POLYTECHNIQUE MONTRÉAL

affiliée à l'Université de Montréal

Analyse technico-économique comparative des méthodes de remblayage Bottom-Up et Push/End-Dumping dans les mines à ciel ouvert par simulation multi-agents

ABDELGHAFFOUR EL MCHIEK

Département des génies civil, géologique et des mines

Mémoire présenté en vue de l'obtention du diplôme de *Maîtrise ès sciences appliquées*

Génie minéral

Mai 2026

© Abdelghaffour El Mchiek, 2026.

POLYTECHNIQUE MONTRÉAL

affiliée à l'Université de Montréal

Ce mémoire intitulé :

Analyse technico-économique comparative des méthodes de remblayage Bottom-Up et Push/End-Dumping dans les mines à ciel ouvert par simulation multi-agents

Présenté par **Abdelghaffour EL MCHIEK**

en vue de l'obtention du diplôme de *Maîtrise ès sciences appliquées*

a été dûment accepté par le jury d'examen constitué de :

Michel GAMACHE, président

Nelson MORALES, membre et directeur de recherche

Asli SARI, membre externe

DÉDICACE

À mes parents, qui m’ont toujours soutenu dans mes études.

REMERCIEMENTS

Je tiens tout d'abord à exprimer ma profonde gratitude à mon directeur de recherche, **Pr. Nelson Victor Morales Varela**, pour son encadrement, sa disponibilité et ses conseils précieux tout au long de ce travail. Ses orientations scientifiques, ses remarques pertinentes et son soutien constant ont été déterminants dans la réalisation de ce mémoire.

Je remercie également les membres du jury, **Pr. Michel Gamache**, président du jury, ainsi que **Pr. Asli Sari**, membre externe, pour le temps consacré à l'évaluation de ce travail et pour la qualité de leurs commentaires et suggestions, qui ont contribué à l'amélioration de ce mémoire.

J'adresse mes remerciements à **Polytechnique Montréal** et au **Département de génie des mines**, pour l'environnement de travail stimulant qu'ils offrent, ainsi qu'aux personnels administratif et technique pour leur aide et leur disponibilité.

Enfin, je remercie chaleureusement ma famille pour son soutien moral, sa patience et ses encouragements continus. À toutes les personnes qui, de près ou de loin, ont contribué à la réalisation de ce travail, j'exprime ma sincère reconnaissance.

RÉSUMÉ

La fermeture des mines à ciel ouvert nécessite le remblayage du vide excavé, une opération qui représente un enjeu majeur tant sur le plan économique qu'environnemental. Deux approches couramment utilisées sont le remblayage Bottom-Up (BU), où le matériau est déposé progressivement depuis le fond de la fosse vers la surface, et la méthode Push/End-Dumping (PED), qui repose sur l'utilisation d'équipements supplémentaires (bouteurs) pour pousser le matériau depuis la surface. Malgré leur utilisation répandue dans les pratiques de fermeture minière, il existe un manque d'études quantitatives comparant ces méthodes dans des conditions opérationnelles variables, notamment en fonction de la profondeur de la fosse, de la distance de transport et de la stratégie de gestion des flottes. Ce mémoire vise à combler cette lacune en analysant quelle méthode est la plus avantageuse économiquement, avec un accent particulier sur l'influence de la profondeur de la fosse H.

L'analyse repose sur une modélisation détaillée des équipements requis pour les deux stratégies de remblayage, en termes de productivité et de coûts. Plusieurs scénarios sont évalués en faisant varier des paramètres clés, notamment la distance entre la fosse et la halde de stériles (1, 3 et 6 km), la géométrie de la fosse (profondeur jusqu'à 500 m et angle des parois), ainsi que la stratégie de répartition des camions (flotte indépendante ou flotte partagée). Afin d'assurer la comparabilité entre les scénarios, le Matching Factor (*MF, soit le ratio entre la capacité de transport et la capacité de chargement ; un MF ≈ 1 indique un équilibre optimal*) est maintenu constant dans toutes les configurations. La démarche combine des calculs analytiques avec une simulation multi-agents développée sous AnyLogic, où la simulation est utilisée comme un outil permettant de capturer les interactions dynamiques entre camions, pelles et bouteurs, difficiles à estimer uniquement par des approches analytiques.

Les résultats montrent que les coûts unitaires (CAD/t) des deux méthodes augmentent avec la profondeur de la fosse, mais que les coûts de la méthode Bottom-Up croissent plus rapidement que ceux de la méthode PED. De manière intéressante, en raison de l'utilisation d'équipements supplémentaires (bouteurs), la méthode PED est plus coûteuse que la méthode BU pour des faibles profondeurs. Cependant, étant donné que les coûts du Bottom-Up augmentent plus rapidement avec la profondeur, il existe une profondeur à partir de laquelle les deux méthodes présentent des coûts équivalents, au-delà de laquelle la méthode PED devient plus avantageuse économiquement. Cette

profondeur critique se situe autour de 194–195 m pour les scénarios avec flotte indépendante, une valeur qui reste stable quelle que soit la distance de transport.

Lorsque les camions sont partagés entre les opérations, les coûts globaux diminuent et cette profondeur est décalée vers des valeurs plus élevées, de l'ordre de 218–219 m, traduisant une meilleure utilisation des ressources grâce au dispatch dynamique.

La principale contribution de ce travail réside dans une analyse quantitative des méthodes de remblayage BU et PED, permettant de proposer un cadre de décision basé sur les coûts. Les résultats mettent en évidence que la profondeur de la fosse constitue le principal facteur déterminant, et qu'une profondeur d'environ 200 m représente un seuil robuste et cohérent à travers les différents scénarios étudiés. Ce travail fournit ainsi des éléments concrets pour la planification de la fermeture des mines à ciel ouvert, en intégrant la modélisation des équipements, l'analyse économique et les stratégies opérationnelles.

Mots-clés : Remblayage de fosse, Bottom-Up, Push/End-Dumping, simulation multi-agents, Anylogic, coût unitaire, profondeur critique, flotte de camions, dispatch.

ABSTRACT

The closure of open-pit mines requires backfilling the excavated void, an operation that represents a significant economic and environmental challenge. Two common approaches are Bottom-Up (BU) backfilling, where material is progressively deposited from the pit bottom upward, and Push/End-Dumping (PED), which uses additional equipment (dozers) to push material over the crest from the surface. Despite their widespread use in mine closure practice, there is a lack of quantitative studies comparing these methods under varying operational conditions, particularly regarding pit depth, transport distance, and fleet management strategy. This thesis addresses this gap by analyzing which method is more cost-effective, with particular emphasis on the influence of pit depth H.

The analysis is developed by modeling the equipment required for both backfilling strategies in terms of productivity and costs. Multiple scenarios of key parameters are evaluated, including the distance to the waste storage facility (1, 3, and 6 km), pit geometry (depth up to 500 m and wall angle), and dispatch strategy (independent vs. shared trucks). To ensure comparability across scenarios, the Match Factor *(MF, i.e. the ratio of hauling capacity to loading capacity; MF ≈ 1 means optimal balance)* is kept equal in all configurations. The modeling combines analytical calculations with multi-agent simulation developed in AnyLogic, where simulation serves as a tool to capture the dynamic interactions between trucks, shovels, and dozers that are otherwise difficult to estimate analytically.

Results show that unit costs (CAD/t) for both methods increase with pit depth, but BU costs grow at a faster rate than PED costs. Interestingly, because PED requires additional equipment (a dozer), it is more expensive than BU for shallow pits. However, since BU costs escalate more rapidly with depth, there exists a critical depth at which both methods yield equal unit costs, beyond which PED becomes the more economical option. This critical depth is approximately 194–195 m across all scenarios with independently dispatched trucks a value that remains consistent regardless of transport distance. When trucks are shared between the two methods, overall costs are reduced and the critical depth shifts to approximately 218–219 m, reflecting the benefit of better resource utilization through dynamic dispatch.

The main contribution of this work is a quantitative analysis of the PED and BU backfilling methods that enables a cost-based decision framework: pit depth is identified as the primary cost

driver, and the critical depth of approximately 200 m provides a consistent and robust threshold across multiple scenarios. This result offers practical guidance for mine closure planning by linking equipment modeling, economic analysis, and operational strategy.

Keywords: Pit backfilling, Bottom-Up, Push/End-Dumping, multi-agent simulation, Anylogic, unit cost, critical depth, truck fleet management, dispatch.

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE III

REMERCIEMENTS IV

RÉSUMÉ V

ABSTRACT VII

LISTE DES TABLEAUX XIII

LISTE DES FIGURES XV

LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS XVIII

LISTE DES ANNEXES XXI

CHAPITRE 1 INTRODUCTION 1

1.1 Contexte de l'exploitation à ciel ouvert 1

1.2 Les risques et enjeux associés aux fosses non remblayées 1

1.3 Rôle du remblayage des fosses dans la réduction des risques 3

1.4 Principales approches de remblayage : Bottom-Up et Push/End-Dumping 5

1.5 Le remblayage des fosses comme outil central de fermeture 6

1.6 Structure du mémoire 8

CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE 9

2.1 Contexte exploitation à ciel ouvert 9

2.1.1 Description générale du système pelle-camion 9

2.1.2 Équilibrage du système et performance : Match Factor et productivité 12

2.1.3 Définition des différentes catégories de temps 15

2.2 Fiabilité et gestion de la maintenance des équipements 19

2.2.1 MTBF, MTTR et modèles statistiques associés (Weibull, Gamma) 19

2.2.2 Stratégies de maintenance : corrective et préventive 23

2.2.3 Paramètres de fiabilité retenus et comparaison avec la littérature 24

2.3 Méthodes de remblayage des fosses à ciel ouvert 27

2.3.1 Description générale de la méthode Push/End-Dumping (PED) 27

2.3.2 Description générale de la méthode Bottom-UP 31

2.3.3 Comparaison des méthodes : Push/End-dumping Vs Bottom-Up 35

2.3.4 Remblayage en cours d'exploitation (in-pit dumping) 37

2.4 Composantes des coûts : équipements, main-d'œuvre, maintenance et carburant 37

2.5 Simulation des systèmes de transport et algorithme de dispatch 40

2.5.1 Simulation à événements discrets vs simulation à base d'agents et hybridation ...41

2.5.2 Définition opérationnelle de l'algorithme de dispatch 41

CHAPITRE 3 PROBLÉMATIQUE 46

3.1 Problème de recherche 46

3.2 Objectif général 46

3.3 Objectifs spécifiques 47

CHAPITRE 4 MÉTHODOLOGIE 48

4.1 Introduction 48

4.2 Choix d'une approche de simulation multi-agents.....49

4.3 Justification du choix d'AnyLogic 50

4.4 Hypothèses et limites de la simulation 51

4.5 Types de flottes et logique de dispatch 54

4.6 Les agents du modèle 58

4.6.1 Agent de Camion.....61

4.6.2 Agent de Pelle 64

4.6.3 Agent de Bouteur 66

4.6.4 Agent Station du carburant 68
4.6.5 Agent Restaurant 68
4.6.6 Agent Fosse d'extraction 68
4.6.7 Agent fosse à remblai 69
4.6.8 Agent Halde 69
4.6.9 Agent Usine 69
4.7 Calcul des coûts unitaires (CAD/t) 70
4.7.1 Coût unitaire par engin et par flux 71
4.7.2 Agrégation par type d'opération (moyennes pondérées) 72
4.7.3 Réplication, intervalle de confiance et critère d'arrêt dans Anylogic 74
4.8 Scénarios étudiés 75
4.9 Paramètres de variation : profondeur de remblayage et distance fosse–halde 76
4.10 Influence de la géométrie de la fosse sur le coût de remblayage Bottom-Up 77
4.11 Calcul du coût moyen de la méthode BU 78
4.12 Dimensionnement de la flotte par le critère d'équilibrage (MF ≈ 1) 79
CHAPITRE 5 CAS D'ÉTUDE 81
5.1 Données techniques et opérationnelles des équipements 81
5.2 Modélisation de la fiabilité et de la maintenance des équipements 84
5.3 Paramètres économiques retenus pour la simulation des coûts 84
5.4 Paramètres géométriques et physiques de la fosse 85
5.5 Distances et temps de parcours du réseau routier 86
CHAPITRE 6 RÉSULTATS ET DISCUSSION 88
6.1 Validation du dimensionnement de la flotte par le Match Factor 88
6.2 Résultats pour la flotte indépendante 90

6.2.1 Résultat de la flotte indépendante méthode Bottom-Up 91

6.2.2 Résultat de la flotte indépendante méthode PED 95

6.2.3 Détermination de la profondeur critique pour la flotte indépendante 98

6.2.4 La variation des coûts de BU en fonction de l'angle global de la fosse 103

6.2.5 La variation de la profondeur critique entre PED et BU en fonction de l'angle global de la fosse 105

6.3 Résultats pour la flotte partagée 106

6.3.1 Résultat de la flotte partagée méthode BU 106

6.3.2 Résultat de la flotte partagée méthode PED 109

6.3.3 Détermination de la profondeur critique pour flotte partagée 111

6.4 Comparaison des coûts unitaires entre flotte indépendante et flotte partagée 116

6.4.1 Comparaison des coûts unitaires entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode BU 116

6.4.2 Comparaison des coûts unitaires entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode Push/End-Dumping 119

CHAPITRE 7 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS 121

7.1 Conclusion 121

7.2 Recommandations 122

RÉFÉRENCES 125

ANNEXES 136

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2.1: Comparaison des MTBF et MTTR issus de (Askari Nasab & Torkamani, 2013; Petja, 2022) 26

Tableau 4.1: Bornes de normalisation min–max fixes des critères du score de dispatch 57

Tableau 4.2: Matrice des scénarios étudiés (méthode de remblayage × organisation de flotte) . 76

Tableau 5.1: Données techniques et temporelles du camion CAT 777D 82

Tableau 5.2: Données techniques et temporelles de la pelle CAT 5130B ME 83

Tableau 5.3: Données techniques et temporelles du bouteur CAT 992G 83

Tableau 5.4: Valeurs économiques utilisés dans la simulation 85

Tableau 5.5: Paramètres géométriques et physiques de la fosse 86

Tableau 5.6: Distances et temps de parcours entre la fosse, l'usine et les haldes (36 km/h en charge, 50 km/h à vide) (Bajany et al., 2017, 2019). 86

Tableau 6.1: Exemple de dimensionnement de la flotte par critère de Matching Factor (MF) ... 89

Tableau 6.2: Évolution des coûts BU en fonction de la profondeur et de la distance 92

Tableau 6.3: Évolution des coûts PED en fonction de la profondeur et de la distance 97

Tableau 6.4: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU) en fonction de la profondeur et du ratio de tonnage (distance halde–fosse = 6 km) 101

Tableau 6.5 : Évolution des coûts BU en flotte partagée en fonction de la profondeur et de la distance fosse–halde 108

Tableau 6.6: Évolution des coûts PED en flotte partagée en fonction de la profondeur et de la distance fosse–halde. 110

Tableau 6.7: Comparaison des indicateurs opérationnels moyens des camions entre flotte indépendante et flotte partagée 112

Tableau 6.8: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU) en fonction de la profondeur et du ratio de tonnage, flotte partagée (distance halde–fosse = 6 km) 113

Tableau A.1: Coûts détaillés de remblayage (BU, flotte indépendante) 137

Tableau A.2: Performance de transport (BU, flotte indépendante) *138*

Tableau A.3: Indicateurs d'équilibrage MF (BU, flotte indépendante) *139*

Tableau A.4: Coûts détaillés de remblayage (PED, flotte indépendante) *140*

Tableau A.5: Performance de transport (PED, flotte indépendante) *141*

Tableau A.6: Indicateurs d'équilibrage MF (PED, flotte indépendante) *142*

Tableau A.7: Coûts détaillés de remblayage (BU, flotte partagée) *143*

Tableau A.8: Performance de transport (BU, flotte partagée) *144*

Tableau A.9: Indicateurs d'équilibrage (BU, flotte partagée) *145*

Tableau A.10: Coûts détaillés de remblayage (PED, flotte partagée) *146*

Tableau A.11: Performance de transport (PED, flotte partagée) *147*

Tableau A.12: Performance de transport MF (PED, flotte partagée) *148*

Tableau A.13: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte indépendante, d = 1 km *149*

Tableau A.14: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte indépendante, d = 3 km *150*

Tableau A.15: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte partagée, d = 1 km *151*

Tableau A.16: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte partagée, d = 3 km *152*

LISTE DES FIGURES

Figure 1.1:Stockage des résidus miniers dans la fosse Perch (mine Plutonic, Pilbara, Australie-Occidentale) (McCullough et al., 2024)..... 5

Figure 2.1: Illustration conceptuelle de l'interprétation du Match Factor (MF) et de l'équilibre camion–pelle. Source : auteur, réalisée à l'aide d'une intelligence artificielle à partir des concepts décrits par Douglas (1970), Morgan et Peterson (1968), Nguyen (2014) et Ozdemir et Kumral (2019). 13

Figure 2.2: Décomposition hiérarchique du temps d'utilisation des équipements miniers (Lukacs, 2020)..... 17

Figure 2.3: Illustration schématique de la technique de déversement par poussée utilisant des bouteurs à distance à la mine de cuivre et d'or d'Ok Tedi (Bar et al., 2020) 27

Figure 2.4: Maille EF 2D du modèle Plaxis : (a) configuration de base de la berme centrale (CB) et (b) progression de la CB (García-Torres et al., 2024). 29

Figure 2.5: Dépôt de remblai en enrochement de Vancouver (mine de cuivre–or Ok Tedi) (Bar et al., 2020) 30

Figure 2.6 : La berme centrale (CB) de la mine à ciel ouvert Canadian Malartic (García-Torres et al., 2024)..... 31

Figure 2.7 : Stockpile de Kapit North (Lihir) construction ascendante (Bottom-Up) : (a) vue aérienne ; (b) préparation des niveaux supérieurs pour la levée suivante (Bar et al., 2020). 34

Figure 2.8: Construction du dépôt de Neikywe : (a) talon du remblai ; (b) niveaux supérieurs en levées de 10 m (Bar et al., 2020)..... 35

Figure 2.9: Schéma conceptuel du dispatch camion–pelle : chemins sélectionnés entre fronts de chargement, concasseur et sites de déversement. Adapté de Noriega et al. (2025). 43

Figure 4.1: Cycle opérationnel du système camion–pelle dans une mine à ciel ouvert (AnyLogic, s. d.)..... 49

Figure 4.2: Flotte indépendante vs flotte partagée : schéma conceptuel du mode d'affectation des camions..... 54

Figure 4.3: Schéma conceptuel du remblayage d'une fosse de mine à ciel ouvert selon les méthodes PED et BU (IA). *59*

Figure 4.4: Description du Statechart du camion. *61*

Figure 4.5: Description des StateChart de la pelle *64*

Figure 4.6: Description du StateChart du Bouteur. *66*

Figure 4.7: Configuration des réplications et du critère d'arrêt pour l'expérience Parameter Variation dans AnyLogic. *75*

Figure 4.8: Paramétrisation géométrique de la fosse (rayons, angle de pente et paliers) pour l'évaluation des tonnages. *77*

Figure 6.1: Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Bottom-Up (BU), flotte indépendante. *91*

Figure 6.2: Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Push/End-Dumping (PED), flotte indépendante. *95*

Figure 6.3 : Comparaison des coûts moyens de remanutention du stérile— Bottom-Up (BU) vs Push/End-Dumping (PED), flotte indépendante. *98*

Figure 6.4: Coûts moyens de remanutention du stérile (CAD/t) (BU) en fonction de l'angle entre la fosse et l'horizontale pour trois distances fosse–halde (d = 1, 3 et 6 km). *103*

Figure 6.5: Variation de la profondeur Hcrit en fonction de l'angle horizontale (BU vs PUSH). *105*

Figure 6.6 : Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Bottom-Up (BU), flotte partagée. *106*

Figure 6.7: Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Push/End-Dumping (PED), flotte partagée. *109*

Figure 6.8: Comparaison des coûts moyens de remanutention du stérile — Bottom-Up (BU) vs Push/End-Dumping (PED), flotte partagée. *111*

Figure 6.9: Comparaison des coûts unitaires (CAD/t) entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode BU *116*

Figure 6.10: Nombre total de camions requis pour la méthode Bottom-Up selon la profondeur (flotte indépendante vs flotte partagée) *117*

Figure 6.11: Comparaison des coûts unitaires (CAD/t) entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode PED. *119*

Figure 6.12: Nombre total de camions requis pour la méthode Push/End-Dumping selon la profondeur (flotte indépendante vs flotte partagée) *120*

LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS

Sigle	*Français*	*English*
ABS	*Simulation multi-agents*	*Agent-Based Simulation*
AT	*Temps disponible*	*Available Time*
BU	*Bottom-Up (remblayage ascendant)*	*Bottom-Up (ascending backfilling)*
CAD	*Dollar canadien*	*Canadian Dollar*
CB	*Berme centrale*	*Central Berm*
CM	*Maintenance corrective*	*Corrective Maintenance*
CT	*Temps calendaire*	*Calendar Time*
DEF	*Déficit / écart aux cibles (objectif − réalisé)*	*Deficit / gap to target (target − actual)*
DES	*Simulation à événements discrets*	*Discrete-Event Simulation*
DT	*Temps d'indisponibilité*	*Down Time*
EF	*Fronts de déversement (end-dumping)*	*End-dumping fronts*
ETA	*Temps estimé d'arrivée*	*Estimated Time of Arrival*
FEM	*Méthode des éléments finis*	*Finite Element Method*
FIFO	*Premier entré, premier sorti*	*First In, First Out*
FS	*Facteur de sécurité*	*Factor of Safety*
GSPN	*Réseau de Petri stochastique généralisé*	*Generalized Stochastic Petri Net*
GVW	*Poids total en charge*	*Gross Vehicle Weight*
HSE	*Santé, sécurité, environnement*	*Health, Safety, Environment*
IA	*Intelligence artificielle*	*Artificial Intelligence*
IPCC	*Concassage et convoyage en fosse*	*In-Pit Crushing and Conveying*

ISO	*Organisation internationale de normalisation*	*International Organization for Standardization*
LEM	*Méthode d'équilibre limite*	*Limit Equilibrium Method*
LHD	*Chargeuse-transport-déversement*	*Load–Haul–Dump*
MAC	*Association minière du Canada*	*Mining Association of Canada*
MDT	*Temps moyen d'indisponibilité*	*Mean Down Time*
MEND	*Drainage minier neutre*	*Mine Environment Neutral Drainage*
MF	*Facteur d'appariement (camions–pelles)*	*Match Factor*
MTBF	*Temps moyen entre pannes*	*Mean Time Between Failures*
MTTR	*Temps moyen de réparation*	*Mean Time To Repair*
NP	*Temps non productif*	*Non-productive time*
OD	*Retard opérationnel*	*Operational Delay*
OEE	*Taux de rendement global*	*Overall Equipment Effectiveness*
OT	*Temps d'opération*	*Operating Time*
PED	*Push/End-Dumping (poussée et déversement en bord)*	*Push/End-Dumping*
PI	*Indice de performance*	*Performance Index*
PM	*Maintenance préventive*	*Preventive Maintenance*
PT	*Temps productif*	*Productive Time*
Q	*File (queue) / file future prévisible*	*Queue / predicted queue*
RAM	*Fiabilité, disponibilité, maintenabilité*	*Reliability, Availability, Maintainability*
SB	*Attente (standby)*	*Standby*
SBE	*Attente externe*	*External standby*

SBO	*Attente opérationnelle*	*Operational standby*
SD	*Dynamique des systèmes*	*System Dynamics*
SQL	*Langage de requêtes structuré*	*Structured Query Language*
ST	*Temps prévu (planifié)*	*Scheduled Time*
SW	*Attente / inactivité pelle*	*Shovel Waiting*
TBF	*Temps entre pannes*	*Time Between Failures*
TTR	*Temps de réparation*	*Time To Repair*
TW	*Attente camion*	*Truck Waiting*
UML	*Langage de modélisation unifié*	*Unified Modeling Language*
UT	*Temps non prévu*	*Unscheduled Time*
WRD	*Halde à stériles*	*Waste Rock Dump*
WT	*Temps d'attente*	*Waiting Time*

NOTATION

Sigle	*Français*	*English*
H	*Profondeur de remblayage*	*Backfilling depth*
α	*L'angle global de la fosse*	*The global pit slope angle*
H_{crit}	*Profondeur critique (seuil d'inversion économique)*	*Critical depth (economic crossover threshold)*
PRT	*Flotte partagée*	*Shared fleet*
IND	*Flotte indépendante*	*Independent fleet*

LISTE DES ANNEXES

ANNEXE A Données détaillées des simulations de remblayage (BU et PED)..... 136

CHAPITRE 1 INTRODUCTION

1.1 Contexte de l'exploitation à ciel ouvert

L'exploitation à ciel ouvert constitue l'une des méthodes les plus répandues pour la mise en valeur des gisements métalliques et non métalliques de grande envergure. Elle permet de traiter des volumes considérables de minerai à des coûts unitaires généralement inférieurs à ceux de l'exploitation souterraine, grâce à la facilité d'accès et à l'utilisation d'équipements de grande capacité. Cette efficacité opérationnelle a toutefois un coût environnemental important : l'enlèvement massif de morts-terrains et de roches stériles engendre une empreinte durable sur le paysage, sous forme de fosses profondes pouvant atteindre plusieurs centaines de mètres, de haldes à stériles, de parcs à résidus et de réseaux routiers miniers. Ces transformations permanentes du territoire exigent des mesures de restauration et une planification environnementale rigoureuse afin de réduire les effets à long terme sur les écosystèmes et les communautés humaines (Hartman & Mutmansky, 2002).

Pendant longtemps, la gestion des fosses en fin de vie a été abordée principalement sous l'angle de la sécurité à court terme ou de la minimisation des coûts de fermeture. Les fosses étaient fréquemment laissées ouvertes, sans analyse approfondie de leur évolution à long terme. Les lignes directrices récentes en matière de fermeture minière montrent pourtant que cette approche « minimaliste » peut engendrer d'importants passifs environnementaux et sociaux lorsque les fosses ne sont ni remblayées ni correctement intégrées dans le plan de fermeture global du site (ARCADIS Canada Inc., 2015; Johnson & Carroll, 2007; McCullough et al., 2024).

1.2 Les risques et enjeux associés aux fosses non remblayées

À l'échelle mondiale, des milliers de fosses à ciel ouvert abandonnées se sont transformées en lacs de fosse, et nombre d'entre eux présentent des eaux acides ou toxiques constituant des risques environnementaux persistants pour les écosystèmes et les communautés avoisinantes (Blanchette & Lund, 2016). Ce phénomène illustre que la formation d'un lac de fosse représente un scénario plausible voire probable en l'absence d'intervention active lorsqu'une fosse n'est pas remblayée à la fermeture du site minier. Ces lacs doivent être appréhendés comme des systèmes dynamiques complexes : leur équilibre hydrologique et la qualité de leur eau peuvent évoluer sur plusieurs décennies, voire plus d'un siècle, avec des incertitudes importantes sur le bilan hydrique et la chimie

de l'eau (Darankoum, 2024; Sakellari et al., 2021). Le véritable risque n'est d'ailleurs pas tant l'existence du plan d'eau que sa composition chimique potentielle, qui demeure difficile à prédire et à maîtriser sur le long terme.

- **Risques géochimiques et hydrogéologiques**

Sur le plan géochimique, les lacs de fosse peuvent devenir des sources majeures de drainage minier acide et de contamination métallique. L'oxydation des sulfures exposés sur les parois et dans les matériaux résiduels peut abaisser le pH, augmenter les concentrations en métaux et métalloïdes, et conduire à des eaux fortement salines, particulièrement lorsque l'évaporation domine les apports hydriques (Darankoum, 2024; Punia & Singh, 2025). Le pH constitue à cet égard l'indicateur le plus déterminant de la qualité de l'eau : des lacs fortement acides ($pH < 4$) tendent à présenter des concentrations élevées en métaux cationiques tels que Al^{3+}, Cu^{2+}, $Fe^{2+/3+}$, Mn^{2+} et Zn^{2+} (Gammons et al., 2009). La propagation de la contamination vers l'environnement constitue un risque complémentaire bien documenté : plusieurs travaux soulignent le potentiel de contamination des nappes phréatiques et des cours d'eau en aval par infiltration ou débordement, ainsi que la difficulté de gérer durablement de grands volumes d'eau potentiellement contaminée sur des échelles de temps pluridécennales (Darankoum, 2024; Punia & Singh, 2025).

- **Risques géotechniques**

Les fosses non remblayées peuvent également engendrer des problèmes de stabilité géotechnique significatifs. Des cas documentés montrent que des lacs de fosse initialement jugés acceptables ont ultérieurement présenté des phénomènes de subsidence et d'instabilité des pentes, rendant certaines zones inaccessibles et compromettant la fonctionnalité résiduelle du site (Sakellari et al., 2021). Plus généralement, les fosses non remblayées sont exposées à divers aléas tels que les mouvements de terrain, les glissements superficiels ou profonds, les chutes de blocs, les coulées boueuses, le fluage, l'érosion et les inondations (APEC, 2018; Marwan et al., 2023). Enfin, sans gestion appropriée, ces instabilités peuvent maintenir ou aggraver un passif environnemental et économique, avec des coûts de suivi, de contrôle et de remédiation élevés sur le long terme (Darankoum, 2024; Punia & Singh, 2025; Sakellari et al., 2021).

- **Autres risques : sécurité, qualité de l'air et impacts socioéconomiques**

Au-delà des risques géochimiques et géotechniques, les fosses non remblayées exposent les sites miniers à d'autres catégories de risques. Sur le plan de la sécurité physique, elles représentent un danger pour le public et la faune en raison des risques de chute et d'accès à des zones instables ou à des infrastructures abandonnées. Sur le plan atmosphérique, l'exposition des surfaces stériles favorise la génération et la dispersion de poussières par érosion éolienne, avec des effets potentiels sur la qualité de l'air et la santé humaine (Zeng & Jiang, 2023). Par ailleurs, les fosses non remblayées peuvent limiter les possibilités de réutilisation future des terres et entraîner des impacts socioéconomiques durables pour les communautés locales (Laurence, 2006).

- **Causes de fermeture et portée de l'analyse**

Il convient de rappeler que la fermeture d'une mine peut résulter de facteurs variés : raisons économiques (baisse des prix des matières premières), raisons géologiques (surestimation des réserves, diminution inattendue de la teneur en minerai), contraintes géotechniques, défaillances techniques ou mécaniques, pressions réglementaires ou politiques, ou encore opposition des communautés locales (Laurence, 2006). Le scénario le plus favorable reste celui où les réserves exploitables sont épuisées, permettant une fermeture planifiée. Dans le cadre du présent mémoire, l'analyse se concentre principalement sur le risque géotechnique, dans la mesure où il constitue un facteur déterminant dans la conception et la faisabilité des méthodes de remblayage. Certaines configurations sont en effet directement limitées par les conditions de stabilité des pentes et du massif rocheux conditions que Laurence (2006) identifie également comme l'une des causes possibles de fermeture prématurée des mines.

1.3 Rôle du remblayage des fosses dans la réduction des risques

Le remblayage interne des fosses à ciel ouvert est aujourd'hui reconnu comme une option de fermeture robuste permettant de réduire les risques géotechniques, hydrogéochimiques et sociaux associés aux lacs de fosse (ARCADIS Canada Inc., 2015; Johnson & Carroll, 2007; McCullough et al., 2024). Bien conçu, il transforme une excavation profonde en un volume de stockage contrôlé, mieux intégré dans le plan global de fermeture du site.

Sur le plan hydrogéologique et géochimique, le remblayage vise à limiter l'oxydation des matériaux potentiellement générateurs d'acide et la mobilisation des métaux, en réduisant leur exposition simultanée à l'oxygène et à l'eau, notamment via des conditions saturées ou quasi saturées

(ARCADIS Canada Inc., 2015; Johnson & Carroll, 2007). Il contribue ainsi à prévenir la formation de lacs hypersalins ou chimiquement dégradés, fréquemment observée lorsque les fosses sont laissées ouvertes (McCullough et al., 2024). Des travaux montrent par ailleurs que l'absence de remblai peut maintenir une dépression piézométrique durable autour de la fosse ; en réduisant le volume libre et en contribuant au contrôle des flux d'eau, le remblayage aide à limiter ces effets à long terme (Bozan et al., 2022).

Sur le plan géotechnique, l'utilisation de la fosse comme volume de stockage interne permet de réduire la hauteur et l'emprise des haldes de surface, ce qui est généralement favorable à la stabilité globale du site (ARCADIS Canada Inc., 2015; McCullough et al., 2024). Des analyses portant sur des remblais construits par poussage montrent qu'avec une géométrie adaptée et de bons paramètres géotechniques, des niveaux de sécurité compatibles avec les critères usuels de fermeture peuvent être atteints (Majdanishabestari, 2023).

Finalement, sur le plan territorial et social, le remblayage interne peut diminuer l'empreinte au sol des haldes externes, limiter le nombre et la hauteur des digues, et faciliter la réintégration paysagère (ARCADIS Canada Inc., 2015; McCullough et al., 2024). Cette réduction des passifs à long terme est souvent mieux perçue par les autorités et les communautés locales (McCullough et al., 2024).

Il convient toutefois de noter que, dans l'industrie minière, le remblayage recouvre plusieurs techniques selon le contexte d'exploitation. Dans la littérature consacrée à l'exploitation souterraine, on distingue notamment le **remblai hydraulique**, le **remblai en pâte (paste backfill)** et le **remblai cimenté**, largement utilisés pour assurer la stabilité des excavations et gérer les rejets miniers (Qi & Fourie, 2019). En revanche, dans le contexte des **mines à ciel ouvert**, les travaux portent plus souvent sur des applications spécifiques de remblayage de fosses utilisant des **stériles ou des résidus miniers (tailings)**, plutôt que sur une classification détaillée des types de remblais. Par exemple, certaines études analysent l'utilisation des résidus miniers pour le remblayage progressif de fosses dans des systèmes combinant exploitation à ciel ouvert et exploitation souterraine (Zhang et al., 2021). Dans le cadre du présent mémoire, l'analyse se concentre principalement sur le **remblayage interne des fosses à ciel ouvert**, notamment à travers les méthodes **Bottom-Up** et **Push/End-Dumping**.

La Figure 1.1 illustre, à titre d'exemple, une fosse entièrement remblayée jusqu'à un niveau proche de la topographie d'origine, suivie d'une **revégétalisation** terrestre (McCullough et al., 2024). En

résumé, le remblayage interne permet à la fois de réduire les risques géotechniques et hydrogéochimiques et de mieux réutiliser le volume minier comme infrastructure de stockage contrôlé.

Figure 1.1:Stockage des résidus miniers dans la fosse Perch (mine Plutonic, Pilbara, Australie-Occidentale) (McCullough et al., 2024)

1.4 Principales approches de remblayage : Bottom-Up et Push/End-Dumping

Dans la pratique industrielle, le remblayage des fosses à ciel ouvert repose principalement sur deux méthodes :

1. Les approches ascendantes (*Bottom-Up*),
2. Les approches par déversement depuis les rives (*Push/End-Dumping*).

Dans une approche Bottom-Up, les matériaux de remblai sont déposés au fond de la fosse puis mis en place de manière progressive par niveaux successifs. L'idée directrice est de construire le remblai « du bas vers le haut », en contrôlant la géométrie, le drainage et la qualité du matériau au fur et à mesure de l'élévation. Ces méthodes visent à obtenir des remblais plus denses et mieux maîtrisés sur le plan géotechnique et hydrogéologique (Bar et al., 2020; Ouellet et al., 2021).

Les approches de type Push/End-Dumping reposent sur le déversement des stériles depuis le pourtour de la fosse. Les camions déchargent le matériau en bordure, et celui-ci forme progressivement un talus qui avance vers l'intérieur de l'excavation. Cette méthode est largement utilisée en pratique en raison de sa simplicité opérationnelle et de sa compatibilité avec les pratiques classiques de gestion des haldes. Elle est particulièrement attractive lorsque de grands volumes doivent être remblayés rapidement, bien qu'elle soulève des questions spécifiques de contrôle de la

stabilité et de comportement à long terme (García-Torres et al., 2024; Majdanishabestari, 2023; Ouellet et al., 2021).

De manière générale, les études de Bar et al. (2020), García-Torres et al. (2024), Majdanishabestari (2023) et Ouellet et al. (2021) montrent que le choix entre les approches Bottom-Up et Push/End-Dumping repose sur un compromis entre la performance géotechnique attendue, les contraintes opérationnelles (accès, productivité, séquencement de déversement, disponibilité des équipements) et les objectifs de fermeture (stabilité à long terme, contrôle des écoulements, intégration au plan de réhabilitation). En pratique, la méthode Bottom-Up tend à privilégier une construction plus contrôlée et potentiellement plus favorable à la densification et à la stabilité, tandis que le Push/End-Dumping offre souvent une mise en œuvre plus simple et plus productive, mais peut nécessiter des mesures additionnelles pour gérer la variabilité des dépôts et les enjeux de stabilité. Ces deux méthodes, leurs variantes et leurs implications seront présentées plus en détail au chapitre 2 dans la revue de littérature.

1.5 Le remblayage des fosses comme outil central de fermeture

L'ensemble des travaux récents sur la fermeture des fosses à ciel ouvert converge vers un constat : le remblayage ne peut plus être considéré comme une simple opération ponctuelle de comblement, mais comme un levier central de la performance à long terme du site minier. Plusieurs travaux synthèses soulignent la nécessité d'intégrer simultanément, dans le choix et la conception des scénarios de remblayage, plusieurs dimensions interdépendantes (ARCADIS Canada Inc., 2015; Johnson & Carroll, 2007; McCullough et al., 2024) :

- ✓ la stabilité géotechnique des remblais et des parois internes;
- ✓ la maîtrise des flux d'eau et des processus géochimiques (acidité, métaux, salinité);
- ✓ la réduction de l'empreinte au sol des haldes et des ouvrages de surface par la réutilisation des volumes internes;
- ✓ les attentes réglementaires et sociales visant à limiter les passifs environnementaux et financiers à long terme.

Dans ce cadre, le remblayage en fosse est présenté comme une option structurante de fermeture : bien conçu, il permet à la fois de stabiliser les talus, de confiner des matériaux réactifs dans un environnement mieux contrôlé, et de réduire la dépendance à des ouvrages de surface plus

vulnérables (digues, haldes de grande hauteur) (ARCADIS Canada Inc., 2015; Johnson & Carroll, 2007; McCullough et al., 2024). Plusieurs études de cas récentes mettent aussi en évidence la dimension opérationnelle de ces choix. Les travaux de Bar et al. (2020) et Majdanishabestari (2023) analysent par exemple la stabilité de remblais construits par push/end-dumping ou par levées ascendantes dans des contextes contraignants, en montrant que la géométrie des dépôts et les séquences de construction influencent directement les facteurs de sécurité. Le remblayage progressif de la fosse de Canadian Malartic en combinant modèles numériques, suivi des tassements et des contraintes d'accès et de phasage (García-Torres et al., 2024; Ouellet et al., 2021).

Cependant, malgré l'abondance de la littérature décrivant les principes, les variantes et les performances des méthodes Bottom-Up et Push/End-Dumping, un écart important demeure : très peu de travaux proposent une comparaison **économique** structurée et reproductible des deux approches, fondée sur un calcul explicite des coûts de remblayage et sur l'effet des paramètres géométriques et opérationnels. Autrement dit, la littérature discute largement "comment" ces méthodes se construisent et "quels" enjeux elles adressent, mais fournit peu d'outils pour répondre à une question centrale de planification : **à quelles conditions opérationnelles et géométriques une méthode devient-elle plus avantageuse que l'autre en termes de coûts?** (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024; Majdanishabestari, 2023; McCullough et al., 2024; Ouellet et al., 2021).

C'est précisément dans cette perspective que s'inscrit le présent mémoire. L'objectif est de développer un modèle de simulation multi-agents du système de transport et de remblayage (camion, pelle et bouteur (bulldozer)) permettant de quantifier et comparer les coûts unitaires (CAD/t) de remblayage des méthodes PED et BU, en distinguant notamment les coûts de transport, de chargement et de nivellement, afin de combler l'absence d'outil d'aide à la décision intégrant simultanément ces deux approches. L'analyse mettra un accent particulier sur la **sensibilité des coûts** à trois variables clés de décision :

- ✓ la profondeur de la fosse, qui influence les distances, les temps de cycle et la productivité;
- ✓ la distance entre la fosse et la halde de stériles, qui conditionne directement les efforts de transport;
- ✓ l'angle α formé entre la fosse et l'horizontale, qui reflète la géométrie de la fosse et peut modifier les conditions de déplacement et d'accès aux niveaux de remblayage.

Cette approche vise ainsi à **déterminer les domaines de validité économique** des deux méthodes et à identifier **le seuil à partir duquel BU devient moins coûteuse que PED** (ou inversement), en cohérence avec les contraintes de fermeture et d'exploitation.

1.6 Structure du mémoire

Le mémoire est organisé de la façon suivante :

- ✓ Le chapitre 2 présente une revue de littérature détaillée sur les méthodes de remblayage des fosses, les mécanismes géotechniques et hydrogéochimiques associés, ainsi que les principaux retours d'expérience industrielle.
- ✓ Le chapitre 3 précise la problématique étudiée et le cadre d'analyse adopté pour comparer différentes stratégies de remblayage.
- ✓ Le chapitre 4 décrit la démarche de modélisation et d'analyse des opérations de remblayage, en s'appuyant sur un cas d'étude représentatif.
- ✓ Le chapitre 5 présente le **cas d'étude** et les données d'entrée considérées, notamment la géométrie de la fosse, l'organisation des opérations et les paramètres nécessaires à la simulation.
- ✓ Le chapitre 6 regroupe l'ensemble des **résultats** et leur **discussion**. Il présente successivement les résultats BU et PED en flotte indépendante, les comparaisons BU vs PED via H_{crit} , les résultats BU et PED en flotte partagée, l'effet de l'angle α sur les coûts et sur H_{crit}, puis la comparaison directe flotte indépendante vs flotte partagée pour les deux méthodes.
- ✓ Enfin, le chapitre 7 synthétise les principaux enseignements, propose des **conclusions** opérationnelles (règles de décision basées sur H_{crit}, d et α), discute les limites de l'étude et présente des **recommandations.**

CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE

Cette revue de littérature a pour objectif de fournir le cadre conceptuel et technique nécessaire à l'analyse du remblayage des fosses dans les mines à ciel ouvert. Elle débute par un rappel du contexte de l'exploitation à ciel ouvert et des enjeux associés à la gestion des stériles. Elle s'intéresse ensuite aux deux méthodes de remblayage au cœur de cette étude, soit le **Push/End-Dumping** et le **Bottom-Up**, en décrivant leurs mécanismes, leurs domaines d'application, leurs performances opérationnelles et leurs contraintes géotechniques. Dans un second temps, la revue présente les notions relatives au fonctionnement des systèmes camion–pelle, notamment les temps de cycle, le **Match Factor**, la productivité et les différentes catégories de temps d'utilisation des équipements. Elle examine également les concepts de fiabilité, de maintenabilité, de disponibilité et les principales composantes de coûts d'exploitation. Enfin, elle met en évidence l'apport de la simulation pour l'analyse, la comparaison et l'optimisation des opérations de transport et de remblayage en contexte minier.

2.1 Contexte exploitation à ciel ouvert

L'exploitation de surface, et en particulier l'exploitation à ciel ouvert, constitue l'une des méthodes les plus répandues pour extraire des gisements proches de la surface en raison de sa simplicité opérationnelle, de sa productivité élevée et de ses coûts unitaires relativement faibles. Selon Altiti et al. (2021), une mine à ciel ouvert se développe par une succession de gradins horizontaux permettant d'extraire le minerai tout en évacuant les stériles vers des zones de dépôt dédiées, ce qui en fait une méthode adaptée aux gisements massifs ou faiblement inclinés. Hartman & Mutmansky (2002) soulignent également que les méthodes de surface se distinguent par l'utilisation d'équipements de grande capacité (pelles, chargeuses et camions) permettant d'atteindre des cadences d'extraction très élevées et d'assurer un accès rapide au minerai. Malgré ces avantages, l'exploitation de surface génère d'importants volumes de stériles et nécessite une planification rigoureuse des flux de matériaux et des zones de dépôt, ce qui justifie l'étude des méthodes de remblayage et des stratégies d'organisation opérationnelle.

2.1.1 Description générale du système pelle-camion

Avant d'analyser les cycles de temps, il est nécessaire de présenter les principaux équipements du système pelle–camion. Le modèle repose sur une flotte de camions assurant le transport du minerai

et du stérile, ainsi que sur des pelles dédiées au chargement. Selon les scénarios, le stérile est acheminé soit vers une halde intermédiaire, soit vers la fosse pour le remblayage, avec l'appui de bouteurs pour l'étalement. Les cycles sont décomposés en opérations élémentaires (chargement, transport, déchargement) complétées par des temps d'attente, afin de faciliter la mesure, l'optimisation et la simulation du système (Coronado & Pablo, 2014; Mnzool et al., 2024; Nguyen, 2014).

- **Temps de cycle de la pelle**

Le cycle de la pelle est la séquence complète et répétitive par laquelle un godet est rempli au front, amené (rotation chargée) au camion, vidé dans la benne, puis ramené (rotation à vide) au front. Ce cycle unitaire gouverne le temps de service au chargement et, par conséquent, la productivité du couple pelle–camions, et se décompose en quatre segments élémentaires (creusage/remplissage, rotation chargée vers le camion, vidage, rotation de retour) comme exprimé par les équations suivantes (Mnzool et al., 2024; Nguyen, 2014).

$$t_{pass} = t_{dig} + t_{swing \rightarrow truck} + t_{dump} + t_{swing \rightarrow face}, \tag{2.1}$$

$$T_{Load}^{(Shovel)} = T_{first_{bucket}} + \left(\frac{C_{Truck}}{B * FF} - 1\right) t_{pass}, \tag{2.2}$$

où :

- ✓ t_{pass}: temps de cycle d'un godet;
- ✓ t_{dig}: temps de creusage;
- ✓ $t_{\text{swing}\rightarrow\text{truck}}$: rotation vers le camion;
- ✓ t_{dump}: vidage;
- ✓ $t_{\text{swing}\rightarrow\text{face}}$: retour vers le front;
- ✓ $T_{\text{load}}^{\text{shovel}}$: temps de chargement total;
- ✓ $T_{\text{first bucket}}$: temps du premier godet;
- ✓ C_{truck}: capacité du camion;
- ✓ B: volume du godet;
- ✓ FF: facteur de remplissage.

