

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais

PPGE3M

**SEQUENCIAMENTO EM MULTI-ESTÁGIOS PARA DEPOSIÇÃO
DE ESTÉRIL EM OPERAÇÕES DE MINERAÇÃO À CÉU ABERTO**

Bruno Tomasi Kuckartz

Porto Alegre/RS

2022

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais

PPGEM

**SEQUENCIAMENTO EM MULTI-ESTÁGIOS PARA DEPOSIÇÃO
DE ESTÉRIL EM OPERAÇÕES DE MINERAÇÃO À CÉU ABERTO**

Bruno Tomasi Kuckartz

Engenheiro de Minas

Tese defendida junto ao Programa de Pós-Graduação em engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica da Escola de Engenharia da Universidade Federal do Rio Grande do Sul para obtenção de título de Doutor em Engenharia

Orientador: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre/RS

2022

Kuckartz, Bruno Tomasi

Sequenciamento em Multi-Estágios para Deposição de Estéril em Operações de Mineração à Céu Aberto/ Bruno Tomasi Kuckartz – Porto Alegre, 20 de Maio de 2022.

127 p. : il. (algumas color.): 30 cm

Orientador: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Tese (Doutorado) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul – UFRGS
Escola de Engenharia – PPGE3M, 20 de Maio de 2022.

1. Planejamento estratégico. 2. Manejo de estéril. 3. Sequenciamento. I. Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni. II. Universidade Federal do Rio Grande do Sul. III. Escola de Engenharia. IV. Sequenciamento em Multi-Estágios para Deposição de Estéril em Operações de Mineração à Céu Aberto.

Bruno Tomasi Kuckartz

SEQUENCIAMENTO EM MULTI-ESTÁGIOS PARA DEPOSIÇÃO DE ESTÉRIL EM OPERAÇÕES DE MINERAÇÃO À CÉU ABERTO

Tese defendida junto ao Programa de Pós-Graduação em engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica da Escola de Engenharia da Universidade Federal do Rio Grande do Sul para obtenção de título de Doutor em Engenharia.

Trabalho aprovado pelo orientador e pela banca examinadora

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Orientador

Prof. Dr. Giorgio De Tomi

USP

Prof. Dr. João Felipe C. L. Costa

PPGE3M - UFRGS

Prof. Dr. Luciano Capponi

Dedico este trabalho à indústria da mineração, que se desenvolva e acompanhe o desenvolvimento sustentável. À minha família, em especial minha amada esposa Mariana, e minha filha, Maria Eduarda, que ainda está para chegar e que já tem meu amor incondicional.

Agradecimentos

Primeiramente, agradeço ao meu orientar e amigo Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni, quem me incentivou e batalhou para poder concluir esse trabalho e me fez evoluir profissionalmente. Aos colegas Áttila Leães Rodrigues, Marcel dos Santos Zart e Euler Fernandes Vieira Victoria, que tiveram papéis fundamentais na elaboração e publicação dos artigos que compõem essa tese. Aos diversos colegas e amigos que se envolveram de forma técnica ou simplesmente pelo companheirismo durante essa jornada, em especial Filipe Beretta, Carla De Carli, Camilla Zacche e Marília Zeni.

Agradeço à minha família, meus pais, minha irmã e minha esposa Mariana, pelo apoio e paciência, incentivo e compreensão, sem os quais tornaria esse trabalho muito mais desgastante.

Por fim, agradeço aos componentes da banca que, gentilmente, concederam tempo e atenção para avaliação deste trabalho.

“A menos que modifiquemos nossa maneira de pensar,
não seremos capazes de resolver os problemas causados
pela forma como nos acostumamos a ver o mundo”.

(Albert Einstein)

Resumo

As políticas ambientais e conceito de sustentabilidade vêm ganhando reconhecimento em âmbito global nos últimos anos. O legado deixado pelas atividades de mineração no último século reforça a visão de degradação que a sociedade possui sobre a mineração e, portanto, pressiona a indústria a buscar se desenvolver e a encontrar soluções que acompanhem as necessidades mundiais tanto na questão da produção mineral quanto no cuidado com o meio ambiente. O manejo de estéril tem impacto direto tanto na questão operacional (custo pode representar mais de 50% de toda a operação), quanto na questão ambiental pela necessidade de reservar uma área inteira apenas para deposição de material fora da cava. Estudos recentes buscam o melhor sequenciamento dos blocos de estéril e rotas para deposição final, no entanto são muito menos expressivos, em quantidade, do que os relacionados ao sequenciamento de minério. O objetivo desta tese é de propor um novo método de manejo de estéril, que faz uso de pilhas temporárias e remanejo planejado para reduzir investimentos e custos operacionais nos primeiros anos de operação, além de reduzir o CPL (custo presente líquido) total do projeto e riscos ambientais. Essa abordagem difere de outros trabalhos na área por fazer uso de remanejo, considerada historicamente como uma operação a ser evitada a todo custo. Os resultados encontrados, e publicados nos artigos que compõem essa tese, apontam benefícios tanto econômicos e operacionais quanto ambientais no uso planejado desse método. Uma série de variáveis foram avaliadas em três estudos de casos diferentes, o que permitiu a construção de um guia geral da viabilidade de utilização e aplicação do método. Dependendo das condições de tais variáveis (como distância de transporte entre a cava e pilha de estéril final, áreas de avanço, taxas de produção entre outras) o método promoveu a redução do CPL final do projeto em até 11% em comparação com método convencional de deposição. Além disso, o método proposto permite a redução de investimentos em períodos iniciais de operação na aquisição de equipamentos além de custos operacionais, o que reduz o risco econômico e inclusive abre possibilidades de alterar o manejo estratégico de estéril como a retro deposição em cava, reduzindo também o risco ambiental.

Palavras Chave: Planejamento estratégico, manejo de estéril, sequenciamento, MSDS

Abstract

Environmental policies and the sustainability concept have been recognized globally in recent years. The mining legacy in the past century reinforces the degradation view society has on mining and, therefore, putting pressure on the industry to pursue development and finding solutions that meet global demands for both mineral production and environmental care. Waste management has a direct impact both on the operational issue (cost can represent more than 50% of the entire operation) and on the environmental issue due to the need to reserve an entire area just for the waste deposition outside the pit. Recent studies investigate waste blocks sequencing and routes for final dumping, however, they are less expressive, regarding quantity, than those related to ore sequencing. The objective of this thesis is to propose a new method of waste management, which makes use of temporary waste dumps and planned rehandling to reduce investments and operational costs in the first years of operation, besides reducing the total project's NPC and environmental risks. This approach differs from other studies by using rehandling, historically considered as an operation that must be avoided at all cost. The findings, published in the papers that compose this thesis, show as much economical and operational as environmental benefits when using this method. Many variables were evaluated throughout three different case studies, allowing the construction of feasibility and utilization guide for this method. Depending on such variables (such as haulage distance from the pit to final waste dump, mining advance areas, production rate among others) the method promoted a final project's NPC reduction up to 11% compared to conventional dumping methods. Moreover, the proposed method allows investment reduction early operational years on equipment acquisition and operational costs, which reduces economical risks and also opens the possibility to change strategic waste management method, like in pit deposition, to reduce environmental risk.

Keywords: Strategic planning, waste management, sequencing, MSDS

Lista de Figuras

Figura 2-1 - Principais estratégias de deposição de estéril em pilha. adaptado de Li, Topal e Ramazan (2016)	25
Figura 4-1 - Comparação entre os métodos convencional e MSDS, onde “P” representa o período, “W” representa o material estéril produzido em cada período, e “n” representa o número de estágios de deposição. Adaptado de Kuckartz e Peroni (2019).	39
Figura 4-2 - Sequenciamento de blocos até o décimo ano de operação a localizações da saída da cava e pilha final (5km distante da cava), e região de variação da distância da pilha temporária. Imagem ilustrativa (não está em escala). Adaptado de Kuckartz e Peroni (2019). ...	41
Figura 4-3 - Comportamento do VPL dos custos operacionais considerando variações na taxa anual de remanejamento e na distância entre cava e pilha temporária. Nenhum custo com aquisição de equipamentos considerado.	43
Figura 4-4 - Comportamento do VPL de investimentos na aquisição de frota de equipamentos considerando variações na taxa anual de remanejamento e distância entre cava e pilha temporária.	43
Figura 4-5 - Comportamento do VPL de custos resultante para MSDS comparados ao caso base (linha verde claro) considerando a distância à pilha temporária, taxa anual de remanejamento e número requerido de caminhões. As linhas verticais (azul, laranja, verde e vermelho) representam cenários selecionados com uma distância fixa entre cava e pilha temporária.	44
Figura 4-6 - Comportamento do VPL de custos totais para quatro cenários de distâncias entre cava e pilha temporária.	45
Figura 5-1 - Seções transversais do depósito de cobre: seção norte-sul (acima) e oeste-leste (abaixo).	52
Figura 5-2 - Visão geral da localização das estruturas. Distância de transporte da cava à PEF de 5 km na imagem e indicação das áreas da PEF (linhas tracejadas) nas duas outras possíveis localizações em 4 e 3 km. A localização da PET é a mesma para todos os cenários MSDS testados.	53
Figura 5-3 - Visão geral do sequenciamento de estéril para MSDS. Os polígonos e setas laranjas representam os volumes de estéril enviados primeiramente para a PET e posteriormente à	

