 27–35.
- Koushavand, B., Askari-Nasab, H., 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, 451–459. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2014.05.006>
- Kozan, E., Liu, S.Q., 2018. An open-pit multi-stage mine production scheduling model for drilling, blasting and excavating operations, in: *Advances in Applied Strategic Mine Planning*. Springer, pp. 655–668.
- Kozan, E., Liu, S.Q., 2016. A new open-pit multi-stage mine production timetabling model for drilling, blasting and excavating operations. *Mining Technology* 125, 47–53.
- Kozan, E., Liu, S.Q., Wolff, R., 2013. A short-term production scheduling methodology for open-pit mines, in: *Proceedings of the 36th Application of Computers and Operations Research in The Mineral Industry (APCOM) Symposium*. Fundaco Luiz Englert, pp. 465–473.
- Krausmann, F., Gingrich, S., Eisenmenger, N., Erb, K.-H., Haberl, H., Fischer-Kowalski, M., 2009. Growth in global materials use, GDP and population during the 20th century. *Ecological economics* 68, 2696–2705.
- Krief, N., Zardet, V., 2013. Analyse de données qualitatives et recherche-intervention. *Recherches en sciences de gestion* 211–237.
- Krige, D.G., 1951. A statistical approach to some basic mine valuation problems on the Witwatersrand. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 52, 119–139.
- Krishna Sundar, D., Acharya, D., 1995. Blast schedule planning and shiftwise production

- scheduling of an opencast iron ore mine. *Computers & Industrial Engineering* 28, 927–935. [https://doi.org/10.1016/0360-8352\(94\)00221-8](https://doi.org/10.1016/0360-8352(94)00221-8)
- Lamghari, A., Dimitrakopoulos, R., 2016. Progressive hedging applied as a metaheuristic to schedule production in open-pit mines accounting for reserve uncertainty. *European Journal of Operational Research* 253, 843–855. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2016.03.007>
- Landry, M., Banville, C., Oral, M., 1996. Model legitimisation in operational research. *European Journal of Operational Research* 92, 443–457.
- Lewin, K., 1948. Action research and minority problems. Lewin GW, editor. *Resolving social conflicts*.
- L'Heureux, G., 2011. *Modèle d'optimisation pour la planification à moyen terme des mines à ciel ouvert* (PhD Thesis). École Polytechnique de Montréal.
- Liu, S.Q., Kozan, E., 2012. A hybrid shifting bottleneck procedure algorithm for the parallel-machine job-shop scheduling problem. *Journal of the Operational Research Society* 63, 168–182.
- Mason, L., Prior, T., Mudd, G., Giurco, D., 2011. Availability, addiction and alternatives: three criteria for assessing the impact of peak minerals on society. *Journal of Cleaner Production* 19, 958–966.
- Moisdon, J.C., 1984. Recherche en gestion et intervention, *Revue Française de Gestion*
- Montiel, L., Dimitrakopoulos, R., 2015. Optimizing mining complexes with multiple processing and transportation alternatives: An uncertainty-based approach. *European Journal of Operational Research* 247, 166–178. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2015.05.002>
- Moreno, E., Rezakhah, M., Newman, A., Ferreira, F., 2017. Linear models for stockpiling in open-pit mine production scheduling problems. *European Journal of Operational Research* 260, 212–221. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2016.12.014>
- Newman, A.M., Rubio, E., Caro, R., Weintraub, A., Eurek, K., 2010. A Review of Operations Research in Mine Planning. *INFORMS Journal on Applied Analytics* 40, 222–245. <https://doi.org/10.1287/inte.1090.0492>
- Perez, Y.A., 2008. La pratique de la recherche-intervention dans les organisations: retour sur les modes de production des connaissances gestionnaires à partir du terrain. *Humanisme et entreprise* 101–113.
- Ramazan, S., 2007. The new Fundamental Tree Algorithm for production scheduling of open pit