La réduction de t_{pass} (préparation du front, **angle de swing** plus court, **spot** précis) et la maîtrise de $T_{\text{first_bucket}}$ (procédure d'approche/alignement du camion) diminuent T_{Loads} et augmentent le débit du circuit. L'optimisation de n passes par le choix de B et l'amélioration de FF (fragmentation, technique de chargement) (Caterpillar Inc., 2022; Mnzool et al., 2024; Nguyen, 2014).

- **Temps de cycle du camion**

Le cycle du camion est la séquence complète et répétitive qui comprend, dans l'ordre, l'attente et la mise en place au chargement, le chargement, le trajet chargé, l'attente et la mise en place au déchargement, le déchargement, puis le retour à vide, auxquels s'ajoutent les retards opérationnels. Ce cycle gouverne la durée d'un tour et, par conséquent, le débit de la flotte, et se décompose comme exprimé par l'équation (2.4) ci-dessous (Coronado & Pablo, 2014; Mnzool et al., 2024; Nguyen, 2014).

$$\begin{aligned} T_{cycle}^{(truck)} &= T_{queueL} + \underbrace{T_{spotL} + T_{load}}_{au\ chargement} + \underbrace{T_{haul}}_{trajet\ chargé} \\ &+ T_{queueD} + \underbrace{T_{spotD} + T_{dump}}_{au\ déchargement} + \underbrace{T_{return}}_{retour\ à\ vide} + T_{ret}, \end{aligned} \tag{2.3}$$

où:

- ✓ $T_{\text{cycle}}^{(\text{truck})}$: cycle complet du camion;
- ✓ T_{queueL}, T_{queueD}: attentes aux points de chargement/déchargement;
- ✓ T_{spotL}, T_{spotD}: mise en place (approche/alignement) aux postes;
- ✓ T_{load}, T_{dump}: chargement par la pelle / déversement au dump;
- ✓ T_{haul}, T_{return}: trajet chargé / retour à vide;
- ✓ T_{ret}: retards divers (bouchons, relocalisations, consignes).

Le cycle camion est fortement piloté par la logistique des flux et la qualité des pistes (géométrie, pente, état de surface, intersections) davantage que par la machine elle-même ; les leviers majeurs résident dans la réduction des queues et des spots, la maîtrise des vitesses (trajectoires, limitations

en rampe) et l'organisation des points de service (priorités/contrôles), qui conditionnent directement $T_{cycle}^{(truck)}$ (Coronado & Pablo, 2014; Nguyen, 2014).

2.1.2 Équilibrage du système et performance : Match Factor et productivité

- **Match Factor**

Le *Match Factor* (MF) est un indicateur d'équilibrage qui quantifie l'adéquation entre la capacité de service au chargement (pelles) et la capacité de transport (flotte de camions). Il permet d'évaluer si le système est correctement dimensionné, c'est-à-dire si l'offre de camions correspond au rythme de chargement des pelles, afin de limiter à la fois l'oisiveté des pelles et l'attente des camions (Douglas, 1970; Nguyen, 2014; W. C. Morgan & L. L. Peterson, 1968).

Dans le cas homogène, avec un seul type de camion et un seul type de pelle l'expression du MF est la suivante :

$$MF = \frac{N * T_{Load}^{(Shovel)}}{M * T_{cycle}^{(truck)}}, \tag{2.4}$$

où N et M désignent respectivement le nombre de camions et de pelles, $T_{Load}^{(Shovel)}$ le temps moyen de chargement et $T_{cycle}^{(truck)}$ le temps moyen de cycle camion (Burt & Caccetta, 2008; Nguyen, 2014; W. C. Morgan & L. L. Peterson, 1968).

Pour des flottes hétérogènes, le MF peut être formulé comme le rapport entre la capacité globale de transport et la capacité globale de chargement, tel que proposé par (Burt & Caccetta, 2008) :

$$\sum_i \left(\frac{N_i}{T_{cycle}^{(truck)}{}_i} \right) \Big/ \sum_j \left(\frac{M_j}{T_{Load}^{(Shovel)}{}_j} \right), \tag{2.5}$$

Où N_i est le nombre de camions du type i associés à un temps de cycle moyen $T_{cycle}^{(truck)}{}_i$, et M_j le nombre de pelles du type j associées à un temps de chargement moyen $T_{Load}^{(Shovel)}{}_j$.

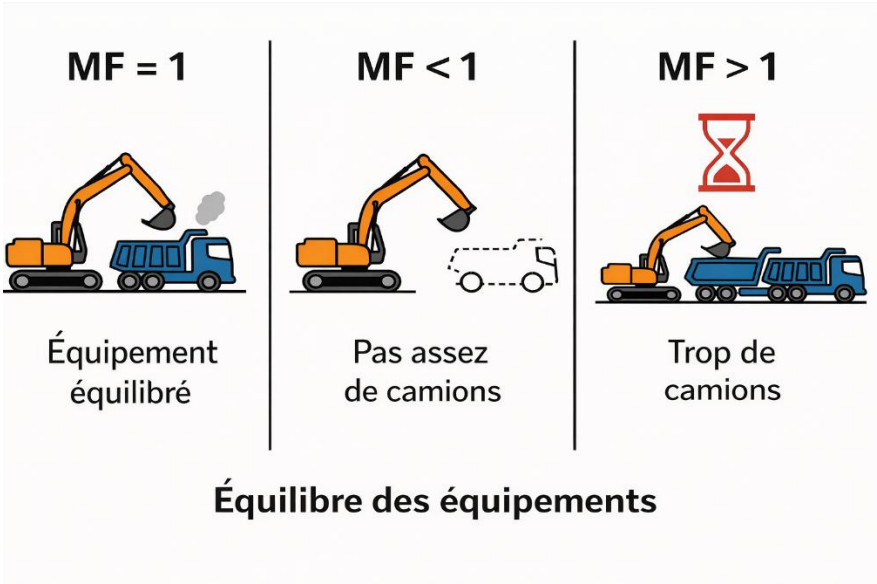


Figure 2.1: Illustration conceptuelle de l'interprétation du Match Factor (MF) et de l'équilibre camion–pelle. Source : auteur, réalisée à l'aide d'une intelligence artificielle à partir des concepts décrits par Douglas (1970), Morgan et Peterson (1968), Nguyen (2014) et Ozdemir et Kumral (2019).

Comme l'illustre dans la Figure 2.1, le *Match Factor* (MF) permet de qualifier l'équilibrage entre la capacité de chargement (pelles) et la capacité de transport (camions). Un MF ≈ 1 correspond à un appariement satisfaisant, où l'on limite à la fois les files d'attente de camions et l'oisiveté des pelles. Un **MF > 1** indique une flotte sur-camionnée, générant principalement des temps d'attente des camions, tandis qu'un **MF < 1** traduit une flotte sous-camionnée, conduisant à des pelles sous-alimentées et partiellement inactives (Douglas, 1970; W. C. Morgan & L. L. Peterson, 1968). Sur des cas réels, l'efficacité tend à culminer autour de **MF = 1** : dès qu'on s'en écarte, apparaissent des pertes de productivité liées soit à l'attente des camions (MF>1), soit à l'attente de la pelle (MF<1), phénomène aggravé par l'irrégularité des arrivées « bunching » (regroupement des camions) au poste de chargement, c'est le fait que les camions n'arrivent pas de façon régulière à la pelle, mais par "paquets" : plusieurs camions arrivent presque en même temps, puis il y a une période où aucun camion n'arrive (Nguyen, 2014). Dans ce contexte, les approches modernes d'assignation et de dispatching mobilisent le MF comme indicateur de balance charge–service afin d'améliorer l'utilisation et la productivité de la flotte, notamment lorsque plusieurs fronts ou plusieurs pelles opèrent en parallèle (Ozdemir & Kumral, 2019).

- **Productivité “camion–pelle”**

Dans un système camion-pelle, la productivité désigne la quantité de matériau effectivement chargée et transportée par unité de temps. Elle constitue un indicateur central de performance opérationnelle, car elle permet d’évaluer l’efficacité du couplage entre les équipements de chargement et de transport. Son analyse peut être menée à deux niveaux : d’une part, à partir d’une productivité potentielle, déduite des temps de cycle théoriques hors aléas, et, d’autre part, à partir d’une productivité réelle, mesurée sur une période d’observation donnée et intégrant les effets des attentes, retards et perturbations d’exploitation (Nguyen, 2014).

- **Productivité potentielle**

Dans une opération camion-pelle, la productivité potentielle (hors aléas) se déduit directement des temps élémentaires : côté camion, on exprime le débit de transport comme la charge utile par cycle rapportée au temps de cycle; côté pelle, on exprime le débit de chargement comme la charge par camion rapportée au temps de chargement moyen. D’où les deux relations classiques :

$$Q_{\text{truck}}^{\text{pot}}(t/h) = \frac{60\ P}{T_{cycle}^{(truck)}} \quad \text{et} \quad Q_{\text{shovel}}^{\text{pot}}(t/h) = \frac{60\ P}{T_{load}^{(pelle)}}\ , \tag{2.6}$$

Où P est le paylod ou la capacité du camion en tonne, $T_{cycle}^{(truck)}$ et $T_{load}^{(pelle)}$ en minute d’où la productivité en t/h (Nguyen, 2014).

- **Productivité réelle**

Dans une opération camion-pelle, la productivité réelle correspond au tonnage effectivement chargé et transporté par unité de temps sur une période d’analyse T_{win} (par exemple une journée ou un quart de travail). Elle intègre les conditions réelles d’exploitation, notamment les temps d’attente, les retards et les perturbations, la productivité réelle agrégée (t/h) s’écrite selon (Nguyen, 2014). Comme pour la productivité potentielle, elle peut être exprimée du point de vue des camions et des pelles :

$$Q_{ruck}^{\text{real}} \ \ (t/h) \ = \ \frac{\sum_i n_i \, P}{T_{\text{win}}} \quad et \ \ Q_{\text{shovel}}^{\text{real}} \ \ (t/h) = \ \frac{\sum_j n_j \, P}{T_{\text{win}}} \tag{2.7}$$

Où n_i est le nombre de voyages réalisés par le camion i, P sa capacité (t), n_j le nombre de camions chargés par la pelle j, et T_{win} la durée de la période d'analyse (h) (Nguyen, 2014).

Dans un système bien équilibré, les productivités observées du côté des camions et des pelles tendent à converger vers une même valeur, puisqu'elles correspondent au même flux de matériau. Les écarts éventuels traduisent des inefficacités opérationnelles ou des déséquilibres dans le système (Nguyen, 2014).

- **Performance Index (PI)**

Le Productivité Index (PI) est le rapport entre la productivité réelle et la productivité potentielle (de référence), utilisé comme indicateur de performance par poste/quart. Sous forme adimensionnelle ou en pourcentage :

$$\text{PI} \ = \ \frac{Q^{\text{real}}}{Q^{\text{pot}}} \qquad \text{(ou)} \qquad \text{PI}(\%) \ = \ 100 \times \frac{Q^{\text{real}}}{Q^{\text{pot}}}. \tag{2.8}$$

Nguyen (2014) définit le PI comme « *the ratio of actual productivity to the potential productivity used to indicate shift performance* ». Une valeur $PI = 1$ (ou 100%) indique que la productivité observée atteint le potentiel, tandis qu'un $PI < 1$ reflète des pertes de performance, notamment liées aux temps d'attente, aux déséquilibres de flux (bunching) et à l'inefficacité opérationnelle. L'écart entre la productivité potentielle et la productivité réelle (ou prédite) représente ainsi une mesure directe des pertes d'efficacité.

2.1.3 Définition des différentes catégories de temps

Les différentes catégories de temps sont les suivantes (Lukacs, 2020; St-Amant Dyotte, 2022) :

Calendar Time (CT) : totalité du temps couvert par l'horizon d'analyse. Par exemple, pour un horizon de simulation de 5 ans, le CT correspond à l'ensemble des heures comprises dans cette période.

(UT / Unscheduled) : portion du calendrier hors réquisition (aucune demande d'utilisation pour l'actif). Exemple : journée site fermée, immobilisation administrative, longue mobilisation/démobilisation non prévue pour l'actif.

(DT / Downtime) : période durant laquelle l'équipement est requis mais incapable de remplir sa fonction en raison d'une panne, d'une maintenance immobilisante ou d'un défaut de sécurité. Le DT inclut la totalité de la maintenance corrective ainsi que la part de la maintenance préventive qui nécessite l'immobilisation de l'équipement.

(AT / Available) : période où l'actif est requis et apte à fonctionner. Autrement dit, prêt techniquement à opérer si on le lui demande.

(Standby / SB) : l'actif est disponible mais à l'arrêt :

- ✓ Attente opérationnelle (SBO) : arrêt sous contrôle interne (ex. décision d'attendre des camions, priorité donnée à une autre tâche).
- ✓ Attente externe (SBE) : arrêt dû à des causes externes hors contrôle (ex. zone d'exclusion de dynamitage, météo bloquante, accès impraticable).

(OT / Operating) : l'actif est sous contrôle (opérateur/système) et engagé dans l'activité au sens large, qu'elle soit directement productive ou non.

(OD / Operating Delay) : haltes de courte durée survenant pendant l'opération, généralement contrôlables et/ou de durée connue (p. ex. attente brève au spot, petite obstruction, pause planifiée de quart).

(WT / Working) : sous-ensemble de l'opération pendant lequel la machine travaille effectivement (fait sa fonction), y compris des tâches utiles qui ne génèrent pas toujours du tonnage immédiatement.

(NP / Non-Productive) : travaux nécessaires mais sans contribution directe immédiate au résultat (ex. nettoyage de face, inspection rapide, déplacements utiles, consignes HSE).

(PT / Productive) : activités directement contributives à la production visée (ex. chargement effectif, transport utile, vidage au point de consignation).

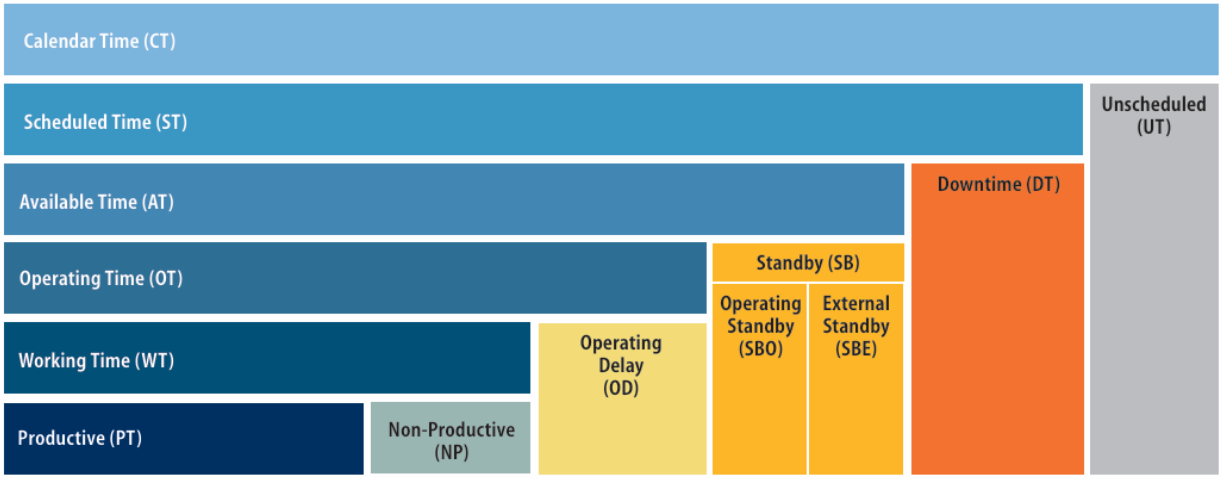


Figure 2.2: Décomposition hiérarchique du temps d'utilisation des équipements miniers (Lukacs, 2020).

La figure 2.2 illustre la décomposition hiérarchique du temps calendaire (CT). Chaque bande horizontale représente une sous-catégorie du temps de niveau supérieur : le CT se divise d'abord en temps planifié (ST) et temps non planifié (UT), puis le ST se décompose en temps disponible (AT) et temps d'arrêt (DT). Le temps disponible se partage ensuite entre le temps d'opération (OT) et le temps d'attente (SB), ce dernier distinguant l'attente opérationnelle (SBO) de l'attente externe (SBE). Enfin, le temps d'opération se subdivise en temps de travail effectif (WT) et délais opérationnels (OD), le temps de travail incluant à son tour le temps productif (PT) et le temps non productif (NP). La largeur relative de chaque bande reflète la proportion typique de chaque catégorie dans le temps total.

- **Disponibilité (A)**

La disponibilité *A* représente la part du temps prévu (temps où l'actif est requis) pendant laquelle l'équipement est apte à assurer sa fonction, c'est-à-dire non immobilisé par des pannes ou des maintenances. Dans les classifications de temps, *A* traduit essentiellement l'opposition entre le temps disponible et les pertes par indisponibilité (downtime) ; elle est ensuite combinée à l'utilisation et à la performance/qualité dans l'approche OEE (Lukacs, 2020; St-Amant Dyotte, 2022).

$$A = \frac{\text{Temps disponible (AT)}}{\text{Temps prévu (ST)}}, \tag{2.9}$$

Où ST est le temps planifié pendant lequel l'équipement est requis, et AT le temps moyen pendant lequel l'équipement est effectivement apte à fonctionner sur la période d'analyse. Les pannes et maintenances immobilisantes correspondent à une perte DT qui réduit le temps disponible, selon la relation $AT = ST - DT$ (St-Amant Dyotte, 2022). Cette forme revient donc à comparer ce qui était planifié à ce qui était réellement possible compte tenu des indisponibilités.

$$A = 1 - \frac{\text{Pertes par indisponibilité (downtime)}}{\text{Temps planifié (ST)}}. \tag{2.10}$$

Cette équation met en évidence l'effet direct des pertes de disponibilité : plus les durées d'arrêt liées aux pannes et maintenances augmentent, plus la disponibilité A diminue (Mnzool et al., 2024; Nguyen, 2014).

- **Utilisation (U)**

L'utilisation U mesure la part du temps disponible pendant laquelle l'équipement est effectivement en travail, par opposition aux attentes (standby) et aux retards d'opération (operating delays). Dans l'approche OEE, U reflète la capacité à maîtriser l'organisation des opérations, notamment la gestion des files, des micro-arrêts et les décisions de dispatch (St-Amant Dyotte, 2022).

$$U = \frac{\text{Heures utilisées}}{\text{Heures disponibles}}, \tag{2.11}$$

Où **Heures utilisées** désigne le temps de travail effectif (sous contrôle), incluant les tâches nécessaires à l'opération (par exemple chargement, transport, déchargement et manœuvres/positionnement), et **Heures disponibles** correspond au temps disponible AT, c'est-à-dire la durée pendant laquelle l'actif est requis et apte à fonctionner (St-Amant Dyotte, 2022).

$$U = 1 - \frac{\text{Temps d'attente}}{\text{Temps disponible}}. \tag{2.12}$$

Cette écriture met en évidence que, toutes choses égales par ailleurs, la réduction des temps d'attente (à la pelle, au point de déversement, en file) augmente directement l'utilisation, qui se rapproche alors de 1 (Mnzool et al., 2024; Nguyen, 2014). En pratique minière, l'amélioration de U repose principalement sur la diminution des attentes et des retards opérationnels, tandis que

l'amélioration de la disponibilité A est liée à la réduction du temps d'arrêt (pannes et maintenances) : il s'agit de deux leviers complémentaires mais distincts (Petja, 2022).

2.2 Fiabilité et gestion de la maintenance des équipements

La fiabilité des équipements miniers, en particulier dans les environnements exigeants des mines à ciel ouvert, constitue un facteur déterminant de la performance opérationnelle (Dhillon, 2008; Petja, 2022). Pour évaluer cette fiabilité et optimiser la gestion de la maintenance, plusieurs modèles statistiques sont employés afin de représenter le comportement des défaillances et des réparations des machines (Ahmadi et al., 2019). Parmi ces modèles, les distributions de Weibull et Gamma sont les plus couramment utilisées, car elles permettent de modéliser de manière souple et réaliste le temps moyen entre pannes (MTBF) et le temps moyen de réparation (MTTR) respectivement (Askari Nasab & Torkamani, 2013; Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010). Ces lois offrent une représentation adaptée à la variabilité des phénomènes de défaillance observés dans les systèmes miniers complexes.

2.2.1 MTBF, MTTR et modèles statistiques associés (Weibull, Gamma)

- **Mean Time Between Failures (MTBF)**

Le MTBF (*Mean Time Between Failures*) représente le temps moyen de bon fonctionnement entre deux défaillances successives d'un équipement réparable (Dhillon, 2008). Il s'agit d'un indicateur fondamental de la fiabilité en opération, calculé hors périodes d'arrêt pour maintenance. Selon (Petja, 2022), le MTBF constitue un indicateur clé de performance dans l'analyse RAM (*Reliability, Availability, Maintainability*), puisqu'il reflète la fréquence moyenne des pannes et influence directement la planification de maintenance ainsi que la disponibilité globale des équipements. De leur côté, (Ahmadi et al., 2019) confirment que, pour les systèmes réparables, la fiabilité est évaluée à partir du MTBF, tandis que pour les systèmes non réparables, on emploie plutôt le MTTF (*Mean Time To Failure*).

Le MTBF se calcule généralement selon la relation (2.13) :

$$MTBF = \frac{T_{op}}{N_f}, \tag{2.13}$$

où :

- ✓ T_{op}: temps total de fonctionnement (en heures) ;
- ✓ N_f: nombre total de défaillances observées.

Dans une approche statistique, la fonction de fiabilité peut être exprimée sous forme exponentielle selon le modèle à taux de défaillance constant (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010):

$$R(t) = e^{-\frac{t}{MTBF}}. \tag{2.14}$$

Cette expression traduit la probabilité qu'un équipement reste opérationnel pendant une durée t sans subir de panne.

- ➢ **Mean Time To Repair (MTTR)**

Le MTTR (*Mean Time To Repair*) représente le temps moyen requis pour réparer une défaillance et remettre un équipement dans son état opérationnel (Dhillon, 2008; Petja, 2022). Cet indicateur mesure la maintenabilité, c'est-à-dire la rapidité avec laquelle un équipement peut être réparé ou rétabli après une panne.

Selon Ahmadi et al. (2019), le MTTR influence directement la disponibilité opérationnelle et la planification des interventions préventives, car des temps de réparation plus longs réduisent la performance globale du système. De plus, Petja (2022) associe le MTTR au temps moyen d'arrêt (MDT – Mean Down Time), paramètre essentiel pour quantifier les pertes de production et planifier la maintenance corrective. Le MTTR se calcule selon la relation (2.15) suivant :

$$MTTR = \frac{\sum T_{r_i}}{N_r}, \tag{2.15}$$

où :

- ✓ T_{r_i}: durée de chaque réparation (heures) ;
- ✓ N_r: nombre total de réparations effectuées.

Dans une approche statistique, la fonction de maintenabilité est définie par (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010):

$$M(t) = 1 - e^{-\frac{t}{MTTR}}. \tag{2.16}$$

Cette expression représente la probabilité qu'une réparation soit terminée avant le temps t, en supposant un taux de réparation constant, selon le modèle exponentiel de maintenabilité (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010).

- **Modélisation des temps entre pannes (TBF) par la loi de Weibull**

La loi de Weibull est largement utilisée pour modéliser les temps entre défaillances (TBF) des équipements miniers, car elle permet d'adapter la forme de la distribution à divers régimes de défaillance (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010). Cette flexibilité en fait l'un des modèles les plus employés dans les études de fiabilité en ingénierie minière (Ahmadi et al., 2019). La fonction de fiabilité associée à la loi de Weibull s'exprime comme :

$$R(t) = e^{-(t/\eta)^{\beta}}. \tag{2.17}$$

Et la fonction de taux de défaillance instantané (ou fonction de risque) est donnée par :

$$\lambda(t) = \frac{\beta}{\eta}\left(\frac{t}{\eta}\right)^{\beta-1}, \tag{2.18}$$

où :

- ✓ η: paramètre d'échelle (heures caractéristiques).
- ✓ β: paramètre de forme.

Ces expressions sont issues du modèle de fiabilité présenté dans (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010). Elle permet notamment de représenter plusieurs comportements de défaillance, selon la valeur du paramètre de forme β (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010):

- ✓ $\beta < 1$: pannes précoces, généralement dues à des défauts de jeunesse ou à des problèmes de mise en service.
- ✓ $\beta = 1$: taux de défaillance constant, correspondant au modèle exponentiel.

- ✓ $\beta > 1$: usure progressive, caractéristique du vieillissement des composants et de la dégradation normale en fin de vie.

Ces interprétations du paramètre β sont largement reconnues dans la littérature sur la fiabilité des équipements industriels (Ahmadi et al., 2019; Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010), et font de la loi de Weibull un outil polyvalent pour analyser différents régimes de défaillance en milieu minier.

- ➢ **Modélisation des temps de réparation (TTR) par la loi de Gamma**

La distribution Gamma est couramment utilisée pour modéliser les temps de réparation (TTR) lorsque ceux-ci sont asymétriques et strictement positifs, présentant une forte variabilité (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010). Elle est particulièrement adaptée aux processus de maintenance composés de plusieurs sous-phases successives par exemple : diagnostic de la panne, approvisionnement en pièces, intervention mécanique et vérification finale (Dhillon, 2008).

La densité de probabilité de la loi de Gamma s'exprime selon (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010):

$$f(t) = \frac{1}{\Gamma(k)\,\theta^k}\, t^{k-1} e^{-\frac{t}{\theta}}, \tag{2.19}$$

où :

- ✓ $\Gamma(k)$: fonction Gamma d'Euler, jouant le rôle de constante de normalisation pour assurer que $f(t)$ soit une densité de probabilité.
- ✓ k : est le paramètre de forme, lié au nombre d'étapes élémentaires constituant le processus de réparation (par exemple diagnostic, intervention, vérification).
- ✓ θ : est le paramètre d'échelle, représentant la durée moyenne d'une de ces étapes.

Les moments caractéristiques de la distribution sont donnés par (Hastings et al., 2010) :

$$E(T) = k\theta \quad \text{et} \quad Var(T) = k\theta^2. \tag{2.20}$$

Ces relations permettent d'estimer à la fois la durée moyenne de réparation et la dispersion statistique des temps de réparation dans les systèmes de maintenance miniers.

- ➢ **Disponibilité des équipements: définitions et relations avec le MTBF et le MTTR**

En fiabilité, le MTBF (Mean Time Between Failures) est défini pour les entités réparables comme l'espérance du temps de bon fonctionnement entre deux pannes successives. Le MTTR (Mean Time To Repair) est l'espérance du temps de réparation, qui s'exprime à partir de la densité et de la fonction de maintenabilité (La Roche-Carrier, 2020; ISO, 2016). Dans le même cadre, (Dhillon, 2008) présente la maintenabilité M(t) et ses formes usuelles (exponentielle, normale, log-normale) pour modéliser les distributions de TTR.

La disponibilité instantanée A(t) pour un équipement réparable se relie directement à MTBF et MTTR. Une expression classique (issue de la théorie des processus réparables) est rappelée dans la littérature francophone de fiabilité (La Roche-Carrier, 2020; ISO, 2016) :

$$A(t) = \frac{\text{MTBF}}{\text{MTBF} + \text{MTTR}} + \frac{\text{MTBF}}{\text{MTBF} + \text{MTTR}} \exp\left[-\frac{\text{MTBF} \cdot \text{MTTR}}{\text{MTBF} + \text{MTTR}}\, t\right]. \tag{2.21}$$

D'où, en régime stationnaire (t → ∞),

$$A = \frac{\text{MTBF}}{\text{MTBF} + \text{MTTR}}. \tag{2.22}$$

Au niveau opérationnel minier, les programmes de fiabilité montrent comment augmenter la valeur de A soit en augmentant MTBF (réduction des pannes), soit en abaissant MTTR (réparations plus rapides); la seconde piste étant souvent concrète via des standards d'intervention et des intervalles de service (Petja, 2022). La même source distingue aussi les mesures de disponibilité (opérationnelle, inhérente, etc.) et insiste sur l'impact cumulé des arrêts non planifiés et planifiés dans la disponibilité opérationnelle réelle des camions et pelles.

2.2.2 Stratégies de maintenance : corrective et préventive

En ingénierie de maintenance minière, on distingue la maintenance corrective (réactive, après panne) et la maintenance préventive (proactive, avant panne) cette dernière se déclinant en systématique (calendrier/usage), conditionnelle (sur l'état) et prédictive (pronostic). Ce vocabulaire et cette structuration sont standards en fiabilité/maintenabilité, et servent de base aux programmes RAM des sites miniers (Dhillon, 2008; Bulakina et al., 2021).

- **Maintenance corrective (CM)**

La CM est déclenchée après défaillance pour restaurer la fonction; on distingue souvent la palliative (remise en service temporaire) et la curative (élimination de la cause). Elle reste acceptable lorsque la fréquence des pannes est faible, mais devient coûteuse et risquée quand les arrêts non planifiés augmentent (diagnostic, pièces, sécurité, production) (Bulakina et al., 2021; Dhillon, 2008; Dymasius et al., 2016).

- **Maintenance préventive (PM).**

La PM vise à réduire la probabilité de panne et à stabiliser les performances : tâches périodiques (lubrification, inspections, remplacements planifiés), PM conditionnelle (seuils de vibration/température, analyses d'huile) et PM prédictive (estimation de durée de vie résiduelle). Dans les mines, ces approches sont couplées aux historiques et à l'analyse de fiabilité pour dimensionner les intervalles de PM par équipement critique. (Barabady & Kumar, 2008; Bulakina et al., 2021; Dhillon, 2008).

2.2.3 Paramètres de fiabilité retenus et comparaison avec la littérature

Dans la littérature, plusieurs travaux rapportent des ordres de grandeur pour les MTBF et MTTR des flottes camion–pelle en mine à ciel ouvert. Les données empiriques issues de trois mines de charbon étudiées par Petja (2022) montrent que, sur une période de 24 mois, les camions présentent des MTBF consolidés de l'ordre de 60 à 70 h, tandis que les excavatrices se situent autour de 40 à 45 h. Les MTTR moyens observés sont d'environ 10 à 12 h pour les camions et 2 à 3 h pour les excavatrices. Le traitement des tableaux fournis en annexe dans cette étude permet d'obtenir les valeurs moyennes synthétisées dans le tableau 2.1.

À l'inverse, Askari-Nasab & Torkamani (2013) proposent, pour un cas de mine à ciel ouvert, une modélisation probabiliste fondée sur une loi de Weibull pour les temps entre pannes (TBF) et une loi Gamma pour les temps de réparation (TTR). Les paramètres retenus correspondent à des MTBF théoriques nettement plus élevés : environ 196–198 h pour les pannes mineures et majeures des camions, et environ 212 h pour les pelles. Les MTTR associés sont de l'ordre de 2,1 h pour les réparations mineures et 6 h pour les pannes majeures. Les pannes majeures sont modélisées avec un paramètre de forme $k < 1$ et un paramètre d'échelle θ élevé, traduisant une forte dispersion des durées de réparation et des immobilisations plus longues. Cette paramétrisation permet de tester la robustesse du système de maintenance face à des événements rares mais critiques.

Ces mêmes paramètres ont été repris à l'identique dans des travaux récents, notamment Habib et al. (2025), pour modéliser la fiabilité de camions CAT 785C/793C et de pelles Hitachi dans un cadre de simulation de transport avec et sans IPCC. Leur réutilisation confirme leur statut de jeu de paramètres génériques pour la modélisation des systèmes camion–pelle dans les simulations à événements discrets.

Le tableau 2.1 synthétise ainsi les valeurs issues de (Petja, 2022) et celles dérivées des distributions proposées par (Askari Nasab & Torkamani, 2013; Habib et al., 2025). On observe que les valeurs empiriques de Petja (2022) sont plus faibles, ce qui reflète des conditions opérationnelles réelles, tandis que les paramètres d' Askari-Nasab & Torkamani (2013) représentent un scénario plus robuste, avec des MTBF plus longs et une distinction explicite entre pannes mineures et majeures.

Dans le cadre de ce travail, nous retenons la paramétrisation proposée par Askari-Nasab & Torkamani (2013) également adoptée par Habib et al. (2025) plutôt que les seules moyennes empiriques de (Petja, 2022). Ce choix se justifie par plusieurs raisons :

- ✓ Cohérence méthodologique : notre modèle repose sur une représentation probabiliste des TBF (Weibull) et TTR (Gamma), ce qui correspond exactement à la structure proposée par (Askari Nasab & Torkamani, 2013).
- ✓ Capacité à reproduire la variabilité : les distributions paramétriques permettent de simuler explicitement la dispersion des événements de défaillance, contrairement à l'utilisation de simples moyennes.
- ✓ Validation par la littérature récente : ces paramètres ont été réutilisés dans plusieurs travaux de simulation et de planification à court terme, ce qui renforce leur pertinence comme base de calibration.

Ainsi, l'adoption de cette paramétrisation assure une cohérence scientifique, une reproductibilité et une compatibilité directe avec les mécanismes de fiabilité implémentés dans notre modèle de simulation.

Tableau 2.1: Comparaison des MTBF et MTTR issus de (Askari Nasab & Torkamani, 2013; Petja, 2022).

Source	Équipement	Type de panne	MTBF moyen (h)	MTTR moyen (h)	Commentaire
Petja (2022)	Camion	Toutes pannes	≈ 70,9	≈ 12,0	Moyennes calculées à partir des données de panne et de réparation sur 24 mois (mines de charbon à ciel ouvert).
	Pelle	Toutes pannes	≈ 44,0	≈ 2,7	Excavatrices de chargement, mêmes tableaux de données que pour les camions.
Askari-Nasab & Torkamani (2013)	Camion	Pannes mineures	≈ 196	≈ 2,1	MTBF et MTTR déduits des lois Weibull/Gamma proposées pour un système camion–pelle à ciel ouvert.
	Camion	Pannes majeures	≈ 198	≈ 6,0	Pannes plus rares mais nettement plus longues à réparer (k<1, θ élevé).
	Pelle	Toutes pannes	≈ 212	≈ 2,1	Paramètres repris également par Habib et al. (2025) pour la modélisation de flottes pelle–camion.

Hastings et al. (2010) expliquent que la loi de Gamma est particulièrement adaptée à la modélisation des processus de réparation, car elle peut adopter des formes très diverses selon la valeur du paramètre de forme k. Ainsi, une valeur $k = 1$ correspond à une loi exponentielle, typique des réparations simples et aléatoires, tandis qu'une valeur élevée ($k > 5$) donne une distribution plus symétrique, caractéristique d'interventions bien standardisées et répétitives. Dans le secteur minier, Petja (2022) souligne que cette loi permet de capturer la grande variabilité des durées de réparation, influencée par la nature des pannes (mécaniques, hydrauliques, électriques) et par la réactivité des équipes de maintenance. Par exemple, les équipements tels que les LHD (Load–Haul–Dump) ou les excavatrices présentent des comportements contrastés : un paramètre k faible traduit des réparations longues et imprévisibles, alors qu'un k élevé reflète des procédures de maintenance bien maîtrisées et standardisées.

2.3 Méthodes de remblayage des fosses à ciel ouvert

2.3.1 Description générale de la méthode Push/End-Dumping (PED)

La méthode push/end-dumping est utilisée pour remblayer progressivement une fosse profonde en combinant deux opérations : les camions déversent d'abord les stériles au bord de la fosse (end dumping), puis des bouteurs repoussent ce matériau par gravité vers le centre afin de combler la fosse sur toute sa profondeur. L'intervention des bouteurs devient nécessaire lorsque la fosse atteint des profondeurs plus élevées. En revanche, pour des profondeurs plus faibles, le déversement direct des camions dans la fosse demeure suffisant et ne requiert pas de poussée mécanique supplémentaire. Ensuite les matériaux sont déversés depuis la surface et s'accumulent en un talus stable à l'angle de repos ; le front de déversement avance vers le centre à mesure que la fosse se remplit. Cette technique est souvent choisie lorsque les méthodes de remblayage par couche compactées sont irréalisables ou trop coûteuses, notamment pour des fosses très profondes (García-Torres et al., 2024; Majdanishabestari, 2023). Un cycle typique comporte quatre étapes : chargement des stériles, transport au bord de la fosse, vidage au bord pour former un talus et enfin nivellement du talus par bouteurs ; ces étapes sont répétées jusqu'à ce que la zone à remblayer soit comblée (Aubertin et al., 2002; Raymond et al., 2021).

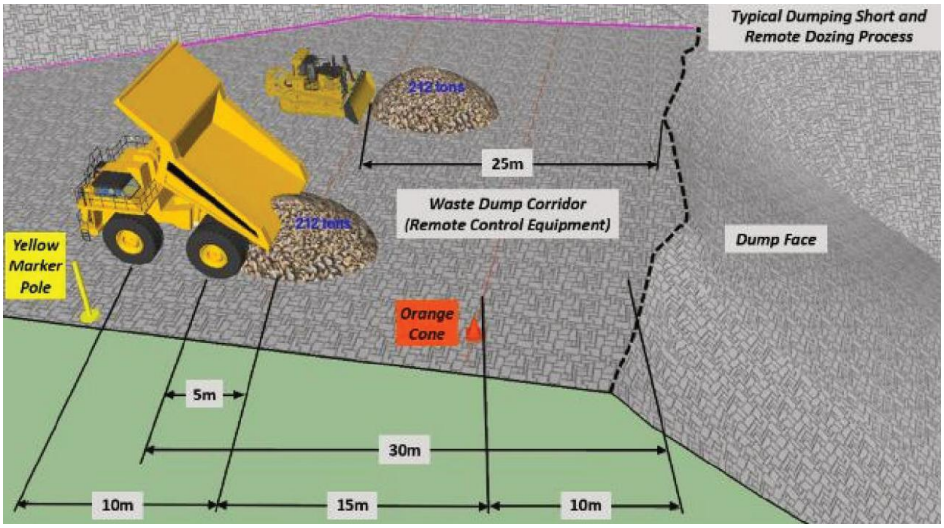


Figure 2.3: Illustration schématique de la technique de déversement par poussée utilisant des bouteur*s à distance à la mine de cuivre et d'or d'Ok Tedi (Bar et al., 2020)*

- **Étapes de mise en œuvre de la méthode Push/End-Dumping**

Dans la méthode Push/End-Dumping (PED), les camions transportent les stériles jusqu'au pourtour de la fosse et les déversent sur une plateforme appelée tip-head. Par mesure de sécurité, le point de déchargement se situe à quelques dizaines de mètres en retrait de la crête du talus (brink) afin d'éviter que les camions ne circulent trop près du vide, comme illustré à la Figure 2.3. Une berme ou des repères visuels (piquets) peuvent être installés pour délimiter cette zone de sécurité (Bar et al., 2020). Un bouteur pousse ensuite le tas de stériles vers la crête et le fait basculer par-dessus celle-ci, provoquant la chute du matériau dans la fosse. Cette opération est effectuée à distance sécuritaire du bord. Lorsque la fosse est très profonde, des bouteurs télécommandés sont utilisés afin de protéger les opérateurs (Bar et al., 2020). Le recours à la télécommande se poursuit tant que le talus de remblai n'a pas atteint une hauteur suffisante pour permettre l'intervention sécuritaire d'un opérateur à bord (Ouellet et al., 2021).

La construction du remblai et sa progression sont des éléments essentiels du processus de déversement des matériaux en milieu industriel. Lorsque le matériau est déversé, il s’accumule progressivement en bas de pente, formant ainsi un remblai à la fosse. Chaque séquence de déchargement et de poussage ajoute une nouvelle couche de roches qui vient s’ajouter au talus existant. Grâce à la méthode de déversement push/end-dumping, un front de remblai pentu se forme et avance graduellement vers le centre de la fosse à chaque nouvelle couche déposée (Majdanishabestari, 2023). Lorsque le déversement se fait depuis plusieurs côtés à la fois, le dépôt prend une forme trapézoïdale en plan, avec des versants inclinés à environ 37 degrés de méthode de construction du remblai permet d’optimiser l’utilisation de l’espace disponible dans la fosse, tout en assurant une progression efficace et sécurisée du remblai vers son sommet (Majdanishabestari, 2023; Ouellet et al., 2021).

- **Caractéristiques du remblai formé par Push/End-Dumping**

D'un point de vue opérationnel, la méthode Push/End-Dumping produit un dépôt de roches globalement non compacté, dont la structure interne est hétérogène et relativement lâche. Le passage des engins à la surface crée toutefois des couches subhorizontales légèrement compactées qui séparent les levées successives (Raymond et al., 2021). Lors du basculement des matériaux sur la pente, on observe une ségrégation gravitaire dont l'intensité dépend du mode de mise en place. En end-dumping (déversement direct par le camion, sans intervention du bouteur), la hauteur de chute est maximale : les gros fragments acquièrent suffisamment d'énergie pour rouler jusqu'au

pied du talus, tandis que les fines restent près du point de déversement ; environ 75 % des gros blocs atteignent ainsi la base. En push-dumping (déversement suivi d'un poussage par le bouteur), la hauteur de chute et la vitesse d'écoulement sont réduites, ce qui limite la ségrégation : seulement 40 % des gros blocs atteignent le pied du talus (Aubertin et al., 2002). Dans les deux cas, la structure interne du remblai demeure lâche et hétérogène, avec une concentration de gros blocs vers la base et de fines en tête, ainsi que quelques surfaces de trafic subhorizontales créées par le passage des engins (Aubertin et al., 2002; García-Torres et al., 2024).

(a) (b)

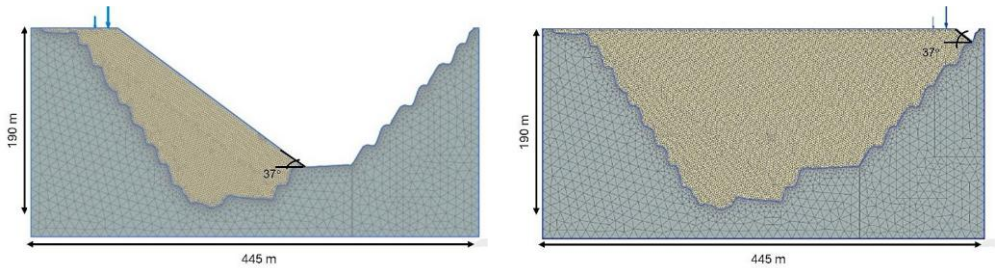


Figure 2.4: Maille EF 2D du modèle Plaxis : (a) configuration de base de la berme centrale (CB) et (b) progression de la CB (García-Torres et al., 2024).

La Figure 2.4 présente la maille éléments finis 2D du modèle Plaxis utilisé pour simuler le remblayage par Push/End-Dumping dans la fosse de Canadian Malartic (190 m de profondeur, 445 m d'ouverture). Dans la première configuration (Figure 2.4-a), les stériles sont déversés depuis la rive gauche et forment un talus auto-stable proche de l'angle de repos (~37°) ; le front d'avancement progresse vers le centre de la fosse par couches minces successives. Dans la seconde configuration (Figure 2.4-b), le centre est déjà largement comblé et le déversement se poursuit depuis la rive droite jusqu'à la fermeture des fronts. La géométrie évolue alors vers un plateau sommital quasi horizontal, tandis que les banquettes et marches internes initiales sont progressivement noyées sous le dépôt. (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024; Valenzuela et al., 2008).

- **Contraintes géotechniques associées à la méthode Push/End-Dumping**

Les contraintes géotechniques constituent un enjeu majeur de cette méthode. Lorsque la hauteur des levées dépasse environ 50 mètres, la surcharge peut entraîner une diminution significative du facteur de sécurité et accroître les risques d'instabilité du remblai (Majdanishabestari, 2023). Des

distances de sécurité doivent également être respectées par rapport à la crête du talus, typiquement 30 m pour les camions et 5 à 10 m pour les bouteurs, afin de prévenir les accidents liés aux glissements de matériaux (Bar et al., 2020; Majdanishabestari, 2023).

Les défis géotechniques associés à cette méthode sont significatifs. Les analyses par méthodes à l'équilibre limite (LEM – Morgenstern-Price) et par éléments finis (FEM – Plaxis) montrent que le facteur de sécurité (FS) diminue avec l'augmentation de la hauteur du remblai. L'effet des engins de transport n'est pas non plus négligeable : par exemple, la charge induite par un camion CAT 793F (~290 kN/m) influence la localisation du plan de rupture, même si son effet global sur le FS reste limité (Majdanishabestari, 2023).

- **Exemples d'application de la méthode Push/End-Dumping**

De nombreuses sociétés minières ont opté pour l'utilisation de la méthode Push/End-Dumping dans divers contextes afin de mettre en lumière à la fois les bénéfices économiques qu'elle offre et les contraintes géotechniques auxquelles elle peut être confrontée :

- ✓ À Ok Tedi (Papouasie-Nouvelle-Guinée), la Vancouver Dump a atteint 300 mètres de hauteur avec une avancée de 50 m/an. Malgré des instabilités ponctuelles en crête, la méthode a été maintenue grâce à l'utilisation de bouteurs télécommandés et à une surveillance géotechnique renforcée (Bar et al., 2020; Majdanishabestari, 2023).