PEF. Polígonos e setas cinzas representam os volumes de estéril enviados diretamente para a PEF.	54
Figura 5-4 - Comportamento do CPL total e movimentação anual de estéril ao longo da vida útil da mina para o CB e MSDS 1 e 2, para PEF a 5 km da cava e taxa de produção de estéril de 50,6 Mt.	59
Figura 5-5 - Comportamento do CPL total e movimentação anual de estéril ao longo da vida útil da mina para o CB e MSDS 1 e 2, para PEF a 5 km da cava e taxa de produção de estéril de 40,5 Mt.	59
Figura 5-6 - Comportamento do CPL total e movimentação anual de estéril ao longo da vida útil da mina para o CB e MSDS 1 e 2, para PEF a 5 km da cava e taxa de produção de estéril de 30,4 Mt.	60
Figura 5-7 - Número necessário de caminhões para o CB e MSDS 1 e 2 durante a vida útil da mina para o cenário de 50,6 Mt/ano e PEF a 5 km de distância da cava.	62
Figura 5-8 - Número necessário de caminhões para o CB e MSDS 1 e 2 durante a vida útil da mina para o cenário de 30,4 Mt/ano e PEF a 5 km de distância da cava.	62
Figura 6-1 – Representação dos três cenários considerados, de acordo com a PEF: caso base (a); MSDS_1 com remanejamento para PEF (b); e MSDS_2 com deposição em cava (c). O polígono vermelho representa o limite da cava final, polígonos pretos são a PC e PEF e a linha tracejada preta divide o sequenciamento da mina entre anos 1-9 (deposição na PC) e anos 10-19 (deposição na PEF).	69
Figura 6-2 – Diagrama dos destinos dos blocos de estéril de acordo com os cenários MSDS 1 e 2.	70
Figura 6-3 – Distribuição de volumes de estéril entre a pilha central (PC), pilha final (PEF) e pilha temporária (PET) para o caso base (CB) e cenários MSDS. A linha contínua representa a relação REM comparada ao CB.	73
Figura 6-4 – Distribuição do volume total anual de estéril durante os anos dez a dezenove para o caso base (CB) e MSDS para todas as configurações de cenários.	73
Figura 6-5 – Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração original.	74
Figura 6-6 - Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração com PEF a 3 km.	75

Figura 6-7 - Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração com PEF a 4 km.....	75
Figura 6-8 - Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração com PEF a 5 km.....	76
Figura 6-9 – Configuração da posição relativa entre PET e PEF e blocos e a distância total de transporte.....	77

Lista de Tabelas

Tabela 5-1 - Resumo da comparação dos resultados de CPL total entre pares de cenários. Todas as diferenças são baseadas nos casos bases (CB).....	57
Tabela 6-1 – Resumo dos resultados e comparação entre MSDS_1 e MSDS_2 com seus cenários correspondentes do CB.....	72
Tabela 6-2 – Resumo das orientações de uso do MSDS	79

Sumário

1	Introdução.....	17
1.1	Contextualização.....	17
1.2	Problema.....	19
1.3	Meta.....	20
1.4	Contribuição da Tese.....	20
1.5	Objetivos.....	20
1.6	Estrutura da Tese e Atividades Desenvolvidas no Doutorado.....	21
2	Fundamentação Teórica.....	23
2.1	Pilhas de Estéril.....	23
2.2	Dimensionamento de Equipamentos.....	27
2.3	Fatores Ambientais.....	28
2.3.1	Fechamento Progressivo de Mina.....	30
3	Análise Integradora Entre os Artigos.....	32
4	Sequenciamento de estéril em multi-estágios – uma alternativa de gerenciamento de estéril em mineração a céu aberto.....	35
4.1	Introdução.....	36
4.2	Materiais e Métodos.....	38
4.2.1	Implementação do algoritmo de otimização para MSDS.....	41
4.2.2	Resposta do Algoritmo.....	42
4.3	Resultados.....	42
4.4	Discussão.....	45
4.5	Conclusões.....	46
5	Sequenciamento de estéril: quando o remanejamento pode ser uma opção viável em mina a céu aberto	48

5.1	Introdução.....	48
5.2	Metodologia	51
5.2.1	Processo de otimização	55
5.3	Resultados e Discussões.....	56
5.4	Conclusões	62
6	Estabelecendo limites quantitativos e qualitativos de aplicabilidade do sequenciamento de estéril de multi-estágio em minas a céu aberto	64
6.1	Introdução.....	64
6.2	Materiais e Métodos	67
6.3	Resultados	71
6.4	Discussão.....	76
6.5	Conclusão	80
7	Conclusões Integradas	81
8	Trabalhos Futuros.....	83
9	Referências	84
10	Apêndices.....	92
10.1	Apêndice A - Multi-stage dumping sequence - a feasible waste management alternative for open pit mining.....	93
10.2	Apêndice B – Sequencing the waste: When rehandling can be a feasible option to open pit mines.....	102
10.3	Apêndice C – Establishing the quantitative and qualitative limits of the applicability of the multi-stage dumping sequence in open pit mining.....	117

1 Introdução

1.1 Contextualização

A extração de minérios a céu aberto pelo método de lavra em cava (em inglês *open pit mining*) é largamente utilizada dentro da mineração e representa a principal forma de acesso à corpos mineralizados de baixa profundidade com custos operacionais relativamente baixos. O método pode ser definido como o processo de escavação de depósitos localizados próximos à superfície terrestre utilizando níveis horizontais (bancadas) para extrair minério ao mesmo tempo que o estéril que recobre as zonas mineralizadas é removido e depositado em locais específicos (pilhas de estéril) fora do limite final da cava (DARLING, 2011). É o método mais antigo e produtivo quando comparado à métodos subterrâneos, embora possua suas limitações econômicas e técnicas para depósitos mais profundos, situações nas quais passa-se a avaliar se a transição para operação em mina subterrânea torna-se uma alternativa viável.

A forma e posição espacial do corpo mineralizado são fatores decisivos na escolha do método de lavra. No caso da lavra em cava, corpos inclinados e sub verticalizados próximos à superfície favorecem a utilização deste método assim como, de forma geral, o caso de depósitos massivos e de grandes dimensões.

Derivações desse método são implementadas de acordo com as características geológicas dos corpos mineralizados, permitindo certas práticas operacionais inviáveis na lavra em *open pit*. Um método bastante utilizado em corpos tabulares rasos é o da lavra em tiras (em inglês *strip mining*). Esse método permite o avanço da lavra com recuperação concomitante de áreas já mineradas pela deposição direta das camadas de cobertura estéril nos cortes lavrados anteriormente, reconstituindo a topografia original, concomitantemente com o avanço da lavra.

A otimização do planejamento de mina evoluiu em muitos aspectos nas últimas décadas, suportada por programação, algoritmos e *softwares* de processamento que dispõem das ferramentas necessárias para solucionar problemas complexos e de múltiplas variáveis. Existem diversos estudos a respeito da otimização do planejamento conforme apresentado por autores como (LI; TOPAL; WILLIAMS, 2012), estudos para definição de limites de cava (DAGDELEN, 2001; DEUTSCH; GONZÁLEZ; WILLIAMS, 2015; DIMITRAKOPOULOS; MARTINEZ;

RAMAZAN, 2007; ESPINOZA *et al.*, 2013), e também para determinar a sequência de extração de blocos (ASKARI-NASAB *et al.*, 2011; CACCETTA; HILL, 2003; DIMITRAKOPOULOS; RAMAZAN, 2003; LAMBERT *et al.*, 2014; RAMAZAN; DIMITRAKOPOULOS, 2013; WAQAR ALI ASAD; DIMITRAKOPOULOS, 2012). Lucros e receitas são tipicamente relacionados à extração, concentração e venda do bem mineral retirado da mina, portanto, pesquisas na área de planejamento focam na otimização do sequenciamento de blocos de minério para maximizar o valor presente líquido (VPL). Entretanto, para liberar minério, muitas vezes é necessário remover uma massa considerável de material estéril, originada de etapas de descobertura e remoção de rocha sem características físico/químicas de interesse econômico. Em diversas situações, o volume ou massa de estéril a ser removido é maior do que o volume ou massa de minério a ser extraída, resultando em relações estéril/minério (REM) superiores a um para um (razão de extração de quantidade de estéril para liberar uma tonelada de minério).

As porções de estéril de um depósito mineral não geram nenhum tipo de lucro (LI; TOPAL; WILLIAMS, 2012), dado que este material possui nenhum ou insuficiente teor que justifique o seu envio para a etapa de processamento e concentração. Assim sendo, esse material é enviado para pilhas de estéril, que são estruturas necessárias à mina para receber especificamente esse material de descarte durante o processo de lavra. É estimado que o transporte e deposição de estéril representem mais de 50% dos custos operacionais (LIZOTTE; BONATES, 1987). Os autores salientam a importância de encontrar formas para reduzir os custos de transporte e integrar o manejo de estéril ao planejamento de estratégico de mina.

Pela natureza permanente das pilhas de estéril, é importante considerar não somente aspectos técnicos e econômicos, mas também as questões ambientais antes de definir o local onde será construída a pilha (HEKMAT; OSANLOO; SHIRAZI, 2008). Portanto, o local da pilha não é necessariamente a melhor alternativa econômica ou a que implica em menores custos, mas sim o local que fornece uma solução que integra questões ambientais, estabilidade geotécnica e aspectos físicos (ORTIZ, 2017; ZINCK, 2004). Todos esses fatores contribuem para tornar a decisão de escolha do local ideal uma tarefa bastante complexa, especialmente em estágios iniciais de um projeto, quando deve-se escolher o local apropriado de modo a evitar o remanejamento de estéril e reduzir custos de transporte.

Alguns estudos focados na otimização e sequenciamento da deposição de estéril (ASKARI-NASAB; BEN-AWUAH, 2011; FU *et al.*, 2015; FU; TOPAL, E; ERTEN, 2016; GRASKOSKI;

CRAIG; MYBURGH, 2013; LI; TOPAL; RAMAZAN, 2016; LI; TOPAL; WILLIAMS, 2013; ORTIZ, 2017) foram publicados nos últimos anos. Estes artigos encontraram soluções ótimas para o manejo de estéril por meio da utilização de programação inteira mista (em inglês *Mixed Integer Programming – MIP*), para resolver o sequenciamento ótimo de estéril e rejeito no planejamento de longo prazo, considerando múltiplas pilhas de deposição e potencial formação de drenagem ácida (LI; TOPAL; WILLIAMS, 2012) e reduzir distâncias de transporte. No entanto, em todos os estudos, os locais de deposição já estavam definidos, e o sequenciamento de estéril evitaria o remanejo do mesmo no futuro.