- mines. *European Journal of Operational Research* 177, 1153–1166.
<https://doi.org/10.1016/j.ejor.2005.12.035>
- Sakallı, Ü.S., Baykoç, Ö.F., 2011. An optimization approach for brass casting blending problem under aleatory and epistemic uncertainties. *International Journal of Production Economics, Towards High Performance Manufacturing* 133, 708–718.
<https://doi.org/10.1016/j.ijpe.2011.05.022>
- Sarker, R.A., Gunn, E.A., 1997. A simple SLP algorithm for solving a class of nonlinear programs. *European Journal of Operational Research* 101, 140–154. [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(95\)00127-1](https://doi.org/10.1016/0377-2217(95)00127-1)
- Service, A.L., Popoff, C.C., 1967. U.S. Bur. Mines Rep. RI-6935.
- Sherali, H., Puri, R., 1993. Models for a coal blending and distribution problem. *Omega* 21, 235–243. [https://doi.org/10.1016/0305-0483\(93\)90056-Q](https://doi.org/10.1016/0305-0483(93)90056-Q)
- Sherali, H.D., Saifee, Q.J., 1993. Strategic and Tactical Models and Algorithms for the Coal Industry Under the 1990 Clean Air Act, in: *Network Optimization Problems: Algorithms, Applications and Complexity*, Series on Applied Mathematics. WORLD SCIENTIFIC, pp. 233–262. https://doi.org/10.1142/9789812798190_0013
- Shih, J.-S., Frey, H.C., 1995. Coal blending optimization under uncertainty. *European Journal of Operational Research* 83, 452–465. [https://doi.org/10.1016/0377-2217\(94\)00243-6](https://doi.org/10.1016/0377-2217(94)00243-6)
- Siemon, M., Schiffer, M., Walther, G., 2021. Integrated purchasing and production planning for a non-Ferrous metal production network. *Omega* 98, 102136.
<https://doi.org/10.1016/j.omega.2019.102136>
- Sis, H., Chander, S., 2003. Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review. *Minerals Engineering* 16, 577–585.
- Stigler, G.J., 1945. The Cost of Subsistence. *Journal of Farm Economics* 27, 303–314.
<https://doi.org/10.2307/1231810>
- Tanaka, Y., Katayama, N., Arai, S., 1988. Reagents in phosphate flotation. In: Sumasundaran, P., Moudgil, B.M. (Eds.), *Reagents in Mineral Technology*. Marcel Dekker, New York, pp. 645–661.
- Thomas, A., Singh, G., Krishnamoorthy, M., Venkateswaran, J., 2013. Distributed optimisation method for multi-resource constrained scheduling in coal supply chains. *International Journal of Production Research* 51, 2740–2759.

- Thomas, A., Venkateswaran, J., Singh, G., Krishnamoorthy, M., 2014. A resource constrained scheduling problem with multiple independent producers and a single linking constraint: A coal supply chain example. *European Journal of Operational Research* 236, 946–956.
- Van Kauwenbergh, S.J., 2006. Fertilizer raw material resources of Africa. IFDC.
- Vidal, O., Goffé, B., Arndt, N., 2013. Metals for a low-carbon society. *Nature Geoscience* 6, 894–896.
- Zhang, R., Lu, J., Zhang, G., 2011. A knowledge-based multi-role decision support system for ore blending cost optimization of blast furnaces. *European Journal of Operational Research* 215, 194–203. <https://doi.org/10.1016/j.ejor.2011.0>

Title : Une approche de *blending dynamique* pour la planification court terme de chaînes logistiques minières : cas de l'Axe Nord du Groupe OCP

Mots clés :

Chaîne logistique minière, blending, gammes alternatives, planification, flux continu