Figure 2.5: Dépôt de remblai en enrochement de Vancouver (mine de cuivre–or Ok Tedi) (Bar et al., 2020)

- ✓ Le projet Canadian Malartic au Québec a utilisé cette méthode pour combler une fosse profonde de 190 m, en déversant les stériles depuis le pourtour sans construction de banquettes intermédiaires (García-Torres et al., 2024; Majdanishabestari, 2023).

Figure 2.6 : La berme centrale (CB) de la mine à ciel ouvert Canadian Malartic (García-Torres et al., 2024).

- ➢ **Autres éléments de la méthode Push/End-Dumping**

La méthode Push/End-Dumping présente également certaines caractéristiques opérationnelles et environnementales qui ne sont pas directement prises en compte dans l'analyse comparative des coûts. En particulier, cette méthode se distingue par une mise en œuvre relativement simple, ne nécessitant pas d'accès au fond de la fosse ni de planification détaillée des séquences internes de remplissage (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024).

Toutefois, cette simplicité opérationnelle s'accompagne de certaines limites. La géométrie du dépôt reste peu contrôlée, ce qui peut compliquer les étapes de réhabilitation finale et l'intégration d'aménagements spécifiques tels que des systèmes de drainage internes ou des barrières géochimiques (Aubertin et al., 2002; McCullough et al., 2024). De plus, la méthode dépend fortement des conditions topographiques en bord de fosse, ce qui peut restreindre son applicabilité dans certains contextes miniers.

2.3.2 Description générale de la méthode Bottom-UP

La méthode Bottom-Up consiste à remblayer progressivement une fosse en partant du fond vers la surface, par la mise en place successive de couches horizontales de stériles. Contrairement à la méthode Push/End-Dumping, où les matériaux sont déversés depuis le rebord de la fosse, les

stériles sont ici transportés directement jusqu'au fond, puis répartis et compactés. La mise en œuvre de cette méthode nécessite généralement l'aménagement préalable d'une rampe d'accès permettant aux camions d'atteindre les niveaux inférieurs. Une fois l'accès établi, un contrefort de pied (*buttress*) est souvent construit afin de stabiliser le début du remblai, et un système de drainage de fond (sous-drains, fossés) est installé pour limiter l'accumulation d'eau (Bar et al., 2020; Johnson & Carroll, 2007).

Sur le plan opérationnel, cette méthode permet un contrôle précis de la géométrie, de la compaction et du drainage du remblai, ce qui en fait une solution particulièrement adaptée aux contextes nécessitant une stabilité géotechnique élevée et une gestion environnementale rigoureuse (Aubertin et al., 2021; Johnson & Carroll, 2007). Cependant, elle peut engendrer des coûts logistiques plus élevés, notamment en raison de l'allongement des cycles de transport des camions, surtout dans les fosses profondes. Ces contraintes limitent parfois son application à grande échelle au profit du Push/End-Dumping lorsque l'accès au fond est difficile (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024).

- **Étapes de mise en œuvre de la méthode Bottom-Up**

La méthode Bottom-Up repose sur une construction ascendante progressive permettant un contrôle précis de la géométrie et du comportement géotechnique du remblai. Elle débute par l'aménagement d'une rampe d'accès jusqu'au fond de la fosse, condition nécessaire à la circulation des équipements et à la mise en place des matériaux. Bar et al. (2020) montrent d'ailleurs, dans le cas du dépôt de Neikywe, qu'un accès initial au pied du remblai a d'abord été construit par rampe afin de permettre ensuite le développement d'un contrefort et d'infrastructures de drainage, tandis que García-Torres et al. (2024) rappellent que l'accès au fond constitue une contrainte opérationnelle importante pour ce type de construction.

Le processus est répété par levées successives, avec intégration de banquettes intermédiaires pour réduire la pente globale et améliorer la stabilité. Cette approche est cohérente avec les recommandations rapportées par García-Torres et al. (2024), selon lesquelles l'ajout de bermes intermédiaires contribue à améliorer les conditions de stabilité des haldes à stériles.

- **Caractéristiques du remblai formé par la méthode BU**

Le remblai obtenu par la méthode Bottom-Up présente une structure relativement homogène et densifiée, en raison du dépôt contrôlé et du compactage des matériaux. Contrairement au Push/End-Dumping, la stratification est plus régulière, avec des couches successives bien définies. La densification progressive permet d'augmenter la densité apparente du matériau et de réduire sa compressibilité. Par exemple, des densités de l'ordre de 2,2 t/m³ ont été observées sur certains sites, notamment à Neikywe (Bar et al., 2020). De plus, des systèmes de drainage sont mis en place tout au long de la construction afin de limiter les pressions interstitielles et de mieux contrôler les écoulements d'eau, qui jouent un rôle déterminant dans la stabilité à long terme du remblai. Bar et al. (2020) soulignent à ce titre que la gestion des eaux de surface, les sous-drains et la maintenance du drainage constituent des éléments essentiels pour assurer la stabilité et la fonctionnalité des accès dans une construction de type Bottom-Up, grâce à l'intégration de banquettes, de pentes contrôlées et de dispositifs d'évacuation des eaux. Enfin, la structure plus compacte du remblai permet de stocker une masse plus importante pour un volume donné, ce qui améliore l'efficacité du remplissage de la fosse.

- **Contraintes géotechniques associées à la méthode BU**

La stabilité du remblai Bottom-Up dépend fortement de la qualité de la mise en œuvre, notamment du respect des épaisseurs de levées, de la compaction et de la gestion du drainage. La segmentation de la pente par levées et bermes intermédiaires permet d'augmenter le facteur de sécurité. Des paliers de l'ordre de 20 à 25 m sont généralement recommandés afin de maintenir un facteur de sécurité conforme aux critères usuels (FS ≥ 1,3). En l'absence de ces paliers, un dépôt taluté à l'angle de repos peut présenter un facteur de sécurité insuffisant (García-Torres et al., 2024; Majdanishabestari, 2023).

Les vitesses de tassement constituent également un indicateur de stabilité : des valeurs inférieures à 3 cm/h sont généralement acceptables sous surveillance, tandis que des vitesses supérieures ou égales à 5 cm/h nécessitent l'arrêt des opérations et une réévaluation de la stabilité (García-Torres et al., 2024). Le drainage représente un enjeu critique. L'accumulation d'eau de pluie ou d'infiltration augmente les pressions interstitielles et diminue la résistance au cisaillement, favorisant les instabilités. Les précipitations et l'eau contenue dans les stériles constituent des facteurs déclencheurs fréquents de glissements (Valenzuela et al., 2008). Il est donc essentiel

d'assurer une évacuation efficace des eaux, notamment à l'aide de banquettes inclinées et de systèmes de drainage adaptés (Majdanishabestari, 2023).

- **Exemples d'application de la méthode Bottom-Up**

Le site de stockage de stériles de Kapit North, à la mine de Lihir Papouasie–Nouvelle–Guinée, constitue un exemple de construction ascendante (bottom-up). Le rehaussement est réalisé par levées successives, avec préparation de la fondation pour la levée suivante. La hauteur du stockpile était d'environ 110 m au moment de l'étude, pour une hauteur finale visée d'environ 190 m, illustrant la faisabilité d'un rehaussement progressif et contrôlé (Bar et al., 2020).

(a) (b)

Figure 2.7 : Stockpile de Kapit North (Lihir) construction ascendante (Bottom-Up) : (a) vue aérienne ; (b) préparation des niveaux supérieurs pour la levée suivante (Bar et al., 2020).

Neikywe Waste Rock Dump – Hidden Valley Gold–Silver Mine, Ce site de stockage de stériles est construit selon une approche Bottom-Up, avec des levées successives compactées par le passage de camions, atteignant une densité d'environ 2 200 kg/m³. Il se situe dans une zone de fortes pentes et de pluies intenses (3 000 mm/an), nécessitant un drainage souterrain et un contrefort initial de 45 m pour assurer la stabilité. Le suivi géotechnique (piézomètres, prismes) indique des tassements contrôlés (~100 mm/an). La méthode permet également l'encapsulation de roches acides pour limiter les impacts environnementaux (Bar et al., 2020).

(a) (b)

Figure 2.8: Construction du dépôt de Neikywe : (a) talon du remblai ; (b) niveaux supérieurs en levées de 10 m (Bar et al., 2020).

- **Autres éléments de la méthode BU**

La méthode Bottom-Up présente également des avantages et contraintes supplémentaires qui dépassent le cadre strict de l'analyse économique. En particulier, elle permet une meilleure intégration dans les stratégies de réhabilitation progressive, grâce à un contrôle précis de la géométrie finale et à la possibilité d'intégrer dès la construction des aménagements environnementaux, notamment en matière de drainage et de confinement des matériaux (Aubertin et al., 2021; Johnson & Carroll, 2007). Cette approche favorise une planification à long terme plus structurée, notamment pour la gestion des matériaux et l'optimisation du volume de stockage. En revanche, elle implique une organisation opérationnelle plus complexe, nécessitant une coordination rigoureuse des séquences de remplissage et le maintien d'un accès sécurisé au fond de la fosse (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024).

2.3.3 Comparaison des méthodes : Push/End-dumping Vs Bottom-Up

Les méthodes Push/End-Dumping et Bottom-Up se distinguent par leurs approches techniques et opérationnelles contrastées. Le Push/End-Dumping est caractérisé par sa simplicité d'exécution et son faible coût. Cette méthode implique le déversement des stériles depuis le rebord de la fosse, suivie de leur poussée vers l'intérieur à l'aide de bouteurs. L'avantage de cette approche est qu'elle ne nécessite pas d'accès au fond de la fosse, la rendant adaptée aux topographies escarpées ou aux environnements hostiles (Bar et al., 2020; Majdanishabestari, 2023). Le remblayage est ainsi effectué de manière rapide et économique, avec une cadence pouvant aller jusqu'à 35 kilotonnes par jour dans certains cas (García-Torres et al., 2024).

En revanche, la méthode de Push/End-Dumping souffre d'inconvénients majeurs sur le plan géotechnique. Le dépôt à l'angle de repos naturel relativement faible génère des structures peu compactées, avec une stabilité initiale faible, nécessitant une surveillance intensive pendant le chantier. Des facteurs de sécurité inférieurs à 1,3 sont fréquents à court terme, et les risques d'instabilité sont accrus en cas de fortes hauteurs de levées ou de conditions hydrogéologiques défavorables (Majdanishabestari, 2023). Le recours à des bouteurs télécommandés devient alors une précaution indispensable (Bar et al., 2020).

La méthode **Bottom-Up** est reconnue pour ses performances supérieures en termes de stabilité. Cette méthode implique de remplir la fosse par couches successives à partir du fond, ce qui permet un meilleur contrôle de la densité et du compactage. En ajoutant des bermes intermédiaires et en assurant un contrôle précis des matériaux et du drainage, la résistance globale du remblai est significativement améliorée (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024). De plus, cette approche permet d'encapsuler les roches potentiellement productrices de drainage minier acide, ce qui contribue à réduire les risques environnementaux. Cependant, cette méthode présente une mise en œuvre plus complexe et coûteuse. Elle nécessite un accès sécurisé au fond de la fosse et une logistique plus lourde, notamment dans les contextes profonds. Cela la rend moins adaptée aux fosses étroites ou très profondes, où l'accès à la base est difficile (Majdanishabestari, 2023).

Les conditions géotechniques guident le choix entre Push/End-Dumping et Bottom-Up. Lorsque la fondation est stable (substrat rocheux, sols denses naturellement), le Push/End-Dumping est généralement privilégié pour sa simplicité et son efficacité d'exécution depuis la crête (Majdanishabestari, 2023; Valenzuela et al., 2008). À l'inverse, en présence de fondations faibles (colluvions, horizons saturés), le Bottom-Up devient plus approprié : il permet une construction progressive et contrôlée (levées, banquettes, compaction, drainage), limitant les surcharges défavorables et améliorant la stabilité globale. Lorsque l'accès au fond est difficile ou dangereux (pentes abruptes, contraintes de sécurité), le Push/End-Dumping demeure souvent la seule option viable comme illustré à Ok Tedi (Bar et al., 2020; García-Torres et al., 2024).

Sur le plan économique et opérationnel, si l'objectif est une mise en œuvre rapide à coût réduit, le Push/End-Dumping s'impose fréquemment. À l'inverse, lorsque la priorité est une stabilité maximale et un contrôle fin de la géométrie/compaction et du drainage, le Bottom-Up est

recommandé, malgré des coûts de transport plus élevés liés aux cycles camions prolongés (García-Torres et al., 2024; Bar et al., 2020; Aubertin et al., 2021).

2.3.4 Remblayage en cours d'exploitation (in-pit dumping)

Au-delà des méthodes de remblayage post-exploitation présentées précédemment, une approche complémentaire appelée *in-pit dumping* consiste à déposer les stériles directement dans des zones déjà exploitées de la fosse, parallèlement à la poursuite de l'extraction dans les zones encore actives. Cette stratégie permet de réduire significativement les distances de transport, l'empreinte au sol des haldes externes ainsi que la consommation énergétique associée au déplacement des stériles (Das et al., 2023; Li et al., 2014). Elle constitue également une voie d'intérêt pour la fermeture durable, notamment lorsque les stériles ou les résidus peuvent être confinés dans la fosse dans des conditions géochimiques et hydrogéologiques contrôlées (ARCADIS Canada Inc., 2015). Sa mise en œuvre repose toutefois sur des contraintes spécifiques de séquencement (coordination simultanée entre l'extraction et le déversement), de géométrie (existence d'accès directs entre zones actives et zones remblayées) et de stabilité géotechnique des dépôts internes. Dans le cadre du présent mémoire, l'approche *in-pit dumping* n'est pas modélisée explicitement, puisqu'elle nécessite une géométrie de fosse particulière ainsi qu'un couplage entre les séquences d'extraction et de remblayage dépassant le cadre de la comparaison entre les approches BU et PED réalisée dans cette étude.

2.4 Composantes des coûts : équipements, main-d'œuvre, maintenance et carburant

Dans les opérations de chargement–transport en mine à ciel ouvert, l'évaluation économique repose sur l'analyse de plusieurs composantes de coûts interdépendantes qui reflètent à la fois les caractéristiques des équipements et les conditions d'exploitation. Le coût global d'un système camion-pelle est généralement dominé par les coûts liés aux machines (possession et opération), à la main-d'œuvre, à la maintenance ainsi qu'à la consommation de carburant, ces derniers étant fortement influencés par des paramètres opérationnels tels que la distance de transport, la pente ou les temps d'attente.

L'analyse de ces composantes permet d'établir un lien direct entre la performance opérationnelle (productivité, disponibilité) et le coût unitaire de transport, et constitue ainsi un outil essentiel pour

la comparaison et l'optimisation des systèmes miniers (Alarie & Gamache, 2002; Burt & Caccetta, 2008; Bajany et al., 2017, 2019).

- **Coûts des machines (ownership + operating)**

En exploitation à ciel ouvert, les coûts associés aux machines (camions, pelles, bouteur) regroupent généralement des coûts de possession (investissement, amortissement, intérêts, assurances) et des coûts d'opération (carburant/énergie, pneus/consommables, lubrifiants, main-d'œuvre de maintenance, pièces de rechange, indisponibilités). Les approches de sélection et de dimensionnement de flotte intègrent ces postes sous forme de coûts horaires ou unitaires, et s'inscrivent souvent dans une logique de coût du cycle de vie (Life-Cycle Cost, LCC) afin de comparer des alternatives d'équipements et de politiques d'exploitation (Burt & Caccetta, 2014; Dhillon, 2008; O'Hara & STANLEY, 1992). Dans les systèmes camion-pelle, l'importance économique de la flotte est d'autant plus déterminante que les activités de chargement-transport constituent une part majeure du coût opérationnel global (Alarie & Gamache, 2002; Bakhtavar & Mahmoudi, 2020).

- **Coûts de main-d'œuvre (chauffeurs/opérateurs)**

Les coûts de main-d'œuvre incluent les salaires de base, les charges sociales, les primes (nuits, heures supplémentaires), ainsi que l'organisation du travail (équipes, disponibilité, temps improductifs, pauses, relèves). Dans les méthodes d'estimation des coûts miniers, la main-d'œuvre est généralement comptabilisée via des taux horaires chargés multipliés par des besoins en effectif (par équipement et par quart), eux-mêmes dépendants du régime d'opération et du niveau de mécanisation (O'Hara & STANLEY, 1992). En pratique, ces taux varient fortement selon le cadre réglementaire et le marché local; des grilles de "coût horaire" basées sur la méthode horaire (référant notamment aux règles québécoises) sont couramment utilisées pour calculer un coût total de main-d'œuvre applicable à des analyses économiques et à la préparation d'estimés (ACQ, 2023). Pour les métiers miniers, les données salariales gouvernementales confirment ces tendances : selon le **Guichet-Emplois du Canada**, le salaire des conducteurs et conductrices de véhicules miniers au Québec se situe dans une fourchette allant du salaire d'entrée au salaire élevé selon l'expérience et la région, ce qui illustre la variabilité réelle du marché du travail (Canada, 2025).

- **Coûts de pannes (maintenance corrective)**

Les pannes génèrent des coûts directs (diagnostic, pièces, consommables, main-d'œuvre de réparation, sous-traitance) et des coûts indirects souvent dominants (temps d'arrêt, pertes de production, files d'attente accrues, dégradation de la performance système, risques HSE). L'analyse fiabilité-maintenabilité-sécurité permet de relier fréquence de défaillance (MTBF), temps de réparation (MTTR) et disponibilité, afin d'estimer l'impact économique des arrêts non planifiés et de prioriser les actions d'amélioration (Dhillon, 2008). Dans le contexte des équipements de chargement, l'optimisation de la planification de maintenance vise précisément à réduire ces coûts correctifs en arbitrant entre indisponibilité et risque de panne, notamment via des formulations basées sur le LCC (Life Cycle Cost, soit le coût total de possession d'un équipement sur l'ensemble de sa durée de vie, incluant l'acquisition, l'exploitation, la maintenance et la mise hors service) et sur des critères de performance/fiabilité (Javadnejad et al., 2022).

- **Coûts de maintenance préventive**

La maintenance préventive (inspections, remplacements planifiés, graissage, réglages, reconditionnement) représente un investissement régulier destiné à réduire la probabilité de défaillance et à stabiliser la performance opérationnelle. Son coût s'apprécie à travers un compromis classique : intervenir trop tôt augmente les coûts de maintenance planifiée, tandis qu'intervenir trop tard augmente le risque de pannes coûteuses et d'indisponibilités (Dhillon, 2008). Les modèles d'optimisation de politiques préventives cherchent ainsi des **intervalles optimaux** minimisant un coût total attendu (maintenance + arrêts + pertes), ce qui est particulièrement pertinent pour les équipements de chargement fortement critiques dans les chaînes camion-pelle (Javadnejad et al., 2022). Au-delà des politiques d'intervention, des actions proactives visant à limiter l'usure (ex. phénomènes d'usure aux articulations/pivots, jeux mécaniques) sont aussi rapportées comme leviers pour réduire le downtime et les coûts sur flotte lourde, en prolongeant la durée de vie des assemblages (Nord-Lock Group, 2020).

- **Coût de consommation du carburant**

La consommation de carburant des camions de mine dépend fortement de la puissance sollicitée et des conditions d'exploitation (charge utile, résistance au roulement, pente, vitesse, état des routes,

style de conduite et qualité de maintenance). Une relation largement utilisée pour estimer le débit de carburant relie la consommation au produit **puissance fois facteur de charge moteur**, ce qui permet de calculer le carburant sur des segments “chargé”, “à vide” et “au ralenti”, puis de l’agréger sur un cycle complet (Bajany et al., 2017). Dans cette logique, les temps non productifs avec moteur en marche (attente au chargement/déchargement, files, ralenti) deviennent des contributeurs directs de la consommation et doivent être intégrés dans les modèles de planification/dispatch, car ils modifient sensiblement le carburant par tonne transportée (Bajany et al., 2019). Des approches plus fines, basées sur l’intelligence artificielle, exploitent des données opérationnelles pour ajuster conjointement vitesse, charge et résistances de roulage afin de réduire la consommation, ce qui complète les modèles d’optimisation en ciblant les leviers “conduite–route–charge” (Soofastaei et al., 2016). Du point de vue économique, le carburant constitue une composante majeure des coûts d’opération des flottes de transport (jusqu’à une part importante des coûts), ce qui justifie de convertir systématiquement la consommation (L/h ou L/cycle) en **coût de carburant** via le prix unitaire du diesel et des indicateurs normalisés (par exemple L/t transportée) pour comparer les scénarios (Q. Wang et al., 2021).

2.5 Simulation des systèmes de transport et algorithme de dispatch

La simulation est un outil d’aide à la décision qui reproduit virtuellement le fonctionnement de systèmes industriels complexes afin d’évaluer leurs performances, tester des scénarios et identifier des goulots d’étranglement sans perturber l’exploitation réelle. Dans le contexte « Industrie 4.0 », elle sert de socle à l’optimisation des flux, à l’évaluation des risques et à la mise au point de stratégies de contrôle-commande, en réduisant les coûts d’expérimentation et les délais d’implantation. Les études comparatives sur les logiciels de simulation soulignent son rôle central dans les systèmes de production, la logistique et l’exploitation minière. (Kovbasiuk et al., 2021).

Dans le secteur minier, la simulation permet de représenter l'ensemble de la chaîne logistique (le chargement, le transport, le stockage, la minéralurgie et le remblayage) afin d'identifier les goulots d'étranglement et de quantifier les gains potentiels d'optimisation. À titre d'exemple, un modèle fondé sur les réseaux de Petri stochastiques généralisés (GSPN), développé dans AnyLogic, a permis de vérifier l'adéquation entre la capacité de séparation et la capacité d'abattage d'une mine

souterraine, puis d'identifier les convoyeurs et le puits principal comme les goulots critiques du système, tant avant qu'après optimisation (X.-Q. Wang et al., 2022).

2.5.1 Simulation à événements discrets vs simulation à base d'agents et hybridation

Trois paradigmes dominent la modélisation des systèmes dynamiques : la simulation à événements discrets (DES), la modélisation multi-agents (ABS) et la dynamique des systèmes (SD). La DES décrit des flux et files d'attente pilotés par des événements, ce qui la rend particulièrement adaptée aux chaînes de production et aux circuits de transport. L'ABS représente des entités autonomes (camions, pelles, opérateurs) dotées de comportements hétérogènes et interactifs, ce qui est utile pour saisir l'adaptation locale et les effets d'ordonnancement. La SD, quant à elle, modélise les boucles de rétroaction et les relations causales entre variables agrégées (stocks, flux, délais) à un niveau stratégique, permettant d'analyser l'évolution à long terme du système sans détailler chaque entité individuelle (Kovbasiuk et al., 2021). Dans le secteur minier, ces approches sont souvent combinées. Par exemple, des travaux ont couplé réseaux de Petri et simulation (ABS/DES) pour évaluer la faisabilité des cibles de production et améliorer la répartition des camions aux pelles dans un contexte à plusieurs zones de chargement, offrant ainsi un moyen efficace de mesurer les files d'attente, l'utilisation et la productivité du système (Ozdemir & Kumral, 2019).

2.5.2 Définition opérationnelle de l'algorithme de dispatch

Le dispatch camion-pelle en mine à ciel ouvert constitue un problème de décision en temps réel : à chaque événement opérationnel (fin de déchargement, fin de chargement, panne, etc.), l'affectation d'un camion disponible à une pelle ou à une destination de déchargement doit être réévaluée. Historiquement, de nombreux travaux ont proposé des modèles d'allocation visant principalement à maximiser la productivité, généralement autour d'un objectif unique. Parmi les approches de référence, celle de **White & Olson** (1987), largement utilisée comme benchmark industriel, combine une optimisation périodique par programmation linéaire avec une règle de décision dynamique déclenchée à chaque événement : le camion disponible le plus proche est affecté à la pelle dont le besoin en camions est le plus urgent, de manière à soutenir les cibles de production.

Les contributions plus récentes privilégient des formulations multi-objectifs, car une solution de dispatch efficace doit simultanément réduire l'attente des camions, limiter l'inactivité des pelles et stabiliser les flux vers les différentes destinations. Moradi-Afrapoli et al.(2017) proposent un modèle multi-objectif résolu par CPLEX et le comparent à l'approche de White et Olson au moyen d'une simulation Arena. Leur étude montre que le dispatch peut être formulé autour de trois objectifs majeurs : minimiser l'inactivité des pelles, minimiser l'attente des camions et minimiser la déviation des débits sur les trajets planifiés. Ces auteurs soulignent toutefois un enjeu pratique important : le couplage d'un solveur d'optimisation exacte avec une simulation peut augmenter fortement le temps de calcul, ce qui motive le développement d'heuristiques reproduisant la logique de White et Olson afin de préserver la réactivité opérationnelle.

Par ailleurs, la littérature récente insiste sur l'intégration explicite de la consommation énergétique dans les décisions de dispatch, les opérations de transport représentant une part majeure des coûts d'exploitation. Bajany et al. (2017) proposent un modèle de programmation linéaire en nombres entiers mixtes (MILP) pour l'ordonnancement camion-pelle, qui minimise la consommation de carburant tout en satisfaisant la demande des sites de déversement. Leur approche repose sur une stratégie d'affectation flexible où un camion peut être réaffecté à différentes pelles au cours d'un même quart de travail. Ils rappellent que les pelles consomment du carburant tant en phase de travail qu'en période d'inactivité, tandis que les camions en consomment durant l'attente, le chargement, le déchargement et le déplacement, ce qui rend la réduction des files d'attente directement pertinente d'un point de vue énergétique. Dans cette même perspective, Kazemi Ashtiani et al. (2025) proposent un modèle de dispatch et de dimensionnement de flotte intégrant explicitement la déviation des débits, l'inactivité des pelles, l'attente des camions et la consommation de carburant, tout en introduisant la fiabilité (disponibilité et temps d'arrêt) comme facteur de réalisme. Leur étude montre que le choix du type et du nombre de camions influence fortement la productivité, la consommation et la robustesse aux pannes.

Dans ce mémoire, cette logique est opérationnalisée à travers un score unique calculé pour chaque pelle candidate p au moment du dispatch. L'objectif n'est pas de résoudre un problème d'optimisation global à horizon long à chaque événement, mais de mettre en place une règle **réactive** et **calculable en temps réel**, basée sur des grandeurs directement observables (files, états) ou prédictibles (ETA, disponibilité future). Ce choix est cohérent avec les approches multi-objectifs proposées dans la littérature pour concilier attente des camions, inactivité des pelles, stabilité des

flux et, dans certains travaux, critères énergétiques, tout en répondant à une contrainte pratique largement discutée : le couplage d'optimiseurs exacts à une simulation ou à une décision événementielle peut devenir coûteux en temps de calcul, ce qui justifie l'usage de règles heuristiques robustes. Les critères retenus couvrent quatre dimensions complémentaires : synchronisation camion–pelle, congestion au front, équilibrage de flotte et priorisation par déficit de production (Bajany et al., 2017; Kazemi Ashtiani et al., 2025; Moradi et al., 2017).

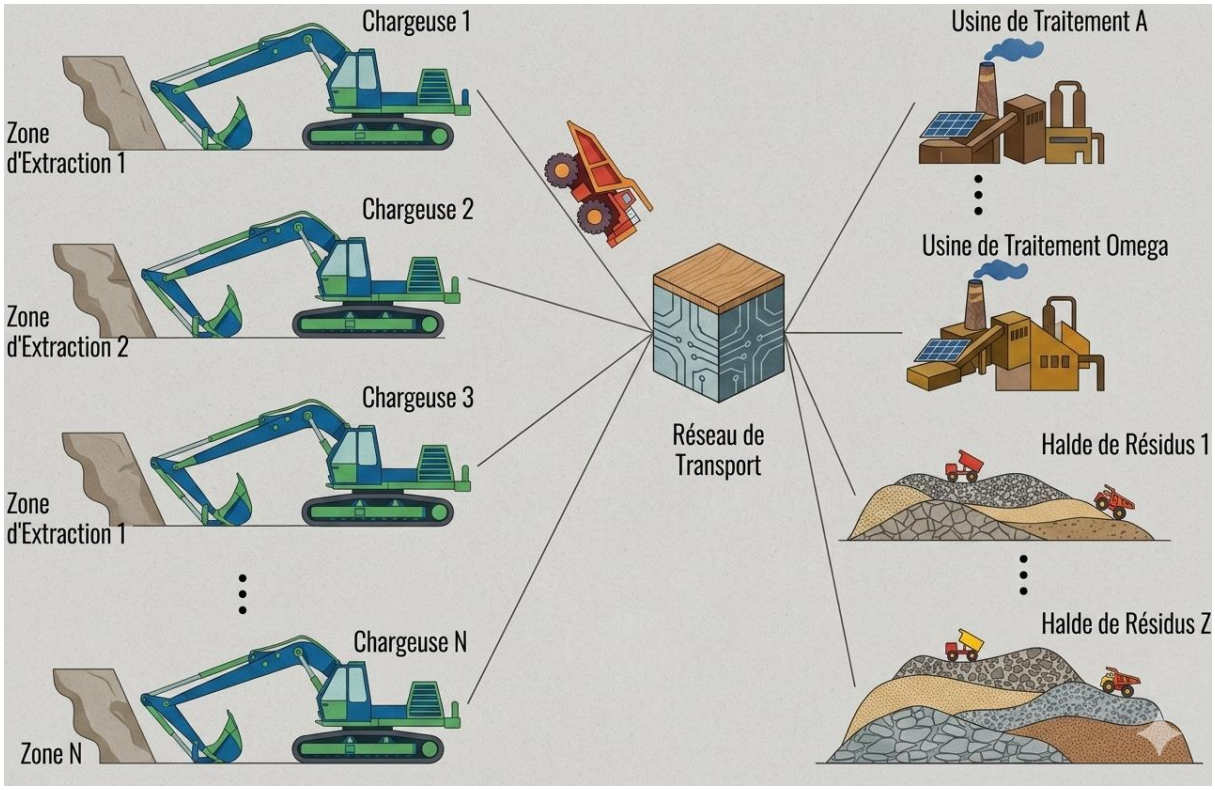


Figure 2.9: Schéma conceptuel du dispatch camion–pelle : chemins sélectionnés entre fronts de chargement, concasseur et sites de déversement. Adapté de Noriega et al. (2025).

Cette figure illustre, de manière conceptuelle, le principe du **dispatch** dans un système camion–pelle en mine à ciel ouvert. Les pelles (fronts de chargement) sont reliées au **concasseur** et à différents **sites de déversement (dumps)** par plusieurs itinéraires possibles; le dispatch consiste à sélectionner, à chaque événement opérationnel, les chemins et affectations qui permettent de maintenir l'alimentation du concasseur et d'équilibrer les flux, tout en réduisant l'attente des camions et l'inactivité des pelles.

- **Méthodes automatiques d'apprentissage appliquées au dispatch camion–pelle**

La littérature récente explore l’intégration de méthodes d’apprentissage pour améliorer le dispatch camion–pelle, afin de mieux représenter la dynamique et l’incertitude des opérations minières. L’apprentissage par renforcement permet notamment de construire des politiques de décision à partir d’interactions avec un environnement simulé, en optimisant simultanément des objectifs tels que la productivité, l’utilisation des équipements et la réduction des temps d’attente (Noriega et al., 2025). En parallèle, des approches basées sur les réseaux de neurones et les algorithmes génétiques sont utilisées pour modéliser des sous-composants du système, comme la consommation de carburant, et enrichir ainsi les modèles de décision (Bajany et al., 2017, 2019; Soofastaei et al., 2016).

Cependant, malgré leur potentiel, ces méthodes restent limitées par leur complexité, leurs besoins en données et leur faible interprétabilité, ce qui explique que, dans la pratique, les systèmes de dispatch reposent encore majoritairement sur des heuristiques simples, robustes et adaptées aux contraintes du temps réel (Noriega et al., 2025).

La revue des travaux existants fait ressortir quatre corpus complémentaires, mais cloisonnés. Le premier corpus traite principalement de la stabilité géotechnique et du comportement à long terme des remblais (facteurs de sécurité, tassements, drainage, encapsulation des roches potentiellement génératrices d'acide). Bien qu'essentielles, ces études restent largement descriptives : elles documentent les pratiques observées sur des sites précis (Ok Tedi, Canadian Malartic, Hidden Valley, Lihir), mais ne fournissent pas de cadre quantitatif permettant de comparer économiquement les méthodes Bottom-Up et Push/End-Dumping dans des conditions opérationnelles variables. Le deuxième corpus a produit des modèles robustes d'estimation des coûts de transport et de dimensionnement des flottes ; toutefois, ces modèles sont presque exclusivement appliqués à des contextes d'extraction et non de remblayage. Le troisième corpus, centré sur le dispatch et l'optimisation, propose des formulations sophistiquées (MILP, heuristiques multi-objectifs, apprentissage par renforcement), mais aucune de ces formulations n'est intégrée à une analyse comparative des méthodes de remblayage. Enfin, le quatrième corpus démontre l'intérêt de la simulation multi-agents pour capturer la dynamique des systèmes camion-pelle, sans toutefois l'appliquer spécifiquement au remblayage de fosse selon les deux principales stratégies opérationnelles.

Il ressort de cette analyse qu'aucune étude ne propose, à ce jour, un outil intégré permettant de quantifier et de comparer les coûts unitaires de remblayage des méthodes PED et BU en tenant compte simultanément de la dynamique opérationnelle du système (camion, pelle et bouteur) de la fiabilité des équipements et de la variabilité des paramètres géométriques et de distance. C'est précisément cette lacune que le présent mémoire vise à combler par le développement d'un modèle de simulation multi-agents.

CHAPITRE 3 PROBLÉMATIQUE

3.1 Problème de recherche

Les travaux existants décrivent bien les principes, avantages et limites des méthodes PED et BU, ainsi que leurs impacts géotechniques et environnementaux. En revanche, ils fournissent peu d'outils opérationnels pour estimer et comparer de façon dynamique les coûts réels du remblayage en fosse pour une géométrie et une flotte donnée. Les coûts sont le plus souvent évalués à partir de ratios moyens (CAD/t) ou de bilans statiques, sans tenir pleinement compte :

- ✓ Des effets spatio-temporels liés au déplacement des camions et des bouteurs.
- ✓ Des files d'attente et du dispatch des engins entre les différentes tâches.
- ✓ Des contraintes géométriques propres à chaque méthode (accès au fond, pente des talus, progression des fronts, etc.).

Il en résulte une incertitude importante sur le coût comparatif des méthodes PED et BU dans un contexte donné, en particulier pour les fosses profondes où le compromis entre stabilité, logistique et coût devient critique.

D'où la question centrale de ce travail :

Comment estimer, dans un cadre dynamique réaliste, le coût total et unitaire du remblayage d'une fosse à ciel ouvert selon les méthodes Push/End-Dumping et Bottom-Up, et dans quelles conditions l'une ou l'autre devient-elle économiquement préférable pour un niveau de sécurité et de qualité de remblai comparable ?

3.2 Objectif général

L'objectif général de ce mémoire est de développer une approche de simulation multi-agents du système camion, pelle et bouteur qui permettra d'évaluer le coût unitaire (CAD/t) du remblayage d'une fosse à ciel ouvert selon les méthodes Push/End-Dumping (PED) et Bottom-Up (BU). Cette approche s'appuie sur des indicateurs opérationnels quantitatifs (temps de cycle, productivité des équipements, dimensionnement des flottes et facteur d'équilibrage) afin de déterminer, en fonction des paramètres clés du problème (profondeur de fosse, distance de transport, configuration de flotte et géométrie de la fosse), les conditions dans lesquelles chaque méthode devient économiquement plus avantageuse, et notamment le seuil à partir duquel le surcoût de la méthode BU peut être

compensé par ses avantages techniques ou, inversement, celui au-delà duquel la méthode PED perd son avantage de simplicité opérationnelle. Ce faisant, le mémoire vise à combler l'absence d'outil d'aide à la décision intégrant simultanément ces deux stratégies de remblayage.

3.3 Objectifs spécifiques

SO1 : Identifier et structurer les principaux facteurs influençant le coût unitaire de remblayage (profondeur de fosse, distance de transport, géométrie, configuration de flotte, fiabilité des équipements) afin de définir les variables d'entrée du modèle de simulation.

SO2 : Développer un modèle de simulation multi-agents représentant les opérations de chargement, transport, déversement, poussage, nivellement et compaction, et l'utiliser pour estimer et comparer les coûts unitaires (CAD/t) des méthodes PED et BU.

SO3 : Déterminer, en fonction des paramètres du système, les conditions de bascule économique entre les deux méthodes en utilisant la profondeur de fosse comme variable d'analyse principale afin d'identifier la profondeur critique.

SO4 : Évaluer la sensibilité de la profondeur critique aux principaux paramètres du système (distance de transport, géométrie de la fosse, configuration de flotte) afin de quantifier la robustesse des résultats face à la variabilité des conditions opérationnelles.

CHAPITRE 4 MÉTHODOLOGIE

4.1 Introduction

Ce chapitre présente la démarche méthodologique mise en place pour atteindre les objectifs spécifiques définis au chapitre 3. Les facteurs influençant les coûts de remblayage sont d'abord identifiés et structurés à partir de la logique opérationnelle des deux méthodes, en distinguant les paramètres géométriques (profondeur, angle de la fosse), de transport (distance fosse–halde) et de flotte (nombre d'engins, stratégie de dispatch) *(SO1)*. Un modèle multi-agents est ensuite développé sous AnyLogic, où chaque équipement (camion, pelle et bouteur) est représenté par un agent autonome doté d'un diagramme d'états-transitions (statechart) décrivant son cycle opérationnel. Ce modèle permet de calculer les coûts unitaires (CAD/t) en décomposant les dépenses journalières par engin et par flux (transport, chargement, nivellement), et d'en déduire les indicateurs opérationnels tels que les temps de cycle et le facteur d'équilibrage *(SO2)*. Les simulations sont ensuite réalisées pour une gamme de profondeurs allant de 25 m à 500 m par pas de 25 m et pour trois distances fosse–halde (1, 3 et 6 km), ce qui permet de comparer les courbes de coût des deux méthodes et d'identifier la profondeur critique à laquelle elles se croisent *(SO3)*. Enfin, l'effet de l'angle de la fosse et de la stratégie de dispatch (flotte indépendante vs flotte partagée) sur cette profondeur critique est analysé à travers un plan d'expériences systématique, afin d'évaluer dans quelles conditions la règle de décision reste valide *(SO4)*.

Figure 4.1: Cycle opérationnel du système camion–pelle dans une mine à ciel ouvert (AnyLogic, s. d.).

La figure 4.1 présente de façon schématique le cycle opérationnel d'un système camion-pelle dans mine à ciel ouvert. On y retrouve les principales étapes d'un cycle de camion : attente dans la file, mise en position, chargement, voyage chargé, déchargement puis retour à vide vers une pelle. Au bas de la figure sont regroupées les activités non productives (entretien, pauses du personnel, changements d'équipe, ravitaillement en carburant) qui interrompent périodiquement ce cycle. Ce schéma rappelle que, même si la séquence des étapes est toujours la même, leurs durées varient d'un cycle à l'autre en fonction des conditions d'exploitation. C'est précisément cette alternance de phases productives et d'arrêts aléatoires que le modèle de simulation multi-agents va chercher à reproduire dans les sections suivantes.

4.2 Choix d'une approche de simulation multi-agents

Le système camion-pelle d'une mine à ciel ouvert présente un comportement à la fois stochastique et fortement interdépendant : les temps de chargement, de transport et d'attente varient en fonction de nombreux facteurs techniques (distances de transport, vitesses, densité du matériau, pente des rampes, état des routes) et organisationnels (gestion des fronts, priorités d'affectation, horaires de travail). À cela s'ajoutent les perturbations liées aux pannes d'équipements et aux maintenances

planifiées, qui modifient en permanence la disponibilité effective de la flotte. Ce couplage entre aléas, files d'attente et décisions de dispatch rend les approches analytiques classiques peu adaptées et justifie l'utilisation de modèles de simulation capables de représenter explicitement la variabilité temporelle et les interactions entre engins (Askari Nasab & Torkamani, 2013).

Dans ce contexte, la démarche retenue est une simulation multi-agents (SMA) implémentée dans le logiciel AnyLogic. Chaque entité physique du système (camion, pelle, bouteur, fosse, halde, station de carburant, usine, etc.) est modélisée comme un agent autonome doté d'un état interne, de variables de suivi et d'un comportement décrit par un diagramme d'états-transitions. Cette approche permet notamment de :

- ✓ Représenter de façon naturelle les processus discrets et continus du cycle opératoire (mouvement, chargement, déchargement, attente, panne, maintenance).
- ✓ Intégrer des événements aléatoires calibrés sur les distributions statistiques utilisées en fiabilité et en analyse de coût de cycle de vie des équipements miniers (Dhillon, 2008; Petja, 2022).
- ✓ Reproduire un dispatch dynamique camion-pelle, où les affectations sont révisées en fonction de la disponibilité des engins, des files d'attente et des objectifs de production, dans l'esprit des systèmes de dispatch en temps réel décrits par (Askari Nasab & Torkamani, 2013).

Grâce à cette architecture, la simulation multi-agents offre une représentation réaliste du fonctionnement du système de remblayage en conditions variables et constitue un outil adapté pour analyser l'impact combiné des distances, de la taille des flottes, des pannes et des stratégies d'organisation sur les coûts unitaires et la performance globale.

4.3 Justification du choix d'AnyLogic

Le système étudié combine des opérations de transport discrètes, des interactions entre plusieurs ressources mobiles (camions, pelles, bouteurs) et des règles d'affectation dynamiques qui évoluent avec la progression du remblayage. Ce type de problème nécessite un environnement de simulation capable de combiner événements discrets et modélisation par agents dans un même modèle.

Parmi les logiciels couramment utilisés en simulation industrielle et minière, Arena est historiquement fondé sur le paradigme à événements discrets et propose des extensions permettant un certain niveau de modélisation multi-agents, ce qui peut toutefois limiter la représentation fine de comportements individualisés pour des flottes d'équipements mobiles (*Arena Simulation Software | Arena Simulation Software | US*, s. d.). Simio propose une approche orientée objets supportant les trois paradigmes (DES, ABS, SD), mais son architecture est principalement conçue pour des systèmes de production industrielle (*Digital Twin Simulation Software | Simio*, s. d.). Simulink est quant à lui orienté vers la modélisation à temps continu et le contrôle, et reste moins adapté à la représentation de flottes d'équipements mobiles évoluant dans un réseau routier minier (*MathWorks - Maker of MATLAB and Simulink*, s. d.).

AnyLogic a été retenu parce qu'il permet de combiner nativement les paradigmes DES et ABS dans un même modèle, ce qui est nécessaire pour représenter à la fois les flux opérationnels discrets (files d'attente, cycles de transport) et les comportements individualisés des agents (règles de dispatch par camion, gestion de la file par pelle, opérations du bouteur sur la crête). L'analyse comparative de Kovbasiuk et al. (2021) confirme cette spécificité d'AnyLogic, qui figure à la fois parmi les outils orientés simulation à événements discrets et parmi ceux dédiés à la modélisation continue, et qui est explicitement référencé pour ses applications dans les domaines miniers, du transport et de la chaîne d'approvisionnement. Cette capacité multi-méthodes, couplée à la possibilité d'intégrer des règles de dispatch personnalisées et de gérer des réplications statistiques, correspond aux exigences du problème traité. Plusieurs travaux récents dans le domaine minier ont d'ailleurs utilisé cet environnement pour modéliser des systèmes camion-pelle (Afanasyev et al., 2023; Pathan et al., 2025; X.-Q. Wang et al., 2022).

4.4 Hypothèses et limites de la simulation

Afin de garantir que le modèle de simulation multi-agents développé sous AnyLogic reste cohérent, reproductible et suffisamment simple, plusieurs hypothèses ont été retenues. Elles concernent les équipements, les conditions d'exploitation, les comportements opérationnels et les paramètres économiques.

- **Homogénéité des camions**

Tous les camions sont supposés identiques en termes de capacité, de consommation de carburant, de vitesse et de performances opérationnelles. Les différences individuelles (opérateur, usure, variations mineures de performance) ne sont pas prises en compte. Cette hypothèse est neutre sur le plan du biais : elle simplifie le modèle sans avantager systématiquement l'une ou l'autre des méthodes comparées.

- **Uniformité des pelles et des bouteurs**

Chaque pelle et chaque bouteur est représenté par un modèle unique à caractéristiques constantes. Les variations entre machines d'un même type sont négligées. Cette hypothèse est également neutre, dans la mesure où elle s'applique de façon identique aux deux méthodes.

- **Absence de contraintes de trafic entre camions**

Le modèle ne simule pas les interactions physiques entre camions (distances de sécurité, dépassements, congestion sur les rampes). Cette simplification est justifiée par le fait que le dimensionnement des flottes repose sur un critère d'équilibrage MF ≈ 1, ce qui limite le nombre de camions en circulation simultanée et **réduit les risques de congestion** dans les conditions étudiées. En revanche, l'absence de modélisation des équipements secondaires (arroseurs, niveleuses de piste, véhicules de service) conduit à une sous-estimation des coûts réels. Cet effet est plus marqué pour la méthode Bottom-Up, dont l'organisation logistique est plus complexe et mobilise davantage d'engins auxiliaires.

- **Flotte constante sur l'horizon simulé**

Le nombre de camions, de pelles et de bouteurs demeure fixe pendant toute la période de simulation. Aucun ajout, retrait, remplacement ou expansion de flotte n'est considéré. Cette hypothèse est neutre entre les deux méthodes, mais tend à produire une **évaluation légèrement optimiste** des coûts dans les deux cas, car elle exclut les coûts liés au renouvellement du parc.

- **Géométrie de la fosse connue et fixée**

La géométrie de la fosse à remblayer est supposée connue au début de la simulation. Les volumes de remblayage et les dimensions géométriques sont calculés à partir des données disponibles et ne

sont pas réévalués dynamiquement au cours de la simulation. Cette hypothèse est neutre sur le plan du biais comparatif.