O tema desta tese está ligado à proposta de uma nova forma de deposição e sequenciamento de estéril chamada de *Multi Stage Dumping Sequence (MSDS)*, na qual são planejadas pilhas de estéril temporárias durante as fases de desenvolvimento da mina até que o material seja encaminhado de forma definitiva para o local de deposição final. Este método propõe um manejo planejado do estéril nos estágios iniciais da operação, promovendo maior tempo para definir, preparar e licenciar a pilha de estéril final, possibilitar redução o custo de transporte nos primeiros anos, além de benefícios intangíveis inerentes ao método proposto no que se refere a questões de licenciamento e impactos ambientais. Apesar de ser considerado um aumento no custo de transporte durante a fase de retomada e envio da pilha temporária para a pilha final, o decréscimo do custo presente líquido (CPL) nos primeiros anos, ocasionado pela redução da distância de transporte, tem potencial para gerar um VPL final igual ou maior que métodos convencionais de deposição de estéril.

1.2 Problema

O manejo de estéril na mineração corresponde a uma das maiores operações de mina, movimentando grandes volumes de um material, que mesmo sem valor comercial, é indispensável para liberar áreas de minério e permitir flexibilidade operacional na lavra e estabilidade de alimentação na usina de beneficiamento. Atualmente, a escolha de locais para a deposição de estéril é uma tarefa complexa e que exige muitos estudos e avaliações para se adequar a todas as normas operacionais, de segurança e ambientais. Nem sempre tais locais são facilmente encontrados, muito menos em posições estrategicamente favoráveis. Muitas vezes, locais apropriados para deposição de estéril são bastante distantes da cava, ocasionando excessivo deslocamento de transporte, sobretudo nos primeiros anos de operação da mina. Nesses casos, o

custo operacional parte de um elevado valor, dado que o custo de transporte pode representar mais do que 50% dos custos de lavra. Tendo em vista que o CPL/VPL são calculados com base no período, penalizando receitas e custos ao trazer tais valores para o presente, iniciar uma operação com custos elevados pode ser bastante prejudicial em termos econômicos.

O sequenciamento de blocos de estéril já vem sendo estudado com o intuito de reduzir custos de transporte considerando pilhas de estéril definidas em posições “finais”, de modo a evitar ao máximo o remanejo desse material. Embora o sequenciamento seja uma peça chave e indispensável para otimização operacional e de recursos econômicos, as decisões acerca do posicionamento das pilhas, em locais definidos nos estágios iniciais de um projeto de mineração, pode enrijecer toda a operação da mina logo nos anos iniciais. Nesses casos, pode ocorrer a inviabilização de possíveis mudanças de estratégia no trato do estéril (alteração do método de deposição) ou até mesmo bloqueando áreas, de forma não planejada, que tenham potencial para extração de minério.

1.3 Meta

Este trabalho propõe desenvolver uma nova metodologia de manejo e sequenciamento de estéril que contemple vantagens nos aspectos operacional, técnico e ambiental para minerações a céu aberto.

1.4 Contribuição da Tese

A contribuição da tese se dá pela proposta de uma nova metodologia para sequenciamento de estéril que desafia o conceito de evitar o remanejo de material. O remanejo é sempre citado na literatura apenas como uma fonte de gastos desnecessários recorrente da má execução do planejamento (ou falta do mesmo), aumentando o CPL do projeto. A inserção de pilhas de estéril temporárias estrategicamente posicionadas aliada ao remanejo planejado no transporte de estéril com potencial para incrementar o resultado global do projeto não foi ainda documentado, o que torna esse método inédito.

1.5 Objetivos

Para atingir a meta proposta são considerados os seguintes objetivos:

- I. Investigar e definir variáveis e indicadores de desempenho e seus respectivos impactos nos resultados na análise econômica do uso de pilhas de estéril temporárias;
- II. Construir e avaliar cenários de mina hipotéticos para demonstração da aplicabilidade da metodologia proposta;
- III. Analisar a viabilidade do método comparando os resultados com métodos tradicionais de disposição de estéril;
- IV. Investigar possíveis ferramentas computacionais de otimização e sequenciamento que possam equacionar as variáveis constatadas mais relevantes para determinar a aplicabilidade do método proposto e solucionar matematicamente a partir de variáveis objetivo;
- V. Desenvolver uma tabela sumarizada e orientativa sobre o potencial uso do método proposto, definindo condições de contorno para cada variável testada.

1.6 Estrutura da Tese e Atividades Desenvolvidas no Doutorado

O estudante de doutorado iniciou suas atividades no curso em junho de 2017, com suporte financeiro da Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES).

O artigo nº 34, parágrafo único do regimento interno do Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica (PPGE3M) dispõe:

“(...) a Tese de Doutorado poderá constituir-se de 3 (três) artigos científicos publicados, ou formalmente aceitos na sua forma final para publicação, em periódico internacional e classificado como tal pela CAPES e apresentada em documento formal (...)”.

Com isto, por escolha pessoal do doutorando e com confirmação por parte de seu orientador, a tese será focada na estrutura do chamado método escandinavo, composto por três publicações requeridas pelo programa de pós-graduação.

Durante o mestrado, cursado no PPGE3M entre os anos de 2015 e 2017, foram cursadas dez disciplinas, cada uma com carga de três créditos. Em complementação aos 30 créditos adquiridos durante o mestrado acadêmico, foram concluídos mais 3 créditos desde o ingresso no doutorado na disciplina de *Mapeamento e Modelagem para Mineração com o uso de VANTs*.

Desde o início do doutorado, cinco publicações já foram realizadas na área de planejamento de lavra (três delas que compõem esta tese), além da participação como apresentador de um trabalho no tema da tese no congresso internacional APCOM realizado entre 4 e 6 de junho de 2019.

2 Fundamentação Teórica

2.1 Pilhas de Estéril

Pilhas de estéril são estruturas intrínsecas à atividade de mineração a céu aberto e as decisões tomadas acerca de seu projeto de locação, construção, operação e descomissionamento tem impacto direto nas operações unitárias (transporte e deposição) e conseqüentemente na economicidade do projeto como um todo.

Diversos são os fatores a serem estudados antes de se tomar a decisão quanto à locação e forma de construção da pilha (HEKMAT; OSANLOO; SHIRAZI, 2008), dentre eles se destacam:

- Volume de material a ser movimentado e depositado durante a vida útil da mina;
- Capacidade de deposição;
- Distâncias de transporte horizontais e verticais, do ponto de origem ao destino;
- Custo e tipo de transporte;
- Impactos ambientais da pilha;
- Limites finais da cava e o método de lavra selecionado;
- Condições geotécnicas do local onde a pilha será construída;
- Características físico/químicas do material estéril;
- Tempo, método e custo de preparação dos locais de deposição;
- Demandas de recuperação ambiental;
- Efeitos de infiltração e contaminação de águas superficiais e subterrâneas.

Usualmente, se decide sempre pela distância de transporte mais curta (WANG; BUTLER, 2007) o que reduz os custos de transporte. No estudo de Gray *et al.* (1994), enfocando a deposição de estéril em minas de carvão, os autores apontam que o transporte representa o maior custo envolvido na operação de manejo de estéril. Entretanto, essa abordagem simplificada, sem considerar todos os demais aspectos citados, pode conter um viés estratégico em relação ao planejamento de longo prazo, caso o avanço da mina seja bloqueado pelo posicionamento da pilha em uma área de minério. A necessidade de retomada de pilha não programada pode representar incrementos em custos operacionais na ordem de 8%, conforme estudo realizado na mina de Whaleback (SOMMERVILLE; HEYES, 2009).

Diversos artigos destacam o papel fundamental do planejamento de estéril para redução de custos operacionais (HASSANI *et al.*, 1994; LI; TOPAL; WILLIAMS, 2012; LI; TOPAL; WILLIAMS, 2013; ORTIZ, 2017; SOMMERVILLE; HEYES, 2009; WANG; BUTLER, 2007). Cada estudo apresenta um método de minimização de custos por meio da aplicação de softwares ou algoritmos de planejamento e sequenciamento.

Custos de transporte de estéril até as respectivas pilhas podem variar de 25% a mais de 50% dos custos operacionais, representando a maior parcela de custos totais vinculados a carregamento e transporte (ALARIE; GAMACHE, 2002; FU; TOPAL; ERTEN, 2016; LIZOTTE; BONATES, 1987), portanto qualquer redução nestes custos pode representar grande economia. Dentre as soluções apresentadas ao longo dos anos para tal fim estão a utilização de equipamentos maiores, aumento do desempenho do maquinário, melhores condições de operação e implementação de sistemas de despacho.

A principal ideia é reduzir ao máximo os custos com transporte, no entanto, poucos estudos abordam esse tema, comparado com o número de trabalhos focados no trato de minério. Isso não é devido apenas à falta de interesse na gestão de material que não gera valor, mas também pela complexidade envolvida. Por exemplo, o custo total de transporte de estéril em uma mina poderia ser aproximadamente calculado pelo custo de transporte de minério multiplicado pela REM. No entanto, o transporte de ROM tem uma distância facilmente calculada, já que o minério é todo enviado para a britagem. Já o estéril pode ser transportado para qualquer ponto na(s) pilha(s) de estéril, gerando custos variáveis e dependentes de acordo com as distâncias de transporte. O resultado disso são custos maiores do que o previsto com a REM (LI; TOPAL; WILLIAMS, 2012).

Russell (2008) propõe duas orientações para diminuição dos custos de deposição de estéril: reduzir distâncias de transporte e seguir o plano de construção para evitar o remanejamento de material. A forma como a pilha é construída, além de seu formato, contribuem para acréscimo ou decréscimo da distância de transporte. Em estudo de Bertinshaw e Adam (1992 *apud* GRASKOSKI; CRAIG; MYBURGH, 2013), foi demonstrado que uma pequena alteração do centróide da pilha de estéril (aproximadamente 50 m mais próximo) resultou em uma redução de \$70.000 nos custos de transporte em um estudo de caso fictício de uma operação de pequena escala.

Diferentes métodos construtivos também têm efeito direto na rentabilidade de um projeto de mineração. A estratégia da menor distância de transporte, um método bastante utilizado (WANG; BUTLER, 2007), reduz os custos de transporte nos primeiros anos, entretanto com o

passar da vida útil os pontos de deposição vão naturalmente se afastando. Esse método peca em termos de planejamento de longo prazo, sobretudo em questões de recuperação ambiental (SOMMERVILLE; HEYES, 2009). Outras estratégias de deposição são de maior distância/menor distância (deposições iniciais são realizadas nos pontos mais distantes da pilha, estruturando a pilha em direção da cava), e a expansão a partir do centro. A Figura 2-1 apresenta um desenho esquemático dos três métodos citados.