Résumé : Le secteur minier occupe une place centrale dans les économies de nombreux pays riches en ressources minérales, d'autant plus dans une période d'explosion démographique. Les conséquences économiques, sociétales et environnementales des activités extractives posent plusieurs problèmes majeurs, liés à l'incertitude géologique, la volatilité des prix, les déchets polluants, l'épuisement futur des gisements, la situation socioéconomique et la santé des populations locales. Ainsi, l'exploitation du phosphate, élément vital dans la croissance des plantes, fait face à d'importants défis incitant les entreprises minières à mieux maîtriser leur processus industriel sur l'ensemble de leur chaîne logistique. Les travaux de recherche présentés dans cette thèse entrent dans le cadre d'une recherche intervention conduite au sein d'une chaîne de valeur du Groupe OCP, leader mondial des phosphates. L'objectif est double : 1) proposer des outils et méthodes innovants pour l'amélioration du processus décisionnel opérationnel et tactique ; 2) accompagner l'entreprise dans l'adoption des approches proposées. La chaîne logistique étudiée, l'Axe Nord, se compose de plusieurs sites miniers, d'unités de traitement, d'usines chimiques et de ports pour l'expédition des produits.

Un premier travail d'état des lieux au sein de cette chaîne a conduit à mieux comprendre son organisation et à identifier les principales causes impactant la qualité des produits : le pilotage par un seul composant et l'alimentation continue en produit interne. Pour étudier la problématique de *blending* identifiée, l'intervention proposée consiste en une approche développée en deux temps. Tout d'abord, la formulation classique du problème de *blending* été fortement adaptée dans un modèle tenant compte de l'aspect continu des flux transportés par pipeline, de gammes alternatives, de l'organisation des usines de traitement, mais aussi de temps de traitement. Ce modèle, dit de « *blending dynamique* », se base dans un premier temps, sur un ordonnancement déjà établi de l'expédition des produits par pipeline (donnée exogène) pour trouver un plan de production des usines de traitement. Dans un second temps, un modèle d'ordonnancement de ces expéditions est couplé au précédent modèle dans une vision d'aide à la décision. Les premiers tests avec des instances réelles ont fourni des résultats prometteurs, l'approche du *blending* dynamique étant actuellement opérationnelle sur d'autres sites miniers de l'industriel.

Title : A "Dynamic blending" approach for short term planning of mining supply chains: the case of OCP Group's Northern Axis

Mots clés :

Mining supply chain, blending, alternative ranges, planning, continuous flow

Abstract : The mining sector occupies a central place in the economies of many mineral resource-rich countries, even more so in a period of demographic explosion. The economic, societal and environmental consequences of extractive activities raise several major problems, related to geological uncertainty, price volatility, polluting waste, future depletion of deposits, the socio-economic situation and the health of local populations. Thus, the exploitation of phosphate, a vital element in plant growth, is facing important challenges that encourage mining companies to better control their industrial process throughout their supply chain. The research work presented in this thesis is part of an intervention-research conducted within a value chain of the OCP Group, world leader in phosphates. The objective is twofold: 1) to propose innovative tools and methods for the improvement of the operational and tactical decision-making process; 2) to accompany the company in the adoption of the proposed approaches. The logistic chain studied, the Northern Axis, is composed of several mining sites, processing units, chemical plants and ports for product shipment.

An initial inventory of this chain led to a better understanding of its organization and to identify the main causes impacting the quality of the products: the steering by a single component and the continuous supply of internal product. To study the blending problem identified, the proposed intervention consists of an approach developed in two stages. First, the classical formulation of the blending problem was strongly adapted in a model taking into account the continuous aspect of the flows transported by pipeline, alternative ranges, the organization of the processing plants, but also the processing time. This model, called "dynamic blending", is based in a first step, on an already established scheduling of the shipment of products by pipeline (exogenous data) to find a production plan of the processing plants. In a second step, a scheduling model of these shipments is coupled to the previous model in a decision support vision. The first tests with real instances provided promising results, the dynamic blending approach being currently operational on other mining sites of the industrialist.