- **Paramètres de dispatch identiques entre scénarios**

Paramètres de dispatch identiques entre scénarios Afin d'assurer la comparabilité entre les scénarios, les règles de dispatch camion-pelle sont maintenues constantes pour l'ensemble des configurations simulées. Seule la méthode de remblayage (PED ou BU) et le dimensionnement de la flotte varient d'un scénario à l'autre, de sorte que les écarts de coûts observés puissent être attribués exclusivement à ces deux facteurs.

Par ailleurs, certaines limitations doivent être précisées afin de bien circonscrire la portée des résultats :

- **Horizon temporel limité**

La période d'analyse retenue est fixée à cinq ans. Les résultats doivent donc être interprétés dans ce cadre temporel et ne visent pas à représenter l'ensemble du cycle de vie de la mine ou les coûts de fermeture à très long terme.

- **Absence de transport direct fosse d'extraction–fosse à remblayer**

Le modèle suppose que le stérile transite systématiquement par la halde avant d'être acheminé vers la fosse à remblayer. Le transport direct entre la fosse d'extraction et la fosse à remblayer n'est pas modélisé. Cette hypothèse est justifiée par le fait qu'un tel trajet serait très dépendant de la géométrie spécifique du site : selon la configuration, le point de déversement PED peut être plus proche ou plus éloigné de la fosse d'extraction que la halde. Intégrer ce trajet direct introduirait une variabilité géométrique difficile à généraliser.

- **Focalisation sur les coûts opérationnels de remblayage**

Le modèle vise principalement l'estimation comparative des coûts opérationnels directs. Il ne prend pas en compte les coûts indirects ou de long terme, tels que les travaux de stabilisation post-remblayage (reprises de talus, drainage correctif), les coûts de surveillance environnementale post-

fermeture ou les incertitudes liées à l'évolution des prix des intrants. Cette limitation conduit à une sous-estimation des coûts totaux de fermeture pour les deux méthodes.

4.5 Types de flottes et logique de dispatch

Dans le modèle, deux organisations de flottes sont considérées : la flotte indépendante et la flotte partagée avec dispatch dynamique.

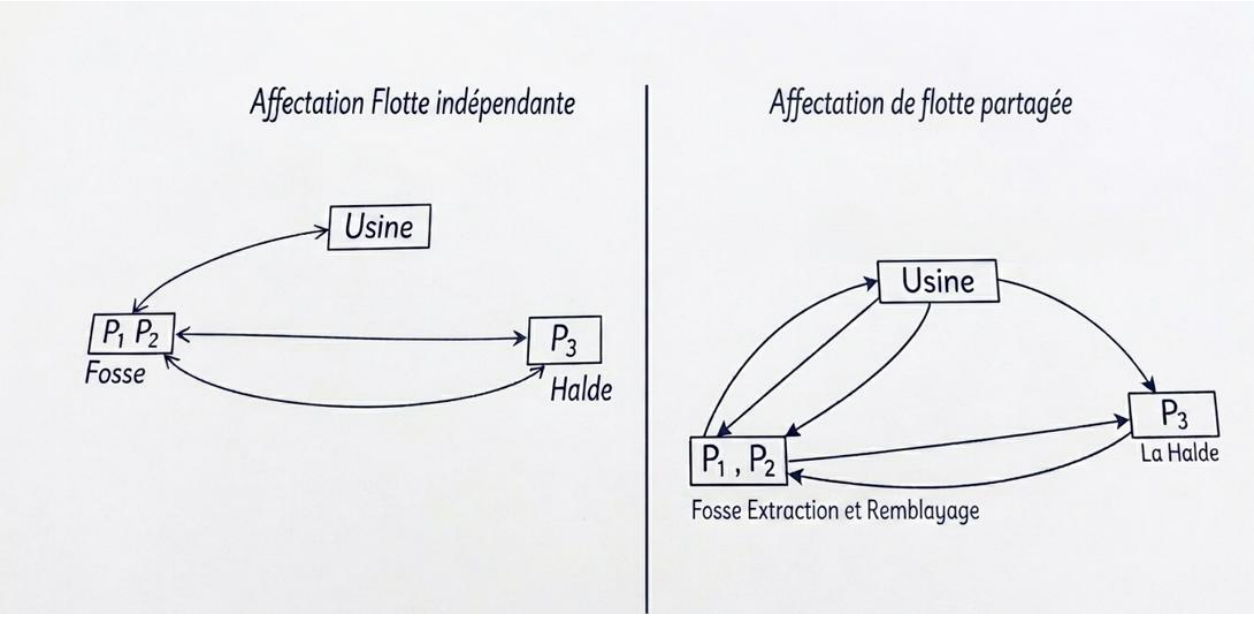


Figure 4.2: Flotte indépendante vs flotte partagée : schéma conceptuel du mode d'affectation des camions.

La figure 4.2 compare deux stratégies d'organisation du transport. Dans une flotte indépendante, chaque groupe de camions est **dédié** à un matériau ou à un circuit précis, ce qui implique des trajets fixes et une flexibilité limitée : un déséquilibre local (p. ex. manque de camions sur un matériau) ne peut pas être compensé facilement. À l'inverse, une flotte partagée regroupe des camions polyvalents pouvant être affectés à différents matériaux ou destinations selon les besoins opérationnels. Cette affectation flexible permet d'ajuster le dispatch en temps réel pour réduire l'attente d'un poste de chargement et améliorer l'utilisation globale de la flotte, au prix d'une coordination plus complexe.

Flotte indépendante : Dans la configuration indépendante, chaque pelle travaille avec un sous-ensemble fixe de camions de même type. Un camion de type 1 se dirige uniquement vers une pelle de type 1, un camion de type 2 vers une pelle de type 2, et ainsi de suite. Lorsqu'un camion devient

disponible, il vérifie d'abord si sa pelle associée est libre, c'est-à-dire qu'elle n'est ni en train de charger un autre camion, ni en panne, ni en ravitaillement, ni en pause. Si la pelle est disponible, le camion se positionne immédiatement pour être chargé ; sinon, il entre dans la file d'attente de cette pelle et est servi selon une logique premier arrivé, premier servi (FIFO). Cette organisation reproduit un mode de gestion simple, encore très répandu sur les sites miniers, où la flexibilité entre fronts est limitée et où chaque pelle dispose de « ses » camions dédiés.

Flotte partagée (dispatch multi-objectif) : Dans la configuration de flotte partagée, les camions ne sont plus liés à une pelle unique : un algorithme de dispatch décide, à chaque événement pertinent (demande de mission, fin de déchargement, fin de réparation, panne), vers quelle pelle envoyer chaque camion libre. Ce problème est traité comme une décision en ligne, où l'on cherche à équilibrer plusieurs objectifs opérationnels : réduire l'inactivité des pelles, limiter l'attente des camions, éviter la congestion future aux fronts, respecter les débits cibles par filière (flux vers la fosse de remblayage, vers l'usine, etc.) et, potentiellement, tenir compte des distances/temps de parcours et de la consommation de carburant.

À chaque événement de dispatch, les différentes affectations camion–pelle possibles sont évaluées selon les quatre critères retenus, soit la synchronisation camion–pelle (GAP), la congestion au front (Q), l'équilibrage de flotte (MF) et le déficit de production (DEF), puis l'algorithme sélectionne l'affectation qui minimise le score global. La logique de dispatch multi-objectif, couplée à la simulation, permet d'améliorer significativement les performances du système camion–pelle (réduction des temps d'inactivité des pelles, meilleure utilisation de la flotte, baisse de consommation de carburant). Dans notre modèle, la procédure généralise la règle classique du « closest truck to the neediest shovel » : elle favorise à la fois les pelles susceptibles d'être inactives et les camions les plus proches, tout en intégrant explicitement les objectifs de débit et de gestion des files futures (Kazemi Ashtiani et al., 2025; Pathan et al., 2025). L'algorithme de dispatch repose sur les quatre critères suivants :

- ✓ Synchronisation camion–pelle (GAP)

$$\mathrm{GAP}(p) = \mid t_{\mathrm{Arr}}(p) - S_{\mathrm{available}}(p) \mid, \tag{2.25}$$

où $t_{\mathrm{Arr}}(p)$ est l'instant d'arrivée estimé du camion à la pelle p (ETA : temps courant + temps de trajet prédit), et $S_{\mathrm{available}}(p)$ est l'instant de disponibilité prédit de la pelle (fin du chargement en

cours, plus le temps associé aux camions déjà attendus). Minimiser GAP réduit les désynchronisations : si $t_{\text{Arr}}(p) < S_{\text{available}}(p)$, le camion risque d'attendre; si $t_{\text{Arr}}(p) > S_{\text{available}}(p)$, la pelle peut manquer d'alimentation.

- ✓ Congestion au front (Q)

$$\text{Q}(p) = N_{\text{file}}(p) + N_{\text{en route}}(p), \tag{2.26}$$

où $N_{\text{file}}(p)$ est le nombre de camions déjà en attente à la pelle p, et $N_{\text{en route}}(p)$ le nombre de camions déjà affectés à p mais encore en déplacement. Minimiser Q évite d'amplifier un engorgement (file actuelle + charge future proche).

- ✓ Équilibrage par Match Factor (MF)

Le critère d'équilibrage vise à favoriser un fonctionnement proche de l'équilibre entre capacité de chargement et capacité de transport. Dans l'implémentation, l'équilibrage est construit à partir d'un terme centré sur 1 (proximité de $MF = 1$), puis normalisé avec des bornes fixes.

- ✓ Besoin prioritaire / déficit (DEF)

Le terme DEF traduit un déficit relatif entre une cible de production et le flux déjà réalisé pour une filière/destination. Plus le déficit est élevé, plus l'affectation vers la filière correspondante doit devenir attractive dans le score, afin de réduire les sous-alimentations persistantes et stabiliser les flux. Enfin, pour éviter un démarrage biaisé, une affectation initiale équilibrée est appliquée au premier cycle (répartition des camions sur les pelles disponibles), puis le dispatch dynamique prend le relais avec la minimisation du score.

Ces quatre critères étant exprimés dans des unités et des échelles différentes, il est nécessaire de les normaliser avant de les combiner dans la fonction de score.

Normalisation min-max fixe : Soit un critère x et des bornes fixes $\min$ et $\max$. La normalisation retenue repose sur une mise à l'échelle linéaire **bornée** sur l'intervalle $[-1, +1]$, avec **saturation** aux extrêmes. Ce choix est motivé par une interprétation directe en termes de **malus/bonus** dans la fonction de score : une valeur normalisée proche de $+1$ correspond à une situation défavorable (critère élevé, donc pénalisé), une valeur proche de -1 correspond à une situation favorable (critère

faible, donc recherchée), et une valeur proche de 0 indique un impact neutre sur le score (ni pénalisation ni avantage marqué). La saturation garantit en outre qu'un critère très au-delà des bornes plausibles ne domine pas artificiellement la décision, ce qui stabilise le comportement du dispatch lorsque des valeurs extrêmes surviennent (Brenndoerfer, 2025).

$$\tilde{x} = \begin{cases} -1, & x \leq \min, \\ -1 + 2\,\dfrac{x - \min}{\max - \min}, & \min < x < \max, \\ +1, & x \geq \max. \end{cases} \tag{2.27}$$

Tableau 4.1: Bornes de normalisation min–max fixes des critères du score de dispatch

Critère	**Variable**	**Unité**	**Min**	**Max**	**Pondération**	**Interprétation**
GAP	$GAP(p) = \lvert t_{\text{Arr}}(p) - S_{\text{available}}(p) \rvert$	h	0.00	0.25	0.175	0 à 15 min de désynchronisation
Queue	$Q(p) = N_{\text{file}}(p) + N_{\text{en route}}(p)$	Camions	0	8	0.325	Congestion totale (attente + en route)
MF	$MFterm(p) = MF(p) - 1$	—	-0.30	+0.30	0.400	MF de 0.70 à 1.30 (via (MF-1))
DEF	$(DEFterm(p)$	%	-0.40	+0.40	0.100	Déficit transformé en "bénéfice" via le signe négatif

Formulation multi-objectif : à chaque événement de dispatch, c'est-à-dire lorsqu'un camion devient disponible, l'algorithme évalue l'ensemble des affectations candidates (pelles admissibles) selon quatre critères opérationnels : la synchronisation camion-pelle (GAP), la congestion aux points de chargement (Queue), l'équilibrage de la flotte par le Match Factor (MF) et la satisfaction des débits planifiés (DEF). Afin de rendre comparables ces métriques de nature différente, chaque critère est ramené à une échelle commune par une normalisation min-max à bornes fixes, ce qui stabilise la comparaison d'un événement de dispatch à l'autre (Brenndoerfer, 2025). L'algorithme sélectionne alors l'affectation qui minimise la fonction de score pondérée suivante :

$$\text{Score}(p) = W_{\text{GAP}} \cdot \widetilde{GAP}(p) + W_{\text{Q}} \cdot \tilde{Q}(p) + W_{\text{MF}} \cdot \widetilde{MF}(p) + W_{\text{DEF}} \cdot \widetilde{DEF}(p), \qquad (2.28)$$

où $W_{\text{GAP}}, W_{\text{Q}}, W_{\text{MF}}$ et W_{DEF} représentent les poids de pondération associés respectivement aux critères de synchronisation, de congestion, d'équilibrage par Match Factor et de déficit.

Les plages de normalisation et les pondérations retenues pour chaque critère sont présentées au Tableau 4.1. Ces pondérations ont été déterminées par une approche itérative consistant à tester plusieurs combinaisons de poids et à retenir celle qui minimise les temps d'attente moyens tout en maintenant un Match Factor proche de l'unité. Les valeurs retenues sont maintenues constantes sur l'ensemble de l'horizon de simulation de cinq ans, car les essais ont montré que cette combinaison produit des performances stables dans le temps, sans nécessiter d'ajustement dynamique au fil de la progression du remblayage.

4.6 Les agents du modèle

La simulation multi-agents mise en œuvre dans ce travail repose sur la représentation de chaque entité fonctionnelle du système minier (camions, pelles, bouteurs, fosse, halde/stockpile, station de carburant, usine, restaurant des opérateurs) comme un agent autonome doté d'un comportement propre. Chaque agent possède un statechart décrivant son cycle de vie opérationnel, ses principaux états (travail, attente, déplacement, pause, maintenance, panne), ainsi que les transitions et interactions avec les autres éléments du système. Cette approche s'appuie sur la logique du système camion–pelle classique décrite par (W. C. Morgan & L. L. Peterson, 1968; Nguyen, 2014) , où le flux de production dépend des relations dynamiques entre les équipements, et elle s'inscrit dans la continuité des travaux de Gamache et al. (2023), qui proposent un système multi-agents (MA-FMS) implanté dans AnyLogic pour la gestion en temps réel d'une flotte de véhicules autonomes en mine souterraine. Dans leur approche, chaque véhicule et chaque site d'exploitation sont représentés par un agent doté d'un statechart décrivant ses états opérationnels et ses interactions ; le dispatch repose sur une adaptation du protocole Contract-Net dynamique (DynCNET), dans lequel les agents-sites diffusent des appels d'offres auxquels les agents-véhicules répondent de manière décentralisée et réactive. Les résultats obtenus sur le cas industriel d'une mine d'or canadienne montrent que cette stratégie multi-agents surpasse la procédure de dispatch conventionnelle de la mine. Le modèle proposé dans le présent travail étend cette logique au contexte du remblayage de fosse à ciel ouvert en intégrant explicitement, en plus du couple

camion–pelle, des agents bouteur, fosse, halde et station de carburant, afin de reproduire de manière cohérente l'ensemble de la chaîne de remblayage.

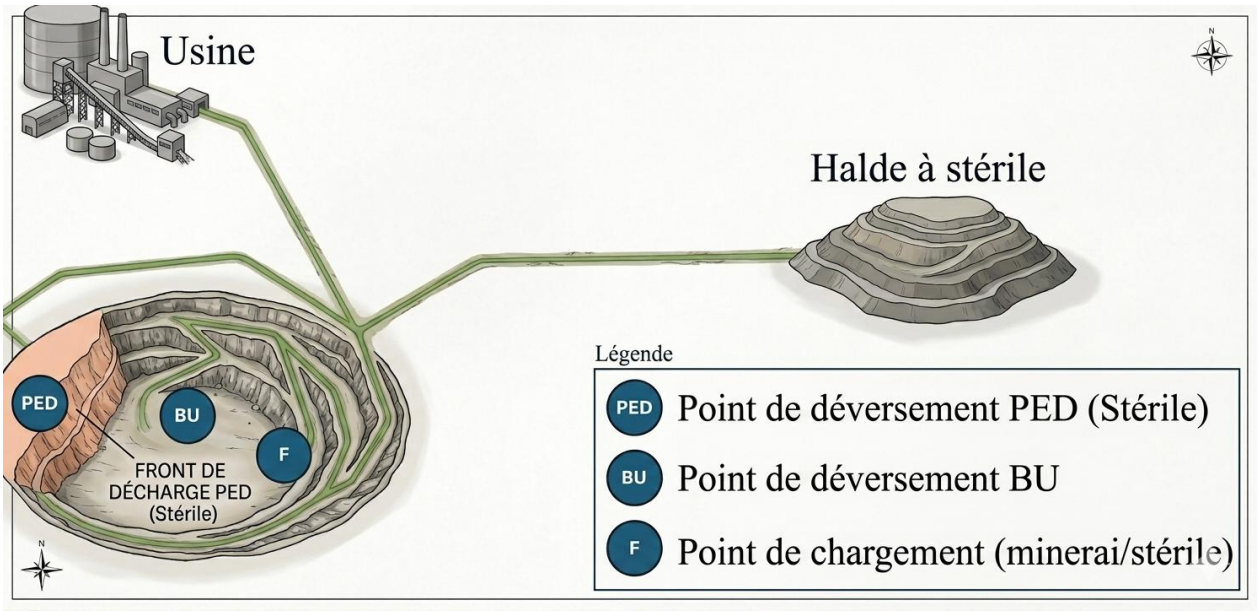


Figure 4.3: Schéma conceptuel du remblayage d'une fosse de mine à ciel ouvert selon les méthodes PED et BU (IA).

La figure 4.3 présente une vue d'ensemble d'une exploitation minière à ciel ouvert et illustre deux méthodes de remblayage (backfill) d'une fosse, en fin ou en cours d'exploitation. Elle met en relation les trois composantes principales du cycle des matériaux :

L'usine assure le traitement du minerai extrait de la fosse.
La halde à stériles constitue une zone de stockage temporaire du stérile. Ce dernier n'est pas considéré comme un déchet définitif, puisqu'il est destiné à être réutilisé ultérieurement pour le remblayage de la fosse une fois l'exploitation terminée.
La fosse regroupe les principaux points opérationnels :
F : correspond au point de chargement du minerai et du stérile vers l'usine ou la halde.
PED : représente le point de déversement associé à la méthode de remblayage par la surface : le stérile est déversé depuis les gradins supérieurs et progresse progressivement du haut vers le bas le long des parois de la fosse (front de décharge en orangé).
BU : correspond au point de déversement de la méthode de remblayage de bas en haut : le remblai est mis en place depuis le fond de la fosse et s'élève progressivement par couches successives jusqu'à atteindre la surface.

Les pistes (en vert) assurent la liaison entre ces trois sites et matérialisent la circulation des camions-bennes, tandis que la rose des vents indique l'orientation du plan. Cette représentation schématique permet de visualiser de manière intégrée la logique du cycle minerai–stérile ainsi que les deux stratégies possibles de remblayage pour la restauration de la fosse.

- **Simultanéité et organisation des flux**

Dans les deux méthodes étudiées, l'**extraction et le remblayage s'effectuent simultanément** : pendant que certains camions transportent le minerai et le stérile fraîchement extraits depuis la fosse (point F) vers l'usine et la halde, d'autres camions prennent en charge le stérile déjà entreposé et le redirigent vers le point de remblayage (PED ou BU). Cette organisation en parallèle permet de maintenir la productivité de l'extraction tout en engageant la restauration progressive de la fosse, sans interruption du cycle principal d'exploitation.

Une contrainte opérationnelle fondamentale régit le modèle : le stérile extrait de la fosse ne peut pas être réutilisé directement pour le remblayage. Tout matériau doit d'abord être acheminé vers la halde (trajet F → halde), y être entreposé, puis être repris et transporté vers le point de remblayage (trajet halde → PED ou halde → BU). Cette règle de transit obligatoire s'applique aux deux configurations de flotte étudiées (indépendante et partagée) et découle de trois facteurs : la nécessité de stabiliser le matériau avant sa réutilisation (considérations géotechniques), l'absence de liaison routière directe entre les zones actives d'extraction et les zones de remblayage (géométrie des pistes), et la logique de planification qui dissocie les cycles d'extraction et de remblayage.

Il en découle que chaque tonne de stérile destinée au remblayage parcourt systématiquement **deux trajets** : un trajet aller fosse → halde lors de son extraction initiale, et un trajet retour halde → fosse lors de sa réutilisation. Cette structure à deux mouvements explique pourquoi les coûts unitaires de remblayage analysés dans les chapitres suivants se décomposent systématiquement en une composante fosse → halde (C_FH) et une composante halde → fosse (C_HF), la seconde étant celle qui distingue réellement les méthodes PED et BU.

Cette représentation schématique permet de visualiser de manière intégrée la logique du cycle minerai–stérile ainsi que les deux stratégies possibles de remblayage pour la restauration de la fosse.

4.6.1 Agent de Camion

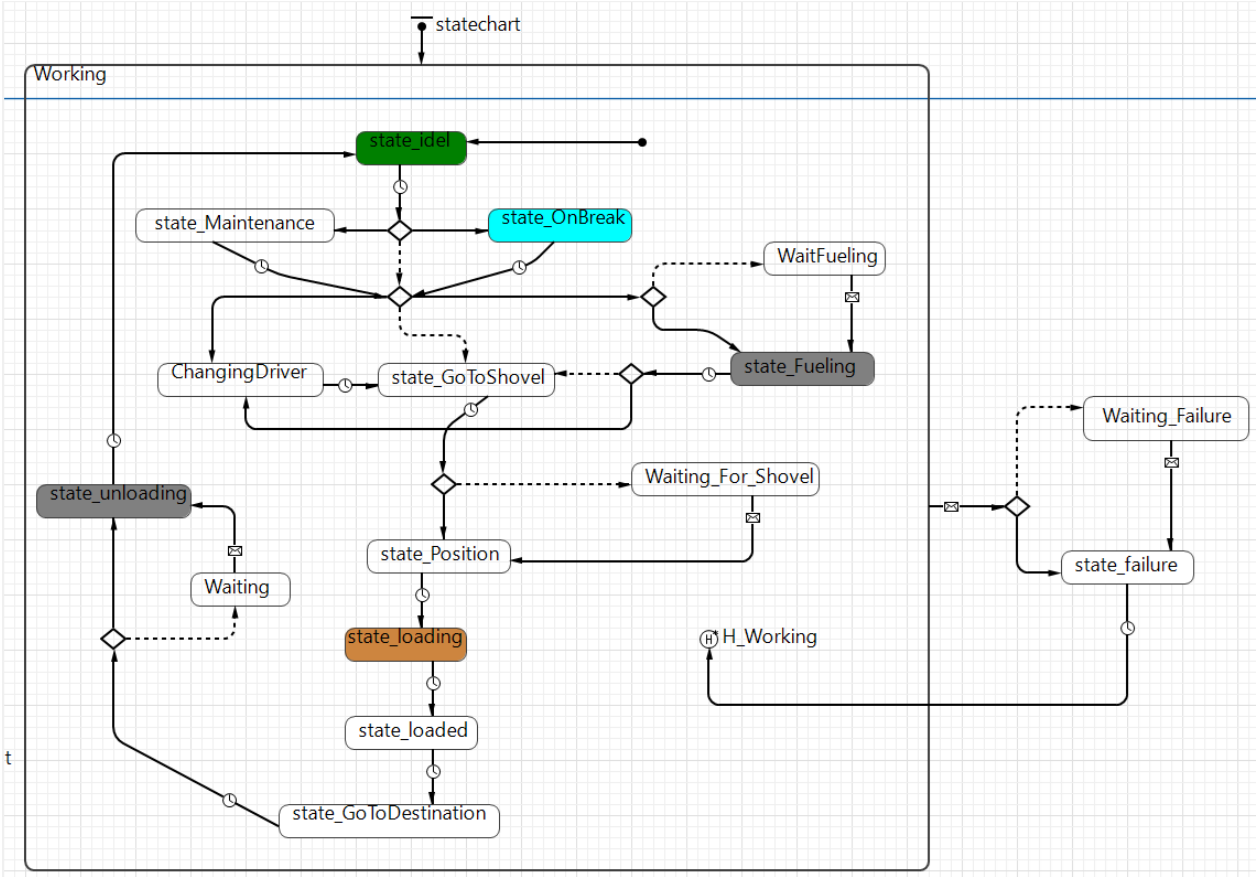
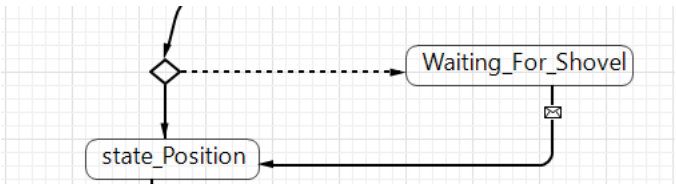


Figure 4.4: Description du Statechart du camion.

L'agent Camion est modélisé à l'aide d'un statechart (Figure 4.3) qui représente l'ensemble de son cycle opérationnel dans le système camion–pelle–remblayage. Par défaut, le camion se trouve en état d'attente (*state_Idle*), où il patiente jusqu'à ce qu'une pelle disponible lui attribue une mission de transport. Cette affectation dépend du type de flotte considéré (flotte indépendante ou flotte partagée avec dispatch).

Une fois une mission reçue, le camion passe en déplacement vers la pelle (*state_GoToShovel*). Il suit alors l'itinéraire défini entre sa position actuelle et le front de chargement. À son arrivée, deux cas se présentent :

- ✓ Si la pelle est disponible (c'est-à-dire qu'elle n'est ni en pause, ni en ravitaillement, ni en panne, ni en maintenance, et qu'elle ne charge pas déjà un autre camion), le camion entre directement en mise en position (*state_Position*), puis en chargement (*state_Loading*).



- ✓ Si la pelle est indisponible, comme illustré dans le détail ci-dessus extrait de la Figure 4.4, le camion est dirigé vers une file d'attente locale (*Waiting_For_Shovel*) associée à cette pelle. Cette file suit une discipline FIFO (*First In, First Out*) : le premier camion arrivé est le premier à quitter la file dès que la pelle redevient disponible.

Lorsque le chargement est terminé, le camion bascule en état chargé (*state_Loaded*), puis en déplacement vers la destination (*state_GoToDestination*). La destination dépend de la nature du matériau et du scénario de remblayage considéré :

- ✓ Envoi du minerai vers l'usine.
- ✓ Envoi du stérile vers la halde.
- ✓ Envoi du stérile directement vers la fosse à remblayer.

À l'arrivée sur la zone de déchargement, la même logique de file est appliquée :

- ✓ Si le point de déchargement est libre, le camion passe directement en déchargement (*state_Unloading*) ;
- ✓ Sinon, il rejoint une file d'attente FIFO associée à cette destination (usine, halde ou fosse). Là encore, les camions sont servis selon la règle « premier arrivé, premier servi ».

Une fois le déchargement terminé, le camion retourne vers son état de base et entame un nouveau cycle, soit en revenant vers une pelle, soit en repassant par l'état d'attente en fonction des besoins du système et des règles de dispatch.

En parallèle de ces phases productives, le statechart du camion intègre plusieurs états d'interruption qui représentent les contraintes humaines, techniques et logistiques du système :

- ✓ Pause opérateur (*state_OnBreak*) : chaque chauffeur dispose d'une pause de 30 minutes par quart de travail. Pour éviter que tous les camions d'un même quart partent en pause au même moment, l'heure de pause est calculée individuellement pour chaque camion.

D'abord, une heure de pause « de base » est fixée pour chaque quart (par exemple en milieu de quart pour le jour, le soir et la nuit). Ensuite, un décalage systématique est appliqué en fonction de l'identifiant du camion : l'heure de pause de chaque camion est décalée par tranches de 15 minutes. Ainsi, les camions d'une même équipe n'entrent pas simultanément en pause, ce qui limite l'impact sur le flux de chargement. Une variable logique interne permet de s'assurer que chaque camion ne prend qu'une seule pause par quart.

- ✓ Changement d'opérateur (*ChangingDriver*) : ce sous-état représente les transitions de fin ou de début de quart pour le conducteur (prise de poste, relève, formalités de sécurité). Lorsque l'heure de changement d'équipe est atteinte, le camion quitte momentanément son état de travail pour *ChangingDriver*, reste immobilisé pendant quelques secondes, puis reprend son cycle exactement là où il l'avait interrompu.
- ✓ Ravitaillement en carburant (*WaitFueling* et *state_Fueling*) : lorsque le niveau de carburant descend sous un seuil critique, le camion est envoyé vers la station de carburant. Si la station est déjà occupée, il rejoint une file de ravitaillement FIFO ; sinon, il est servi immédiatement.
- ✓ Maintenance préventive (*state_Maintenance*) : après un certain nombre d'heures de fonctionnement cumulées, le camion est retiré temporairement du service pour une opération d'entretien programmée.
- ✓ Panne et attente de réparation (*state_Failure* et *Waiting_Failure*) : en cas de défaillance, le camion passe en état de panne puis rejoint, le cas échéant, une file d'attente de réparation FIFO avant d'être pris en charge par une équipe de maintenance. Pendant toute cette période, il reste indisponible pour toute nouvelle mission.

Un nœud d'historique (*H_Working*) est utilisé pour mémoriser l'état de travail dans lequel se trouvait le camion avant une interruption (pause, ravitaillement, maintenance ou panne). À la fin de l'événement perturbateur, le camion revient automatiquement à cet état antérieur (par exemple retour au front, à la file d'attente ou au trajet), ce qui permet de reprendre le cycle là où il avait été interrompu sans perdre l'information sur la mission en cours.

4.6.2 Agent de Pelle

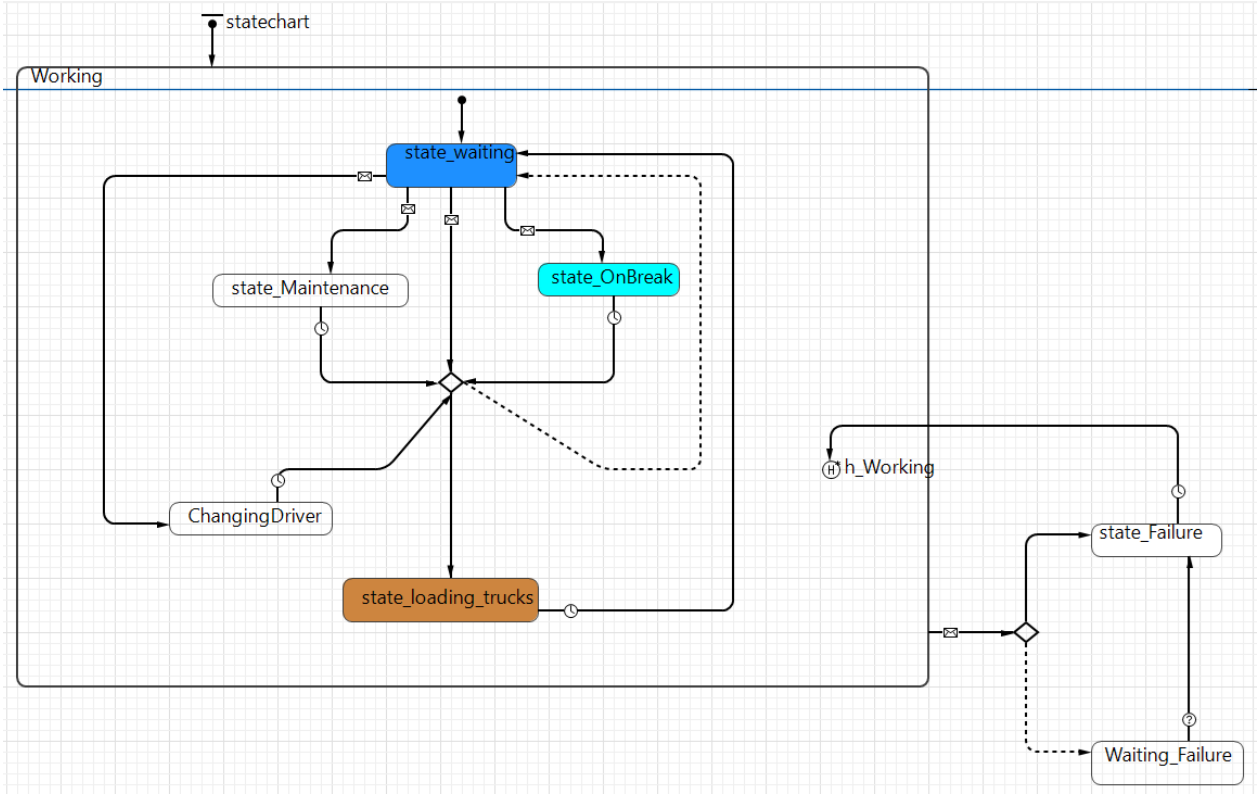


Figure 4.5: Description des StateChart de la pelle

La pelle constitue le cœur du système de production, car elle détermine la cadence de chargement et conditionne directement le nombre de camions nécessaires pour maintenir un flux régulier. Dans le statechart (Figure 4.4), elle se trouve par défaut en état d'attente (*state_waiting*), prête à charger le prochain camion disponible.

Lorsqu'un camion se présente à la zone de chargement et qu'une mission est disponible, la pelle bascule en état de chargement (*state_loading_trucks*). Elle enchaîne alors des cycles successifs de remplissage de bennes : à chaque cycle, un camion est positionné, chargé, puis libéré vers sa destination, et la pelle attend le suivant. Du point de vue de la pelle, les camions qui arrivent sont servis selon une discipline FIFO : si plusieurs camions patientent, la pelle charge toujours celui qui s'est présenté en premier dans la file associée au front.

Comme pour les camions, ces phases productives peuvent être interrompues par différents événements :

- ✓ Pause opérateur (*state_OnBreak*) : chaque pelle dispose d'une pause planifiée par quart de travail. Les pauses des pelles sont mutuellement exclusives : à un instant donné, une seule pelle d'un même groupe est autorisée à être en pause. Avant d'entrer en *state_OnBreak*, la pelle vérifie donc si une autre pelle est déjà en pause ; si c'est le cas, elle retarde sa propre pause afin de ne pas interrompre simultanément plusieurs fronts de chargement. De plus, le modèle exploite cette période de pause pour regrouper la pause opérateur et le ravitaillement en carburant : lorsque la pelle passe en pause et que son niveau de carburant est inférieur à un seuil, une demande est envoyée à la station mobile de carburant, qui vient ravitailler la pelle pendant que l'opérateur est en pause. Ainsi, à la fin de *state_OnBreak*, la pelle revient au travail avec un niveau de carburant suffisant, ce qui évite un arrêt supplémentaire dédié uniquement au ravitaillement et réduit l'impact global sur la production.
- ✓ Maintenance planifiée (*state_Maintenance*) : après un certain nombre d'heures de fonctionnement cumulées, la pelle est retirée temporairement du service pour une opération d'entretien préventif. Pendant cette maintenance, elle ne reçoit plus de camions, et ceux qui arrivent sont redirigés vers d'autres pelles ou restent en file d'attente selon les règles de dispatch.
- ✓ Changement d'opérateur (*ChangingDriver*) : ce sous-état représente des transitions courtes (prise ou fin de quart, rotation d'équipe) pendant lesquelles la pelle est brièvement indisponible.

En cas de panne, la pelle quitte son état de travail pour entrer dans *state_Failure*. Elle est alors considérée comme entièrement indisponible. Si plusieurs pannes surviennent simultanément ou si les ressources de maintenance sont limitées, les pelles en panne sont gérées dans une file d'attente de réparation (*Waiting_Failure*) en logique FIFO : la pelle la plus anciennement en panne est réparée en premier dès qu'une équipe de maintenance devient disponible.

Le pseudo-état historique (*H_Working*) joue un rôle central dans la gestion des interruptions. Avant chaque bascule vers une pause, une maintenance ou une panne, l'état de travail actif de la pelle (attente de camion ou chargement) est mémorisé. À la fin de l'événement perturbateur (fin de pause, fin de ravitaillement, fin de maintenance ou de réparation), la pelle est automatiquement

renvoyée vers cet état mémorisé, ce qui lui permet de reprendre son cycle de chargement là où il avait été interrompu.

4.6.3 Agent de Bouteur

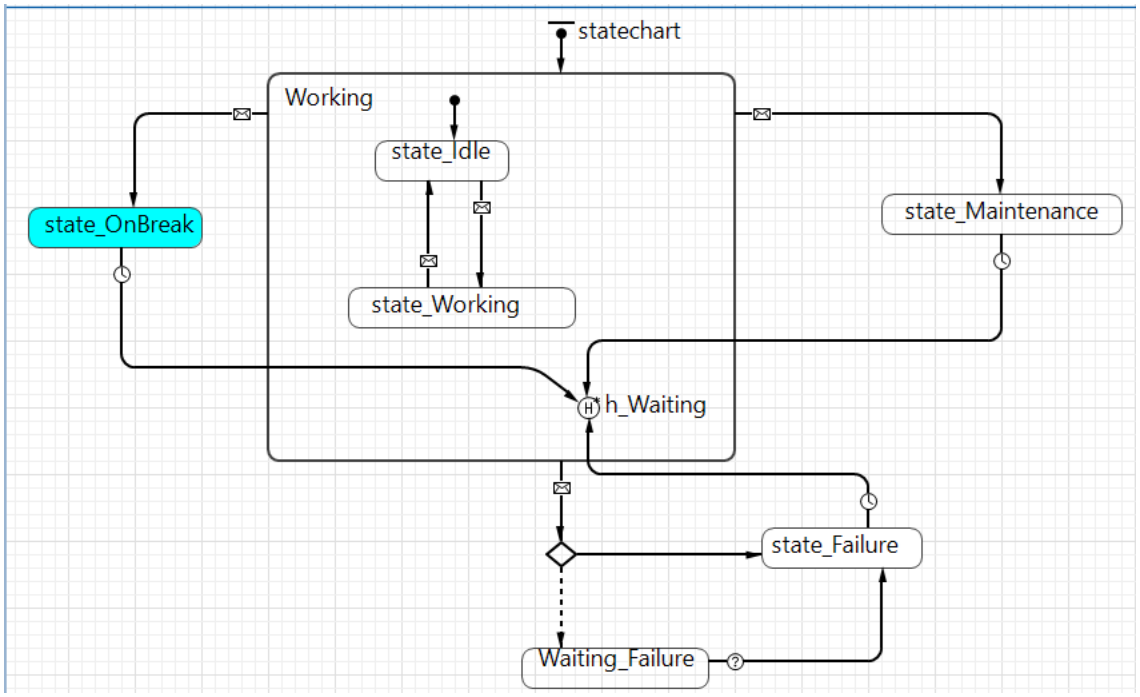


Figure 4.6: Description du StateChart du Bouteur

Le bouteur n'intervient que dans le scénario de remblayage par poussée (*Push-End Dumping*). Son rôle principal est de reprendre le stérile déversé par les camions sur le rebord de la fosse et de le pousser vers l'intérieur afin de **niveler la surface** du remblai au fur et à mesure que le tonnage s'accumule. Dans le *statechart* (Figure 4.5), le bouteur se trouve par défaut dans le sous-ensemble **Working**, où il alterne entre :

- ✓ Un état d'attente (*state_Idle*), lorsque le tonnage déposé à la surface reste inférieur à un seuil d'intervention.
- ✓ Un état de travail actif (*state_Working*), lorsque la quantité de stérile déposée est suffisante pour justifier une campagne de nivellement.

Le passage de *state_Idle* à *state_Working* est déclenché par un événement externe provenant de l'agent Fosse : dès que le tonnage cumulé de stérile sur la surface de remblai dépasse un seuil

prédéfini, la fosse envoie un signal au bouteur. Celui-ci quitte alors l'attente, se positionne sur la zone à reprendre et commence à pousser le matériau vers le centre de la fosse pour égaliser la surface et façonner le talus. Une fois le volume disponible correctement réparti (condition de tonnage ou de géométrie atteinte), le bouteur termine sa campagne de travail, quitte *state_Working* et retourne-en *state_Idle*, en attendant qu'un nouveau volume de stérile soit accumulé à la surface. Cette logique « activation par seuil nivellement retour en attente » reproduit le fonctionnement observé dans les opérations de **Push/End-Dumping**, où les camions déversent en retrait de la crête et où le bouteur reprend périodiquement la matière pour contrôler la forme du front.

Comme les autres engins, le bouteur peut voir ses phases de travail interrompues par plusieurs types d'événements :

- ✓ Pause opérateur et ravitaillement (*state_OnBreak*) : chaque bouteur dispose d'une pause planifiée par quart de travail. Comme pour les pelles, les pauses sont gérées de façon qu'une seule machine du même type soit en pause à la fois : avant d'entrer en *state_OnBreak*, le bouteur vérifie donc qu'aucun autre bouteur n'est déjà en pause. Cette période est aussi utilisée pour le ravitaillement en carburant : si le niveau de carburant est inférieur à un seuil critique au moment de la pause, la station mobile se déplace vers le bouteur et effectue le plein pendant la pause opérateur. À la fin de *state_OnBreak*, l'engin revient ainsi dans le sous-ensemble Working à la fois ravitaillé et disponible, sans nécessiter d'arrêt supplémentaire dédié au carburant.
- ✓ Maintenance planifiée (*state_Maintenance*) : après un certain nombre d'heures de fonctionnement, le bouteur est retiré temporairement du service pour une opération d'entretien préventif. Pendant cette maintenance, il ne participe plus au nivellement de la surface et reste en dehors de la logique d'activation par seuil.
- ✓ Panne et réparation (*state_Failure* et *Waiting_Failure*) : en cas de défaillance, le bouteur passe en *state_Failure*, puis, si les ressources de maintenance sont occupées, dans une file d'attente de réparation (*Waiting_Failure*) gérée en FIFO. Il reste indisponible tant que la réparation n'est pas terminée.

Le pseudo-état historique ***H_Waiting*** mémorise l'état dans lequel se trouvait le bouteur (Idle ou Working) au moment où survient une pause, une panne ou une maintenance. Dès que l'interruption se termine, le *statechart* renvoie automatiquement l'agent vers cet état mémorisé : si une campagne

de nivellement est toujours en cours, le bouteur reprend le travail là où il s'était arrêté ; sinon, il revient en attente jusqu'au prochain seuil de tonnage.

4.6.4 Agent Station du carburant

La station de carburant est modélisée comme un agent de service chargé de gérer toutes les opérations de ravitaillement des engins mobiles. Elle ne définit pas sa propre logique de cycle, mais répond aux demandes générées par les agents camion, pelle et bouteur lorsque leurs niveaux de carburant atteignent les seuils définis dans leurs statecharts. Pour les camions, cela se traduit par un passage temporaire dans les états de ravitaillement déjà décrits dans l'agent Camion ; pour les pelles et les bouteurs, la station fonctionne comme une ressource mobile qui se déplace vers l'équipement concerné, en synchronisation avec les pauses opérateur. L'agent Station se contente donc de centraliser les requêtes de plein, de gérer l'ordre de service et de mettre à jour le niveau de carburant des engins, en cohérence avec la logique d'interruption déjà présentée pour chaque type d'équipement.

4.6.5 Agent Restaurant

L'agent Restaurant représente la zone de pause du site minier, c'est-à-dire l'endroit associé aux pauses des opérateurs. Dans le modèle, il sert uniquement de point de référence pour les interruptions de type « break » : les camions, les pelles et les bouteurs y sont rattachés lorsqu'une pause est déclenchée, selon les règles de gestion des pauses déjà décrites pour chaque agent.

4.6.6 Agent Fosse d'extraction

L'agent fosse d'extraction représente la fosse en production d'où proviennent le minerai envoyé à l'usine et le stérile dirigé vers la halde. Sur la vue schématique, il s'agit de la fosse située du côté extraction, où les pelles chargent les camions au front. Dans le modèle, cette fosse est décrite à partir du modèle de blocs élaboré sous Deswik : chaque bloc possède un tonnage, une teneur et une destination (minerai ou stérile). L'agent Fosse d'extraction ne simule pas en détail la géométrie des gradins mais gère les flux sortants : à chaque cycle de chargement, il met à jour les volumes de minerai cumulés vers l'usine et de stérile cumulés vers la halde. Il joue ainsi le rôle de réservoir initial qui alimente le système de transport, tout en permettant de suivre l'épuisement progressif de la fosse dans le temps.

4.6.7 Agent fosse à remblai

L'agent Fosse à remblayer représente la fosse résiduelle que l'on cherche à combler en fin de vie de la mine. C'est dans cette fosse que sont envoyés les matériaux de remblai pour les deux méthodes étudiées (Push/End Dumping et Bottom-Up). Dans le modèle, elle est discrétisée verticalement en niveaux de remblayage remplis progressivement, ce qui permet de suivre l'élévation du remblai au cours du temps. La manière dont le matériau est acheminé et redistribué (déversement en bordure avec intervention des bouteurs pour la méthode PED, remplissage organisé par niveaux pour la méthode BU) est décrite dans les sections consacrées aux scénarios de remblayage ; l'agent Fosse à remblayer se limite ici à enregistrer les tonnages reçus et à gérer la progression du remplissage niveau par niveau.