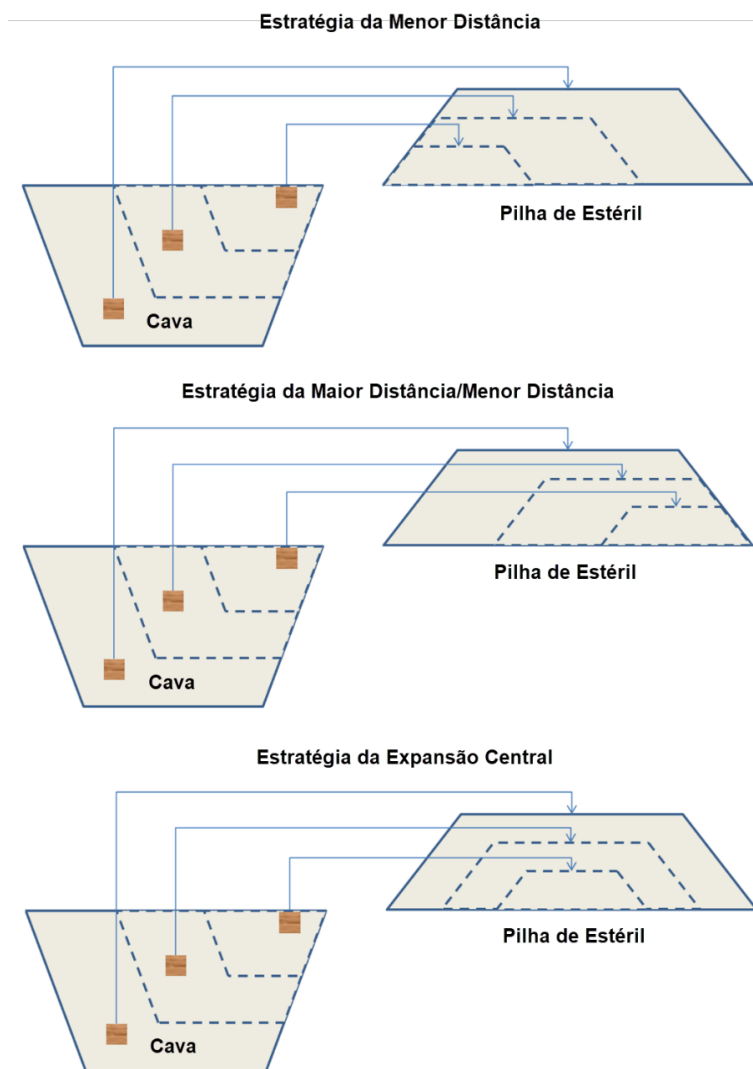


Figura 2-1 - Principais estratégias de deposição de estéril em pilha. adaptado de Li, Topal e Ramazan (2016)

Desde os anos 60, muitas pesquisas foram desenvolvidas na área de planejamento e movimentação de minério, dando pouca atenção, ou simplificando, o sequenciamento de estéril. Atualmente, diversos softwares, usando Programação Inteira Mista (*Mixed Integer Programming* - MIP), possuem rotinas destinadas à otimização do sequenciamento de lavra. Entretanto, apenas

alguns estudos levam em consideração a deposição e manejo de estéril gerado, considerando que estes afetam significativamente os custos operacionais (FU *et al.*, 2015).

Nos últimos anos, o planejamento de estéril vem ganhando mais visibilidade, tanto por questões econômicas quanto por cuidados ambientais. Pesquisas realizadas acerca do sequenciamento dos blocos de estéril focam na distribuição ou envio dos blocos para diferentes pilhas buscando a otimização e redução de custos operacionais (BEN-AWUAH; ASKARI-NASAB, 2013; FU *et al.*, 2015; FU; TOPAL; ERTEN, 2016; GRASKOSKI; CRAIG; MYBURGH, 2013; LI; TOPAL; WILLIAMS, 2012; LI; TOPAL; RAMAZAN, 2018; LI; TOPAL; WILLIAMS, 2013, 2014; PUELL ORTIZ, 2017; WANG; BUTLER, 2007).

O método tradicional de deposição de estéril consiste em selecionar a pilha mais próxima, tomando cuidado para o volume total de estéril da cava não exceder a capacidade da pilha. Essa prática pode ser economicamente viável no planejamento de curto prazo, mas pode penalizar o plano de longo prazo, tendo em vista que as pilhas crescem tanto verticalmente como horizontalmente, aumentando as distâncias de transporte. Os destinos de materiais estéreis podem ser diversos (pilhas de estéril para materiais ligeiramente diferentes, ou com teores próximos ao teor de corte), o que torna a decisão de envio um tanto complexa. Geralmente, essas decisões são feitas “manualmente” pelos engenheiros (FU; TOPAL; ERTEN, 2016), que muitas vezes tomam a decisão simplista, baseados na rota mais barata (mais próxima). Entretanto, esse método está longe de fornecer um sequenciamento que otimize custos operacionais e que não cause problemas operacionais a longo prazo.

Os modelos de otimização de manejo de estéril consideram, geralmente, a deposição de material em um nível por vez (*single-lift*), de modo a só iniciar um novo nível após o nível inferior estar completo. O trabalho apresentado por LI; TOPAL e WILLIAMS (2013) obteve uma redução de 9,5% nos custos de transporte usando uma ferramenta de sequenciamento de estéril em um modelo hipotético com método de *single-lift* comparado com a abordagem manual, usualmente utilizada. Entretanto, o *single-lift*, apesar de aumentar a eficiência do modelo, reduz a flexibilidade da disposição de estéril, o que pode aumentar o custo de transporte.

Já Li, Topal e Williams (2014) desenvolveram em seu trabalho uma ferramenta MIP para otimização de sequenciamento de blocos de estéril que minimiza distâncias de transporte além de considerar o manejo de materiais com potencial de geração de drenagem ácida, mas utilizando o método *multi-lift* para construção das pilhas de estéril.

O método de *multi-lift* permite a deposição de estéril em diferentes níveis dentro de um mesmo período, desde que obedeça a precedência de deposição (respeitando ângulos), similar a precedência de extração. Esse método é bastante eficiente em casos de deposição de material com potencial geração de drenagem ácida, que deve ser colocado em uma área envolta por material inerte (método chamado de encapsulação), tornando o manejo de estéril mais flexível.

2.2 Dimensionamento de Equipamentos

O dimensionamento e seleção de equipamentos também tem papel fundamental na eficiência operacional e seus custos relacionados. Embora existam diversos tipos de sistemas de carregamento e transporte de material, como britadores móveis e correias transportadoras, o sistema caminhão/escavadeira é o mais usual em operações de mina a céu aberto (LIZOTTE; BONATES, 1987). Custos de transporte representam a maior parcela dos custos totais operacionais, podendo alcançar mais do que 50% destes (ALARIE; GAMACHE, 2002; FU; TOPAL; ERTEN, 2016; LIZOTTE; BONATES, 1987). Nas últimas décadas, avanços tecnológicos em engenharia mecânica possibilitaram a construção de equipamentos maiores e mais eficientes, o que melhora a capacidade produtiva e reduz custos. No entanto, outros aspectos podem tornar a produção dos conjuntos de equipamentos mais eficiente e, conseqüentemente, melhorar a economicidade operacional. Um bom exemplo disso é a utilização de sistema de apontamento bem estruturado, que fornece informações precisas para os operadores de equipamentos a respeito de rotas, destinos e tempos. A falta de um sistema desse tipo, ou tratado de forma muito simplificado, pode mascarar sérios problemas operacionais como atrasos, filas de espera e até envio de material para destinos errados (ALARIE; GAMACHE, 2002; LI; TOPAL; RAMAZAN, 2016, 2018; LIZOTTE; BONATES, 1987), sobretudo em se tratando de despacho de estéril que pode ser consideravelmente mais complexo comparado ao transporte de minério. Em muitos casos, o estéril da mina possui diversos possíveis destinos, tornando essencial o sistema de despacho bem estruturado aliado ao planejamento de mina, procurando otimizar rotas e objetivos.

Com esse intuito, no estudo de Li, Topal e Ramazan (2016) foi proposto o sequenciamento de blocos de estéril em uma mina de grande porte, com diversos possíveis destinos, utilizando MIP para maximizar a produtividade dos caminhões reduzindo distâncias de transporte, mantendo um número similar de equipamentos entre os anos. De forma análoga, Wang e Butler (2007) também

fazem uso de modelos matemáticos para otimizar rotas de transporte em uma mina de ferro Whaleback da BHP Billiton. De posse do modelo otimizado, foi possível calcular a demanda de equipamentos para cumprir tal sequenciamento, além de fornecer informações importantes para estimativa de custos operacionais.

2.3 Fatores Ambientais

Atualmente, questões ambientais e de desenvolvimento sustentável são assuntos bastante discutidos e estudados em diversas áreas. A indústria da mineração, vista como uma atividade de impacto ambiental devido à sua natureza extrativa, vem buscando nos últimos anos soluções e adequações no trato de material estéril e rejeito que atendam demandas ambientais e ainda apresentem baixo custo (DEÁK *et al.*, 2008; HILSON; MURCK, 2000; SOFRA; BOGER; SCALES, 2002; ZINCK, 2004).

Conforme exposto anteriormente, a atividade de mineração gera uma quantidade substancial de estéril e rejeitos de processamento, que muitas vezes possuem propriedades físico/químico específicas, demandando tratamentos ou manejo diferenciados. Além disso, o avanço tecnológico nos processos de beneficiamento permite o tratamento de materiais com teores mais baixos, aumentando ainda mais a produção de rejeitos (SOFRA; BOGER; SCALES, 2002). De acordo com Zinck (2004), um dos maiores desafios do manejo de estéril é a magnitude do problema. A recuperação de áreas impactadas pela deposição de estéril, sobretudo os com potencial gerador de drenagem ácida, é um dos problemas ambientais mais severos enfrentados pela indústria mineira.