4.6.8 Agent Halde

L'agent **Halde** représente le dépôt de stériles accumulés en surface pendant la phase d'exploitation et constitue la principale source de matériau utilisée pour le remblayage de la fosse. Dans le modèle, les camions viennent y décharger le stérile produit, puis, en phase de remblayage, ils y chargent le matériau qu'ils transportent ensuite vers la fosse. Le tonnage disponible dans la halde est suivi de manière cumulative et décroît au fur et à mesure des envois vers la fosse. Cette même logique s'applique aux deux méthodes de remblayage : dans la méthode **PED**, la halde correspond à la zone de déversement en bord de fosse où le stérile est apporté avant d'être poussé par les bouteurs; dans la méthode **BU**, elle devient le point de départ des camions qui alimentent les paliers successifs de la fosse. Ce rôle de réservoir central de stériles destinés au remblayage est cohérent avec les pratiques décrites dans la littérature, où les roches stériles sont généralement entreposées en haldes à proximité de la mine puis réutilisées comme matériau de remblayage ou de construction (Karlsson & Kauppila, 2019).

4.6.9 Agent Usine

L'agent **Usine** représente la destination finale du minerai dans le modèle. Les camions de minerai y sont dirigés lorsque leur mission est associée au traitement et, à leur arrivée, ils entrent dans une file d'attente si un autre camion est déjà en cours de déchargement ; sinon, l'opération commence immédiatement. À chaque passage, l'usine enregistre et cumule le tonnage de minerai reçu, ce qui

permet de suivre en continu le flux effectivement traité et de relier directement la performance du système de transport à un indicateur de production globale.

4.7 Calcul des coûts unitaires (CAD/t)

Les coûts unitaires utilisés pour comparer les scénarios de remblayage sont calculés directement à partir des résultats de simulation, sur la base d'une **période comptable journalière de 24 h**. Pour chaque engin e (camion, pelle, bouteur) et pour chaque journée d, le coût total est décomposé en cinq composantes : coût de capital, main-d'œuvre, carburant, maintenance préventive et maintenance corrective (pannes). On écrit ainsi :

$$C_{e,d} = C_{e,d}^{\text{cap}} + C_{e,d}^{\text{op}} + C_{e,d}^{\text{fuel}} + C_{e,d}^{\text{PM}} + C_{e,d}^{\text{CM}}. \tag{4.1}$$

1. Le coût de capital $\boldsymbol{C_{e,d}^{\text{cap}}}$ est calculé à partir d'un coût horaire d'utilisation de l'engin (amortissement + financement sur 5 ans) :

$$C_{e,d}^{\text{cap}} = \begin{cases} c^{\text{veh}} \cdot H_{\text{plan}} & \text{si l'engin n'a pas encore atteint 5 ans de fonctionnement,} \\ 0 & \text{au-delà de 5 ans (capital entièrement amorti),} \end{cases}$$

où c^{veh} : c'est le coût horaire de capital de l'engin,

H_{plan} : c'est le nombre d'heures planifiées de fonctionnement sur la journée.

2. Le coût de main-d'œuvre $\boldsymbol{C_{e,d}^{\text{op}}}$ est proportionnel au temps de présence de l'opérateur:

$$C_{e,d}^{\text{op}} = c^{\text{op}} \cdot H_{e,d}^{\text{op}}, \tag{4.2}$$

c^{op} : coût horaire d'un opérateur (salaire + charges).

$H_{e,d}^{\text{op}}$ Le nombre d'heures d'opération sur la journée.

3. Le coût de maintenance préventive $\boldsymbol{C_{e,d}^{\text{PM}}}$ dépend du nombre d'interventions :

$$C_{e,d}^{\text{PM}} = N_{e,d}^{\text{PM}} \cdot c^{\text{PM}}, \tag{4.3}$$

Où $N_{e,d}^{\mathrm{PM}}$ est le nombre d'entretiens préventifs effectivement réalisés pendant la période simulée, comptabilisé par le modèle à chaque déclenchement d'une maintenance planifiée, et c^{PM} le coût unitaire par intervention.

4. Le coût de panne $\boldsymbol{C_{e,d}^{\mathrm{CM}}}$ est lié au temps d'immobilisation :

$$C_{e,d}^{\mathrm{CM}} = H_{e,d}^{\mathrm{down}} \cdot c^{\mathrm{CM}}, \tag{4.4}$$

Avec $H_{e,d}^{\mathrm{down}}$ la durée totale des pannes sur la journée c^{CM} le coût horaire associé.

5. Enfin, le coût de carburant $\boldsymbol{C_{e,d}^{\mathrm{fuel}}}$ est obtenu à partir de la consommation simulée :

$$C_{e,d}^{\mathrm{fuel}} = V_{e,d}^{\mathrm{fuel}} \cdot p^{\mathrm{fuel}}, \tag{4.5}$$

où $V_{e,d}^{\mathrm{fuel}}$ est le volume total consommé (L) et p^{fuel} est prix unitaire du carburant (CAD/L).

4.7.1 Coût unitaire par engin et par flux

Pour chaque engin e et pour chaque type de flux m :
$m =$ min: minerai vers l'usine.
$m =$ st-Hld: stérile vers halde.
$m =$ st-fosse: stérile vers fosse).
la simulation fournit à la fin de la journée :

- ✓ Le **coût total** $C_{e,d,m}$ imputé à l'engin e pour le jour d, calculé à partir de l'équation (4.1), qui couvre le transport (camions), le chargement (pelles) ou le nivellement (bouteurs) selon le type d'engin ;
- ✓ Le **tonnage manipulé** par cet engin pour ce flux, $T_{e,d,m}$.

Le **coût unitaire journalier par tonne** pour cet engin et ce flux est alors :

$$c_{e,d,m} = \begin{cases} \dfrac{C_{e,d,m}}{T_{e,d,m}} & \text{si } T_{e,d,m} > 0, \\ 0 & \\ & \text{sinon} \end{cases} \tag{4.6}$$

Concrètement, cela correspond :

- ✓ Pour les **camions**, au coût de transport (CAD/t) du minerai ou du stérile.
- ✓ Pour les **pelles**, au coût de chargement (CAD/t).
- ✓ Pour les **bouteurs** (scénario PED), au coût de nivellement (CAD/t) du stérile repoussé dans la fosse.

4.7.2 Agrégation par type d'opération (moyennes pondérées)

Pour obtenir des indicateurs à l'échelle du système, les coûts unitaires sont agrégés par moyenne pondérée par tonnage.

- ➢ **Transport (camions)**

Soit $\mathcal{C}$ l'ensemble des camions le **coût moyen journalier de transport par tonne** pour un flux m et un jour d est :

$$\bar{c}_{d,m}^{\text{trans}} = \frac{\sum_{e\in\mathcal{C}} c_{e,d,m}\, T_{e,d,m}}{\sum_{e\in\mathcal{C}} T_{e,d,m}}, \tag{4.7}$$

On obtient ainsi, par exemple :

- ✓ $\bar{c}_{d,\text{min}}^{\text{trans}}$: transport du minerai,
- ✓ $\bar{c}_{d,\text{st-Hld}}^{\text{trans}}$: transport du stérile vers la halde,
- ✓ $\bar{c}_{d,\text{st-fosse}}^{\text{trans}}$: transport du stérile vers la fosse.

- ➢ **Chargement (pelles)**

Soit $\mathcal{P}$ l'ensemble des pelles. Le **coût moyen journalier de chargement** est donné par :

$$\bar{c}_{d,m}^{\text{load}} = \frac{\sum_{e\in\mathcal{P}} c_{e,d,m}\, T_{e,d,m}}{\sum_{e\in\mathcal{P}} T_{e,d,m}}. \tag{4.8}$$

On calcule ainsi $\bar{c}_{d,\text{min}}^{\text{load}}$, $\bar{c}_{d,\text{st-Hld}}^{\text{load}}$, $\bar{c}_{d,\text{st-fosse}}^{\text{load}}$.

- ➢ **Nivellement (bouteurs, PED uniquement)**

Pour le scénario Push/End Dumping **(PED)**, les bouteurs ajoutent un coût de reprise/nivellement pour le stérile envoyé dans la fosse. Avec $\mathcal{B}$ l'ensemble des bouteurs :

$$\bar{c}^{\text{bull}}_{d,\text{st-fosse}} = \frac{\sum_{e\in\mathcal{B}} c_{e,d,\text{st-fosse}}\, T_{e,d,\text{st-fosse}}}{\sum_{e\in\mathcal{B}} T_{e,d,\text{st-fosse}}}. \tag{4.9}$$

Dans le scénario Bottom-Up **(BU)**, ce terme est nul :

$$\bar{c}^{\text{bull}}_{d,\text{st-fosse}} = 0 \ \ (\text{BU}) \tag{4.10}$$

Les coûts unitaires journaliers par filière sont ensuite obtenus en additionnant les composantes pertinentes :

- ✓ Minerai vers usine (transport + chargement) :

$$c_{d,\text{minerai}} = \bar{c}^{\text{trans}}_{d,\text{min}} + \bar{c}^{\text{load}}_{d,\text{min}} \tag{4.11}$$

- ✓ Stérile vers halde :

$$c_{d,\text{halde}} = \bar{c}^{\text{trans}}_{d,\text{st-Hld}} + \bar{c}^{\text{load}}_{d,\text{st-Hld}} \tag{4.12}$$

- ✓ Remblayage de la fosse (stérile vers fosse) :

$$c_{d,\text{backfill}} = \bar{c}^{\text{trans}}_{d,\text{st-fosse}} + \bar{c}^{\text{load}}_{d,\text{st-fosse}} + \bar{c}^{\text{bull}}_{d,\text{st-fosse}} \tag{4.13}$$

Ces trois indicateurs sont mis à jour chaque jour dans la simulation à partir des coûts et tonnages accumulés.

Enfin, pour un horizon de simulation couvrant D journées, les coûts unitaires présentés dans les résultats correspondent à la moyenne des coûts journaliers :

$$\bar{c}_{\text{minerai}} = \frac{1}{D}\sum_{d=1}^{D} c_{d,\text{minerai}}\,,\ \bar{c}_{\text{halde}} = \frac{1}{D}\sum_{d=1}^{D} c_{d,\text{halde}}\,,\ \bar{c}_{\text{backfill}} = \frac{1}{D}\sum_{d=1}^{D} c_{d,\text{backfill}}. \tag{4.14}$$

Ces valeurs $\bar{c}_{\text{minerai}}$, $\bar{c}_{\text{halde}}$ et $\bar{c}_{\text{backfill}}$ (en CAD/t) représentent les coûts unitaires moyens issus de la simulation pour chacun des scénarios étudiés (PED vs BU, flottes indépendantes vs partagées). Dans le modèle, les tonnages sont comptabilisés comme des cumuls journaliers acheminés vers chaque destination, et les coûts associés sont également cumulés sur la même période. La journée

opérationnelle est définie de 8 h à 8 h le lendemain. À la fin de chaque journée, le coût unitaire est calculé en divisant le coût cumulé par le tonnage cumulé pour la destination considérée, ce qui fournit les indicateurs en CAD/t. Les variables de cumul sont ensuite réinitialisées afin de démarrer une nouvelle journée de simulation sur une base comparable. Bien que le coût unitaire d'extraction du minerai soit en principe indépendant de la méthode de remblayage, son calcul est néanmoins rapporté pour deux raisons. D'une part, en configuration de flotte partagée, les pannes et les maintenances des camions affectent simultanément les flux d'extraction et de remblayage, ce qui peut induire un effet indirect sur le coût unitaire du minerai. D'autre part, ce résultat constitue une information complémentaire utile pour le planificateur qui souhaite disposer d'une vision complète des coûts d'exploitation. De la même manière, le coût d'extraction du stérile vers la halde est rapporté afin de permettre le calcul du coût total de remblayage (extraction et transport de remblai), et non pas uniquement le coût du transport de remblai seul.

4.7.3 Réplication, intervalle de confiance et critère d'arrêt dans Anylogic

Pour estimer de façon fiable un indicateur issu d'une simulation stochastique, ce mémoire utilise des **réplications indépendantes** dans l'expérience AnyLogic de type **Parameter Variation**. Pour chaque scénario, le moteur exécute d'abord un minimum de **10 réplications**, puis ajoute des réplications une à une jusqu'à satisfaire un critère de précision, ou jusqu'au maximum de **100 réplications**. Le critère est défini par un **niveau de confiance de 99 %** et un **pourcentage d'erreur de 0,01**. Concrètement, après chaque série de réplications, AnyLogic calcule la moyenne courante $\bar{X}$ de la mesure d'intérêt et vérifie, au niveau de confiance choisi, si la **vraie valeur moyenne** de l'objectif est suffisamment proche de $\bar{X}$. Le paramètre *Error percent* fixe cette tolérance relative en imposant un intervalle cible centré sur la moyenne, allant de $\bar{X} - \bar{X} \times 0{,}01$ à $\bar{X} + \bar{X} \times 0{,}01$. Cela signifie que l'on cherche une précision de **±1 % autour de la moyenne estimée**, la largeur totale de cet intervalle étant donc égale à **2 % de** $\bar{X}$. Le moteur s'arrête lorsque cette condition est remplie, ou si la séquence des réplications ne converge pas, ou si le maximum de 100 réplications est atteint. La valeur finale à rapporter pour chaque scénario est **la moyenne des réplications**, accompagnée de son intervalle de confiance associé. L'interprétation du **99 %** est la suivante : si l'on répétait la même procédure d'estimation de nombreuses fois, environ **99 % des intervalles construits** contiendraient la vraie moyenne de l'objectif, ce qui quantifie l'incertitude due à l'aléatoire de la simulation (AnyLogic, s. d.).

Figure 4.7: Configuration des réplications et du critère d'arrêt pour l'expérience Parameter Variation dans AnyLogic.

La Figure 4.6 illustre la configuration des réplications dans l'expérience AnyLogic de type *Parameter Variation* ainsi que l'expression utilisée pour évaluer le coût moyen du scénario. Dans cette étude, l'objectif analysé est la somme de trois composantes de coût, exprimées en CAD par tonne. La variable $v_CoutMinerai$ représente le coût moyen en CAD/t associé au minerai, $v_CoutHalde$ représente le coût moyen en CAD/t du stérile transporté vers la halde, et $v_CoutBack$ représente le coût moyen en CAD/t du stérile utilisé pour le remblayage de la fosse. L'expression $v_CoutMinerai + v_CoutHalde + v_CoutBack$ correspond ainsi au **coût total moyen unitaire** retenu comme indicateur de performance pour comparer les scénarios.

4.8 Scénarios étudiés

Les simulations sont structurées en quatre scénarios, obtenus par la combinaison de deux méthodes de remblayage et de deux modes d'organisation de la flotte. Les méthodes de remblayage considérées sont le Push/End Dumping (PED) et le Bottom-Up (BU). Les organisations de flotte évaluées sont une flotte indépendante et une flotte partagée avec dispatch dynamique. L'ensemble des scénarios est présenté dans le Tableau 4.1.

Tableau 4.2: Matrice des scénarios étudiés (méthode de remblayage × organisation de flotte)

Flotte / Méthode	Indépendante	Partagée
PED (Push/End-Dumping)	*PED-I* : Remblayage par Push/End-Dumping avec camions dédiés à chaque pelle (aucun échange de camions entre fronts).	*PED-P* : Même méthode PED, mais les camions sont affectés aux pelles via un dispatch dynamique multi-objectif.
BU (Bottom-Up)	*BU-I* : Remblayage Bottom-Up par levées successives, avec camions dédiés à chaque pelle.	*BU-P* : Méthode Bottom-Up avec flotte partagée : camions redispatchés selon la disponibilité des pelles et les files d'attente.

4.9 Paramètres de variation : profondeur de remblayage et distance fosse–halde

Deux paramètres structurants sont systématiquement modifiés pour chacun des scénarios S1 à S4, afin d'analyser leur influence sur les coûts unitaires et la performance opérationnelle.

Le premier paramètre est la profondeur finale de remblayage de la fosse. La fosse est considérée avec une profondeur maximale de 500 m, puis cette profondeur de remblayage est progressivement diminuée par pas de 25 m (500 m, 475 m, 450 m, etc.). Pour chaque valeur testée, le modèle ajuste automatiquement le tonnage à déplacer et le nombre de paliers effectivement remplis. Cette démarche permet de comparer, pour une même configuration de flotte et de méthode de remblayage, l'évolution des coûts lorsque l'on choisit de combler la fosse plus ou moins profondément.

Le second paramètre est la distance entre la fosse d'extraction et la halde de stériles. Afin de représenter différentes configurations possibles du site, trois distances caractéristiques sont étudiées : 6 km, 3 km et 1 km. Pour chacune de ces distances, les temps de parcours des camions sont recalculés dans le modèle, tandis que l'ensemble des autres paramètres techniques et économiques est conservé. On peut ainsi isoler l'effet de l'éloignement de la halde sur les temps de cycle, l'utilisation de la flotte et, en fin de compte, sur les coûts unitaires de remblayage

4.10 Influence de la géométrie de la fosse sur le coût de remblayage Bottom-Up

Pour analyser l'influence de la géométrie finale de la fosse sur le coût unitaire du remblayage en Bottom-Up, la fosse est assimilée à *un cône tronqué* (Figure 4.8). Le rayon au fond de la fosse est fixé à $r_0 = 100$ m, tandis que le rayon en crête r_1 dépend de l'angle de pente α (angle mesuré par rapport à l'horizontale) et de la hauteur totale considérée.

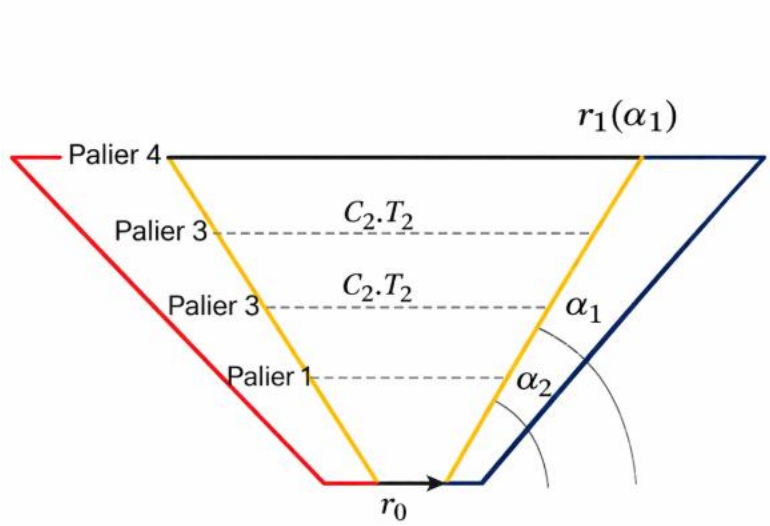


Figure 4.8: Paramétrisation géométrique de la fosse (rayons, angle de pente et paliers) pour l'évaluation des tonnages.

La fosse est discrétisée en paliers verticaux de hauteur constante :

$$h_{\text{palier}} = \delta \text{ m}, \tag{4.15}$$

Numérotés de $k = 1$ (palier le plus bas) à $k = K$ (palier le plus haut). La cote du haut du palier k est donc :

$$Z_k = Z_{\text{fond}} + k\, h_{\text{palier}} \tag{4.16}$$

Pour un angle de pente α donné, l'augmentation radiale entre deux paliers successifs est liée à la géométrie du talus. En notant $\Delta r(\alpha)$ l'augmentation horizontale de rayon par 25 m de hauteur :

$$\Delta r(\alpha) = h_{\text{palier}} \tan(90° - \alpha) \tag{4.17}$$

Le rayon au bas et au haut du palier k s'écrivent alors :

$$r_{k,\text{bas}} = r_0 + (k-1)\,\Delta r(\alpha) \quad r_{k,\text{haut}} = r_0 + k\,\Delta r(\alpha) \tag{4.18}$$

Chaque palier est donc modélisé comme un tronc de cône de hauteur h_{palier}, de rayon inférieur $r_{k,\text{bas}}$ et de rayon supérieur $r_{k,\text{haut}}$. Le volume du palier k est donné par la formule classique du volume d'un tronc de cône :

$$V_k(\alpha) = \frac{\pi\, h_{\text{palier}}}{3}\left(r_{k,\text{bas}}^2 + r_{k,\text{bas}}\, r_{k,\text{haut}} + r_{k,\text{haut}}^2\right) \tag{4.19}$$

En supposant une densité moyenne du stérile $\rho = 2{,}943$ t/m^3, le tonnage correspondant au palier k devient :

$$T_k(\alpha) = \rho\, V_k(\alpha) \tag{4.20}$$

4.11 Calcul du coût moyen de la méthode BU

La simulation AnyLogic fournit, pour chaque palier k, un coût unitaire de remblayage Bottom-Up C_k(CAD/t), calculé pour un scénario de référence donné (géométrie, distance, flotte). Chaque coût C_k est associé à un palier de 25 m et représente le coût unitaire simulé à ce niveau de remblayage.

Afin de tenir compte de la géométrie réelle de la fosse, notamment de l'effet de l'angle de pente α sur les tonnages par palier, un coût moyen pondéré est ensuite calculé en fonction de la profondeur cumulée H. Pour une profondeur H, correspondant à l'ensemble des paliers compris entre le fond de la fosse et cette profondeur, le coût unitaire moyen de remblayage Bottom-Up est donné par :

$$\bar{C}_{BU}(H,\alpha) = \frac{\sum_{k=1}^{K(H)} C_k\; T_k(\alpha)}{\sum_{k=1}^{K(H)} T_k\,(\alpha)} \tag{4.21}$$

où :

- ✓ C_k : est le coût unitaire (CAD/t) associé au palier k, obtenu à partir de la simulation ;
- ✓ $T_k(\alpha)$: est le tonnage du palier $k$pour un angle de pente α;
- ✓ $K(H)$: désigne le nombre de paliers inclus jusqu'à la profondeur cumulée H.

En pratique, la profondeur H varie de 0 m à 500 m par pas de 25 m, tandis que l'angle de pente α est étudié entre 40°et 60°. Pour chaque couple (H, α), l'équation précédente permet de construire une matrice de coûts $\bar{C}_{BU}(H,\alpha)$, décrivant l'évolution du coût unitaire moyen de la méthode Bottom-Up en fonction de la profondeur de remblayage et de la géométrie de la fosse.

Comme les coûts issus de la simulation sont exprimés en CAD/t, la pondération par les tonnages $T_k(\alpha)$ garantit la comparabilité des valeurs agrégées entre scénarios. L'angle de pente α constitue ainsi, avec la profondeur H et la distance entre la fosse d'extraction et la halde, un paramètre explicatif majeur des variations de coût observées pour les méthodes Bottom-Up et Push/End-Dumping.

4.12 Dimensionnement de la flotte par le critère d'équilibrage (MF ≈ 1)

Dans cette étude, le dimensionnement de la flotte repose sur le critère d'équilibrage du système de transport, évalué à l'aide du Match Factor (MF). Les formulations introduites dans la revue de littérature sont utilisées, à savoir l'équation (2.5) pour le cas homogène et l'équation (2.6) pour le cas hétérogène.

Le système étudié comporte trois flux distincts (minerai, stérile vers la halde et stérile vers le remblai), ce qui justifie l'utilisation de la formulation hétérogène. Un Match Factor partiel MFP_i est ainsi calculé pour chaque flux à partir de l'équation (2.5), tandis qu'un Match Factor global MF_G est évalué à l'échelle du système à l'aide de l'équation (2.6).

Dans le cas étudié, chaque flux est associé à une seule pelle ($M_1 = M_2 = M_3 = 1$), et les temps de chargement sont identiques ($L_1 = L_2 = L_3 = L$). Dans ces conditions, l'expression du Match Factor global se simplifie et devient équivalente à la moyenne arithmétique des Match Factors partiels :

$$MF_G = \frac{MFP_1 + MFP_2 + MFP_3}{3}$$

Cette relation résulte directement de l'homogénéité des équipements et ne constitue pas une approximation. Elle permet de simplifier l'évaluation de l'équilibrage du système dans le cadre de cette étude.

Le dimensionnement de la flotte consiste ainsi à ajuster le nombre de camions affectés à chaque flux de manière à obtenir un Match Factor global proche de l'unité ($MF_G \approx 1$), correspondant à un état d'équilibre entre les opérations de chargement et de transport.

Il est important de noter que le Match Factor global ne peut pas être correctement estimé à partir de temps moyens globaux. Il serait en effet tentant d'utiliser une expression simplifiée du type

$$MF \approx \frac{N_{\text{total}} \cdot L_{\text{moy}}}{M_{\text{total}} \cdot C_{\text{moy}}}.$$

Mais cette approche est incorrecte, car le système étudié est multi-flux et hétérogène. Les temps de cycle diffèrent d'un flux à l'autre ($C_1 \neq C_2 \neq C_3$) en fonction des distances de transport et des conditions opérationnelles. Le Match Factor global dépend donc de la somme des débits individuels $\frac{N_i}{C_i}$, et non d'une moyenne des temps de cycle. Une moyenne globale des cycles conduirait à une perte d'information sur la structure réelle du système. C'est pourquoi le calcul de MF_G doit être effectué conformément à l'équation (2.6), en tenant compte explicitement de chaque flux.

CHAPITRE 5 CAS D'ÉTUDE

5.1 Données techniques et opérationnelles des équipements

Les caractéristiques techniques et les temps élémentaires de cycle des engins proviennent principalement d'études de simulation et de productivité menées sur des flottes pelle–camions comparables à la nôtre. Les paramètres du camion CAT 777D, de la pelle CAT 5130B et du bouteur (type CAT 992G ou équivalent) sont calés en priorité sur les travaux de (Bajany et al., 2017, 2019), qui détaillent les capacités, vitesses, masses et consommations typiques de ces engins dans des contextes d'exploitation à ciel ouvert.

Les composantes temporelles du cycle (mise en position, temps de chargement, temps de déchargement) sont, quant à elles, inspirées des mesures et distributions empiriques proposées par (Nguyen, 2014) pour la détermination des productivités pelle–camions en mine à ciel ouvert, en particulier l'usage de lois triangulaires pour les temps de positionnement et de chargement. Les valeurs retenues dans le Tableau 5.1 s'inscrivent dans les intervalles observés dans ces études et sont cohérentes avec les ordres de grandeur fournis par (Caterpillar Inc., 2022) pour des engins de capacité similaire.

En résumé, les Tableaux 5.1, 5.2 et 5.3 synthétisent :

- ✓ Les capacités de transport et de chargement (tonnage, volume de godet),
- ✓ Les vitesses moyennes en charge et à vide,
- ✓ Les consommations de carburant par état (travail, déplacement, ralenti),
- ✓ Les temps élémentaires du cycle (mise en position, chargement, déchargement),

En s'appuyant sur des données publiées et des spécifications constructeur, ajustées pour qu'elles soient compatibles avec le cas d'étude simulé (profil de routes, distances et organisation des fronts).

Tableau 5.1: Données techniques et temporelles du camion CAT 777D

Paramètre	**Valeur**	**Description**	**Source**
Charge utile maximale	96	Capacité de transport par cycle en tonne (t)	(Bajany et al., 2017, 2019)
Poids brut (GVW)	161 030	Masse totale en charge en Kg	(Bajany et al., 2017, 2019)
Vitesse en charge / à vide	36 / 50	Vitesse moyenne selon l'état en Km/h	(Bajany et al., 2017, 2019)
Consommation (charge / vide / ralenti)	78.33 / 44.76 / 22.38	Consommation moyenne en L/h	(Bajany et al., 2017, 2019)
Capacité du réservoir	1 137	Capacité maximale en L	(Caterpillar Inc., 2022)
Temps de déchargement	Triangulaire (0.37 ; 0.55 ; 0.73)	Déversement en fosse ou halde en minutes	(Nguyen, 2014)
Positionnement à la pelle	Triangulaire (0.17 ; 0.43 ; 0.97)	Alignement sous la pelle en minutes	(Nguyen, 2014)
Positionnement à la destination	Triangulaire (0.18 ; 0.31 ; 0.60)	Alignement au déchargement en minutes	(Nguyen, 2014)
Temps de chargement	Triangulaire (2.95 ; 3.53 ; 4.67)	Durée moyenne de chargement en minutes	(Nguyen, 2014)

Le Tableau 5.1 regroupe les paramètres techniques et temporels du camion CAT 777D utilisés dans la simulation. Les caractéristiques techniques proviennent de Bajany et al. (2017, 2019) et de Caterpillar Inc. (2022), tandis que les paramètres temporels du cycle sont modélisés par des distributions triangulaires issues de Nguyen (2014).

Tableau 5.2: Données techniques et temporelles de la pelle CAT 5130B ME

Paramètre	**Valeur**	**Description**	**Source**
Nombre d'unités	3	Nombre de pelles disponibles	*
Capacité du godet	20	Matériaux déplacés par cycle en tonne (t)	(Caterpillar Inc., 2022)
Débit en charge	2 000	Productivité nominale en t/h	(Bajany et al., 2017, 2019)
Poids opérationnel	182 000	Masse totale en Kg	(Bajany et al., 2017, 2019)
Consommation (idle / work)	9.5 / 130	Consommation selon l'état en L/h	(Bajany et al., 2017, 2019)
Capacité du réservoir	2 460	Capacité maximale en L	(Caterpillar Inc., 2022)

Tableau 5.3: Données techniques et temporelles du bouteur CAT 992G

Paramètre	**Valeur**	**Description**	**Source**
Charge utile	23.1	Capacité moyenne par poussée en tonne (t)	(Caterpillar Inc., 2022)
Poids opérationnel	105 882	Masse totale en Kg	(Bajany et al., 2017, 2019)
Consommation (idle / work)	6.6 / 117	Consommation selon l'état en L/h	(Bajany et al., 2017, 2019)
Capacité du réservoir	1 460	Capacité maximale en L	(Caterpillar Inc., 2022)
Seuil d'activation	3 000	Déclenchement des bouteurs en tonnes (t)	*
Nombre de bouteurs	1	Fonctionnent en parallèle	*

*Note. Le seuil d'activation ainsi que le nombre de bouteurs, de pelles et de camions sont des hypothèses de simulation définies dans ce mémoire.

5.2 Modélisation de la fiabilité et de la maintenance des équipements

Les paramètres de fiabilité utilisés dans le modèle sont directement inspirés des travaux d'Askari-Nasab & Torkamani (2013), qui proposent pour les systèmes pelle–camions des lois de temps entre pannes (TBF) de type Weibull et des lois de temps de réparation (TTR) de type Gamma, calibrées à partir de données réelles d'exploitation. Ce choix est cohérent avec la littérature classique en fiabilité des équipements miniers, où les lois de Weibull et de Gamma sont largement utilisées pour représenter respectivement le vieillissement des composants et la variabilité des durées de réparation (Dhillon, 2008; Hastings et al., 2010).

La maintenance préventive (PM) est modélisée par un intervalle fixe de 2 000 h de fonctionnement, en cohérence avec les recommandations industrielles de Caterpillar pour les programmes de maintenance planifiée sur les gros équipements mobiles (Caterpillar Inc., 2022). La durée d'une intervention de PM suit une distribution triangulaire, ce qui permet de représenter la variabilité observée entre une maintenance rapide (inspection de base) et une intervention plus lourde impliquant le remplacement de composants majeurs.

Les paramètres **MTBF** et **MTTR** utilisés dans cette étude sont présentés au Tableau 2.1 du chapitre 2, et proviennent des travaux de (Askari Nasab & Torkamani, 2013).

5.3 Paramètres économiques retenus pour la simulation des coûts

L'évaluation économique des scénarios de remblayage repose sur un ensemble de **paramètres monétaires** utilisés pour calculer les coûts d'exploitation des équipements (camions, pelles et bouteurs). Les coûts sont d'abord exprimés sous forme de **coûts horaires** (incluant notamment capital, main-d'œuvre, carburant et maintenance), puis convertis en **coûts unitaires (CAD/t)** à partir des tonnages manipulés et des heures simulées dans chaque état (travail, attente, maintenance et panne). La démarche s'inscrit dans une logique de **coût du cycle de vie (LCC)** pour la composante capital (Dhillon, 2008), tandis que les hypothèses liées à la maintenance s'appuient sur des ordres de grandeur rapportés dans la littérature récente (Javadnejad et al., 2022) et des sources industrielles (Nord-Lock Group, 2020). Les valeurs retenues, synthétisées au **Tableau 5.4**, sont choisies pour rester **réalistes** pour une mine à ciel ouvert tout en demeurant **génériques** afin de permettre une comparaison cohérente entre scénarios.

Tableau 5.4: Valeurs économiques utilisés dans la simulation

Paramètre	Valeur	Unité	Méthode ou justification
Coût horaire d'un engin (camion, pelle, bouteur)	72.29	$/h	Calculé à partir du coût d'investissement et d'un financement sur 5 ans
Coût horaire d'un opérateur	34.23	$/h	Taux horaire moyen pour opérateurs d'équipement lourd au Québec (Association de la construction du Québec (ACQ, 2023)
Coût de maintenance préventive (PM)	37 000	$/intervention	Valeur moyenne issue du rapport *Extending the Life Cycle of Mining Equipment* (Nord-Lock Group, 2020).
Coût de panne (CM)	1 700	$/h	Moyenne des coûts de réparation et d'immobilisation pour équipements de chargement (Javadnejad et al., 2022)
Prix du carburant (diesel)	1.5	$/L	Valeur indicative basée sur les prix au détail au Québec/Canada (*Info Essence*, s. d.).

5.4 Paramètres géométriques et physiques de la fosse

Les caractéristiques géométriques de la fosse ont été définies à partir d'une représentation géométrique simplifiée de la fosse sous forme de niveaux successifs assimilés à des troncs de cône. Cette approche permet d'estimer, pour chaque profondeur considérée, les volumes partiels à remblayer et les tonnages correspondants en fonction de la hauteur de palier et de l'angle global de pente. Les valeurs retenues sont cohérentes avec celles rapportées dans des études récentes sur le remblayage de fosses à ciel ouvert (García-Torres et al., 2024; Majdanishabestari, 2023), ainsi qu'avec les recommandations techniques concernant les pentes et la densité des matériaux (Ouellet et al., 2021). Elles servent de base à la conversion volume–tonnage, à la planification des niveaux de remplissage et au calcul des coûts unitaires simulés dans AnyLogic. Les principaux paramètres géométriques et physiques utilisés sont résumés au Tableau 5.5.

Tableau 5.5: Paramètres géométriques et physiques de la fosse

Paramètre	Symbole	Valeur	Description
Profondeur totale	Z_fosse	500 m	Profondeur de la fosse à combler.
Hauteur de palier	h_palier	25 m	Divisions verticales pour le remplissage.
Densité du stérile	ρ	2,943 t/m³	Pour conversion volume ↔ tonnage.
Tonnage par palier	T_palier	calculé dynamiquement	Déduit des volumes géométriques calculés pour chaque palier.

5.5 Distances et temps de parcours du réseau routier

Le Tableau 5.6 présente les distances et les temps de parcours associés aux principaux trajets entre la fosse, l'usine et les haldes. Les temps sont calculés en distinguant une vitesse **en charge** de 36 km/h (trajet aller) et une vitesse **à vide** de 50 km/h (trajet retour), conformément aux paramètres rapportés par (Bajany et al., 2017, 2019).

Tableau 5.6: Distances et temps de parcours entre la fosse, l'usine et les haldes (36 km/h en charge, 50 km/h à vide) (Bajany et al., 2017, 2019).

De	À	Distance (km)	Temps de voyage chargé 36 (min)	Temps de voyage vide 50 (min)
Fosse	Usine	3.000	5.00	3.60
Fosse	Halde 1	6.000	10.00	7.20
Fosse	Halde 2	3.001	5.00	3.60
Fosse	Halde 3	1.000	1.67	1.20
Usine	Halde 1	3.188	5.31	3.83
Usine	Halde 2	0.748	1.25	0.90
Usine	Halde 3	2.017	3.36	2.42

Le tableau 5.6 regroupe l'ensemble des distances et des temps de parcours entre les différents sites du réseau routier minier. Les trajets fosse → usine et fosse → haldes correspondent aux flux principaux d'extraction (minerai et stérile), communs aux deux configurations de flotte. Les trajets usine → haldes interviennent spécifiquement dans la configuration de flotte partagée : après avoir déchargé le minerai à l'usine, un camion partagé peut être réaffecté par le dispatch vers une halde pour y déposer du stérile ou pour récupérer du matériau de remblai. Ces distances déterminent les temps de cycle et, par conséquent, les coûts de transport calculés par l'équation (4.1). Plus la distance entre l'usine et la halde de destination est grande, plus le temps de repositionnement du camion est long, ce qui se répercute directement sur le coût unitaire en CAD/t.

CHAPITRE 6 RÉSULTATS ET DISCUSSION

Ce chapitre présente les résultats obtenus à partir des **simulations réalisées pour** évaluer la performance technico-économique des scénarios de remblayage étudiés. L'analyse porte principalement sur l'évolution des coûts unitaires (CAD/t) en fonction de la profondeur de la fosse et de la distance entre la fosse et la halde, considérées comme des paramètres déterminants du système de transport et de mise en place des matériaux. Les résultats sont d'abord présentés pour le cas de référence, puis comparés à travers une analyse de sensibilité afin d'identifier les tendances dominantes et les facteurs ayant le plus d'influence sur le coût total de remblayage.

6.1 Validation du dimensionnement de la flotte par le Match Factor

La méthode de dimensionnement basée sur le Match Factor présentée au chapitre 4 est appliquée ici afin d'identifier les configurations de flotte correspondant à un état d'équilibre du système. L'objectif est de vérifier que les combinaisons de camions retenues permettent d'obtenir un Match Factor global proche de l'unité ($MF_G \approx 1$), condition caractéristique d'un équilibre entre les opérations de chargement et de transport.

À titre d'exemple, considérons une configuration correspondant à une profondeur donnée, pour laquelle les paramètres suivants sont obtenus :

$$N_1 = 10, N_2 = 12, N_3 = 13$$
$$C_1 = 36{,}60, C_2 = 45{,}60, C_3 = 48{,}00 \text{ min}$$
$$L = 3{,}72 \text{ min}, M_1 = M_2 = M_3 = 1$$

Les Match Factors partiels sont alors :

$$MFP_1 = \frac{10 \times 3{,}72}{36{,}60} = 1{,}02$$
$$MFP_2 = \frac{12 \times 3{,}72}{45{,}60} = 0{,}98$$
$$MFP_3 = \frac{13 \times 3{,}72}{48{,}00} = 1{,}01$$

Le Match Factor global est donc :

$$MF_G = \frac{1{,}02 + 0{,}98 + 1{,}01}{3} = 1{,}003 \approx 1{,}00$$

Cette valeur confirme que la configuration étudiée correspond à un état d'équilibre du système, où les capacités de chargement et de transport sont correctement ajustées.

Tableau 6.1: Exemple de dimensionnement de la flotte par critère de Matching Factor (MF)

Altitude (m)	**400.00**	**400.00**	**400.00**	**400.00**	**400.00**
Coût Total Backfill (CAD/t)	10.81	10.71	***10.83***	10.91	11.11
Temps de chargement (Min)	3.72	3.72	3.72	3.72	3.72
Nombre de camions vers l'usine	8	9	10	11	12
Nombre de camions vers Halde	10	11	12	13	14
Nombre de camions vers Backfill	11	12	13	14	15
Temps de cycle minerai (Min)	36.60	36.60	36.60	36.60	36.60
Temps de cycle stérile vers Halde (Min)	45.60	45.60	45.60	45.60	45.60
Temps de cycle stérile vers Backfill (Min)	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00
MF Minerai	0.82	0.92	***1.02***	1.12	1.22
MF Stérile Halde	0.82	0.90	***0.98***	1.06	1.14
MF Stérile Back	0.85	0.93	***1.01***	1.08	1.16
MF Global	0.83	0.92	***1.00***	1.09	1.18

Le tableau 6.1 présente les principales variables utilisées pour analyser l'équilibrage de la flotte à l'aide du Match Factor. Les coûts unitaires associés aux différents flux (minerai, stérile vers la halde et stérile vers le remblai) sont reportés, ainsi que le coût total de remblayage. Les temps de cycle spécifiques à chaque flux sont également indiqués, reflétant les différences de distance et de conditions opérationnelles.

Les variables ***Nombre de camions vers l'usine***, ***Nombre de camions vers Halde*** et ***Nombre de camions vers Backfil***l correspondent au nombre de camions affectés à chacun des flux : l'usine, la halde de stockage des stériles et la fosse destinée au remblayage. Les Match Factors partiels

($\boldsymbol{MFP_i}$) sont calculés pour chaque flux, tandis que le Match Factor global ($\boldsymbol{MF_G}$) est obtenu par leur moyenne.

Les résultats montrent que lorsque le nombre de camions est insuffisant, le Match Factor global est inférieur à 1, ce qui traduit un système sous-capacitaire dominé par les opérations de transport. À l'inverse, un nombre de camions trop élevé conduit à un Match Factor supérieur à 1, indiquant une surcapacité du système et une sous-utilisation des équipements.

La configuration optimale correspond au cas où $\boldsymbol{MF_G \approx 1}$, pour lequel les ressources de chargement et de transport sont équilibrées. Dans le tableau présenté, cette condition est atteinte pour une configuration intermédiaire, confirmant que le dimensionnement de la flotte doit être ajusté finement afin d'éviter à la fois les situations de sous-capacité et de surcapacité.

Ces résultats valident l'approche méthodologique adoptée et montrent que le critère du Match Factor constitue un outil pertinent pour le dimensionnement de la flotte dans un système multi-flux.

6.2 Résultats pour la flotte indépendante

La section 6.2 présente les résultats obtenus pour le scénario de flotte indépendante, où les camions sont affectés de manière fixe aux différentes destinations et opèrent sans mécanisme de dispatch. L'objectif est d'analyser la variation des coûts unitaires de remblayage en fonction de la profondeur et de la distance fosse–halde, puis de comparer les performances des méthodes Bottom-Up et Push/End-Dumping dans des conditions opérationnelles comparables. Ces résultats servent de cas de référence pour mettre en évidence, dans la section suivante, l'apport du dispatch et de la mutualisation des camions dans la flotte partagée.

6.2.1 Résultat de la flotte indépendante méthode Bottom-Up

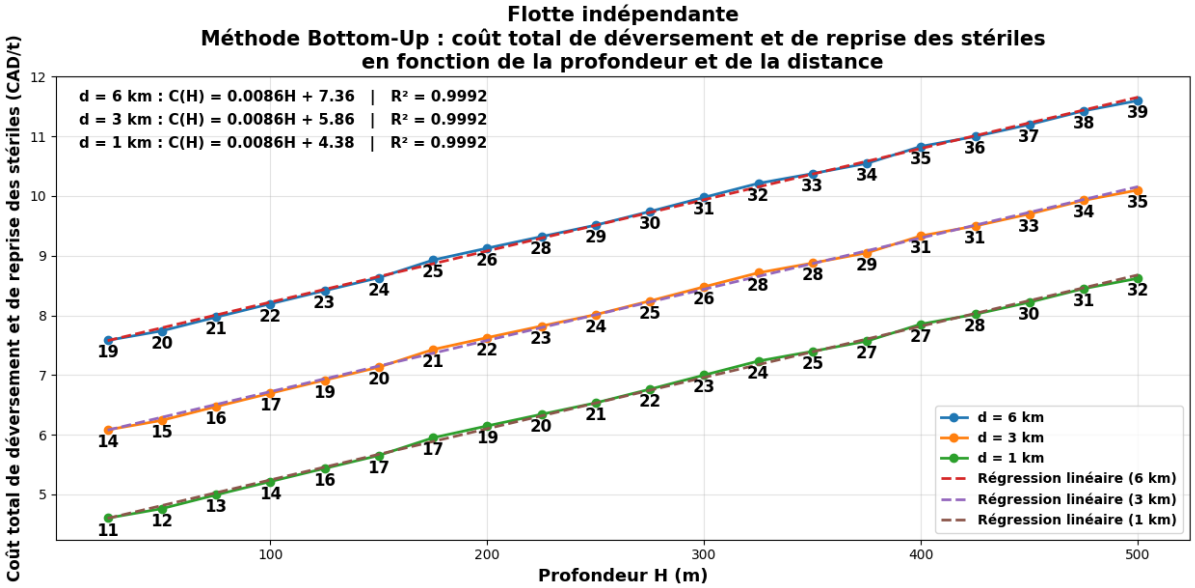


Figure 6.1: Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Bottom-Up (BU), flotte indépendante.

La figure 6.1 présente l'évolution du coût moyen unitaire pondéré (CAD/t) en fonction de la profondeur de remblayage, pour trois distances fosse–halde (1 km, 3 km et 6 km), dans le cas de la méthode Bottom-Up avec une flotte indépendante. Chaque point représente la moyenne de réplications indépendantes de simulation, dont le nombre a été déterminé par la procédure d'arrêt séquentiel décrite à la section 4.6.3 en moyenne 13 réplications par point, avec un intervalle variant d'environ 10 à 33 selon la variabilité observée. Les chiffres indiqués à côté de chaque point correspondent au **nombre total de camions mobilisés**, ajusté de façon à maintenir un facteur **d'équilibrage MF ≈ 1.**

Le coût en chaque point résulte de deux composantes. La première est **le coût d'extraction** et de transport du stérile depuis la fosse vers la halde : pour une profondeur totale H, ce coût est obtenu directement comme valeur **moyenne de la simulation**, sans pondération supplémentaire, puisqu'il reflète déjà l'ensemble des opérations conduites jusqu'à ce niveau. La seconde est **le coût de remblayage** palier par palier, calculé pour chaque incrément de 25 m et pondéré par **les tonnages respectifs** afin d'obtenir un coût moyen représentatif de l'opération complète jusqu'à la profondeur H, conformément à l'équation (4.21).

Comme attendu, le coût moyen unitaire augmente à la fois avec la profondeur et avec la distance. Pour chaque distance, une régression linéaire a été ajustée sur les 20 points de simulation indépendants (profondeurs de 25 m à 500 m, par pas de 25 m). Chaque scénario étant simulé de façon indépendante avec une flotte redimensionnée à MF ≈ 1, les points ne sont ni cumulatifs ni corrélés, ce qui rend la régression valide sur l'ensemble des valeurs. Les trois régressions présentent une pente commune d'environ **0,0086 CAD/t par mètre**, soit **0,086 CAD/t par tranche de 10 m**, ou encore **0,215 CAD/t par palier de 25 m**, avec un coefficient de détermination très élevé ($R^2 \approx 0{,}9992$). La similarité des pentes confirme que l'effet de la profondeur est indépendant de la distance, tandis que la distance introduit principalement un décalage vertical entre les courbes.

Tableau 6.2: Évolution des coûts BU en fonction de la profondeur et de la distance

Profondeur (m)	**BU – 1 km (CAD/t)**	**BU – 3 km (CAD/t)**	**BU – 6 km (CAD/t)**	**Temps cycle Camion (Min) – 1 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 3 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 6 km**	**Nb camions – 1 km**	**Nb camions – 3 km**	**Nb camions – 6 km**
25	4.60	6.08	7.58	16.07	20.41	26.84	11	14	19
100	5.21	6.69	8.19	20.55	24.82	31.30	14	17	22
200	6.15	7.63	9.13	27.06	31.41	37.30	19	22	26
300	7.00	8.48	9.98	32.86	36.97	43.60	23	26	31
400	7.85	9.33	10.83	38.48	43.42	49.30	27	31	35
500	8.62	10.10	11.60	45.21	49.28	55.18	32	35	39

Afin de mieux quantifier l'effet de la profondeur sur le coût moyen, le tableau 6.2 présente des valeurs représentatives pour différentes profondeurs. On observe que **le temps de cycle** des camions augmente de manière **significative avec la profondeur**. Par exemple, pour une distance de 1 km, il passe de 16,07 min à 25 m à 45,21 min à 500 m, soit une augmentation d'environ 180 %. Des tendances similaires sont observées pour les autres distances, avec une augmentation de

20,41 à 49,28 min pour 3 km et de 26,84 à 55,18 min pour 6 km. Cette augmentation du temps de cycle se répercute directement sur le **dimensionnement de la flotte**. Le nombre total de camions passe ainsi de 11 à 32 pour 1 km, de 14 à 35 pour 3 km et de 19 à 39 pour 6 km entre 25 m et 500 m. Ce dimensionnement est ajusté afin de maintenir un régime d'exploitation équilibré et d'éviter une sous-capacité du système.

À l'inverse, si la profondeur augmentait sans ajustement du nombre de camions, l'allongement des temps de cycle ne serait pas compensé et le système deviendrait progressivement sous-capacitaire. Les pelles subiraient alors davantage de temps d'attente, la productivité diminuerait et les coûts unitaires augmenteraient plus rapidement. Le tableau 6.1 illustre plus généralement que le coût minimal n'est atteint ni lorsque le Matching Factor est inférieur à 1, ni lorsqu'il lui est supérieur. Lorsque le MF est inférieur à 1, le nombre de camions est insuffisant par rapport à la capacité de chargement, ce qui entraîne une sous-utilisation des pelles et une baisse de productivité. À l'inverse, lorsque le MF est supérieur à 1, l'excès de camions provoque des files d'attente au chargement, ce qui réduit également l'efficacité du système et accroît les coûts moyens. Dans le cas présenté au tableau 6.1, le coût total minimal de **10,83** CAD/t est obtenu pour un MFP global égal à 1,00, ce qui correspond à la configuration la mieux équilibrée. Ainsi, l'optimum économique est atteint lorsque le Matching Factor est proche de 1, c'est-à-dire lorsque l'équilibre entre la capacité de transport et la capacité de chargement permet de maximiser la productivité de la pelle tout en limitant les temps d'attente des camions.

Les trois courbes présentent une allure quasi linéaire, ce comportement s'explique par deux raisons complémentaires. D'une part, la géométrie du système impose une progression régulière : la fosse étant modélisée avec des paliers de hauteur constante et une pente de rampe fixe, chaque augmentation de profondeur allonge uniformément la distance de rampe et, par suite, le temps de cycle, entraînant une évolution proportionnelle du coût unitaire. D'autre part, chaque scénario de profondeur étant simulé indépendamment avec une flotte redimensionnée à MF ≈ 1, la productivité du système est maintenue à un niveau équivalent pour chaque point, ce qui élimine tout comportement non uniforme entre les profondeurs et confère à la relation son caractère linéaire. Dans le cas de la méthode Bottom-Up, la composante de remblayage pondérée introduit théoriquement une légère courbure aux grandes profondeurs, due au fait que les tonnages croissants des paliers profonds accentuent progressivement le poids des coûts élevés dans la moyenne pondérée. Toutefois, cette courbure est masquée dans la figure 6.1, car la composante de

remblayage s'ajoute à la composante d'extraction du stérile, dont la contribution dominante et quasi linéaire lisse l'effet de pondération. Cette courbure sera mise en évidence lors de la comparaison entre les méthodes Bottom-Up et Push-and-Dump, où la composante de **remanutention (**re-handling) sera analysée de manière isolée.

Par ailleurs, les trois courbes demeurent globalement parallèles sur toute la plage de profondeur, avec des pentes statistiquement identiques. Cela s'explique par le fait que la distance fosse–halde n'affecte que la composante de transport en surface, qui est indépendante de la profondeur. La sensibilité du coût à la profondeur traduisant l'allongement de la rampe intérieure est donc la même quel que soit le scénario de distance. Celle-ci introduit uniquement un décalage vertical entre les courbes, d'environ 1,48 CAD/t entre 1 et 3 km et de 2,98 CAD/t entre 1 et 6 km.

À titre de validation, ces résultats peuvent être comparés à la fourchette rapportée par **Paricheh et Osanloo (2016)**, qui indiquent une augmentation moyenne du coût de transport de **20 à 30 % par tranche de 100 m de profondeur** dans les fosses profondes. Pour une distance fosse–halde de 1 km, nos simulations passent de **5,21 CAD/t à 100 m** à **6,15 CAD/t à 200 m**, soit environ **18 % par 100 m** valeur légèrement inférieure à la borne inférieure de cette fourchette.

Cet écart est attendu et s'explique par plusieurs différences méthodologiques et contextuelles. Paricheh et Osanloo (2016) s'appuient sur un modèle d'optimisation MILP déterministe appliqué à la mine de **Sungun (Iran)**, un porphyre cuivre de très grande capacité avec des distances de stérile de 1-3 km et une fonction de coût agrégée sans dimensionnement explicite de la flotte. Notre approche repose quant à elle sur une **simulation multi-agents (ABS)** dans laquelle la flotte est **redimensionnée à chaque scénario pour maintenir un MF ≈ 1**, avec des composantes de coût décomposées (extraction, transport, re-manutention) et des distances variables (1, 3 et 6 km) dans un contexte nord-américain (CAD/t). Par ailleurs, notre modèle n'intègre pas les coûts d'entretien des voies de roulage, les équipements secondaires ni l'ensemble de la maintenance réelle, ce qui conduit à une évaluation légèrement optimiste par rapport aux benchmarks industriels.

Malgré ces différences fondamentales **méthode (MILP déterministe vs. Simulation multi-agents), étude de cas, flotte, distances et monnaie** la pente obtenue par nos simulations reste du **même ordre de grandeur** que la fourchette publiée, ce qui confirme la cohérence globale du modèle. Le reste des données détaillées est présenté à l'**annexe A**.

6.2.2 Résultat de la flotte indépendante méthode PED

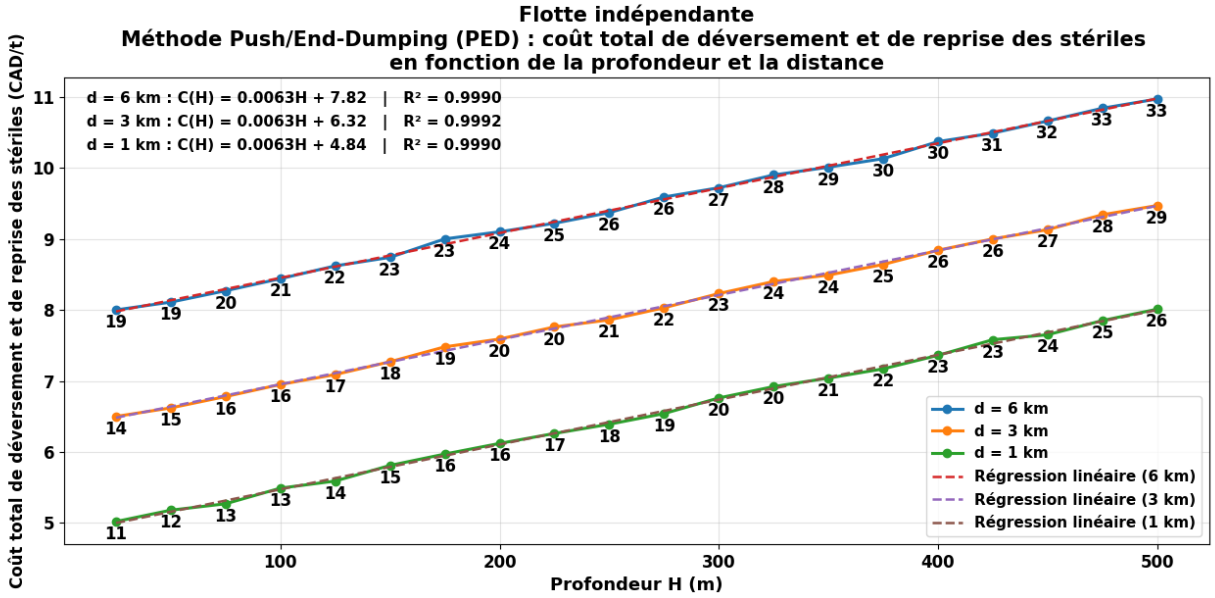


Figure 6.2: Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Push/End-Dumping (PED), flotte indépendante.

La figure 6.2 présente l'évolution du coût moyen unitaire pour la méthode Push/End-Dumping (PED) en fonction de la profondeur, pour trois distances fosse–halde (1 km, 3 km et 6 km), dans le cas d'une flotte indépendante. Chaque point correspond à une valeur moyenne obtenue à partir de plusieurs réplications de simulation, avec une moyenne d'environ 13 réplications par point et un intervalle variant d'environ 10 à 33, ce qui permet d'atténuer l'effet de la variabilité stochastique et de faire ressortir les tendances structurelles du système. Les nombres indiqués sous chaque point correspondent au nombre total de camions mobilisés pour chaque scénario.

Comme pour la méthode BU, une **relation linéaire** est observée entre le coût moyen unitaire et H, avec un coefficient de détermination $R^2 \approx 0{,}999$ pour les trois distances, ce qui confirme la robustesse du modèle de régression. La logique structurelle ayant déjà été établie pour la méthode BU, seules les particularités propres à la méthode PED sont développées ici.

Dans la méthode PED, les camions ne descendent jamais dans la fosse : la pelle charge en crête et les camions effectuent **un trajet entièrement en surface** jusqu'à la halde. Le coût de remblayage est donc **constant pour une distance fosse–halde donnée**, indépendamment de la profondeur

d'exploitation. L'augmentation du coût total avec *H* est ainsi entièrement attribuable à la composante d'extraction, dont la distance croît avec la profondeur selon le même mécanisme que celui décrit pour la méthode BU.

La différence de coût moyen observée entre deux courbes à une même profondeur *H* correspond précisément à la différence de coût du voyage en surface. Puisque le trajet de remblayage ne dépend pas de *H*, l'écart vertical entre les courbes reste constant sur toute la plage de profondeurs : il reflète uniquement le surcoût engendré par la distance fosse–halde supplémentaire parcourue en surface. Cet écart peut donc être lu directement comme le coût marginal du trajet de remblayage pour chaque palier de distance.

On pourrait s'attendre à ce que l'augmentation simultanée de la distance et du nombre de camions entraîne une hausse disproportionnée du coût unitaire. Or ce n'est pas le cas, et la raison est directement liée au **rôle du facteur d'appariement MF**. Lorsque la distance augmente, le temps de cycle des camions s'allonge : si la flotte reste inchangée, les camions mettent plus de temps à revenir, la pelle se retrouve en attente, et **MF chute en dessous de 1**. C'est précisément pour éviter cette perte de productivité que le nombre de camions est ajusté à la hausse afin de maintenir **MF proche de 1 et la pelle en opération continue**. Dans ce régime, la pelle n'attend jamais et sa productivité horaire reste maximale. Le coût de la pelle, qui constitue la part dominante du coût total, est ainsi **pleinement amorti sur le tonnage maximal possible**. Sans cet ajout de camions, la pelle serait fréquemment idle, le tonnage produit chuterait, et le coût unitaire serait bien plus élevé. Ajouter des camions pour maintenir MF ≈ 1 est donc non seulement une stratégie de productivité, mais aussi la condition qui **limite la croissance du coût unitaire** malgré l'augmentation de la distance et de la flotte.

Finalement, **la pente de régression PED (≈ 0,0063 CAD/t·m⁻¹)** soit **0,063 CAD/t par tranche de 10 m**, ou encore **0,157 CAD/t par palier de 25 m**, **est inférieure à celle de la méthode BU (≈ 0,0086 CAD/t·m⁻¹)**, car en PED le remblayage ne contribue pas à la variation du coût avec *H*. Les trois courbes restent par ailleurs quasi-parallèles, ce qui confirme l'indépendance du remblayage vis-à-vis de la géométrie de la fosse. Une comparaison directe des deux méthodes sera présentée à la section suivante.

Tableau 6.3: Évolution des coûts PED en fonction de la profondeur et de la distance

Profondeur (m)	**PED – 1 km (CAD/t)**	**PED – 3 km (CAD/t)**	**PED – 6 km (CAD/t)**	**Temps cycle Camion (Min) – 1 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 3 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 6 km**	**Nb camions – 1 km**	**Nb camions – 3 km**	**Nb camions – 6 km**
25	5.02	6.50	8.00	16.26	20.30	26.91	11	14	19
100	5.49	6.94	8.44	19.33	23.64	30.03	13	16	21
200	6.13	7.63	9.09	23.77	28.44	34.48	16	20	24
300	6.78	8.20	9.72	28.70	32.75	38.91	20	23	27
400	7.39	8.86	10.35	33.00	37.12	42.99	23	26	30
500	8.01	9.47	10.98	37.46	41.36	47.17	26	29	33

Le tableau 6.3 illustre, pour quelques profondeurs représentatives, l'évolution conjointe du temps de cycle, du nombre de camions et du coût moyen unitaire pour les trois distances étudiées. On retrouve les mêmes tendances que celles décrites pour la méthode BU : **le temps de cycle augmente avec la profondeur**, ce qui nécessite un ajustement progressif de la flotte pour maintenir MF ≈ 1 et préserver la productivité maximale de la pelle. À titre indicatif, pour une distance de 1 km, le nombre de camions passe de 11 à 26 entre 25 m et 500 m, et le temps de cycle de 16,26 à 37,46 min. Des progressions similaires sont observées pour 3 km et 6 km. Les données complémentaires sont disponibles à l'annexe A.

6.2.3 Détermination de la profondeur critique pour la flotte indépendante

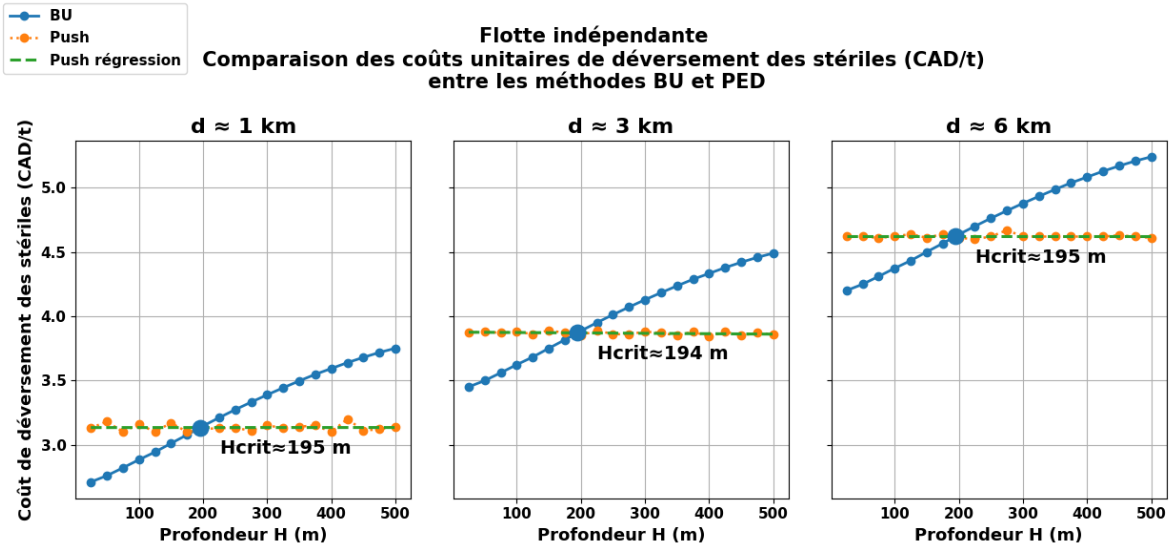


Figure 6.3 : Comparaison des coûts moyens de remanutention du stérile— Bottom-Up (BU) vs Push/End-Dumping (PED), flotte indépendante.

La figure 6.3 compare les coûts moyens unitaires de remblayage issus de la simulation pour les méthodes Bottom-Up (BU) et Push/End-Dumping (PED), en isolant exclusivement la composante remblayage. La composante extraction n'est pas considérée ici, car elle est **identique pour les deux méthodes** sous les mêmes hypothèses opérationnelles. L'objectif est donc d'évaluer l'effet propre de la stratégie de remblayage sur le coût total, afin de permettre une comparaison directe et non biaisée entre les deux approches. Il s'agit du résultat central de cette étude.

Les deux méthodes présentent des profils de coût structurellement opposés. Dans la méthode PED, le stérile est déposé en surface par les camions, puis poussé vers l'intérieur de la halde par un bouteur. Le coût du bouteur est modélisé comme un coût fixe indépendant de la profondeur, et le trajet des **camions reste constant quelle que soit la profondeur d'exploitation**. Pour une distance fosse–halde donnée, le coût PED est donc **quasi constant avec *H***, ce que confirme la droite de régression pratiquement horizontale observée sur les trois graphiques. On remarque cependant que les points de simulation ne sont pas parfaitement alignés sur cette horizontale, mais présentent une **légère oscillation en dents de scie**. Ce comportement s'explique par le caractère **discret du nombre de camions** : lorsqu'une unité supplémentaire est ajoutée pour maintenir MF ≈ 1, le coût unitaire augmente brusquement car le coût horaire d'un camion entier est intégré puis diminue

progressivement à mesure que la profondeur croît et que ce camion additionnel est mieux valorisé. Dès qu'un nouveau camion doit être ajouté, le cycle recommence. Il est en effet impossible d'ajouter une fraction de camion : chaque ajout est un saut entier, ce qui se traduit par ces oscillations régulières autour de la tendance constante. À l'inverse, la méthode BU présente une **augmentation nette et régulière du coût avec la profondeur**, en raison des déplacements internes croissants à l'intérieur de la fosse à mesure que le remblayage progresse par paliers successifs.

À faible profondeur ($H \approx 25$ m), les deux méthodes présentent un coût de transport par camions similaire. La différence observée provient uniquement du **surcoût fixe du bouteur dans la méthode PED**, estimé à environ **0,42 CAD/t,** ce qui pénalise initialement cette méthode par rapport à la méthode BU. Lorsque la profondeur augmente, le coût BU croît progressivement jusqu'à atteindre le niveau du coût PED : c'est la **profondeur critique** H_{crit}, point à partir duquel la méthode PED devient plus avantageuse.

Les résultats montrent que la profondeur critique H_{crit} reste pratiquement constante pour les différentes distances étudiées, autour de 195 m. Cette invariance s'explique directement par la structure des fonctions de coût.

Pour une distance fosse–halde d, le coût de la méthode PED s'écrit :

$$C_{\text{PED}}(d) = C_{\text{trajet surface}}(d) + C_{\text{bouteur}} \tag{6.1}$$

où $C_{\text{trajet surface}}(d)$ représente le coût de transport en surface et C_{bouteur} un coût fixe indépendant de d et de la profondeur.

Le coût de la méthode BU est donné par :

$$C_{\text{BU}}(H, d) = C_{\text{trajet surface}}(d) + C_{\text{interne}}(H) \tag{6.2}$$

Où $C_{\text{interne}}(H)$ correspond au coût supplémentaire lié aux déplacements internes dans la fosse, croissant avec la profondeur.

À la profondeur critique H_{crit}, les deux équations 6.1 et 6.2 sont égaux, ce qui conduit à :

$$C_{\text{interne}}(H) = C_{\text{bouteur}} \tag{6.3}$$

H_{crit} **est donc entièrement déterminé par l'égalité entre le coût interne de la méthode BU et le coût fixe du** bouteur, deux quantités qui ne dépendent pas de **la distance** fosse–halde. Augmenter la distance revient à décaler verticalement les deux courbes d'un même montant, sans modifier leur écart relatif ni leur point d'intersection. C'est précisément pourquoi H_{crit} demeure stable à environ 195 m quelle que soit la distance considérée

La courbe BU présente par ailleurs une **légère non-linéarité aux grandes profondeurs** : la progression quasi linéaire observée jusqu'à environ 400 m laisse place à une légère inflexion concave au-delà. Comme précisé lors de l'analyse de la figure 6.1, ce comportement ne traduit pas un changement de mécanisme physique, mais est une conséquence directe du **calcul du coût moyen pondéré par palier** : aux grandes profondeurs, les tonnages associés aux paliers les plus profonds sont plus faibles, ce qui réduit leur poids dans la moyenne et atténue la contribution des coûts unitaires les plus élevés. La tendance globale reste néanmoins quasi linéaire sur l'ensemble de la plage de profondeur considérée.

Le Tableau 6.4 présenté ci-dessous synthétise la comparaison des coûts unitaires de remblayage entre les méthodes PED (Push/End-Dumping) et BU (Bottom-Up), en fonction de la profondeur de la fosse et du ratio de tonnage, pour une distance halde–fosse fixée à 6 km. L'analyse couvre cinq profondeurs (de 150 à 250 m, par pas de 25 m) et trois configurations de tonnage entre les flux fosse → halde (T_FH) et halde → fosse (T_HF). Les en-têtes du tableau sont définis comme suit :

- ✓ Tonnage FH (T_{FH}) : tonnage transporté de la fosse vers la halde (flux d'extraction).
- ✓ Tonnage HF (T_{HF}) : tonnage transporté de la halde vers la fosse (flux de remblayage).
- ✓ H(m) : profondeur de la fosse.
- ✓ C_{FH}(PED = BU) : coût unitaire du transport fosse→halde, identique pour les deux méthodes (en CAD/t).
- ✓ C_{HF}^{PED} : coût unitaire du transport halde→fosse pour la méthode PED (en CAD/t).
- ✓ C_{HF}^{BU} : coût unitaire du transport halde→fosse pour la méthode BU (en CAD/t).
- ✓ PED Total : coût total unitaire de remblayage avec la méthode PED (en CAD/t).
- ✓ BU Total : coût total unitaire de remblayage avec la méthode BU (en CAD/t).
- ✓ $W = BU - PED$: écart de coût entre les deux méthodes ; une valeur négative indique que BU est plus économique, tandis qu'une valeur positive favorise la méthode PED.

Tableau 6.4: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU) en fonction de la profondeur et du ratio de tonnage (distance halde–fosse = 6 km)

Tonnage FH	Tonnage HF	H (m)	C_FH (PED=BU)	C_HF PED	C_HF BU	PED Total	BU Total	W = BU−PED
1	**1**	**150**	4.13	4.62	4.50	8.75	8.63	**−0.12**
1	**1**	***175***	4.36	4.62	4.57	8.98	8.93	***−0.05***
1	**1**	200	4.49	4.62	4.64	9.11	9.13	***+0.02***
1	**1**	225	4.62	4.62	4.70	9.24	9.32	**+0.08**
1	**1**	250	4.75	4.62	4.76	9.37	9.51	**+0.14**
1.15	**1**	150	4.13	4.62	4.50	9.37	9.25	**−0.12**
1.15	**1**	***175***	4.36	4.62	4.57	9.63	9.58	***−0.05***
1.15	**1**	***200***	4.49	4.62	4.64	9.78	9.80	***+0.02***
1.15	**1**	225	4.62	4.62	4.70	9.93	10.01	**+0.08**
1.15	**1**	250	4.75	4.62	4.76	10.08	10.22	**+0.14**
1	**3**	150	4.13	4.62	4.50	17.99	17.63	**−0.36**
1	**3**	***175***	4.36	4.62	4.57	18.22	18.07	***−0.15***
1	**3**	***200***	4.49	4.62	4.64	18.35	18.41	***+0.06***
1	**3**	225	4.62	4.62	4.70	18.48	18.72	**+0.24**
1	**3**	250	4.75	4.62	4.76	18.61	19.03	**+0.42**

L'analyse des résultats révèle deux tendances complémentaires. D'une part, les coûts unitaires totaux augmentent avec le ratio de tonnage, conséquence directe de la structure pondérée du coût : à profondeur constante (H = 150 m), le coût PED Total passe de 8,75 $/t pour un ratio 1 : 1, à 9,37 $/t pour 1,15 : 1, puis à 17,99 $/t pour 1 : 3, soit un quasi-doublement dans ce dernier cas. Plus le

tonnage déplacé dans les deux sens est élevé, plus le coût total unitaire de l'opération croît. Le ratio agit donc comme un facteur multiplicateur sur les coûts absolus. D'autre part, comme le montrera l'analyse subséquente, ce ratio n'influence pas la position du point de bascule entre les deux méthodes : seule la profondeur H détermine laquelle des deux approches devient économiquement plus avantageuse.

Le coût total unitaire s'exprime comme une somme pondérée :

$$C_{\text{total}} = C_{FH} \cdot T_{FH} + C_{HF} \cdot T_{HF} \tag{6.4}$$

Où C_{FH} désigne le coût unitaire du transport fosse→halde et C_{HF} celui du transport halde→fosse. Le coût C_{FH} est identique pour les deux méthodes, puisque l'extraction est réalisée avec la même flotte dans les deux cas. Les différences entre PED et BU proviennent donc uniquement du terme C_{HF}.

Dans la méthode PED, le stérile est déversé depuis les gradins supérieurs et poussé par un bouteur opérant en surface, ce qui rend le coût C_{HF}^{PED} quasi constant, indépendamment de la profondeur. À l'inverse, dans la méthode BU, les camions descendent jusqu'au niveau actif de remblayage via la rampe interne, ce qui allonge les cycles de transport et entraîne une augmentation de C_{HF}^{BU} avec la profondeur (de 4,50 $/t à 150 m à 4,76 $/t à 250 m).

La colonne $W = BU - PED$ permet d'évaluer la compétitivité relative des deux méthodes. Elle est négative aux faibles profondeurs (BU plus avantageuse) et devient positive au-delà d'une profondeur critique H_{crit}, indiquant que la méthode PED devient alors plus économique. Les différents scénarios de tonnage montrent que cette transition se produit systématiquement dans le même intervalle, **entre 175 m et 200 m**, indépendamment du **rapport $\boldsymbol{T_{FH}/T_{HF}}$**.

Cette indépendance s'explique directement par la condition d'égalité des coûts totaux entre les deux méthodes :

$$C_{FH} \cdot T_{FH} + C_{HF}^{PED} \cdot T_{HF} = C_{FH} \cdot T_{FH} + C_{HF}^{BU} \cdot T_{HF} \tag{6.5}$$

Le terme $C_{FH} \cdot T_{FH}$, identique des deux côtés, s'annule. Pour $T_{HF} \neq 0$, on obtient :

$$C_{HF}^{PED} = C_{HF}^{BU} \tag{6.6}$$

Ainsi, la profondeur critique dépend uniquement de l'égalité des coûts unitaires du trajet halde→fosse, sans intervention des tonnages. Elle correspond donc au point de croisement des courbes $C_{HF}(H)$ des deux méthodes.

Par interpolation linéaire sur l'intervalle [150 m, 250 m], on obtient :

$$H_{crit} \approx 196 \text{ m}$$

Cette valeur obtenue par interpolation linéaire correspond exactement à la profondeur critique déterminée graphiquement par l'intersection des courbes $C_{HF}^{PED}(H)$ et $C_{HF}^{BU}(H)$ présentée à la figure 6.3, ce qui confirme la cohérence entre l'approche analytique et la lecture graphique.

Les tonnages n'influencent pas la position de ce point de bascule, mais agissent uniquement comme un facteur d'amplification de l'écart W. Par exemple, lorsque T_{HF} est multiplié, les écarts de coût sont proportionnellement amplifiés, sans modifier la profondeur critique. Autrement dit, si deux méthodes présentent un coût unitaire identique, une variation des volumes traités ne peut pas modifier leur compétitivité relative.

6.2.4 La variation des coûts de BU en fonction de l'angle global de la fosse

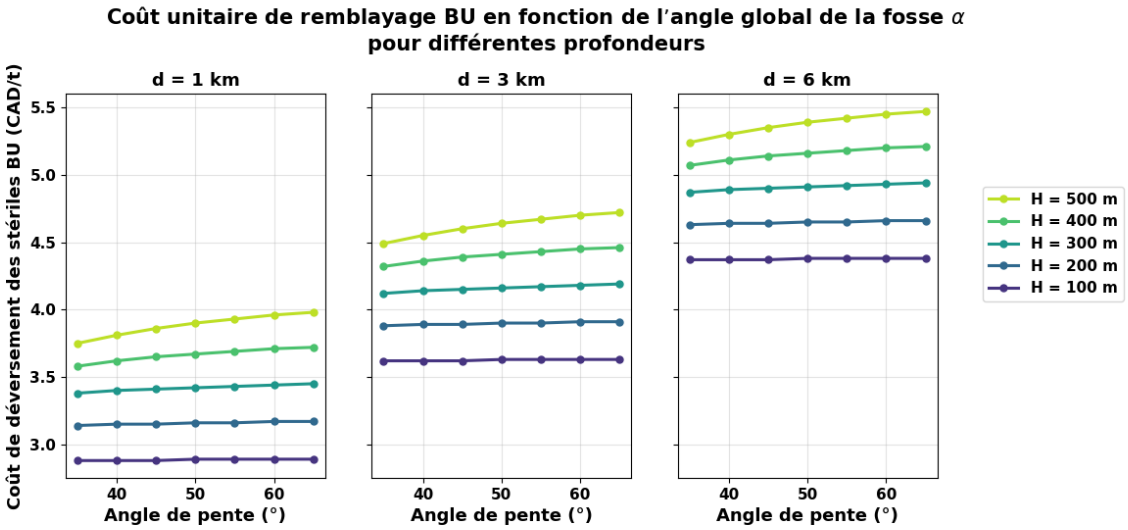


Figure 6.4: Coûts moyens de remanutention du stérile (CAD/t) (BU) en fonction de l'angle entre la fosse et l'horizontale pour trois distances fosse–halde (d = 1, 3 et 6 km).

La figure 6.4 illustre l'influence conjointe de la profondeur H et de l'angle global de la fosse α sur le coût unitaire de remblayage selon la méthode BU, pour trois distances fosse–halde. À angle fixé,

le coût augmente avec la profondeur conformément aux résultats déjà présentés. À profondeur fixée, il augmente également avec l'angle, et c'est cet effet qui est analysé ici.

L'effet de l'angle s'explique par la géométrie de la fosse. Pour une profondeur totale *H* donnée, un angle plus élevé correspond à des parois plus verticales et donc à une fosse plus resserrée. Dans ce cas, les paliers peu profonds situés en haut de la fosse voient leur rayon et leur tonnage diminuer significativement, car c'est à ces niveaux que l'élargissement latéral de la fosse est le plus important. À l'inverse, les paliers profonds, situés près du fond, sont peu affectés par la variation de l'angle car leur rayon est déjà faible et voisin du rayon minimal de fond. **Une augmentation de l'angle réduit donc proportionnellement davantage les tonnages des paliers peu profonds que ceux des paliers profonds**. Comme présenté au chapitre 4, ce coût moyen est calculé comme une moyenne pondérée des coûts par palier, selon l'équation (4.21) :

$$\bar{C}_{BU}(H,\alpha) = \frac{\sum_{k=1}^{K(H)} C_k \; T_k(\alpha)}{\sum_{k=1}^{K(H)} T_k\,(\alpha)}.$$

Les paliers peu profonds sont associés à des coûts unitaires faibles, tandis que les paliers profonds ont des coûts plus élevés. Lorsque α augmente et que les tonnages des paliers superficiels diminuent relativement, leur poids dans la moyenne pondérée s'allège, et le poids des paliers profonds à coût élevé augmente en contrepartie. **Le coût moyen BU augmente donc avec l'angle, non pas parce que les coûts par palier changent, mais parce que la répartition des tonnages se déplace vers les paliers les plus coûteux.**

La relation entre $\bar{C}_{BU}$ et α n'est pas linéaire car elle résulte d'un rapport de sommes pondérées où les tonnages dépendent de façon quadratique de la géométrie de la fosse. **Cette courbure est d'autant plus prononcée que la profondeur est grande** : à grande profondeur, l'écart entre les coûts unitaires des paliers superficiels et profonds est plus marqué, et la redistribution des tonnages avec l'angle produit un effet plus important sur la moyenne pondérée. C'est pourquoi les courbes associées aux grandes profondeurs (*H* = 400 m et 500 m) présentent une inflexion plus visible que celles des faibles profondeurs.

6.2.5 La variation de la profondeur critique entre PED et BU en fonction de l'angle global de la fosse

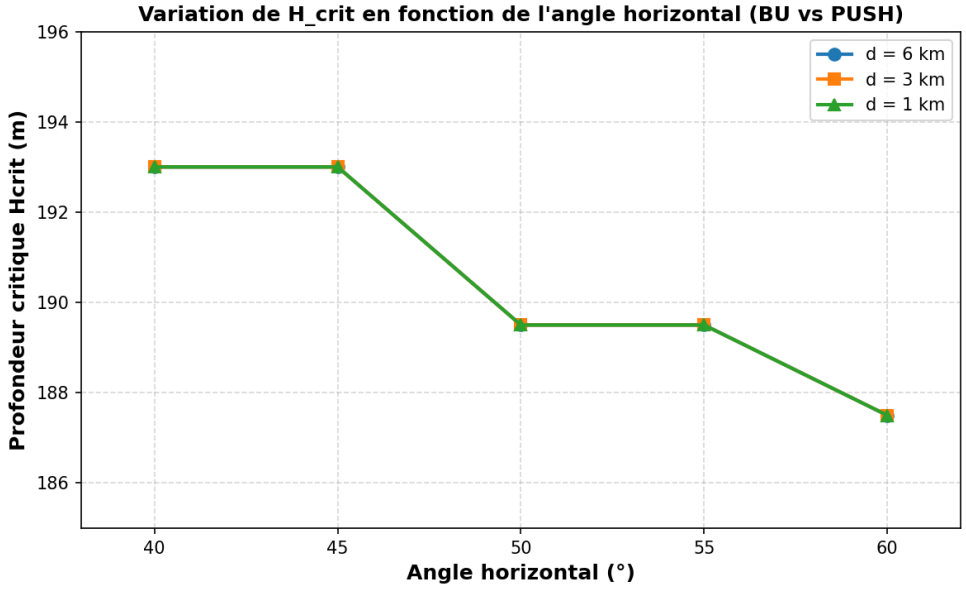


Figure 6.5: Variation de la profondeur H_{crit} en fonction de l'angle horizontale (BU vs PUSH).

La figure 6.5 présente l'évolution de la profondeur critique H_{crit} en fonction de l'angle global de la fosse, pour les trois distances étudiées. L'analyse se concentre sur la plage d'angles comprise entre 40° et 60°, correspondant aux configurations les plus représentatives des fosses à ciel ouvert. **Une tendance nette se dégage :** H_{crit} **diminue à mesure que l'angle augmente**, ce qui signifie que plus la fosse est resserrée, plus la méthode BU perd son avantage compétitif à une profondeur plus faible.

Cette évolution découle directement du comportement relatif des deux méthodes avec l'angle, tel qu'établi à la section précédente. Le coût de remblayage BU **augmente avec l'angle** : comme montré à la figure 6.4, une fosse plus resserrée réduit davantage les tonnages des paliers peu profonds, déplaçant le poids de la moyenne pondérée vers les paliers profonds à coût élevé. En revanche, le coût de remblayage PED **reste pratiquement insensible à l'angle**, car il dépend uniquement de la distance fosse–halde et des paramètres de transport en surface, sans lien avec la géométrie interne de la fosse. Lorsque l'angle augmente, la courbe BU se déplace vers le haut tandis que la courbe PED demeure fixe : leur intersection c'est-à-dire H_{crit} se produit donc à une profondeur moindre.

Il est également notable que **les trois courbes associées aux distances de 1, 3 et 6 km sont pratiquement superposées** sur l'ensemble de la plage d'angles. Ce résultat confirme et généralise la conclusion établie précédemment : H_{crit} est indépendant de la distance fosse–halde, quelle que soit la configuration géométrique de la fosse. La profondeur critique est donc un indicateur robuste, déterminé conjointement par l'angle de la fosse et les paramètres opérationnels internes, mais insensible à la distance de transport.

6.3 Résultats pour la flotte partagée

La section 6.3 présente les résultats obtenus pour le scénario de flotte partagée, dans lequel les camions sont mutualisés et affectés dynamiquement aux tâches au moyen d'un mécanisme de dispatch. L'objectif est d'évaluer l'influence de cette organisation sur les coûts unitaires de remblayage, en fonction de la profondeur et de la distance fosse–halde, puis de comparer les méthodes Bottom-Up et Push/End-Dumping dans ces conditions. Les résultats sont ensuite mis en perspective avec ceux de la flotte indépendante afin de quantifier l'effet du dispatch sur l'efficacité globale du système et sur la profondeur critique d'intersection entre les deux stratégies.

6.3.1 Résultat de la flotte partagée méthode BU

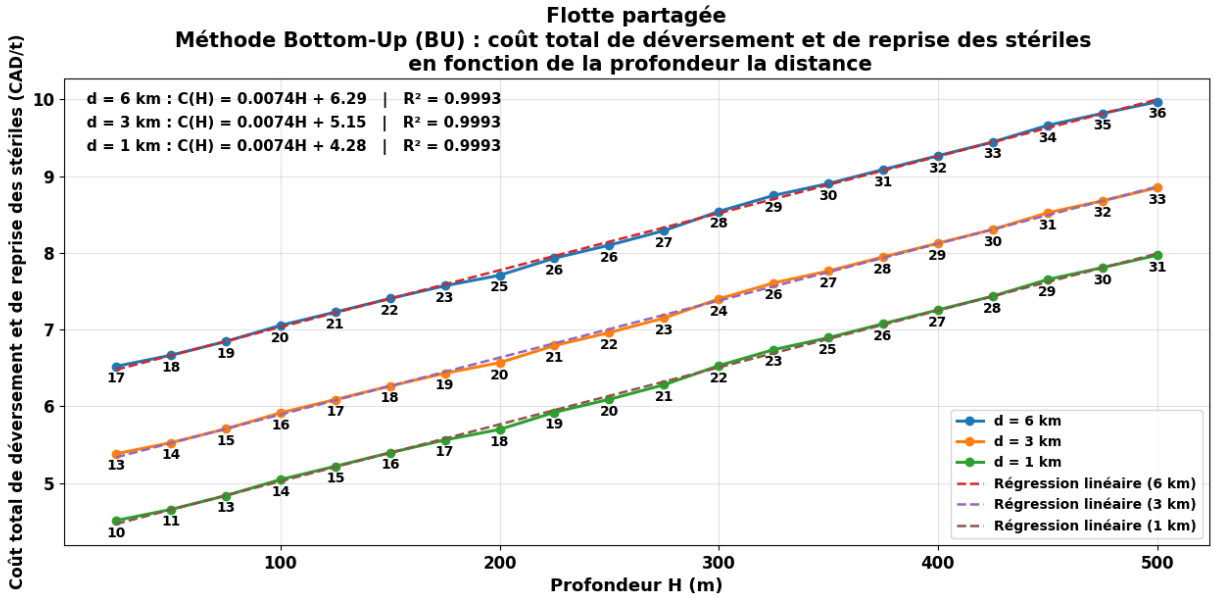


Figure 6.6 : Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Bottom-Up (BU), flotte partagée.

La figure 6.6 présente l'évolution du coût unitaire en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde (1 km, 3 km et 6 km) dans le cas de la méthode Bottom-Up avec une flotte partagée. Comme précédemment, chaque point correspond à une valeur moyenne issue de plusieurs réplications de simulation (en moyenne 13, avec un intervalle d'environ 10 à 33), ce qui permet de réduire l'effet de la variabilité stochastique et de faire ressortir les tendances structurelles du système. Les nombres indiqués sous chaque point correspondent au nombre total de camions mobilisés pour chaque scénario.

Les tendances générales sont cohérentes avec celles décrites pour la flotte indépendante : le coût unitaire augmente linéairement avec la profondeur, et la distance fosse–halde se traduit par un décalage vertical entre les courbes. Les régressions linéaires indiquent une pente commune de 0,0074 CAD/t·m^{-1} pour les trois distances, soit une augmentation de 0,074 CAD/t par tranche de 10 m et de 0,185 CAD/t pour 25 m, avec un coefficient de détermination $R^2 \approx 0{,}9993$, confirmant la robustesse de la relation structurelle. Cette pente est légèrement inférieure à celle obtenue en flotte indépendante (0,0086 CAD/t·m^{-1}), ce qui reflète l'amélioration de l'utilisation des camions grâce au dispatch, **sans toutefois modifier la dépendance fondamentale du coût à la géométrie du système**.

Le Tableau 6.5 présenté ci-dessous synthétise, pour quelques profondeurs représentatives, les valeurs de coût unitaire BU, de temps de cycle camion et de nombre de camions, pour trois distances fosse–halde (1, 3 et 6 km). Ces résultats permettent d'évaluer l'évolution conjointe des paramètres techniques et économiques de la flotte partagée selon la géométrie de la fosse et la disposition des infrastructures de transport. Comme pour la configuration en flotte indépendante, le temps de cycle augmente progressivement avec la profondeur, en raison de l'allongement des trajets en rampe, et la taille de la flotte est ajustée en conséquence pour maintenir un facteur de match MF ≈ 1, garantissant ainsi l'équilibre entre la capacité de chargement de la pelle et la capacité de transport des camions. Les détails complets de cette analyse, incluant l'ensemble des profondeurs intermédiaires, sont présentés à l'annexe A.

Tableau 6.5 : Évolution des coûts BU en flotte partagée en fonction de la profondeur et de la distance fosse–halde

Profondeur (m)	**BU – 1 km (CAD/t)**	**BU – 3 km (CAD/t)**	**BU – 6 km (CAD/t)**	**Temps cycle Camion (Min) – 1 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 3 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 6 km**	**Nombre de camions – 1 km**	**Nombre de camions – 3 km**	**Nombre de camions – 6 km**
25	4.51	5.38	6.52	16.08	19.57	26.20	10	13	17
100	5.04	5.91	7.05	20.86	23.76	30.29	14	16	20
200	5.70	6.57	7.71	26.47	29.16	36.00	18	20	25
300	6.53	7.40	8.54	32.33	34.88	40.86	22	24	27
400	7.26	8.13	9.27	38.49	40.95	46.19	27	29	32
500	7.97	8.85	9.97	44.57	47.15	52.02	31	33	36

L'analyse des résultats révèle un comportement spécifique à la flotte partagée qui mérite d'être souligné : les écarts de coût entre les trois distances ne sont pas proportionnels à l'augmentation de la distance fosse–halde. À 500 m de profondeur, l'écart entre 1 km et 3 km est d'environ 0,88 CAD/t, tandis que celui entre 3 km et 6 km atteint 1,14 CAD/t — un incrément plus grand pour une augmentation de distance pourtant plus importante. Ce comportement s'explique par la nature interconnectée du réseau de transport : dans une flotte partagée, les camions circulent librement entre la fosse, la halde et l'usine sans affectation fixe, de sorte que toute modification de la position de la halde affecte simultanément l'ensemble des distances du réseau. Comme le montrent les données du Tableau 5.6, rapprocher la halde de la fosse peut paradoxalement allonger la distance halde–usine, et inversement. L'effet d'une variation de la distance fosse–halde n'est donc pas isolable : il se propage à travers la structure du réseau et influence différemment les trajets à vide, les repositionnements et l'équilibrage des flux selon la configuration considérée. C'est ce couplage qui explique les écarts non uniformes observés entre les courbes.

6.3.2 Résultat de la flotte partagée méthode PED

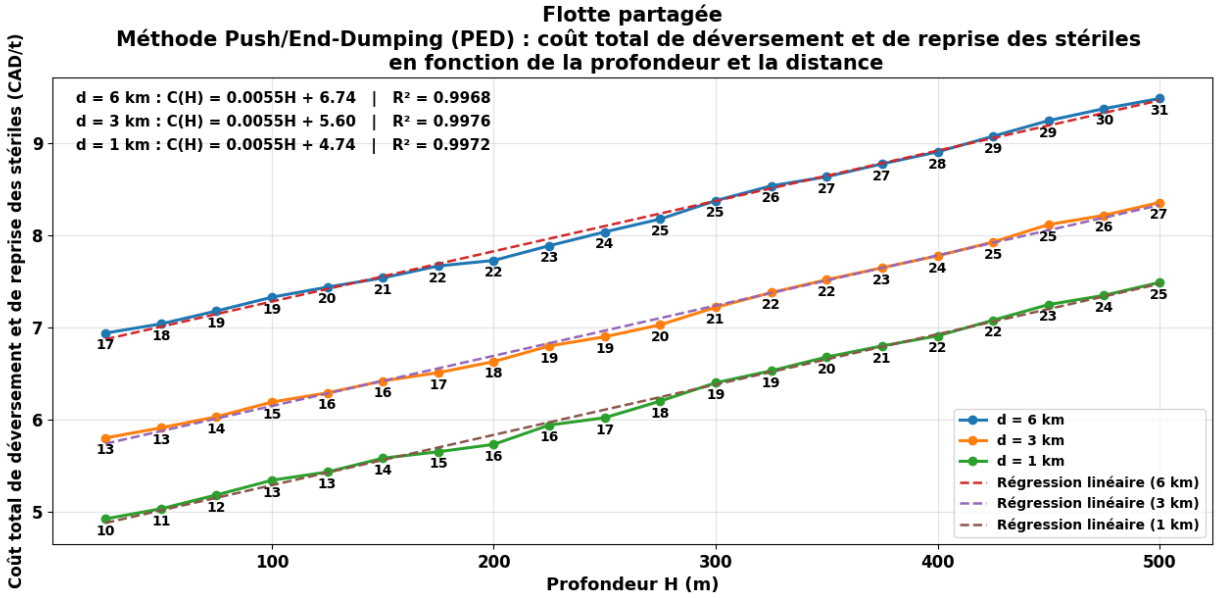


Figure 6.7: Coût total de déchargement en halde et de remanutention des stériles (CAD/t) en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde — méthode Push/End-Dumping (PED), flotte partagée.