Formas de se minimizar os efeitos negativos, ou custos de recuperação das pilhas, remetem ao planejamento de longo prazo no trato e deposição do material estéril, sobretudo no caso de materiais reativos (WILLIAMS; ANSTEY, 2009). A construção das pilhas deve obedecer a parâmetros geomecânicos que permitam sua estabilidade, controlando fluxos de drenagem, altura dos bancos, massa total comportada entre outros. Portanto, esse tipo de atividade é muito mais complexo do que pode aparentar, e exige um nível de planejamento e detalhamento bastante elevado.

O sequenciamento do estéril se torna essencial para a correta deposição de resíduos de processamento, pois fornece material para preparar, acomodar e conter os elementos

contaminantes existente nos rejeitos ou mesmo no próprio estéril. No trabalho de Zinck (2004), são listados diversos métodos de contenção e deposição de estéreis e rejeitos como:

- Cobertura de água – bastante utilizado em casos de deposição de materiais sulfetados, prevenindo a oxidação dos mesmos. Para aplicar esse método, é preciso observar diversos fatores como oxigenação água, possibilidade de formação de ondas e correntes, profundidade da lâmina de água, influências biológicas, entre outros. Esse método não é largamente utilizado/aceito na deposição de estéreis oxidados, pois as águas contaminadas e minerais solubilizados podem resultar em concentrações metálicas inaceitáveis, causando danos ambientais. Além disso, a manutenção da lâmina da água por longos períodos e suscetibilidade a eventos sísmicos, tempestades e mudanças climáticas tornam a integridade desse método complexa.
- Cobertura seca – o método mais comum de desativação de pilhas de estéril e barragens. O principal objetivo é minimizar a influência atmosférica do oxigênio e infiltração de umidade no estéril reativo da mina. A construção pode ser simples ou complexa, com intercalação de diversas camadas de diferentes materiais. Essas coberturas devem ser resistentes à erosão, além de fornecer locais para plantio.
- Co-deposição de estéril – material estéril inerte é depositado juntamente com material reativo (estéril ou rejeito), servindo como barreira contra a percolação de contaminantes. Esse método permite o encapsulamento do contaminantes, mas também pode ser feita a blendagem do estéril inerte com o reativo, reduzindo o potencial de geração de drenagem ácida.

Outra prática que promove diversos benefícios é a deposição em cava, análoga ao método de *strip mining*. A possibilidade de executar esse tipo de deposição reduz consideravelmente o impacto das pilhas de estéril, auxiliando inclusive a recuperação ambiental da área minerada. Além disso, pode resultar na redução de custos operacionais pela redução das distâncias de transporte. Entretanto, a deposição em cava deve ser feita com cuidado para não bloquear regiões de estéril de baixo teor que, eventualmente, podem vir a serem reclassificadas como minério. Nesses casos, a deposição de estéril sobre essas áreas irá muito provavelmente inviabilizar a extração mineral, reduzindo a recuperação global da jazida.

O trabalho de Askari-Nasab e Ben-Awuah (2011) propôs uma ferramenta de planejamento que integra programação inteira mista (MIP) e *goal programming* para solucionar problemas de planejamento, de minas de areias betuminosas, relacionados à construção de diques para deposição de rejeitos em áreas já mineradas.

Outro exemplo de deposição em cava é apresentado no estudo de Hore e Luppnow (2015) a respeito do manejo de rejeitos de urânio. A mina de Langer Heinrich, localizada na Namíbia, está situada próximo a importantes fluxos de água da região, de superfície e subsuperfície, que abastecem todo um ecossistema. A deposição em cava é uma alternativa para reduzir o impacto ambiental, no entanto, essa atividade deve ser feita com planejamento cauteloso para evitar a contaminação dos lençóis freáticos que passam abaixo da mina.

Esses são exemplos de deposição em cava que, apesar de parecer um conceito simples, exige um alto nível de planejamento para otimizar recursos e respeitar legislações e cuidados ambientais. Outros trabalhos que enfatizam a necessidade do planejamento do manejo de estéril/rejeito de mineração relacionado à questões ambientais são apresentados por Wanninayake, Novello e Gillani (2013), e Wu *et al.* (2006).

2.3.1 *Fechamento Progressivo de Mina*

O fechamento progressivo de mina consiste na implementação das atividades de fechamento durante a operação da mina durante toda a sua vida útil (ICMM, 2019), considerando tais atividades dentro do planejamento estratégico. Diversas vantagens podem ser citadas, como por exemplo a participação ativa de acionistas nas decisões relacionadas ao fechamento, melhor entendimento dos riscos durante a operação, aproveitamento de oportunidades na fase de operação, provisionamento adequado de valores para as atividades de fechamento, redução do risco de períodos prolongados de manutenção de áreas recuperadas após o encerramento da extração mineral, entre outros.

Os custos de fechamento de mina são altos e historicamente vistos como investimentos perdidos no futuro, tendo em vista que podem haver alterações no plano de uso futuro da área ou mesmo mudanças nos padrões de normativas (MENEY; PANTELIC, 2019). A estimativa de custos de fechamento de mina é um processo que deve ser feito com atenção e ao longo da vida útil da mina. Estimativas de custos de fechamento inadequadas levam à falta de recursos durante a fase de recuperação e resultam em passivos ambientais para o governo e comunidades próximas

(GETTY *et al.*, 2019). No entanto, de uma perspectiva de fechamento progressivo, incluindo tais questões do planejamento da mina é possível implementar metodologias mais eficientes e de mais baixo custo, resultando em um cenário menos oneroso e que transmite maior comprometimento e passa maior confiança aos acionistas e órgãos fiscalizadores.

Usualmente o fechamento de mina é considerado como a atividade de recuperação topográfica e recomposição vegetal das áreas mineradas. Entretanto, existem muitos outros aspectos, potencialmente problemáticos, que devem ser observados durante essa etapa, tais como sistemas de drenagem, bacias e barragens. No estudo de Smedley *et al.* (2019) a respeito das ações de gerenciamento de fechamento progressivo da mina Telfer, os autores abordam a forma de projeto e qualidade de execução dessas estruturas, em uma perspectiva de fechamento progressivo, como um meio de reduzir gastos de manutenção após fechamento da mina e reduzir potenciais impactos ambientais. Graaf *et al.* (2019) apresentam um estudo de caso sobre as ações tomadas de forma progressiva em relação à estabilidade geomecânica de taludes como forma de reduzir riscos pós fechamento, o que pode significar evitar gastos desnecessários no caso de instabilidade e desmoronamento em períodos de manutenção. Portanto, incluir as ações de fechamento no planejamento de mina é uma forma de obter controle e melhores resultados no período pós operação/extração mineral e garantir o atendimento das questões ambientais.

3 Análise Integradora Entre os Artigos

As versões traduzidas dos artigos publicados nos periódicos internacionais estão apresentadas na sequência do texto como capítulos da Parte I. Os artigos originais, que se encontram nos ANEXOS desta tese, foram publicados na língua inglesa. Os artigos seguem uma ordem de pesquisa e evolução do tema proposto, buscando referenciar e conectar resultados obtidos dos artigos anteriores. Os principais resultados de cada um dos três artigos publicados foram:

O Artigo 1 (*Multi-stage dumping sequence – a feasible waste management alternative for open pit mining*), publicado na revista *REM – International Engineering Journal*, apresenta o método sendo aplicado a um caso hipotético, porém com dados reais de mina, em um depósito de fosfato tabular e horizontalizado. Nesta primeira abordagem, os parâmetros analisados foram a taxa de remanejo da pilha temporária e a relação de distâncias entre pilha temporária e saída da cava até a pilha de deposição final. A simulação de possíveis cenários foi feita por meio de um algoritmo em linguagem *Python*, variando as taxas de remanejo e posição da pilha temporária ao mesmo tempo que calculava a frota de equipamentos necessárias, investimentos e custos operacionais para os cenários MSDS e caso base (cenários com sequenciamento de estéril convencional para usar como parâmetro de comparação entre métodos). Os resultados apontaram um potencial de utilização do MSDS em relação ao caso base, chegando na ordem 2,5% de redução do custo presente líquido (CPL*), além de fornecer informações sobre a relação de taxa de remanejo e frota de transporte necessária.

No Artigo 2, publicado no periódico *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, o método MSDS foi aplicado a um depósito hipotético de cobre, de geometria verticalizada (tipo “*pipe*”), utilizando um *software* comercial de sequenciamento. Nesse estudo, o foco foi avaliar o comportamento do método em um tipo de lavra com avanços horizontais mais restritos, o que limitava as possibilidades de alocação da pilha temporária e também o tempo de espera (tempo entre a pilha temporária atingir sua capacidade máxima e o momento em que seu remanejo inicia), bem como a simulação por meio de algoritmos mais complexos e robustos, utilizados na indústria da mineração. Os cenários foram gerados variando a distância da pilha final e a taxa de produção de estéril na mina. Os resultados pronunciaram o efeito do tempo de espera

*Originalmente todas as análises até o artigo 2 foram feitas como VPL de custos. Durante processo de submissão do artigo 2, o revisor sugeriu a alteração da análise de VPL para CPL. Portanto, no artigo 1, já publicado na época da revisão do artigo 2, as análises ficaram com base no VPL, enquanto que nos trabalhos posteriores foram atualizadas para CPL.

no CPL total e também no número de equipamentos adicionais necessários para concluir as operações. Em cenários onde o MSDS se mostrou mais atrativo economicamente do que o caso base (CPL menor), a frota de equipamentos necessária se mostrou inviável pelo número de equipamentos extra para a operação de remanejamento. Esse resultado aponta a necessidade de controlar e avaliar outros parâmetros de decisão além do CPL no momento de considerar a escolha de um cenário. O cenário mais atrativo nesse estudo consistiu na remoção de um terço da pilha temporária, que ficava sobre uma área de avanço de lavra, e diluindo os outros dois terços nos últimos quatro anos de operação. Esse cenário mostrou bastante potencial de aplicação pois a frota extra para remanejamento tinha um tamanho viável e o CPL resultante foi 11,33% inferior ao caso base.