La figure 6.7 présente l'évolution des coûts moyens unitaires en fonction de la profondeur pour trois distances fosse–halde (1 km, 3 km et 6 km) dans le cas de la méthode Push/End-Dumping avec une flotte partagée. Comme pour les figures précédentes, chaque point correspond à une valeur moyenne obtenue à partir de plusieurs réplications de simulation, avec une moyenne d'environ 13 réplications par point et un intervalle variant approximativement de 10 à 33, ce qui permet de réduire l'effet de la variabilité stochastique et de faire ressortir les tendances structurelles du système. Les nombres indiqués sous chaque point correspondent au nombre total de camions mobilisés pour chaque scénario.

Les résultats sont cohérents avec l'ensemble des analyses précédentes. La relation coût–profondeur reste linéaire pour les trois distances, avec une pente commune de 0,0055 CAD/t·m^{-1}, soit 0,055 CAD/t par tranche de 10 m et 0,137 CAD/t pour 25 m, avec un coefficient de détermination $R^2 \approx$ 0,997. Cette pente est inférieure à celle obtenue pour la méthode BU en flotte partagée (0,0074 CAD/t·m^{-1}), ce qui confirme, dans ce mode de fonctionnement également, la **moindre sensibilité du PED à la profondeur** en raison du trajet de remblayage entièrement en surface.

Tableau 6.6: Évolution des coûts PED en flotte partagée en fonction de la profondeur et de la distance fosse–halde.

Profondeur (m)	**PED – 1 km (CAD/t)**	**PED – 3 km (CAD/t)**	**PED – 6 km (CAD/t)**	**Temps cycle Camion (Min) – 1 km**	**Temps cycle Camion (Min) – 3km**	**Temps cycle Camion (Min) – 6 km**	**Nombre de camions – 1 km**	**Nombre de camions – 3 km**	**Nombre de camions – 6 km**
25	4.92	5.80	6.94	16.06	19.53	26.21	10	13	17
100	5.34	6.19	7.33	19.35	22.14	28.58	13	15	19
200	5.73	6.63	7.73	23.45	26.16	32.47	16	18	22
300	6.40	7.22	8.38	27.49	30.21	36.50	19	21	25
400	6.91	7.78	8.91	31.69	34.30	40.24	22	24	28
500	7.49	8.36	9.49	35.91	38.53	44.32	25	27	31

Le tableau 6.6 présente, pour quelques profondeurs représentatives, les valeurs de coût unitaire, de temps de cycle et de nombre de camions pour les trois distances étudiées. Le temps de cycle augmente de 16,06 à 35,91 min entre 25 m et 500 m pour 1 km, avec des progressions similaires pour 3 km et 6 km. Le nombre de camions évolue de 10 à 25, de 13 à 27 et de 17 à 31 respectivement, traduisant l'ajustement de la flotte pour maintenir MF ≈ 1. Les coûts unitaires passent quant à eux de 4,92 à 7,49 CAD/t pour 1 km, de 5,80 à 8,36 CAD/t pour 3 km et de 6,94 à 9,49 CAD/t pour 6 km. **La croissance reste plus modérée que pour la méthode BU**, ce qui est cohérent avec la structure opérationnelle du PED décrite précédemment. Les données complètes sont disponibles à l'annexe A.

6.3.3 Détermination de la profondeur critique pour flotte partagée

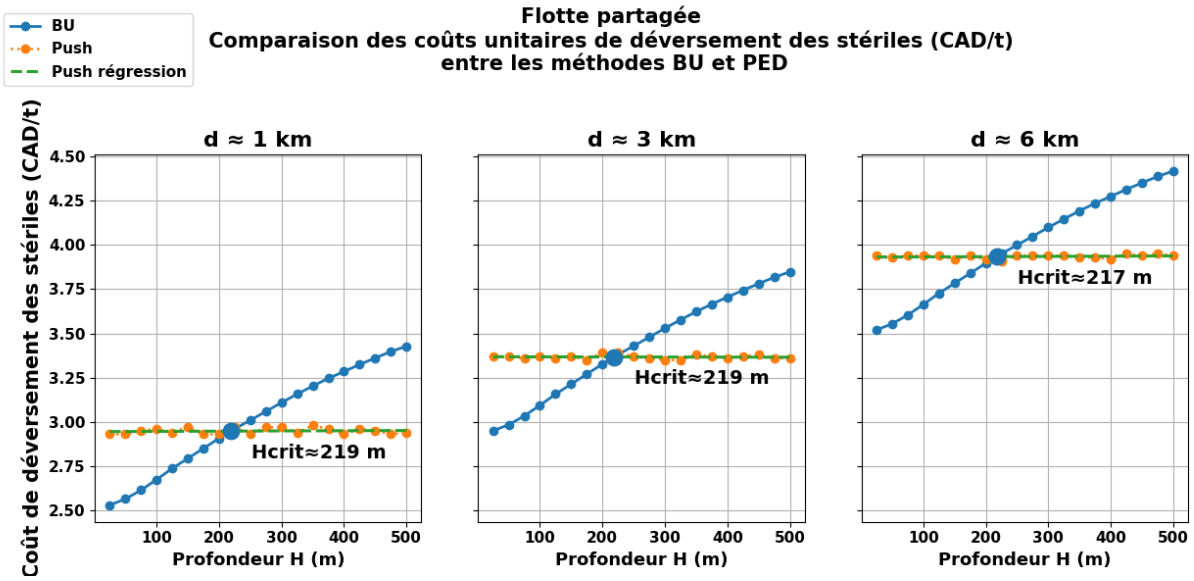


Figure 6.8: Comparaison des coûts moyens de remanutention du stérile — Bottom-Up (BU) vs Push/End-Dumping (PED), flotte partagée.

La figure 6.8 compare les coûts moyens unitaires de remblayage des méthodes BU et PED en configuration de flotte partagée, en isolant exclusivement la **composante remblayage** la composante extraction étant identique pour les deux méthodes. Les tendances structurelles restent cohérentes avec celles établies pour la flotte indépendante : le coût PED demeure quasi constant avec la profondeur, tandis que le coût BU augmente régulièrement avec H. **La différence principale réside dans la position de H_{crit}**, qui se situe autour de 217–219 m en flotte partagée, soit environ 24 m plus élevée qu'en flotte indépendante (≈ 194–195 m).

Il est important de rappeler que, **pour les deux configurations de flotte**, le circuit de remblayage suit le même trajet : les stériles extraits de la fosse d'extraction sont d'abord acheminés vers la halde, puis repris et transportés vers la fosse à remblayer. **Les camions passent donc systématiquement par la halde**, que ce soit en flotte indépendante ou en flotte partagée.

Ce décalage s'explique par l'effet du dispatch sur la pente de la courbe BU. Comme le montre le tableau 6.7, le dispatch améliore le taux d'utilisation des camions de 78,14 % à 80,38 % (+2,9 %), **sans modifier leur productivité globale** : dans les deux configurations, la flotte est dimensionnée pour maintenir MF ≈ 1, ce qui signifie que la pelle opère toujours à sa productivité maximale la productivité reste donc identique entre les deux flottes. En revanche, la meilleure

utilisation des camions réduit le coût unitaire, et cet effet est **légèrement plus marqué pour la méthode BU** : les déplacements internes dans la fosse, propres au BU, génèrent davantage d'interactions entre ressources, offrant au dispatch plus d'opportunités d'optimisation qu'en PED où les trajets sont tous en surface. En conséquence, **la pente de régression BU diminue de 0,0086 à 0,0074 CAD/t·m⁻¹** (~14 %), tandis que celle du PED diminue de 0,0063 à 0,0055 CAD/t·m⁻¹ (~13 %).

Or, de l'équation (6.3), la profondeur critique est **inversement proportionnelle à la pente BU** :

$$H_{crit} \propto \frac{\mathrm{C_{bouteur}}}{\mathrm{pente_{BU}}} \tag{6.7}$$

Le coût du bouteur étant un paramètre fixe identique pour les deux configurations, une réduction de la $\mathrm{Pente_{BU}}$ entraîne directement une augmentation de H_{crit}.

Physiquement, la courbe BU monte moins vite avec la profondeur en flotte partagée, et il faut donc atteindre une profondeur plus grande avant que son coût rattrape le surcoût fixe du bouteur d'où le décalage de ~24 m observé. Enfin, comme pour la flotte indépendante, H_{crit} **reste pratiquement identique pour les trois distances** (217–219 m), confirmant que la distance fosse–halde affecte les deux courbes de façon symétrique et que son effet se simplifie à l'intersection, pour les mêmes raisons détaillées à la section précédente.

Tableau 6.7: Comparaison des indicateurs opérationnels moyens des camions entre flotte indépendante et flotte partagée

Paramètre	Flotte IND	Flotte PRT	Variation (%)	Interprétation
Disponibilité Truck (%)	***95.40***	**95.40**	**~0 %**	Aucune influence du dispatch
Utilisation Truck (%)	**78.14**	**80.38**	**+2.9 %**	Amélioration grâce au dispatch
Productivité Truck (t/h)	**3525**	**3525**	**~0 %**	Productivité identique pour les deux configurations de flotte.

Tableau 6.8: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU) en fonction de la profondeur et du ratio de tonnage, flotte partagée (distance halde–fosse = 6 km)

T_FH	T_HF	T_Min	H (m)	PED Total ($/t)	BU Total ($/t)	W = BU − PED
1	**1**	**1**	150	10,77	10,63	−0,14
1	**1**	**1**	175	11,01	10,91	−0,10
1	**1**	**1**	200	11,15	11,13	−0,02
1	**1**	**1**	225	11,48	11,52	+0,04
1	**1**	**1**	250	11,75	11,81	+0,06
1,15	**1**	**1**	150	11,31	11,17	−0,14
1,15	**1**	**1**	175	11,57	11,47	−0,10
1,15	**1**	**1**	200	11,72	11,70	−0,02
1,15	**1**	**1**	225	12,08	12,12	+0,04
1,15	**1**	**1**	250	12,36	12,43	+0,06
1	**3**	**1**	150	18,61	18,19	−0,42
1	**3**	**1**	175	18,89	18,59	−0,30
1	**3**	**1**	200	18,99	18,93	−0,06
1	**3**	**1**	225	19,30	19,42	+0,12
1	**3**	**1**	250	19,63	19,81	+0,18

Le tableau 6.8 présente, pour une distance halde–fosse fixée à 6 km et dans le cas d'une flotte partagée, une comparaison des coûts unitaires totaux de remblayage obtenus avec les méthodes PED et BU. Par rapport à la flotte indépendante, la structure du coût comporte ici trois postes au lieu de deux : le déversement à la halde, le trajet retour halde→fosse, et le transport du minerai. Le coût total s'exprime comme :

$$C_{\text{total}} = C_{FH} \cdot T_{FH} + C_F \cdot T_{HF} + C_{Min} \cdot T_{Min} \tag{6.8}$$

Les trois postes présentent des comportements différents vis-à-vis des deux méthodes :

Halde : identique pour PED et BU ($C_{FH}^{PED} = C_{FH}^{BU}$), car le déversement au sommet de la halde se fait de la même manière dans les deux cas.

Backfill : C_{HF}^{PED} reste quasi constant (~3,92 /t), tandis que C_{HF}^{BU} croît avec H (de 3,78 à 4,00 $/t entre 150 et 250 m), car en méthode BU les camions doivent descendre dans la fosse via la rampe interne.

Minerai : identique pour PED et BU ($C_{Min}^{PED} = C_{Min}^{BU}$), car la phase d'extraction que ce soit pour le minerai vers l'usine ou pour le stérile vers la halde s'effectue rigoureusement de la même manière dans les deux scénarios. Cette opération relève uniquement du cycle d'extraction et ne dépend pas du choix de la méthode de remplissage.

La colonne $W = BU - PED$ change de signe aux alentours de H = 200 m : la méthode BU est plus économique aux faibles profondeurs, le PED devient plus économique au-delà de la profondeur critique.

Calcul de la profondeur critique

La condition d'égalité $C_{total}^{PED} = C_{total}^{BU}$ donne :

$$\underbrace{(C_{FH}^{PED} - C_{FH}^{BU})}_{=0} \cdot T_{FH} + (C_{HF}^{PED} - C_{HF}^{BU}) \cdot T_{HF} + \underbrace{\left(C_{Min}^{PED} - C_{Min}^{BU}\right)}_{=0} \cdot T_{Min} = 0 \tag{6.9}$$

Les postes Halde et Minerai s'annulent identiquement (différences nulles entre PED et BU). Pour $T_{HF} \neq 0$, l'équation se réduit à :

$$C_{HF}^{PED} = C_{HF}^{BU} \tag{6.6}$$

On retombe exactement sur l'équation (6.6) établie pour la flotte indépendante. La profondeur critique en flotte partagée est donc déterminée, comme en flotte indépendante, uniquement par l'égalité des coûts unitaires du trajet halde→fosse, sans aucune intervention des tonnages T_FH, T_HF ou T_Min.

Par interpolation linéaire autour du changement de signe de W :

$$H_{crit} \approx 208 \text{ m}$$

	Intervalle de changement de signe	**H critique**
T_FH = 1, T_HF = 1, T_Min = 1	[200 ; 225] (W passe de −0,02 à +0,04)	≈ 208 m
T_FH = 1,15, T_HF = 1, T_Min = 1	[200 ; 225] (W passe de −0,02 à +0,04)	≈ 208 m
T_FH = 1, T_HF = 3, T_Min = 1	[200 ; 225] (W passe de −0,06 à +0,12)	≈ 208 m

Bien que la flotte partagée intègre un poste supplémentaire (Minerai) dans le coût total, la condition d'égalité des coûts totaux **se réduit à la même équation scalaire** que celle obtenue pour la flotte indépendante (équation 6.6). Cette équivalence s'explique par le fait que les deux postes additionnels (Halde et Minerai) sont structurellement indépendants du choix de la méthode de remblayage et s'annulent dans la différence W. La profondeur critique reste donc dictée exclusivement par le croisement des courbes $C_{HF}(H)$ des deux méthodes, sans dépendance aux ratios de production.

Comme dans le cas de la flotte indépendante, **les tonnages n'influencent pas la position du point de bascule**, mais agissent uniquement comme un facteur d'amplification de l'écart W. Par exemple, lorsque T_HF passe de 1 à 3, les écarts de coût sont proportionnellement amplifiés (de ±0,14 $/t à ±0,42 $/t à H = 150 m), sans modifier la profondeur critique.

Une nuance doit être apportée concernant la cohérence avec la **Figure 6.8** : cette dernière localise graphiquement le croisement des courbes autour de **H ≈ 219 m**, alors que l'interpolation à partir du Tableau 6.8 donne **H_crit ≈ 208 m**. Cette différence n'est pas contradictoire et provient simplement de la nature des grandeurs comparées : la **Figure 6.8** trace uniquement les courbes du **coût de remblayage** $C_{HF}(H)$, si bien que le H critique lu graphiquement correspond au croisement strict des courbes Back. Le **Tableau 6.8**, en revanche, utilise le **coût total** intégrant les **trois**

composantes (Halde + Back + Minerai), ce qui décale légèrement la position du changement de signe de W. Les deux estimations restent donc cohérentes : elles encadrent la même profondeur critique réelle dans une plage robuste **entre 208 et 219 m**, indépendante des ratios de tonnage et identique en flotte indépendante et en flotte partagée.

6.4 Comparaison des coûts unitaires entre flotte indépendante et flotte partagée

La section 6.4 synthétise les résultats en comparant directement la flotte indépendante et la flotte partagée. L'objectif est de quantifier l'effet du dispatch et de la mutualisation des camions sur les coûts unitaires de remblayage, en analysant l'évolution des écarts selon la profondeur et la distance fosse–halde. Cette comparaison permet également de mettre en évidence les différences de comportement entre les méthodes Bottom-Up et Push/End-Dumping, notamment en termes de sensibilité à la distance et de conditions où l'une ou l'autre devient la plus avantageuse.

6.4.1 Comparaison des coûts unitaires entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode BU

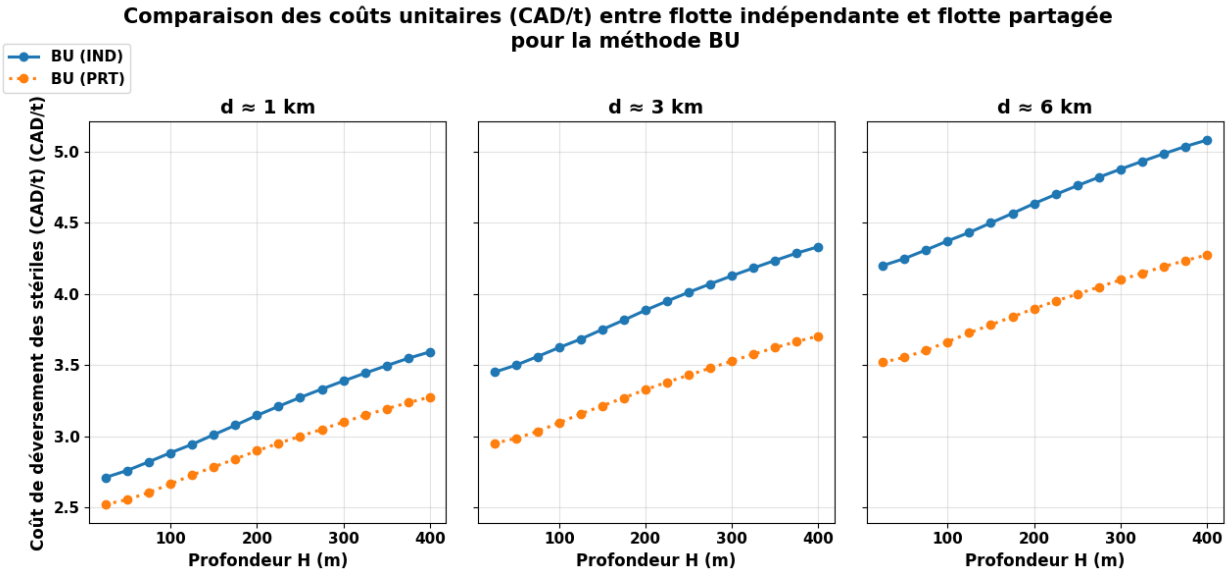


Figure 6.9: Comparaison des coûts unitaires (CAD/t) entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode BU

La figure 6.9 compare les coûts unitaires moyens de remblayage par la méthode Bottom-Up entre la flotte indépendante (IND) et la flotte partagée (PRT), pour les trois distances fosse–halde

étudiées (d ≈ 1 km, 3 km et 6 km). Dans les trois cas, la flotte partagée affiche des coûts systématiquement inférieurs à ceux de la flotte indépendante, pour toutes les profondeurs H considérées. L'écart entre les deux configurations n'est cependant pas constant : modéré à courte distance (d ≈ 1 km), il s'accentue progressivement avec la distance pour devenir nettement marqué à d ≈ 6 km.

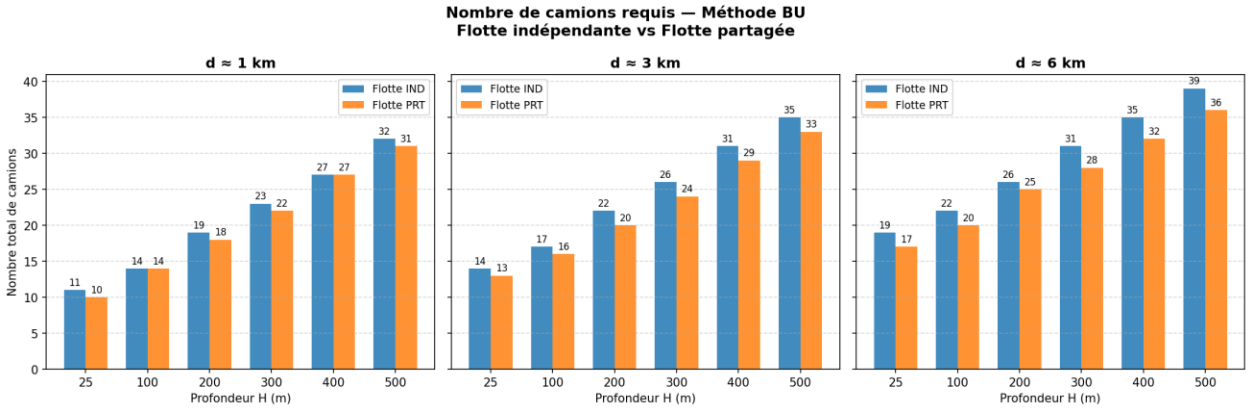


Figure 6.10: Nombre total de camions requis pour la méthode Bottom-Up selon la profondeur (flotte indépendante vs flotte partagée)

La figure 6.10 donne la clé de lecture de la figure 6.9 : l'écart de coût s'explique directement par un écart de dimensionnement de la flotte, lui-même conditionné par la gestion des **trajets à vide**.

Dans une flotte indépendante, chaque camion est affecté à un circuit fixe entre un point de chargement et un point de déchargement donnés. Après avoir déchargé, il retourne systématiquement à vide vers son point de chargement d'origine. Ce retour à vide constitue un temps improductif dont la durée est directement proportionnelle à la distance parcourue. Plus la distance fosse–halde augmente, plus la fraction du cycle consacrée à ce trajet improductif s'allonge, ce qui dégrade le taux d'utilisation effectif des camions. Pour maintenir la productivité requise de la pelle, la flotte indépendante doit alors compenser en mobilisant davantage d'unités.

À l'inverse, une flotte partagée repose sur un système de *dispatch* qui réaffecte dynamiquement les camions en fonction des besoins instantanés du site : un camion qui vient de décharger peut-être rediriger vers un nouveau point de chargement proche, plutôt que d'effectuer un long retour à vide. Cette flexibilité augmente la proportion de trajets réalisés en charge et améliore le taux d'utilisation effectif de la flotte, ce qui permet d'atteindre la même productivité avec moins de camions.

Ce mécanisme se lit directement sur la figure 6.10. À d ≈ 1 km, les deux configurations sont pratiquement identiques (écart nul à 1 camion selon la profondeur) : les trajets sont courts, les retours à vide brefs, et le *dispatch* n'apporte qu'un gain marginal. À d ≈ 3 km, un écart systématique de 1 à 2 camions apparaît. À d ≈ 6 km enfin, la flotte partagée économise typiquement **2 à 3 camions** par rapport à la flotte indépendante pour une même profondeur — par exemple 36 contre 39 camions à H = 500 m.

C'est précisément ce **différentiel croissant du nombre de camions** qui se répercute sur les coûts unitaires de la figure 6.9. Chaque camion supplémentaire mobilisé par la flotte indépendante ajoute sa part de coûts d'acquisition, d'opération et de maintenance au coût total, qui se retrouve ensuite divisé par le tonnage produit pour donner le coût unitaire. Lorsque les distances sont courtes, les deux flottes mobilisent un nombre équivalent de camions et les coûts unitaires sont proches ; lorsque les distances s'allongent, la flotte indépendante accumule des camions excédentaires pour compenser ses retours à vide, tandis que la flotte partagée maintient un dimensionnement serré grâce au *dispatch*. L'écart de coût observé sur la figure 6.9 n'est donc pas un effet isolé : il est la traduction économique directe de l'écart de dimensionnement visible sur la figure 6.10, et les deux s'amplifient conjointement avec la distance fosse–halde.

6.4.2 Comparaison des coûts unitaires entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode Push/End-Dumping

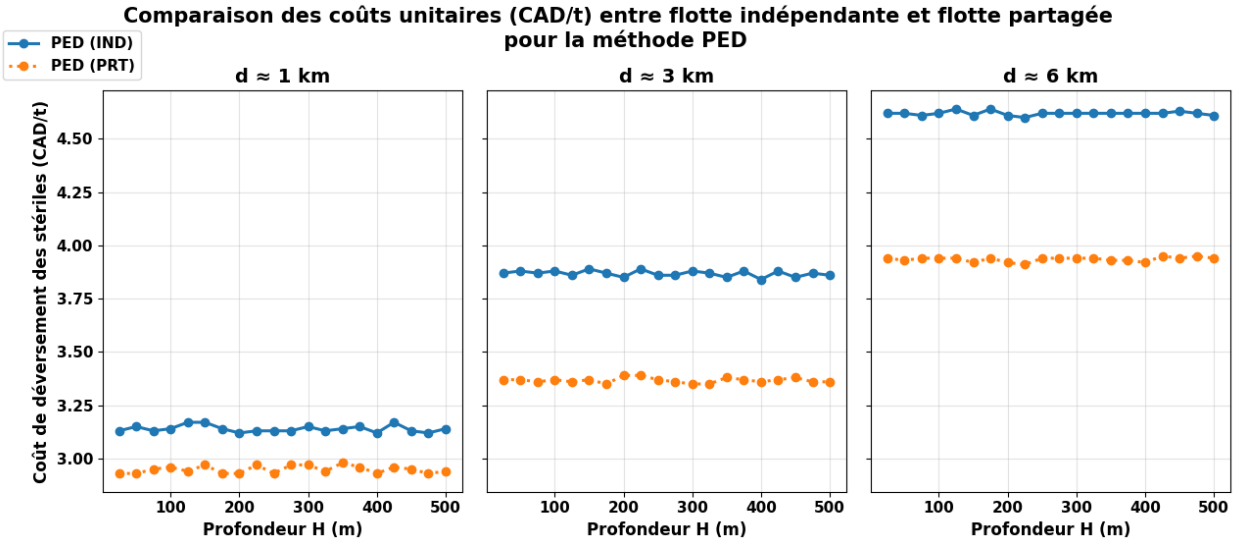


Figure 6.11: Comparaison des coûts unitaires (CAD/t) entre flotte indépendante et flotte partagée pour la méthode PED.

La figure 6.11 compare les coûts moyens unitaires de remblayage PED entre flotte indépendante et flotte partagée. Les conclusions sont cohérentes avec celles établies pour la méthode BU : **la flotte partagée présente des coûts systématiquement plus faibles**, avec un écart qui s'accentue avec la distance. La différence essentielle par rapport au cas BU est que cet écart se manifeste ici par un **décalage vertical quasi constant** entre les deux courbes les deux restant horizontales puisque la profondeur n'influence pas le remblayage PED. L'avantage du dispatch provient donc exclusivement de la réduction des retours à vide sur les trajets de surface, pour les mêmes raisons décrites à la section précédente.

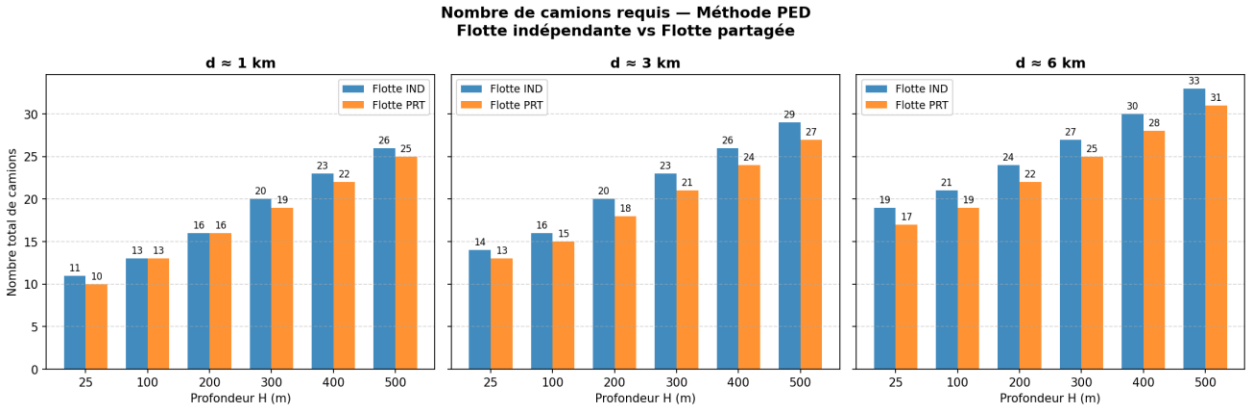


Figure 6.12: Nombre total de camions requis pour la méthode Push/End-Dumping selon la profondeur (flotte indépendante vs flotte partagée)

La figure 6.12 confirme que la flotte partagée mobilise systématiquement **1 à 2 camions de moins** que la flotte indépendante, avec un écart qui croît avec la distance. Contrairement à la méthode BU, l'écart reste **stable avec la profondeur** pour une distance donnée ce qui est cohérent avec la structure horizontale des courbes de coût PED. À $d \approx 1$ km, certaines profondeurs présentent un nombre identique de camions entre les deux configurations, le dispatch offrant peu de gain lorsque les trajets sont courts. À $d \approx 6$ km, l'avantage devient plus systématique, traduisant l'effet croissant des retours à vide dans la flotte indépendante à mesure que la distance augmente.

CHAPITRE 7 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

7.1 Conclusion

Cette étude a permis de comparer les méthodes de remblayage Bottom-Up (BU) et Push/End-Dumping (PED) en fonction de la profondeur de remblayage H, de la distance fosse–halde d, de la géométrie de la fosse caractérisée par l'angle horizontal α, ainsi que de l'organisation de la flotte de camions (flotte indépendante ou flotte partagée).

Comme attendu au regard du fonctionnement des deux méthodes, les résultats montrent que le coût du remblayage Bottom-Up augmente de manière plus marquée avec la profondeur que celui du Push/End-Dumping. Cette différence apparaît clairement dans les pentes des régressions linéaires obtenues. En flotte indépendante, la pente du coût pour la méthode BU est d'environ **0,0086 CAD/t/m**, contre **0,0063 CAD/t/m** pour la méthode PED. En flotte partagée, ces pentes diminuent à environ **0,0074 CAD/t/m** pour BU et **0,0055 CAD/t/m** pour PED. Ces valeurs montrent non seulement que le coût du BU est plus sensible à la profondeur que celui du PED, mais aussi que le dispatch réduit la vitesse d'augmentation des coûts pour les deux méthodes. Le fait que, pour une même configuration de flotte, les pentes restent pratiquement constantes quelle que soit la distance indique que l'effet de la profondeur est principalement gouverné par la géométrie de la fosse, tandis que la distance agit surtout comme un terme additif décalant verticalement les courbes de coût.

Cette différence de pente entre les deux méthodes conduit à l'existence d'un seuil d'inversion économique, appelé profondeur critique H_{crit}. Dans les conditions étudiées, H_{crit} se situe autour de **194–195 m** en flotte indépendante et autour de **217–219 m** en flotte partagée, soit un décalage d'environ **24 m**. Ce déplacement confirme l'effet du dispatch, qui améliore l'utilisation des camions, réduit les trajets à vide et atténue certaines inefficacités opérationnelles, ce qui permet à la méthode Bottom-Up de demeurer compétitive sur une plage de profondeurs plus large.

Un résultat particulièrement intéressant est que la profondeur critique varie très peu avec la distance de transport. Pour une configuration de flotte donnée, H_{crit} reste pratiquement constante entre $d \approx$ 1, 3 et 6km. Cela s'explique par le fait que l'augmentation de la distance affecte de manière similaire les deux méthodes, en décalant leurs courbes de coût sans modifier fortement leur point d'intersection. Ainsi, la profondeur critique apparaît comme un indicateur robuste du point de

bascule économique, davantage gouverné par la différence de structure des coûts entre les méthodes que par la distance elle-même.

L'analyse confirme néanmoins l'effet important de la distance sur le niveau des coûts unitaires. Pour les deux méthodes et pour les deux configurations de flotte, l'augmentation de la distance fosse–halde entraîne une hausse systématique des coûts, avec une hiérarchie stable des scénarios : présente 6 km les coûts les plus élevés, suivie de 3 km, puis de $d \approx 1$ km.

Par ailleurs, la géométrie de la fosse influence l'équilibre économique entre les deux méthodes. L'augmentation de l'angle horizontal α pénalise davantage la méthode Bottom-Up que la méthode Push/End-Dumping. En conséquence, la profondeur critique H_{crit} diminue lorsque α augmente, ce qui signifie que la transition vers la méthode PED intervient à des profondeurs plus faibles dans des géométries de fosse plus contraignantes.

Enfin, la comparaison entre flotte indépendante et flotte partagée montre que la flotte partagée permet de réduire les coûts de re-handling pour les deux méthodes et pour toutes les distances étudiées. Cette amélioration résulte d'une meilleure utilisation des camions, d'une réduction des trajets à vide et d'une allocation plus flexible des ressources grâce au dispatch. Elle se traduit également par une diminution du nombre de camions requis pour atteindre un équilibre opérationnel, de l'ordre de **5 à 10 %** selon les scénarios. L'effet du dispatch est toutefois plus marqué pour la méthode BU, dont les coûts dépendent davantage des interactions internes du système et de la gestion fine des flux.

7.2 Recommandations

Les valeurs de H_{crit} obtenues dans cette étude, comprises entre 194 et 219 m, se situent dans une plage réaliste pour les mines à ciel ouvert. En effet, plusieurs exploitations présentent des profondeurs inférieures à ce seuil, notamment certaines fosses canadiennes de taille modérée documentées dans la littérature. Par exemple, au Canada, plusieurs fosses présentent des profondeurs inférieures ou voisines de H_{crit}. C'est le cas de certaines fosses de **Mount Polley**, notamment **Bell pit** (~170 m), **SE pit** (~100 m) et **C2 pit** (~130 m), tandis que **Wight pit** atteint environ **200 m**, soit une valeur très proche de la limite inférieure de la plage critique obtenue dans cette étude. De même, la mine **Spoon** (Nunavik, Québec) présente une profondeur d'environ **40**

m, et la mine **Iron Ore, Carol** atteint environ **200 m**, ce qui correspond également à un cas situé au voisinage du seuil critique (Hustrulid et al., 2013).

À l'inverse, plusieurs grandes exploitations dépassent largement ces valeurs. Au Canada, **Highland Valley Copper** atteint environ **540 m** de profondeur pour la fosse Lornex et jusqu'à **700 m** pour la fosse Valley. De même, certaines fosses de **Mount Polley**, comme **Springer pit**, atteignent environ **400 m**, tandis que la mine **Kemess (Northgate)** présente une profondeur d'environ **390 m**. La mine **Williams** à Hemlo atteint quant à elle environ **230 m**. À l'échelle mondiale, certaines mines présentent des profondeurs beaucoup plus importantes, comme **Bingham Canyon**, aux **États-Unis**, qui dépasse **1 200 m**, ou **Chuquicamata**, au **Chili**, dont la fosse atteint environ **850 à 1 000 m** (Hustrulid et al., 2013).

Ces exemples montrent clairement que les deux régimes ($H < H_{\text{crit}}$ et $H > H_{\text{crit}}$) sont largement représentés dans les conditions réelles d'exploitation. Cela confirme la pertinence de la règle de décision proposée, qui reste cohérente avec la variabilité des géométries observées dans les mines à ciel ouvert à différentes échelles.

La profondeur critique H_{crit} peut ainsi être utilisée comme un indicateur opérationnel pour orienter le choix de la méthode de remblayage. Toutefois, il convient de souligner que cet indicateur ne constitue pas un paramètre intrinsèque, mais le résultat de l'interaction entre plusieurs variables (géométrie, distance, flotte, coûts d'exploitation). Son utilisation doit donc s'inscrire dans une analyse globale du système.

Par ailleurs, lorsque les conditions opérationnelles le permettent, l'utilisation d'une flotte partagée est recommandée, en raison des gains d'efficacité associés au dispatch. Néanmoins, la flotte indépendante peut rester pertinente dans des contextes où des contraintes organisationnelles ou de sécurité imposent une séparation stricte des flux de matériaux.

Au-delà de ces recommandations, les résultats soulèvent également des perspectives intéressantes pour des travaux futurs. Il serait notamment pertinent d'analyser, à partir de données industrielles, la distribution des profondeurs de fosses en exploitation au Canada et à l'échelle mondiale, afin d'évaluer la proportion de sites situés au-dessus ou en dessous de H_{crit}. Une telle analyse permettrait de mieux apprécier la portée opérationnelle des résultats obtenus.

D’autres travaux pourraient également porter sur l’amélioration des stratégies de dispatch, en remplaçant la fonction de score multi-objectif à poids fixes par une approche d'apprentissage par renforcement (reinforcement learning). Dans cette approche, un agent apprend, par essai-erreur au fil des simulations, à adapter dynamiquement la politique d'affectation des camions en fonction de l'état courant du système (files d'attente, niveaux de carburant, disponibilité des équipements). Des travaux récents, notamment ceux de Noriega et al. (2025) , ont démontré le potentiel de cette méthode pour le dispatch en temps réel dans les mines à ciel ouvert, avec des gains de productivité significatifs par rapport aux heuristiques classiques.

Enfin, l’étude pourrait être étendue à d’autres configurations de remblayage, notamment en intégrant différents types de matériaux (stériles, résidus miniers) ou en considérant des contraintes environnementales et hydrogéochimiques plus détaillées, afin de renforcer le lien entre performance économique et performance environnementale dans les stratégies de fermeture des mines.

Par ailleurs, une extension naturelle de ce travail consisterait à modéliser un scénario de remblayage fosse à fosse (in-pit dumping), dans lequel le stérile extrait d'une zone active est acheminé directement vers une zone de remblayage au sein de la même fosse, sans transit par la halde. Cette configuration éliminerait la double manutention imposée par le passage obligatoire par la halde et pourrait réduire significativement les coûts de remblayage, en particulier pour la méthode Bottom-Up. L'intégration de ce scénario dans le modèle multi-agents permettrait de quantifier les gains potentiels et de définir les conditions géotechniques et géométriques sous lesquelles le transfert direct est praticable.

Enfin, la validation du modèle sur un cas industriel réel, à partir de données opérationnelles d'une mine en phase de fermeture, permettrait de calibrer les paramètres de simulation et de comparer les coûts simulés aux coûts réellement observés, renforçant ainsi la crédibilité et la transférabilité des résultats obtenus.

RÉFÉRENCES

ACQ. (2023). Taux horaires suggérés de la main-d'œuvre dans l'industrie de la construction au Québec – Annexe Industrie Lourde (1er janvier 2023). Association de la construction du Québec. https://www.acq.org/wp-content/uploads/2024/12/rt-20241229-grilles-industriel-lourd.pdf

Afanasyev, M., Pervukhin, D., Kotov, D., Davardoost, H., & Smolenchuk, A. (2023). System Modeling in Solving Mineral Complex Logistic Problems with the Anylogic Software Environment. Transportation Research Procedia, XIII International Conference on Transport Infrastructure: Territory Development and Sustainability, 68, 483-491. https://doi.org/10.1016/j.trpro.2023.02.065

Ahmadi, S., Moosazadeh, S., Hajihassani, M., Moomivand, H., & Rajaei, M. M. (2019). Reliability, availability and maintainability analysis of the conveyor system in mechanized tunneling. Measurement, 145, 756-764. https://doi.org/10.1016/j.measurement.2019.06.009

Alarie, S., & Gamache, M. (2002). Overview of Solution Strategies Used in Truck Dispatching Systems for Open Pit Mines. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, 16(1), 59-76. https://doi.org/10.1076/ijsm.16.1.59.3408

Altiti, A. H., Alrawashdeh, R. O., Alnawafleh, H. M., Altiti, A. H., Alrawashdeh, R. O., & Alnawafleh, H. M. (2021). Open Pit Mining. Dans Mining Techniques—Past, Present and Future. IntechOpen. https://doi.org/10.5772/intechopen.92208

AnyLogic. (s. d.). Features – AnyLogic Simulation Software. AnyLogic. Consulté 8 février 2026, à l'adresse https://www.anylogic.com/features/

APEC, M. T. F. (2018). MINE CLOSURE – Checklist for Governments.

ARCADIS Canada Inc. (2015). In-Pit Disposal of Reactive Mine Wastes : Approaches, Update and Case Study Results (MEND Report 2.36.1b). Mine Environment Neutral Drainage (MEND) Program; Mining Association of Canada (MAC).

Arena Simulation Software | Arena Simulation Software | US. (s. d.). Rockwell Automation. Consulté 11 mai 2026, à l'adresse https://www.rockwellautomation.com/en-us/products/software/arena-simulation.html

Askari Nasab, H., & Torkamani, E. (2013). Truck-Shovel Operational Planning Using Discrete Event Simulation.

Aubertin, M., Fala, O., Bussière, B., Martin, V., Campos, D., Gamache-Rochette, A., Chouteau, M., & Chapuis, R. (2002). ANALYSE DES ÉCOULEMENTS DE L'EAU EN CONDITIONS NON SATURÉES DANS LES HALDES À STÉRILES.

Aubertin, M., Maknoon, M., & Ovalle, C. (2021). Waste rock pile design considerations to promote geotechnical and geochemical stability. Canadian Geotechnique – The CGS Magazine : Fall 2021. 2, 44-47.

Bajany, D. M., Xia, X., & Zhang, L. (2017). A MILP Model for Truck-shovel Scheduling to Minimize Fuel Consumption. Energy Procedia, 8th International Conference on Applied Energy, ICAE2016, 8-11 October 2016, Beijing, China, 105, 2739-2745. https://doi.org/10.1016/j.egypro.2017.03.925

Bajany, D. M., Zhang, L., & Xia, X. (2019). An Optimization Approach for Shovel Allocation to Minimize Fuel Consumption in Open-pit Mines : Case of Heterogeneous Fleet of Shovels. IFAC-PapersOnLine, 18th IFAC Symposium on Control, Optimization and Automation in

Mining, Mineral and Metal Processing, MMM 2019, 52(14), 207-212. https://doi.org/10.1016/j.ifacol.2019.09.196

Bakhtavar, E., & Mahmoudi, H. (2020). Development of a scenario-based robust model for the optimal truck-shovel allocation in open-pit mining. Computers & Operations Research, 115, 104539. https://doi.org/10.1016/j.cor.2018.08.003

Bar, N., Semi, J., Koek, M., Owusu-Bempah, G., Day, A., Nicoll, S., Bu, J., & Dight, P. M. (2020). Practical waste rock dump and stockpile management in high rainfall and seismic regions of Papua New Guinea (p. 117-128). Australian Centre for Geomechanics. Slope Stability 2020: 2020 International Symposium on Slope Stability in Open Pit Mining and Civil Engineering, 2020 12-14 May 2020, Online. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2025_02

Barabady, J., & Kumar, U. (2008). Reliability analysis of mining equipment : A case study of a crushing plant at Jajarm Bauxite Mine in Iran. Reliability Engineering & System Safety, 93(4), 647-653. https://doi.org/10.1016/j.ress.2007.10.006

Blanchette, M. L., & Lund, M. A. (2016). Pit lakes are a global legacy of mining : An integrated approach to achieving sustainable ecosystems and value for communities. Current Opinion in Environmental Sustainability, Open Issue, part I, 23, 28-34. https://doi.org/10.1016/j.cosust.2016.11.012

Bozan, C., Wallis, I., Cook, P. G., & Dogramaci, S. (2022). Groundwater-level recovery following closure of open-pit mines. Hydrogeology Journal, 30(6), 1819-1832. https://doi.org/10.1007/s10040-022-02508-2

Brenndoerfer, M. (2025). Normalization : Complete Guide to Feature Scaling with Min-Max Implementation. https://mbrenndoerfer.com/writing/normalization-feature-scaling-min-max-machine-learning-guide

Bulakina, E., Nedzelskaya, O., Bikineeva, A., Moiseev, V., Pochufarov, D., & Ketov, A. (2021). Management of maintenance service and repair of heavy-duty mining equipment during its adaptation to the working conditions by the company Minetech Machinery LLC, official dealer of HITACHI. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 823, 012022. https://doi.org/10.1088/1755-1315/823/1/012022

Burt, C. N., & Caccetta, L. (2008). Match factor for heterogeneous truck and loader fleets. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 22(1), 84-85. https://doi.org/10.1080/17480930801943334

Burt, C. N., & Caccetta, L. (2014). Equipment Selection for Surface Mining : A Review. Interfaces, 44(2), 143-162.

Canada, E. et D. social. (2025). Conducteur/conductrice—Mines au Québec | Salaires—Guichet-Emplois. http://nu.guichetemplois.gc.ca/explore_career/job_market_report/wage_occupation_report.xhtml

Caterpillar Inc. (2022). Cat Performance Handbook (Nº 50). Caterpillar Inc. https://puckettmachinery.com/parts/caterpillar-performance-handbook/

Coronado, V., & Pablo, P. (2014). Optimization of the Haulage Cycle Model for Open Pit Mining Using a Discrete-Event Simulator and a Context-Based Alert System. https://repository.arizona.edu/handle/10150/321594

Darankoum, H. J. W. (2024). Analyse probabiliste de la formation d'un lac en fosse à ciel ouvert de mine en condition climatique semi-aride et étude des incidences environnementales [Phd, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue]. https://depositum.uqat.ca/id/eprint/1612/

Das, R., Topal, E., & Mardaneh, E. (2023). A review of open pit mine and waste dump schedule planning. Resources Policy, 85, 104064. https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2023.104064

Dhillon, B. S. (Éd.). (2008). Programmable Electronic Mining System Safety. Dans Mining Equipment Reliability, Maintainability, and Safety (p. 169-180). Springer. https://doi.org/10.1007/978-1-84800-288-3_11

Digital Twin Simulation Software | Simio. (s. d.). Consulté 11 mai 2026, à l'adresse https://www.simio.com

Douglas, J. (1970). PREDICTION SHOVEL - TRUCK PRODUCTION : A RECONCILIATION OF COMPUTER AND CONVENTIONAL ESTIMATES. https://trid.trb.org/View/99655

Dymasius, A., Wangsaputra, R., & Iskandar, B. P. (2016). Analysis of Maintenance Service Contracts for Dump Trucks Used in Mining Industry with Simulation Approach. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 114(1), 012063. https://doi.org/10.1088/1757-899X/114/1/012063

Gamache, M., Basilico, G., Frayret, J.-M., & Riopel, D. (2023). Real-time multi-agent fleet management strategy for autonomous underground mines vehicles. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 37(9), 649-666. https://doi.org/10.1080/17480930.2023.2236880

Gammons, C., Harris, L., Castro, J., Cott, P., & Hanna, B. (2009). Creating Lakes from Open Pit Mines : Processes and Considerations, Emphasis on Northern Environments. Geological Engineering. https://digitalcommons.mtech.edu/geol_engr/2

García-Torres, S., Ovalle, C., & Ouellet, S. (2024). Stability assessment of a large open-pit waste rock backfilling : Field monitoring and numerical back-analysis.