Por fim, no Artigo 3, publicado na revista *Mining Technology*, o método MSDS foi testado em outro caso de mina de fosfato, porém como um meio de viabilizar a retrodeposição de estéril em cava. Nesse estudo de caso, a mina possui duas pilhas de estéril de caráter final, uma localizada dentro da cava, mas com vida útil curta devido à falta de espaço, e outra pilha localizada ao sul da cava. Os cenários MSDS propostos dariam duas alternativas: a primeira com uma pilha temporária que seria um estágio para a deposição total na pilha ao sul; e a segunda a pilha temporária seria um estágio para liberação de espaço para deposição dentro da cava. Outro ponto importante nesse estudo, e que difere dos anteriores, é o fato de a pilha temporária não estar localizada exatamente no caminho para a pilha final. Ou seja, dependendo da posição de um bloco dentro da cava ele poderia ser enviado para a pilha temporária ou para a pilha final (o destino que apresentasse a menor distância de transporte). Variações na distância da pilha final foram impostas. Os cenários de MSDS associados à deposição em cava obtiveram resultados de CPL na ordem de até 8% mais baixos que o caso base, sobretudo quando considerando que a pilha final está mais distante.

Em todos os estudos, o MSDS apresentou resultados com redução de CPL em comparação com caso base. Poucos foram os casos em que o caso base foi mais atrativo economicamente em termos de CPL. Analisando os resultados encontrados nos três artigos foi possível elaborar uma tabela orientativa sobre as condições de utilização do método MSDS, indicando grau de importância e impacto das principais variáveis e limites de aplicabilidade. Embora os estudos de caso tenham sido feitos em cenários hipotéticos, eles foram baseados em minas reais, o que demonstra o potencial de aplicação do método. Mesmo em casos em que o método atinge um resultado econômico muito parecido com o caso base, ele ainda promove benefícios que são difíceis de mensurar economicamente, como maior tempo de escolha para locais de pilha final e

mudanças estratégicas na deposição de estéril, demonstrando o potencial e a viabilidade do método.

A seleção de locais inapropriados para pilhas de estéril final pode resultar na significativa redução de reservas de uma jazida pelo fato de haver um bloqueio da porção sob a pilha. Nessas situações há uma penalização muito grande tanto no contexto econômico como no operacional, tendo em vista que a remoção de uma pilha final (que representa um volume de material estéril muito significativo) pode ser uma operação muito onerosa ou até mesmo inviável. O uso de uma pilha temporária, que representa um volume muito menor a ser remanejado de forma planejada, durante as fases iniciais de um empreendimento permite uma análise das condições operacionais mais detalhada, além de propiciar mais tempo para avaliação dos principais locais para locação de pilhas finais.

Sob uma perspectiva ambiental, o uso de pilhas temporárias também apresenta potencial de redução de custos com recuperação ao final da vida útil da mina, além de representar um recurso interessante no processo de fechamento progressivo. A possibilidade de ter disponível material estéril próximo à cava para recuperação de áreas que atingiram a configuração final de lavra, concomitantemente com avanços em outros setores, representa a possibilidade de redução de custos com recuperação ambiental. A própria possibilidade de propiciar a deposição em cava representa reduções de custos e impactos ambientais significativos. Não só o custo com transporte de material estéril pode ser reduzido, pela redução das distâncias de transporte, como o custo das atividades de fechamento de mina, que representam uma parcela significativa de investimentos sem retorno financeiro, tendo em vista que são atividades realizadas após a cessão das atividades de extração mineral.

Atualmente as políticas ambientais e conceito de sustentabilidade vem ganhando reconhecimento em âmbito global nos últimos anos. A indústria da mineração, por sua natureza extrativa, é uma atividade considerada de alto impacto ambiental e muitas vezes vista apenas como uma vilã na atual sociedade. O legado deixado pelas atividades de mineração no último século reforça essa visão e, portanto, pressiona a indústria a buscar se desenvolver e a encontrar soluções que acompanhem as necessidades mundiais tanto na questão da produção mineral quanto no cuidado com o meio ambiente. O método MSDS se mostra uma nova forma de lidar com movimentação de estéril que pode aliar tanto questões econômicas quanto ambientais.

4 Sequenciamento de estéril em multi-estágios – uma alternativa de gerenciamento de estéril em mineração a céu aberto

Resumo

O gerenciamento de estéril e os aspectos ambientais vem cada vez mais ganhando atenção na indústria de mineração. Os planejadores de minas devem lidar com tarefas cada vez mais complexas para equilibrar os sequenciamentos de blocos de minério, deposição de estéril, custo operacional e recuperação ambiental. Os rendimentos da mina geralmente estão relacionados à mineração e processamento do minério, portanto, a maioria das pesquisas de otimização em planejamento estratégico geralmente se concentram principalmente na extração de minério. No entanto, o sequenciamento e disposição de estéril tem um papel importante, uma vez que, em várias situações na mineração a céu aberto, os volumes de estéril são maiores que os volumes de minério e devem ser removidos para expor os corpos de minério mais profundos. Em alguns casos, uma porcentagem significativa dos custos operacionais é representada pelo transporte e deposição de estéril. Assim, uma estratégia de planejamento cuidadosa deve ser considerada para minimizar despesas desnecessárias. A seleção de locais para pilhas também é um desafio. Muitos aspectos operacionais e técnicos devem ser considerados, sem mencionar as limitações ambientais cada vez mais restritivas. Essa definição pode levar muito tempo e, se não for devidamente estudada, pode impactar negativamente na operação da mina durante sua vida útil. Este artigo tem o objetivo de investigar uma nova abordagem para o manejo e sequenciamento de estéril chamada de Sequenciamento de Estéril em multi-estágios (em inglês *Multi-Stage Dumping Sequence - MSDS*), sugerindo o uso de pilhas temporárias ao longo do caminho até o destino final do estéril. Embora este método exija o remanejamento de estéril, que é considerado um paradigma na indústria de mineração, certamente proporciona tempo adicional para projetar e licenciar o local da pilha final e, se bem planejado, pode até resultar em aumentos de lucro, reduzindo as distâncias de transporte nos primeiros anos de operação da mina.

Palavras-chave: planejamento estratégico, otimização, sequenciamento, manejo de estéril.

4.1 Introdução

Muitos aspectos da otimização do planejamento de mina evoluíram nas últimas décadas. Um grande número de estudos sobre planejamento estratégico para mineração, utilizando programação computacional, tem sido publicado e apresentam soluções ótimas para problemas operacionais de multivariáveis por meio de algoritmos de otimização robustos. O planejamento da mina é objeto de vários estudos de otimização (LI *et al.*, 2012), como definição de limites de cava (DAGDELEN, 2001; DIMITRAKOPOULOS *et al.*, 2007; ESPINOZA *et al.*, 2013; DEUTSCH *et al.*, 2015) e sequenciamento de minério (CACCETTA; HILL, 2003; DIMITRAKOPOULOS; RAMAZAN, 2003; ASKARI-NASAB *et al.*, 2011; WAQAR ALI ASAD; DIMITRAKOPOULOS, 2012; RAMAZAN; DIMITRAKOPOULOS, 2013; LAMBERT *et al.*, 2014).

A fim de maximizar o valor presente líquido (VPL) e assumindo que o lucro e a receita são normalmente relacionados à extração/concentração/vendas de minério da operação, a maioria das pesquisas sobre planejamento de mina focam na otimização do sequenciamento de minério mais do que no manejo de estéril. O gerenciamento e o sequenciamento de blocos de estéril têm um papel importante no planejamento estratégico, visto que geralmente o volume de material estéril é maior que o minério.

As porções de estéril do depósito mineral, por definição, possuem grau zero ou não econômico que justifique o envio para a usina, portanto não proporciona lucro (LI *et al.*, 2012), devendo ser encaminhado para destino adequado, como um estoque ou direto para a pilha de estéril, na maioria dos casos. O transporte de estéril da cava até o destino final, segundo Lizotte e Bonates (1987), pode representar mais de 50% dos custos operacionais. Portanto, encontrar formas de reduzir tais custos é uma tarefa que deve ser direcionada no planejamento da lavra, assumindo sua relevância econômica e estratégica.

Hekmat *et al.* (2008) destacam a importância de considerar as questões ambientais além das perspectivas técnicas e econômicas na definição de locais para pilhas de estéril, dado seu caráter permanente. Portanto, a definição de uma localização adequada deve atender a muitos aspectos conflitantes, como questões ambientais, análise de estabilidade geotécnica, aspectos geoquímicos e físicos. Autores como Zinck (2004) e Ortiz (2017) afirmam que o local ideal para

essas pilhas não é necessariamente a melhor alternativa econômica ou a escolha que representa a opção de menor custo, mas sim uma solução que equilibre todas essas variáveis.

Alguns estudos sobre otimização de sequenciamento de estéril (ASKARI-NASAB; BEN-AWUAH, 2011; LI *et al.*, 2013; GRASKOSKI, 2013; FU *et al.*, 2015; FU *et al.*, 2016; LI *et al.*, 2016; ORTIZ, 2017) foram publicados nos últimos anos. Esses artigos propuseram soluções ótimas para o sequenciamento de estéril utilizando programação inteira mista (MIP), no âmbito do planejamento de longo prazo. Li *et al.* (2012) apresentaram um sequenciamento de blocos de estéril para reduzir as distâncias totais de transporte considerando vários destinos de deposição, possíveis problemas de drenagem ácida e também o remanejamento de estéril (como uma condição de contorno que deve ser evitada).

De acordo com Dagdelen (2001), a implementação de programação computacional e algoritmos estocásticos para apoiar decisões de planejamento estratégico também estão ganhando atenção dentro da comunidade da mineração. Outros autores, como Leite e Dimitrakopoulos (2007), Elkington e Durham (2011), Deutsch e Deutsch (2013) utilizaram tais implementações para encontrar soluções ótimas para problemas de planejamento de mina. São ferramentas robustas que permitem aos planejadores testar diversas combinações de variáveis em centenas de cenários em poucos minutos, proporcionando uma enorme gama de possíveis resultados a serem avaliados e comparados. Os problemas na indústria de mineração geralmente consistem em resolver questões multivariáveis e a programação computacional está provando ser uma poderosa ferramenta de planejamento.

Este artigo é a continuação de um estudo apresentado por Kuckartz e Peroni (2019), que propôs um novo método de disposição de estéril chamado MSDS. Esse método aloca pilhas temporárias ao longo do caminho até o destino final do estéril e utiliza o remanejamento planejado desse material no início da operação da mina. Essa abordagem oferece tempo adicional para encontrar o melhor local para o depósito final de estéril e lidar com a preparação e as licenças relacionadas a ele. O principal objetivo desta abordagem é reduzir o custo de transporte de estéril nos primeiros anos, pois reduz a distância de transporte e conseqüentemente o investimento na frota de caminhões de transporte e estradas. Embora seja considerado um aumento no custo unitário de transporte para remanejar o material de/para pilhas temporárias, ele é superado pela redução das distâncias de transporte, resultando em aumentos no VPL nos primeiros anos. Neste estudo, a metodologia utiliza um planejamento integrado de lavra e sequenciamento de disposição de estéril,

e uma aplicação em um estudo de caso real para demonstrar sua aplicabilidade. A avaliação e comparação do MSDS com uma abordagem convencional (sem uso de pilha temporária) foi feita através de um algoritmo computacional utilizando Python a fim de encontrar a melhor solução possível para o caso proposto.

4.2 Materiais e Métodos

A metodologia MSDS consiste em alocar um local de deposição temporário entre a saída da cava a céu aberto e o local de deposição final. Os blocos de estéril são então transportados para a pilha temporária, em vez da pilha final, até atingir sua capacidade máxima. Variáveis como produção de estéril e taxa de remanejamento, distância da saída da cava até o local da pilha final e pilhas temporárias, e distância entre pilhas temporária e final são consideradas neste estudo.

Para fins explicativos e para destacar as diferenças entre as abordagens convencionais e MSDS, considere a Figura 4-1, onde a distância da saída da cava até o local da pilha final é “X”. Na abordagem convencional, o estéril seria transportado a uma distância “X” durante a vida útil da mina, evitando o remanejamento de estéril, mantendo distâncias fixas de transporte fora da cava. Na abordagem MSDS, duas etapas serão consideradas para cobrir a distância “X”: a primeira etapa consiste em transportar o estéril para uma pilha temporária distante “Y” da saída da cava; e a segunda etapa consiste em remanejar o material estéril da pilha temporária até pilha final (distância “X menos Y”). Por exemplo, na Figura 1 (onde P é o período da vida útil da mina), o material estéril de P1 (W1) e P2 (W2) serão remanejados a uma distância “Y” da saída da cava, até atingir a capacidade total da pilha temporária. Em P3 (último período deste exemplo), W3 é enviado diretamente para a pilha final (distância “X”) e W1 e W2, ainda na pilha temporária, também são remanejados para a pilha final (transporte com uma distância “X menos Y”).

A soma das distâncias de transporte é semelhante para ambos os métodos; no entanto, na abordagem MSDS, a distância total de transporte em P1 e P2 (soma das distâncias) é menor se comparada com o método convencional para o mesmo período, o que reduziu o custo total de transporte. Como consequência, as distâncias de transporte em estágios posteriores podem aumentar e também aumentar o custo de transporte. No entanto, ao considerar os cálculos do VPL, há penalizações por período (quanto maior o período, maior a penalidade), e o aumento do custo de transporte em etapas posteriores também será atenuado pela penalização por período, resultando em um menor VPL* de custo final.

*Originalmente todas as análises até o artigo 2 foram feitas como VPL de custos. Durante processo de submissão do artigo 2, o revisor sugeriu a alteração da análise de VPL para CPL. Portanto, no artigo 1, já publicado na época da revisão do artigo 2, as análises ficaram com base no VPL, enquanto que nos trabalhos posteriores foram atualizadas para CPL.

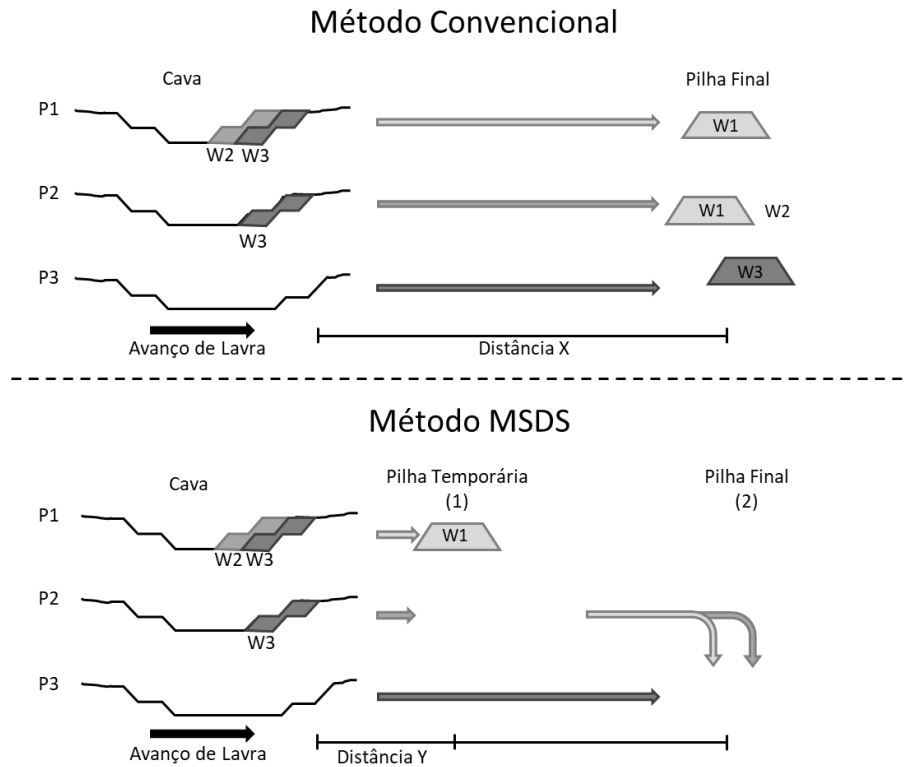


Figura 4-1 - Comparação entre os métodos convencional e MSDS, onde “P” representa o período, “W” representa o material estéril produzido em cada período, e “n” representa o número de estágios de deposição. Adaptado de Kuckartz e Peroni (2019).

Para testar e ilustrar a abordagem MSDS, um estudo de caso foi realizado em uma mina de fosfato no Brasil. Uma parte do modelo de bloco existente, representando um setor de mina, foi importado para o software NPV Scheduler® para construir uma cava matemática e sequenciamento de blocos. Tendo em vista o foco deste estudo no manejo do estéril e considerando que todos os blocos de minério são enviados para o mesmo local (ou seja, planta de processamento) com uma distância de transporte fixa para qualquer cenário testado, todos os resultados mostrados aqui representam apenas os custos relacionados ao transporte e carregamento do bloco de estéril fora da cava.

O caso base foi assumido como sendo a abordagem convencional. Uma saída da cava e um local de pilha final foram definidos. O sequenciamento considera o período dos dez primeiros 10 anos de produção e o manejo de estéril associado, também sequenciado anualmente.

Existem diversas variáveis a serem consideradas para uma avaliação completa, como custo de transporte e carregamento, custo de remanejamento, distância da saída da cava até as pilhas finais e

temporária, tipo e capacidade dos equipamentos (caminhões e escavadeiras) a serem utilizados, entre outras. Em Kuckartz e Peroni (2019), alguns cenários de MSDS foram testados, variando o período de operação de remanejamento e observando a resposta do VPL do custo de acordo com mudanças na distância de transporte até a pilha temporária; no entanto, nenhuma técnica de otimização para esse parâmetro foi considerada nessa fase.

Neste estudo, um algoritmo de otimização foi construído e implementado em Python para encontrar a melhor solução possível considerando algumas flutuações de variáveis. A distância até a pilha temporária de estéril e sua taxa de remanejamento foram alteradas para encontrar o menor VPL de custos possível.

Os demais parâmetros foram mantidos fixos, como custos de transporte e carregamento, distância até a pilha final de estéril e capacidade de volume da pilha temporária, que foi fixado em 30 Mt de estéril, representando 2 anos de operação de deposição. A pilha temporária foi colocada sobre uma área que onde a lavra avançará futuramente (após o 10º ano), e está localizada entre a saída da cava e o local da pilha final. Portanto, a pilha temporária de estéril deve ser completamente removida antes do 10º ano para evitar maiores relações REM ou atrasos na sequência de lavra.

Os custos de remanejamento foram considerados iguais aos custos de lavra (carregamento) e não incluíram quaisquer custos adicionais gerais e administrativos (G&A), uma vez que já são pagos pela operação atual. A pilha final está localizada a 5 km da saída da cava (de acordo com o planejamento original da mina do caso base), seguindo a linha vermelha que representa a estrada, conforme mostrado na Figura 4-2, e a movimentação anual de estéril é definida como 15 Mtpa. Durante a análise, a distância da pilha temporária ocupará diferentes pontos da estrada até o local da pilha final (variando de 0,5 a 4,3 km) para encontrar a posição que resulta no cenário de menor VPL de custo.

O número de caminhões necessários para cumprir os cenários simulados foi calculado considerando um fator de utilização de 90% e disponibilidade mecânica de 85%. As velocidades médias dos caminhões durante o deslocamento com e sem carga também foram estimadas para calcular as taxas de produção dos caminhões.

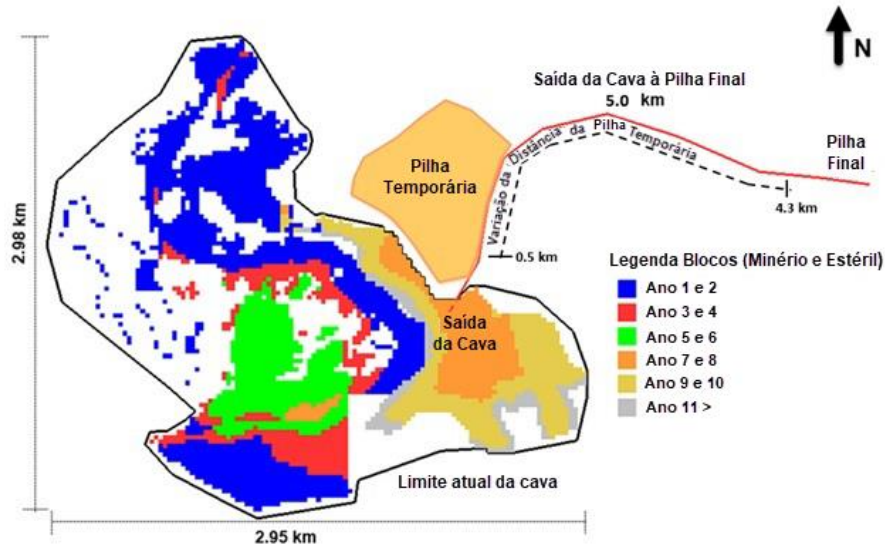


Figura 4-2 - Sequenciamento de blocos até o décimo ano de operação a localizações da saída da cava e pilha final (5km distante da cava), e região de variação da distância da pilha temporária. Imagem ilustrativa (não está em escala). Adaptado de Kuckartz e Peroni (2019).