Habib, N. A., Ben-Awuah, E., & Askari Nasab, H. (2025). Haulage simulation of open pit mines with ore and waste IPCC.

Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002). Introductory Mining Engineering. John Wiley & Sons.

Hastings, N., Forbes, C., Evans, M., & Peacock, B. (2010). Statistical Distributions (1re éd.). John Wiley & Sons, Ltd. https://doi.org/10.1002/9780470627242

Hustrulid, W. A., Kuchta, M., & Martin, R. K. (2013). Open Pit Mine Planning and Design, Two Volume Set & CD-ROM Pack (3e éd.). CRC Press. https://doi.org/10.1201/b15068

Info Essence. (s. d.). Consulté 12 février 2026, à l'adresse https://www.caaquebec.com/fr/mobilite/info-essence

ISO. (2016). ISO 14224:2016(fr), Industries du pétrole, de la pétrochimie et du gaz naturel—Collecte et échange de données de fiabilité et de maintenance des équipements. https://www.iso.org/obp/ui/fr/#iso:std:iso:14224:ed-3:v1:fr

Javadnejad, F., Sharifi, M., Basiri, M., & Bakhtiar, O. (2022). Optimization Model for Maintenance Planning of Loading Equipment in Open Pit Mines. European Journal of Engineering and Technology Research, 7, 94-101. https://doi.org/10.24018/ejeng.2022.7.5.2907

Johnson, B., & Carroll, K. (2007). Waste Rock Backfill of Open Pits : Design, Optimisation, and Modelling Considerations.

Karlsson, T., & Kauppila, P. (2019). Utilisation of mine waste. Mine Closure. https://mineclosure.gtk.fi/utilisation-of-mine-waste/

Kazemi Ashtiani, M., Moradi, A., Doucette, J., & Askari Nasab, H. (2025). Optimising truck fleet selection and sizing in open pit mining using simulation—Analysing sustainability impacts of fleet configuration and truck failures.

Kovbasiuk, K., Židek, K., Balog, M., & Dobrovolska, L. (2021). ANALYSIS OF THE SELECTED SIMULATION SOFTWARE PACKAGES : A STUDY. Acta Tecnología, 7(4), 111-120. https://doi.org/10.22306/atec.v7i4.120

La Roche-Carrier, N. (2020). Conception et développement d'un outil automatisé basé sur la stratégie de maintenance prévisionnelle des équipements miniers [Phd, Université du Québec à Chicoutimi]. https://constellation.uqac.ca/id/eprint/5541/

Laurence, D. (2006). Optimisation of the mine closure process. Journal of Cleaner Production, Improving Environmental, Economic and Ethical Performance in the Mining Industry. Part 1. Environmental Management and Sustainable Development, 14(3), 285-298. https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2004.04.011

Li, Y., Topal, E., & Williams, D. J. (2014). Optimisation of waste rock placement using mixed integer programming. Mining Technology, 123(4), 220-229. https://doi.org/10.1179/1743286314Y.0000000070

Lukacs, Z. (2020). 20200713_Time_Classification_Framework-GMG-DAU-v01-r01.

Majdanishabestari, K. (2023). Slope Stability Analysis of high Waste Rock Piles Constructed by Push/End Dumping Using 2D and 3D Fem Simulations [Phd, Polytechnique Montréal]. https://publications.polymtl.ca/54384/

Marwan, A., Varouchakis, E., Galetakis, M., Renaud, V., & Burda, J. (2023). A framework for assessing hazards related to pit lakes : Application on European case studies. Environmental Earth Sciences, 82. https://doi.org/10.1007/s12665-023-11045-4

MathWorks—Maker of MATLAB and Simulink. (s. d.). Consulté 11 mai 2026, à l'adresse https://www.mathworks.com/

McCullough, C. D., Schultze, M., Vandenberg, J., Castendyk, D., Fourie, A. B., Tibbett, M., & Boggs, G. (2024). Mine waste disposal in pit lakes : A good practice guide (p. 1063-1076). Australian Centre for Geomechanics. Mine Closure 2024: 17th International Conference on Mine Closure, 2024 26-28 November 2024, Perth. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/2415_76

Mnzool, M., Almujibah, H., Bakri, M., Gaafar, A., Elhassan, A., & Gomaa, E. (2024). Optimization of cycle time for loading and hauling trucks in open-pit mining. Mining of Mineral Deposits, 18, 18-26. https://doi.org/10.33271/mining18.01.018

Moradi, A., Tabesh, M., & Askari Nasab, H. (2017). An Investigation into Dispatch Optimizers using Truck-Shovel Simulation and a New Multi Objective Truck Dispatching Technique.

Nguyen, H. (2014, novembre 21). DETERMINATION OF SHOVEL -TRUCK PRODUCTIVITIES IN OPEN -PIT MINES. Conference: The 3rd International Conference on Advances in Mining and TunnelingAt: Vung Tau, VietnamVolume: 3rd.

Nord-Lock Group. (2020). EXTENDING THE LIFE CYCLE OF MINING EQUIPMENT. Nord-Lock Group. https://www.nord-lock.com/globalassets/mediavalet/web-assets/downloads/brochure/expander_mining-paper.pdf

Noriega, R., Pourrahimian, Y., & Askari-Nasab, H. (2025). Deep Reinforcement Learning based real-time open-pit mining truck dispatching system. Computers & Operations Research, 173, 106815. https://doi.org/10.1016/j.cor.2024.106815

O'Hara, A., & STANLEY, S. (1992). COSTS AND COST ESTIMATION. 1.

Olson, J. W. W., J. P. (1987, janvier 1). Computer-based dispatching in mines with concurrent operating objectives. OneMine. https://onemine.org/documents/computer-based-dispatching-in-mines-with-concurrent-operating-objectives

Ouellet, S., Chapuis, S., & Ovalle, C. (2021). Le projet de co-déposition dans la fosse Canadian Malartic.

Ozdemir, B., & Kumral, M. (2019). Simulation-based optimization of truck-shovel material handling systems in multi-pit surface mines. Simulation Modelling Practice and Theory, 95, 36-48. https://doi.org/10.1016/j.simpat.2019.04.006

Paricheh, M., & Osanloo, M. (2016). Determination of the optimum in-pit crusher location in open-pit mining under production and operating cost uncertainties. 1-10. https://www.researchgate.net/publication/309476658

Pathan, S. M., Pathan, A. G., & Memon, M. S. (2025). Simulation Optimization of Shovel-Truck System in Open-Pit Mines Considering Rockmass Parameters. Journal of Advanced Transportation, 2025(1), 7939037. https://doi.org/10.1155/atr/7939037

Petja, G. (2022). Reliability improvement program for opencast coal mining. University of Johannesburg. https://ujcontent.uj.ac.za/esploro/outputs/graduate/Reliability-improvement-program-for-opencast-coal/9925109307691

Punia, A., & Singh, S. K. (2025). Understanding the feasibility of pit lakes for tailings disposal and CO2 sequestration. Discover Geoscience, 3(1), 230. https://doi.org/10.1007/s44288-025-00351-y

Qi, C., & Fourie, A. (2019). Cemented paste backfill for mineral tailings management : Review and future perspectives. Minerals Engineering, 144, 106025. https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.106025

Raymond, K., Seigneur, N., Su, D., & Mayer, K. (2021). Investigating the Influence of Structure and Heterogeneity in Waste Rock Piles on Mass Loading Rates—A Reactive Transport Modeling Study. Frontiers in Water, 3. https://doi.org/10.3389/frwa.2021.618418

Sakellari, C., Roumpos, C., Louloudis, G., & Vasileiou, E. (2021). A Review about the Sustainability of Pit Lakes as a Rehabilitation Factor after Mine Closure. Materials Proceedings, 5(1), 52. https://doi.org/10.3390/materproc2021005052

Soofastaei, A., Aminossadati, S., Kizil, M., & Knights, P. (2016). Reducing Fuel Consumption of Haul Trucks in Surface Mines Using Artificial Intelligence Models.

St-Amant Dyotte, L. (2022). Développement d'une solution opérationnelle 4.0 pour le transport minier souterrain [Masters, École de technologie supérieure]. https://espace.etsmtl.ca/id/eprint/3126/

Valenzuela, L., Bard, E., Campaña, J., Anabalón, M. E., & Fourie, A. B. (2008). High Waste Rock Dumps—Challenges and Developments (p. 65-78). Australian Centre for Geomechanics.

Rock Dumps 2008: First International Seminar on the Management of Rock Dumps, Stockpiles and Heap Leach Pads, 2008 5-6 March, Perth. https://doi.org/10.36487/ACG_repo/802_6

W. C. Morgan & L. L. Peterson. (1968). Determining Shovel-Truck Productivity.

Wang, Q., Zhang, R., Lv, S., & Wang, Y. (2021). Open-pit mine truck fuel consumption pattern and application based on multi-dimensional features and XGBoost. Sustainable Energy Technologies and Assessments, 43, 100977. https://doi.org/10.1016/j.seta.2020.100977

Wang, X.-Q., Long, S.-S., & Meng, X.-R. (2022). Simulation and optimization of mining-separating-backfilling integrated coal mine production logistics system. Energy Exploration & Exploitation, 40, 014459872210903. https://doi.org/10.1177/01445987221090364

Zeng, F., & Jiang, Z. (2023). Spatial and temporal evolution of mine dust research : Visual knowledge mapping analysis in Web of Science from 2001 to 2021. Environmental Science and Pollution Research International, 30(22), 62170-62200. https://doi.org/10.1007/s11356-023-26332-7

Zhang, Q., Zhang, B., Chen, Q., Wang, D., & Gao, X. (2021). Safety Analysis of Synergetic Operation of Backfilling the Open Pit Using Tailings and Excavating the Ore Deposit Underground. Minerals, 11(8), 818. https://doi.org/10.3390/min11080818

ANNEXE A DONNÉES DÉTAILLÉES DES SIMULATIONS DE REMBLAYAGE (BU ET PED)

Cette annexe regroupe l'ensemble des résultats détaillés des simulations réalisées pour les méthodes Bottom-Up (BU) et Push/End-Dumping (PED), en considérant deux stratégies d'organisation de la flotte : indépendante (IND) et partagée (PRT).

Les tableaux présentent, pour chaque scénario, les coûts unitaires par type de mission, les performances de transport (temps de cycle et dimensionnement des flottes) ainsi que les indicateurs d'équilibrage du système basés sur le Matching Factor (MF). L'objectif est de fournir une lecture complète des performances opérationnelles et économiques, en complément de l'annexe dédiée au dimensionnement des flottes.

Dans le cas de la méthode PED, le coût de poussée par bouteur est constant (0,42 CAD/t), indépendamment de la profondeur, de la distance fosse–halde ou de la configuration de flotte. Cette composante est directement intégrée au coût total et n'est donc pas détaillée séparément dans les tableaux.

Trois types de tableaux sont utilisés :

- ✓ **Tableaux de coûts**, où les colonnes « Minerai », « Halde » et « Back » correspondent respectivement au transport du minerai vers l'usine, au transport du stérile vers la halde et aux opérations de remblayage ou de re-handling dans la fosse. La colonne « Total » représente le coût unitaire global.
- ✓ **Tableaux de performance de transport**, qui indiquent le temps de cycle moyen des camions (en minutes) et le nombre de camions requis pour maintenir un Matching Factor proche de 1.
- ✓ **Tableaux d'équilibrage**, qui regroupent les Match Factors partiels (MFPM, MFPH, MFPB) associés aux différents flux, ainsi que le Matching Factor global du système. Les différentes moyennes présentées permettent d'évaluer la qualité de l'équilibrage opérationnel.

La structure et les définitions des en-têtes sont identiques pour l'ensemble des tableaux afin de faciliter la comparaison entre les différentes méthodes, distances et stratégies de flotte.

Tableau A.1: Coûts détaillés de remblayage (BU, flotte indépendante)

H (m)	Minerai 1 km	Halde 1 km	Back 1 km	Total 1 km	Minerai 3 km	Halde 3 km	Back 3 km	Total 3 km	Minerai 6 km	Halde 6 km	Back 6 km	Total 6 km
25	2.63	1.89	2.71	4.60	2.63	2.63	3.45	6.08	2.63	3.38	4.20	7.58
50	2.74	2.00	2.76	4.76	2.74	2.74	3.50	6.24	2.74	3.49	4.25	7.74
75	2.91	2.17	2.82	4.99	2.91	2.91	3.56	6.47	2.91	3.66	4.31	7.97
100	3.07	2.33	2.88	5.21	3.07	3.07	3.62	6.69	3.07	3.82	4.37	8.19
125	3.23	2.49	2.94	5.43	3.23	3.23	3.68	6.91	3.23	3.98	4.43	8.41
150	3.38	2.64	3.01	5.65	3.38	3.38	3.75	7.13	3.38	4.13	4.50	8.63
175	3.61	2.87	3.08	5.95	3.61	3.61	3.82	7.43	3.61	4.36	4.57	8.93
200	3.74	3.00	3.15	6.15	3.74	3.74	3.89	7.63	3.74	4.49	4.64	9.13
225	3.87	3.13	3.21	6.34	3.87	3.87	3.95	7.82	3.87	4.62	4.70	9.32
250	4.00	3.26	3.27	6.53	4.00	4.00	4.01	8.01	4.00	4.75	4.76	9.51
275	4.17	3.43	3.33	6.76	4.17	4.17	4.07	8.24	4.17	4.92	4.82	9.74
300	4.35	3.61	3.39	7.00	4.35	4.35	4.13	8.48	4.35	5.10	4.88	9.98
325	4.53	3.79	3.44	7.23	4.53	4.53	4.18	8.71	4.53	5.28	4.93	10.21
350	4.64	3.90	3.50	7.40	4.64	4.64	4.24	8.88	4.64	5.39	4.99	10.38
375	4.76	4.02	3.55	7.57	4.76	4.76	4.29	9.05	4.76	5.51	5.04	10.55
400	5.00	4.26	3.59	7.85	5.00	5.00	4.33	9.33	5.00	5.75	5.08	10.83
425	5.12	4.38	3.64	8.02	5.12	5.12	4.38	9.50	5.12	5.87	5.13	11.00
450	5.28	4.54	3.68	8.22	5.28	5.28	4.42	9.70	5.28	6.03	5.17	11.20
475	5.47	4.73	3.72	8.45	5.47	5.47	4.46	9.93	5.47	6.22	5.21	11.43
500	5.61	4.87	3.75	8.62	5.61	5.61	4.49	10.10	5.61	6.36	5.24	11.60

Tableau A.2: Performance de transport (BU, flotte indépendante)

H (m)	Temps cycle 1 km	Nb camions 1 km	Temps cycle 3 km	Nb camions 3 km	Temps cycle 6 km	Nb camions 6 km
25	16.07	11	20.41	14	26.84	19
50	17.68	12	21.87	15	28.86	20
75	19.29	13	23.27	16	30.03	21
100	20.55	14	24.82	17	31.30	22
125	22.32	16	26.84	19	32.73	23
150	23.92	17	28.42	20	34.36	24
175	25.02	17	29.62	21	36.05	25
200	27.06	19	31.41	22	37.30	26
225	28.53	20	32.63	23	39.22	28
250	29.93	21	34.05	24	40.45	29
275	31.50	22	35.78	25	42.31	30
300	32.86	23	36.97	26	43.60	31
325	34.19	24	38.75	28	44.95	32
350	35.66	25	40.05	28	46.54	33
375	37.76	27	41.51	29	48.26	34
400	38.48	27	43.42	31	49.30	35
425	39.98	28	44.33	31	51.07	36
450	42.29	30	46.07	33	52.31	37
475	43.44	31	47.49	34	54.10	38
500	45.21	32	49.28	35	55.18	39

Tableau A.3: Indicateurs d'équilibrage MF (BU, flotte indépendante)

H (m)	MFPM 1 km	MFPH 1 km	MFPB 1 km	MF global 1 km	MFPM 3 km	MFPH 3 km	MFPB 3 km	MF global 3 km	MFPM 6 km	MFPH 6 km	MFPB 6 km	MF global 6 km
25	0.99	1.16	0.92	1.02	0.99	0.97	1.02	0.99	0.99	1.09	0.98	1.02
50	0.91	1.01	1.08	1.00	0.91	1.11	0.97	0.99	0.91	1.02	1.06	1.00
75	1.04	0.90	1.01	0.98	1.04	1.02	0.92	0.99	1.04	0.97	1.02	1.01
100	0.96	1.07	0.95	0.99	0.96	0.94	1.03	0.98	0.96	1.05	0.99	1.00
125	1.08	0.97	1.07	1.04	1.08	1.06	0.98	1.04	1.08	1.00	0.95	1.01
150	1.01	1.11	1.02	1.04	1.01	0.99	1.07	1.02	1.01	0.95	1.02	1.00
175	0.95	1.02	0.96	0.98	0.95	1.09	1.03	1.02	0.95	1.03	0.99	0.99
200	1.04	0.94	1.07	1.02	1.04	1.02	0.99	1.02	1.04	0.98	0.96	1.00
225	0.98	1.06	1.02	1.02	0.98	0.97	1.07	1.01	0.98	1.05	1.03	1.02
250	1.07	0.99	0.98	1.01	0.93	1.05	1.03	1.01	1.07	1.01	1.00	1.02
275	1.01	0.93	1.07	1.00	1.01	1.00	1.00	1.00	1.01	0.97	1.06	1.01
300	0.97	1.02	1.03	1.01	0.97	1.07	0.96	1.00	0.97	1.03	1.03	1.01
325	1.04	0.97	0.99	1.00	1.04	1.03	1.04	1.03	1.04	0.99	1.00	1.01
350	1.00	1.05	0.95	1.00	1.00	0.98	1.00	0.99	1.00	1.05	0.98	1.01
375	1.06	1.00	1.03	1.03	0.95	1.05	0.97	0.99	0.95	1.01	1.03	1.00
400	1.02	0.95	0.99	0.99	1.02	1.01	1.04	1.02	1.02	0.98	1.01	1.00
425	0.98	1.03	0.96	0.99	0.98	0.97	1.01	0.99	0.98	1.03	0.98	1.00
450	1.04	0.98	1.03	1.02	1.04	1.03	0.98	1.02	1.04	1.00	0.96	1.00
475	1.00	1.05	1.00	1.02	1.00	0.99	1.04	1.01	1.00	0.97	1.01	0.99
500	1.06	1.01	0.97	1.01	0.97	1.05	1.01	1.01	0.97	1.02	0.99	0.99

Tableau A.4: Coûts détaillés de remblayage (PED, flotte indépendante)

H (m)	Minerai 1 km	Halde 1 km	Back 1 km	Total 1 km	Minerai 3 km	Halde 3 km	Back 3 km	Total 3 km	Minerai 6 km	Halde 6 km	Back 6 km	Total 6 km
25	2.63	1.89	2.71	5.02	2.63	2.63	3.45	6.50	2.63	3.38	4.20	8.00
50	2.74	2.00	2.71	5.13	2.74	2.74	3.45	6.61	2.74	3.49	4.19	8.10
75	2.91	2.17	2.73	5.32	2.91	2.91	3.44	6.77	2.91	3.66	4.20	8.28
100	3.07	2.33	2.74	5.49	3.07	3.07	3.45	6.94	3.07	3.82	4.20	8.44
125	3.23	2.49	2.72	5.63	3.23	3.23	3.44	7.09	3.23	3.98	4.20	8.60
150	3.38	2.64	2.75	5.81	3.38	3.38	3.45	7.25	3.38	4.13	4.18	8.73
175	3.61	2.87	2.71	6.00	3.61	3.61	3.43	7.46	3.61	4.36	4.20	8.98
200	3.74	3.00	2.71	6.13	3.74	3.74	3.47	7.63	3.74	4.49	4.18	9.09
225	3.87	3.13	2.75	6.30	3.87	3.87	3.47	7.76	3.87	4.62	4.17	9.21
250	4.00	3.26	2.71	6.39	4.00	4.00	3.45	7.87	4.00	4.75	4.20	9.37
275	4.17	3.43	2.75	6.60	4.17	4.17	3.44	8.03	4.17	4.92	4.20	9.54
300	4.35	3.61	2.75	6.78	4.35	4.35	3.43	8.20	4.35	5.10	4.20	9.72
325	4.53	3.79	2.72	6.93	4.53	4.53	3.43	8.38	4.53	5.28	4.20	9.90
350	4.64	3.90	2.76	7.08	4.64	4.64	3.46	8.52	4.64	5.39	4.19	10.00
375	4.76	4.02	2.74	7.18	4.76	4.76	3.45	8.63	4.76	5.51	4.19	10.12
400	5.00	4.26	2.71	7.39	5.00	5.00	3.44	8.86	5.00	5.75	4.18	10.35
425	5.12	4.38	2.74	7.54	5.12	5.12	3.45	8.99	5.12	5.87	4.21	10.50
450	5.28	4.54	2.73	7.69	5.28	5.28	3.46	9.16	5.28	6.03	4.20	10.65
475	5.47	4.73	2.71	7.86	5.47	5.47	3.44	9.33	5.47	6.22	4.21	10.85
500	5.61	4.87	2.72	8.01	5.61	5.61	3.44	9.47	5.61	6.36	4.20	10.98

Tableau A.5: Performance de transport (PED, flotte indépendante)

H (m)	Temps cycle 1 km	Nb camions 1 km	Temps cycle 3 km	Nb camions 3 km	Temps cycle 6 km	Nb camions 6 km
25	16.26	11	20.30	14	26.91	19
50	17.20	12	21.82	15	27.98	19
75	18.51	13	23.02	16	28.92	20
100	19.33	13	23.64	16	30.03	21
125	20.47	14	24.99	17	31.37	22
150	21.95	15	25.96	18	32.62	23
175	23.05	16	26.88	19	33.23	23
200	23.77	16	28.44	20	34.48	24
225	24.96	17	28.96	20	35.72	25
250	25.90	18	30.10	21	36.60	26
275	27.05	19	31.48	22	37.51	26
300	28.70	20	32.75	23	38.91	27
325	29.16	20	33.80	24	39.61	28
350	30.29	21	34.54	24	41.16	29
375	31.93	22	35.76	25	42.23	30
400	33.00	23	37.12	26	42.99	30
425	33.58	23	37.53	26	44.13	31
450	35.02	24	38.79	27	45.31	32
475	36.20	25	39.70	28	46.54	33
500	37.46	26	41.36	29	47.17	33

Tableau A.6: Indicateurs d'équilibrage MF (PED, flotte indépendante)

H (m)	MFPM 1 km	MFPH 1 km	MFPB 1 km	MF global 1 km	MFPM 3 km	MFPH 3 km	MFPB 3 km	MF global 3 km	MFPM 6 km	MFPH 6 km	MFPB 6 km	MF global 6 km
25	0.99	1.16	0.92	1.02	0.99	0.97	1.02	0.99	0.99	1.09	0.98	1.02
50	1.13	1.01	0.92	1.02	0.91	1.11	1.02	1.01	0.91	1.02	0.98	0.97
75	1.04	0.90	0.92	1.05	1.04	1.02	1.02	1.03	1.04	0.97	0.98	1.00
100	0.96	1.07	0.92	0.98	0.96	0.94	1.02	0.98	0.96	1.05	0.98	1.00
125	1.08	0.97	0.92	0.99	0.90	1.06	1.02	0.99	1.08	1.00	0.98	1.02
150	1.01	1.11	0.92	1.01	1.01	0.99	1.02	1.01	1.01	1.07	0.98	1.02
175	1.10	1.02	0.92	1.02	0.95	1.09	1.02	1.02	0.95	1.03	0.98	0.98
200	1.04	0.94	0.92	0.97	1.04	1.02	1.02	1.03	1.04	0.98	0.98	1.00
225	0.98	1.06	0.92	0.99	0.98	0.97	1.02	0.99	0.98	1.05	0.98	1.00
250	1.07	0.99	0.92	0.99	0.93	1.05	1.02	1.00	1.07	1.01	0.98	1.02
275	1.01	0.93	0.92	1.01	1.01	1.00	1.02	1.01	1.01	0.97	0.98	0.99
300	1.09	1.02	0.92	1.01	0.97	1.07	1.02	1.02	0.97	1.03	0.98	0.99
325	1.04	0.97	0.92	0.98	1.04	1.03	1.02	1.03	1.04	0.99	0.98	1.00
350	1.00	1.05	0.92	0.99	1.00	0.98	1.02	1.00	1.00	1.05	0.98	1.01
375	1.06	1.00	0.92	1.00	0.95	1.05	1.02	1.01	1.06	1.01	0.98	1.02
400	1.02	0.95	0.92	1.01	1.02	1.01	1.02	1.02	1.02	0.98	0.98	0.99
425	0.98	1.03	0.92	0.98	0.98	0.97	1.02	0.99	0.98	1.03	0.98	1.00
450	1.04	0.98	0.92	0.98	0.94	1.03	1.02	1.00	1.04	1.00	0.98	1.01
475	1.00	1.05	0.92	0.99	1.00	0.99	1.02	1.01	1.00	1.05	0.98	1.01
500	1.06	1.01	0.92	1.00	0.97	1.05	1.02	1.01	0.97	1.02	0.98	0.99

Tableau A.7: Coûts détaillés de remblayage (BU, flotte partagée)

H (m)	Minerai 1 km	Halde 1 km	Back 1 km	Total 1 km	Minerai 3 km	Halde 3 km	Back 3 km	Total 3 km	Minerai 6 km	Halde 6 km	Back 6 km	Total 6 km
25	2.29	1.99	2.52	4.51	2.43	2.43	2.95	5.38	2.61	3	3.52	6.52
50	2.42	2.1	2.55	4.65	2.57	2.54	2.98	5.52	2.76	3.11	3.55	6.66
75	2.6	2.23	2.6	4.83	2.72	2.67	3.03	5.7	2.9	3.24	3.6	6.84
100	2.74	2.38	2.66	5.04	2.87	2.82	3.09	5.91	3.03	3.39	3.66	7.05
125	2.85	2.49	2.73	5.22	2.97	2.93	3.16	6.09	3.12	3.5	3.73	7.23
150	2.95	2.61	2.78	5.39	3.12	3.05	3.21	6.26	3.22	3.62	3.78	7.4
175	3.1	2.72	2.84	5.56	3.26	3.16	3.27	6.43	3.35	3.73	3.84	7.57
200	3.28	2.8	2.9	5.7	3.37	3.24	3.33	6.57	3.46	3.81	3.9	7.71
225	3.4	2.97	2.95	5.92	3.53	3.41	3.38	6.79	3.65	3.98	3.95	7.93
250	3.56	3.09	3	6.09	3.65	3.53	3.43	6.96	3.79	4.1	4	8.1
275	3.73	3.23	3.05	6.28	3.82	3.67	3.48	7.15	3.93	4.24	4.05	8.29
300	3.91	3.43	3.1	6.53	3.99	3.87	3.53	7.4	4.05	4.44	4.1	8.54
325	4.08	3.59	3.15	6.74	4.12	4.03	3.58	7.61	4.19	4.6	4.15	8.75
350	4.2	3.7	3.19	6.89	4.31	4.14	3.62	7.76	4.36	4.71	4.19	8.9
375	4.35	3.84	3.24	7.08	4.45	4.28	3.67	7.95	4.44	4.85	4.24	9.09
400	4.48	3.98	3.28	7.26	4.58	4.42	3.71	8.13	4.7	4.99	4.28	9.27
425	4.67	4.12	3.31	7.43	4.7	4.56	3.74	8.3	4.82	5.13	4.31	9.44
450	4.84	4.3	3.35	7.65	4.89	4.74	3.78	8.52	4.95	5.31	4.35	9.66
475	4.97	4.42	3.39	7.81	5.07	4.86	3.82	8.68	5.14	5.43	4.39	9.82
500	5.11	4.55	3.42	7.97	5.23	5	3.85	8.85	5.28	5.55	4.42	9.97

Tableau A.8: Performance de transport (BU, flotte partagée)

H (m)	Temps cycle 1 km	Nb camions 1 km	Temps cycle 3 km	Nb camions 3 km	Temps cycle 6 km	Nb camions 6 km
25	16.08	10	19.57	13	26.20	17
50	17.53	11	20.97	14	27.68	18
75	19.51	13	22.27	15	29.00	19
100	20.86	14	23.76	16	30.29	20
125	22.29	15	25.16	17	31.51	21
150	23.64	16	26.32	18	32.77	22
175	25.02	17	27.73	19	34.17	23
200	26.47	18	29.16	20	36.00	25
225	28.01	19	30.59	21	37.22	26
250	29.31	20	31.97	22	38.21	26
275	30.75	21	33.59	23	39.45	27
300	32.33	22	34.88	24	40.86	28
325	33.85	23	36.58	26	42.09	29
350	35.57	25	38.18	27	43.52	30
375	37.17	26	39.64	28	44.89	31
400	38.49	27	40.95	29	46.19	32
425	39.97	28	42.53	30	47.64	33
450	41.52	29	43.89	31	49.08	34
475	42.88	30	45.36	32	50.36	35
500	44.57	31	47.15	33	52.02	36

Tableau A.9: Indicateurs d'équilibrage (BU, flotte partagée)

H (m)	MFPM 1 km	MFPH 1 km	MFPB 1 km	MF global 1 km	MFPM 3 km	MFPH 3 km	MFPB 3 km	MF global 3 km	MFPM 6 km	MFPH 6 km	MFPB 6 km	MF global 6 km
25	0.94	1.06	0.91	0.97	1.08	1.07	0.94	1.03	1.10	0.98	0.90	1.00
50	0.94	1.04	0.91	0.96	1.07	1.06	0.93	1.02	1.09	0.97	0.90	0.99
75	1.01	1.13	0.98	1.04	1.05	1.04	0.94	1.01	1.08	0.97	0.90	0.98
100	1.00	1.11	0.98	1.03	1.04	1.03	0.93	1.00	1.08	0.97	0.90	0.98
125	0.99	1.10	0.98	1.02	1.03	1.02	0.94	1.00	1.08	0.97	0.91	0.99
150	0.98	1.08	0.98	1.02	1.03	1.02	0.95	1.00	1.07	0.96	0.92	0.98
175	0.98	1.07	0.98	1.01	1.03	1.02	0.95	1.00	1.07	0.96	0.92	0.98
200	0.97	1.06	0.98	1.00	1.02	1.01	0.95	0.99	1.11	1.00	0.96	1.02
225	0.97	1.05	0.98	1.00	1.01	1.00	0.95	0.99	1.11	1.00	0.96	1.02
250	0.96	1.04	0.98	0.99	1.01	1.00	0.96	0.99	1.06	0.96	0.93	0.99
275	0.96	1.04	0.98	0.99	1.00	1.00	0.96	0.99	1.06	0.97	0.94	0.99
300	0.96	1.03	0.98	0.99	1.00	1.00	0.96	0.99	1.05	0.97	0.94	0.99
325	0.96	1.02	0.97	0.98	1.04	1.03	1.00	1.02	1.05	0.96	0.94	0.99
350	0.99	1.06	1.02	1.02	1.03	1.03	1.00	1.02	1.05	0.97	0.95	0.99
375	0.98	1.06	1.02	1.02	1.03	1.02	1.00	1.02	1.04	0.97	0.95	0.99
400	0.98	1.05	1.01	1.01	1.02	1.02	1.00	1.01	1.04	0.97	0.95	0.99
425	0.98	1.04	1.01	1.01	1.02	1.01	1.00	1.01	1.04	0.97	0.96	0.99
450	0.97	1.03	1.01	1.01	1.01	1.01	1.00	1.01	1.04	0.97	0.96	0.99
475	0.97	1.03	1.01	1.00	1.01	1.01	1.00	1.00	1.03	0.97	0.96	0.99
500	0.97	1.03	1.01	1.00	1.01	1.00	1.00	1.00	1.03	0.97	0.96	0.99

Tableau A.10: Coûts détaillés de remblayage (PED, flotte partagée)

H (m)	Minerai 1 km	Halde 1 km	Back 1 km	Total 1 km	Minerai 3 km	Halde 3 km	Back 3 km	Total 3 km	Minerai 6 km	Halde 6 km	Back 6 km	Total 6 km
25	2.29	1.99	2.52	4.92	2.43	2.43	2.95	5.80	2.61	3.00	3.52	6.94
50	2.40	2.10	2.51	5.03	2.54	2.54	2.95	5.91	2.72	3.11	3.51	7.04
75	2.53	2.23	2.53	5.18	2.67	2.67	2.94	6.03	2.85	3.24	3.52	7.18
100	2.68	2.38	2.54	5.34	2.82	2.82	2.95	6.19	3.00	3.39	3.52	7.33
125	2.79	2.49	2.52	5.43	2.93	2.93	2.94	6.29	3.11	3.50	3.52	7.44
150	2.91	2.61	2.55	5.58	3.05	3.05	2.95	6.42	3.23	3.62	3.50	7.54
175	3.02	2.72	2.51	5.65	3.16	3.16	2.93	6.51	3.34	3.73	3.52	7.67
200	3.10	2.80	2.51	5.73	3.24	3.24	2.97	6.63	3.42	3.81	3.50	7.73
225	3.27	2.97	2.55	5.94	3.41	3.41	2.97	6.80	3.59	3.98	3.49	7.89
250	3.39	3.09	2.51	6.02	3.53	3.53	2.95	6.90	3.71	4.10	3.52	8.04
275	3.53	3.23	2.55	6.20	3.67	3.67	2.94	7.03	3.85	4.24	3.52	8.18
300	3.73	3.43	2.55	6.40	3.87	3.87	2.93	7.22	4.05	4.44	3.52	8.38
325	3.89	3.59	2.52	6.53	4.03	4.03	2.93	7.38	4.21	4.60	3.52	8.54
350	4.00	3.70	2.56	6.68	4.14	4.14	2.96	7.52	4.32	4.71	3.51	8.64
375	4.14	3.84	2.54	6.80	4.28	4.28	2.95	7.65	4.46	4.85	3.51	8.78
400	4.28	3.98	2.51	6.91	4.42	4.42	2.94	7.78	4.60	4.99	3.50	8.91
425	4.42	4.12	2.54	7.08	4.56	4.56	2.95	7.93	4.74	5.13	3.53	9.08
450	4.60	4.30	2.53	7.25	4.74	4.74	2.96	8.12	4.92	5.31	3.52	9.25
475	4.72	4.42	2.51	7.35	4.86	4.86	2.94	8.22	5.04	5.43	3.53	9.38
500	4.86	4.55	2.52	7.49	5.00	5.00	2.94	8.36	5.18	5.55	3.52	9.49

Tableau A.11: Performance de transport (PED, flotte partagée)

H (m)	Temps cycle 1 km	Nb camions 1 km	Temps cycle 3 km	Nb camions 3 km	Temps cycle 6 km	Nb camions 6 km
25	16.09	10	19.53	13	26.21	17
50	17.04	11	20.10	13	27.28	18
75	18.27	12	21.17	14	28.16	19
100	19.35	13	22.14	15	28.58	19
125	20.03	13	23.24	16	29.68	20
150	21.16	14	24.05	16	30.75	21
175	22.23	15	25.08	17	31.72	22
200	23.45	16	26.16	18	32.47	22
225	24.18	16	27.18	19	33.53	23
250	25.23	17	27.87	19	34.47	24
275	26.31	18	29.08	20	35.71	25
300	27.49	19	30.21	21	36.50	25
325	28.26	19	31.34	22	37.58	26
350	29.35	20	32.14	22	38.55	27
375	30.61	21	33.29	23	39.15	27
400	31.69	22	34.30	24	40.24	28
425	32.54	22	35.53	25	41.23	29
450	33.71	23	36.39	25	41.96	29
475	34.76	24	37.40	26	43.19	30
500	35.91	25	38.53	27	44.32	31

Tableau A.12: Performance de transport MF (PED, flotte partagée)

H (m)	MFPM 1 km	MFPH 1 km	MFPB 1 km	MF global 1 km	MFPM 3 km	MFPH 3 km	MFPB 3 km	MF global 3 km	MFPM 6 km	MFPH 6 km	MFPB 6 km	MF global 6 km
25	0.94	1.06	0.91	0.97	1.08	1.07	0.94	1.03	1.10	0.98	0.90	1.00
50	0.96	1.08	0.95	0.99	1.00	0.99	0.91	0.97	1.11	0.98	0.92	1.01
75	0.96	1.09	0.99	1.01	1.01	1.00	0.94	0.98	1.12	0.99	0.95	1.02
100	0.97	1.10	1.02	1.03	1.02	1.01	0.97	1.00	1.06	0.95	0.93	0.98
125	0.91	1.02	0.98	0.97	1.03	1.02	1.01	1.02	1.07	0.95	0.96	0.99
150	0.92	1.04	1.01	0.99	0.98	0.97	0.98	0.97	1.08	0.95	0.98	1.00
175	0.93	1.04	1.04	1.01	0.99	0.98	1.00	0.99	1.09	0.96	1.01	1.02
200	0.94	1.05	1.07	1.02	0.99	0.98	1.03	1.00	1.04	0.92	0.99	0.98
225	0.90	0.99	1.04	0.97	1.00	1.00	1.06	1.02	1.05	0.93	1.01	1.00
250	0.91	1.00	1.06	0.99	0.96	0.95	1.03	0.98	1.06	0.94	1.04	1.01
275	0.92	1.01	1.09	1.00	0.96	0.96	1.06	0.99	1.06	0.94	1.06	1.02
300	0.92	1.01	1.12	1.02	0.97	0.97	1.08	1.01	1.02	0.91	1.04	0.99
325	0.89	0.96	1.08	0.98	0.98	0.97	1.11	1.02	1.03	0.92	1.07	1.00
350	0.90	0.97	1.11	0.99	0.94	0.93	1.08	0.98	1.03	0.93	1.09	1.02
375	0.90	0.97	1.13	1.00	0.95	0.94	1.10	1.00	1.00	0.90	1.07	0.99
400	0.92	0.97	1.15	1.02	0.96	0.95	1.13	1.01	1.01	0.91	1.09	1.00
425	0.88	0.93	1.13	0.98	0.96	0.96	1.15	1.02	1.01	0.92	1.11	1.01
450	0.89	0.94	1.15	0.99	0.93	0.92	1.12	0.99	0.98	0.89	1.10	0.99
475	0.90	0.94	1.17	1.01	0.93	0.93	1.14	1.00	0.98	0.90	1.12	1.00
500	0.91	0.95	1.19	1.02	0.94	0.94	1.16	1.01	0.98	0.91	1.14	1.01

- **Tableaux détaillés de comparaison PED vs BU pour les distances d = 1 km et d = 3 km**

Flotte indépendante

Tableau A.13: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte indépendante, d = 1 km

T_FH	T_HF	H (m)	C_FH (PED=BU)	C_HF PED	C_HF BU	PED Total	BU Total	W = BU − PED
1	1	150	2,64	3,17	3,01	5,81	5,65	−0,16
1	1	175	2,87	3,17	3,08	6,04	5,95	−0,09
1	1	200	3,00	3,17	3,15	6,17	6,15	−0,02
1	1	225	3,13	3,17	3,21	6,30	6,34	+0,04
1	1	250	3,26	3,17	3,27	6,43	6,53	+0,10
1,15	1	150	2,64	3,17	3,01	6,21	6,05	−0,16
1,15	1	175	2,87	3,17	3,08	6,47	6,38	−0,09
1,15	1	200	3,00	3,17	3,15	6,62	6,60	−0,02
1,15	1	225	3,13	3,17	3,21	6,77	6,81	+0,04
1,15	1	250	3,26	3,17	3,27	6,92	7,02	+0,10
1	3	150	2,64	3,17	3,01	12,15	11,67	−0,48
1	3	175	2,87	3,17	3,08	12,38	12,11	−0,27
1	3	200	3,00	3,17	3,15	12,51	12,45	−0,06
1	3	225	3,13	3,17	3,21	12,64	12,76	+0,12
1	3	250	3,26	3,17	3,27	12,77	13,07	+0,30

Tableau A.14: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte indépendante, d = 3 km

T_FH	**T_HF**	**H (m)**	**C_FH (PED=BU)**	**C_HF PED**	**C_HF BU**	**PED Total**	**BU Total**	**W = BU − PED**
1	1	150	3,38	3,87	3,75	7,25	7,13	−0,12
1	1	175	3,61	3,87	3,82	7,48	7,43	−0,05
1	1	200	3,74	3,87	3,89	7,61	7,63	+0,02
1	1	225	3,87	3,87	3,95	7,74	7,82	+0,08
1	1	250	4,00	3,87	4,01	7,87	8,01	+0,14
1,15	1	150	3,38	3,87	3,75	7,76	7,64	−0,12
1,15	1	175	3,61	3,87	3,82	8,02	7,97	−0,05
1,15	1	200	3,74	3,87	3,89	8,17	8,19	+0,02
1,15	1	225	3,87	3,87	3,95	8,32	8,40	+0,08
1,15	1	250	4,00	3,87	4,01	8,47	8,61	+0,14
1	3	150	3,38	3,87	3,75	14,99	14,63	−0,36
1	3	175	3,61	3,87	3,82	15,22	15,07	−0,15
1	3	200	3,74	3,87	3,89	15,35	15,41	+0,06
1	3	225	3,87	3,87	3,95	15,48	15,72	+0,24
1	3	250	4,00	3,87	4,01	15,61	16,03	+0,42

Flotte partagée

Tableau A.15: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte partagée, d = 1 km

T_FH	T_HF	T_Min	H (m)	C_Halde (PED= BU)	C_Back PED	C_Back BU	C_Min PED	C_Min BU	PED Total	BU Total	W = BU − PED
1	1	1	150	2,61	2,97	2,78	2,91	2,95	8,49	8,34	−0,15
1	1	1	175	2,72	2,93	2,84	3,02	3,10	8,67	8,66	−0,01
1	1	1	200	2,80	2,93	2,90	3,10	3,28	8,83	8,98	+0,15
1	1	1	225	2,97	2,97	2,95	3,27	3,40	9,21	9,32	+0,11
1	1	1	250	3,09	2,93	3,00	3,39	3,56	9,41	9,65	+0,24
1,15	1	1	150	2,61	2,97	2,78	2,91	2,95	8,88	8,73	−0,15
1,15	1	1	175	2,72	2,93	2,84	3,02	3,10	9,08	9,07	−0,01
1,15	1	1	200	2,80	2,93	2,90	3,10	3,28	9,25	9,40	+0,15
1,15	1	1	225	2,97	2,97	2,95	3,27	3,40	9,66	9,77	+0,11
1,15	1	1	250	3,09	2,93	3,00	3,39	3,56	9,87	10,11	+0,24
1	3	1	150	2,61	2,97	2,78	2,91	2,95	14,43	13,90	−0,53
1	3	1	175	2,72	2,93	2,84	3,02	3,10	14,53	14,34	−0,19
1	3	1	200	2,80	2,93	2,90	3,10	3,28	14,69	14,78	+0,09
1	3	1	225	2,97	2,97	2,95	3,27	3,40	15,15	15,22	+0,07
1	3	1	250	3,09	2,93	3,00	3,39	3,56	15,27	15,65	+0,38

Tableau A.16: Comparaison des coûts unitaires de remblayage (PED vs BU), flotte partagée, d = 3 km

T_FH	T_HF	T_Min	H (m)	C_Halde (PED=BU)	C_Back PED	C_Back BU	C_Min PED	C_Min BU	PED Total	BU Total	W = BU − PED
1	1	1	150	3,05	3,37	3,21	3,05	3,12	9,47	9,38	−0,09
1	1	1	175	3,16	3,35	3,27	3,16	3,26	9,67	9,69	+0,02
1	1	1	200	3,24	3,39	3,33	3,24	3,37	9,87	9,94	+0,07
1	1	1	225	3,41	3,39	3,38	3,41	3,53	10,21	10,32	+0,11
1	1	1	250	3,53	3,37	3,43	3,53	3,65	10,43	10,61	+0,18
1,15	1	1	150	3,05	3,37	3,21	3,05	3,12	9,93	9,84	−0,09
1,15	1	1	175	3,16	3,35	3,27	3,16	3,26	10,14	10,16	+0,02
1,15	1	1	200	3,24	3,39	3,33	3,24	3,37	10,36	10,43	+0,07
1,15	1	1	225	3,41	3,39	3,38	3,41	3,53	10,72	10,83	+0,11
1,15	1	1	250	3,53	3,37	3,43	3,53	3,65	10,96	11,14	+0,18
1	3	1	150	3,05	3,37	3,21	3,05	3,12	16,21	15,80	−0,41
1	3	1	175	3,16	3,35	3,27	3,16	3,26	16,37	16,23	−0,14
1	3	1	200	3,24	3,39	3,33	3,24	3,37	16,65	16,60	−0,05
1	3	1	225	3,41	3,39	3,38	3,41	3,53	16,99	17,08	+0,09
1	3	1	250	3,53	3,37	3,43	3,53	3,65	17,17	17,47	+0,30