4.2.1 Implementação do algoritmo de otimização para MSDS

O algoritmo de otimização para MSDS foi implementado observando algumas premissas e posterior tomada de decisão.

Suposições:

* O algoritmo para sequenciar o estéril respeitará o cronograma do bloco de minério. A otimização sugerida não interferirá na quantidade já definida de material retirado da cava a cada ano.

* O remanejo de material da pilha temporária para a pilha final é adiado tanto quanto possível dado um limite que corresponde à quantidade máxima de material remanejado da pilha temporária para a pilha final por ano.

* Antes de transportar o material da cava para a pilha final, a capacidade de armazenamento da pilha temporária deve ser concluída.

Os parâmetros de entrada são os seguintes: o sequenciamento do bloco, a quantidade máxima de massa transportada da pilha de estéril temporária para a pilha final, o ano final em que a pilha de estéril temporária deve ser completamente removida e os parâmetros de custo operacional.

4.2.2 Resposta do Algoritmo

O número de caminhões necessários em cada ano para realizar todas as operações de transporte. Esse número de caminhões é subdividido em: o número de caminhões necessários para transportar o estéril da cava até a pilha de estéril temporária; o número de caminhões necessários para transportar o material da pilha temporária até a pilha final; e o número de caminhões necessários para transportar o material da cava até a pilha de estéril final. O relatório é dado por ano.

* O cronograma de transporte de estéril da cava para a pilha de estéril temporária, da cava para a pilha final e o remanejo da pilha temporária para a pilha final.

* O cálculo do VPL é separado em VPL de custos operacionais e VPL de aquisição adicional de caminhões, por ano.

A meta de otimização baseia-se no pressuposto de que a melhor forma de reduzir VPL dos custos é adiar, tanto quanto possível, o remanejo de estéril da pilha temporária para a pilha final, dado o ano em que a pilha temporária deve ser completamente removida e a taxa máxima de remanejo da pilha temporária para a final por ano. A discussão dessa suposição é importante porque ela não reflete o menor VPL de custos para todos os cenários. Em alguns casos, a taxa máxima de remanejo ocorre simultaneamente com a taxa máxima de estéril enviado da cava para a pilha final. Esta situação pode demandar a aquisição de caminhões em uma operação de transporte desbalanceada, principalmente após a remoção completa do da pilha temporária e todos os equipamentos voltados para a operação de envio de estéril da cava para a pilha final. Para estes casos, espera-se que o usuário do algoritmo explore o parâmetro que controla a taxa máxima de remanejo. Mais discussões e exemplos serão apresentados na seção de resultados.

4.3 Resultados

Como mencionado anteriormente, todos os resultados consideram apenas os custos operacionais totais (valores negativos) atualizados para o valor presente anualmente à uma taxa de desconto anual fixa; portanto, menores valores resultantes representam melhores cenários. Como esperado, sem considerar a aquisição de equipamentos, o VPL dos custos será menor com maiores taxas de remanejo e com a pilha temporária localizada mais próxima da saída da cava, o que significa que postergar a operação de remanejo o máximo possível resultaria uma boa estratégia.

A Figura 4-3 apresenta os resultados em termos de VPL de custos operacionais combinando taxas de remanejo e distância da cava à pilha temporária.

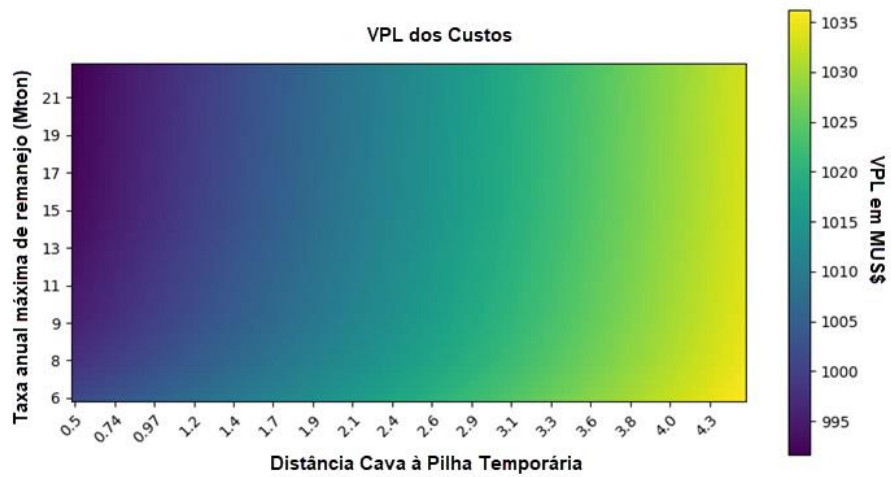


Figura 4-3 - Comportamento do VPL dos custos operacionais considerando variações na taxa anual de remanejo e na distância entre cava e pilha temporária. Nenhum custo com aquisição de equipamentos considerado.

As áreas em azul escuro representam menores VPL de custos, o que significa cenário mais atrativos economicamente. No entanto, esta é uma situação irrealista tendo em vista que não é possível considerar altas taxas de remanejo sem adquirir e alocar mais equipamentos para lidar com a operação de remanejo. Quando maior for a taxa de remanejo, mais caminhões deverão ser adquiridos, o que conseqüentemente implica maiores custos, como pode ser observado na Figura 4-4.

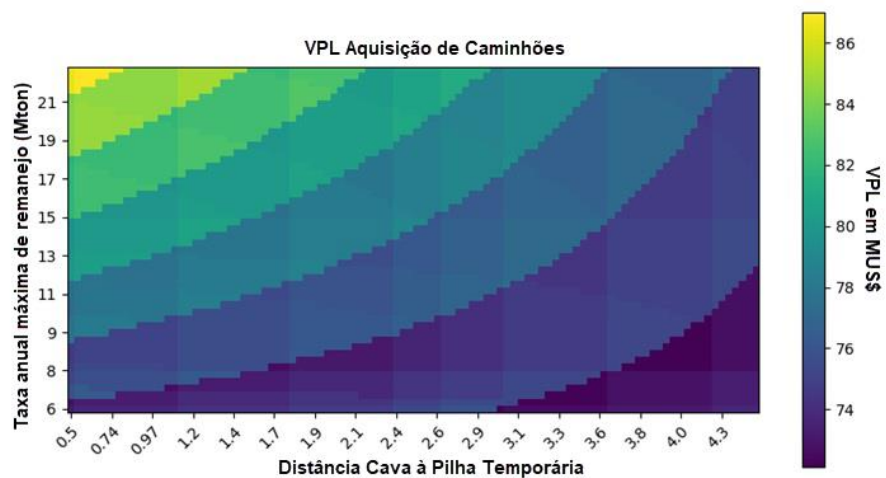


Figura 4-4 - Comportamento do VPL de investimentos na aquisição de frota de equipamentos considerando variações na taxa anual de remanejo e distância entre cava e pilha temporária.

As regiões azuis mais escuras representam uma redução do VPL de custos em 2,5% comparado ao caso base, que foi obtida principalmente com posições da pilha temporária mais próximas da cava (de 0,5 a 0,8 km) associadas a uma taxa de remanejamento anual específica que permite operações com frota de equipamentos adequada.

Juntando as informações das Figura 4-3 e Figura 4-4 pode-se observar a relação entre essas três variáveis (distância entre cava e pilha temporária, taxa anual de remanejamento e número de caminhões necessários), como apresentado na Figura 4-5. A linha verde clara representa o comportamento do VPL dos custos totais para o caso base, portanto qualquer ponto no lado esquerdo dessa linha possui VPL de custos menores do que o caso base, significando que o MSDS é uma alternativa viável quando alocando a pilha temporária não mais distante do que 3,3 km da cava para qualquer taxa anual de remanejamento dentro do intervalo testado.

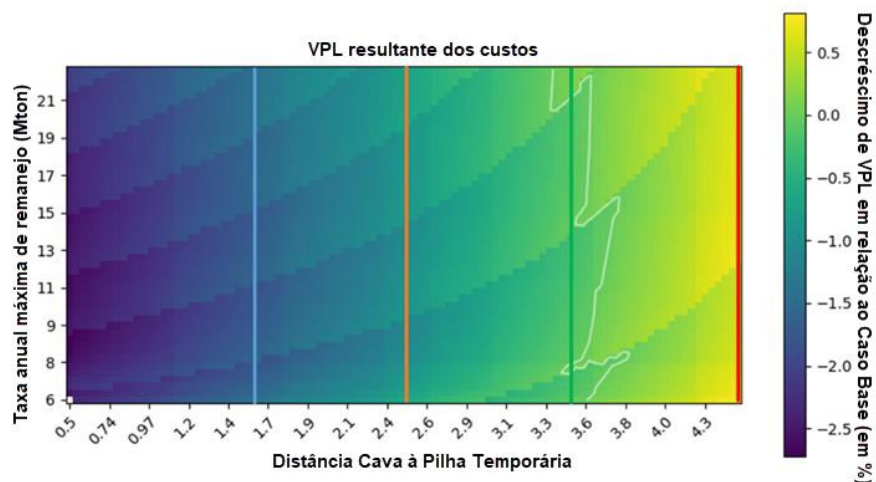


Figura 4-5 - Comportamento do VPL de custos resultante para MSDS comparados ao caso base (linha verde claro) considerando a distância à pilha temporária, taxa anual de remanejamento e número requerido de caminhões. As linhas verticais (azul, laranja, verde e vermelho) representam cenários selecionados com uma distância fixa entre cava e pilha temporária.

Quando se reduz a distância da pilha temporária à cava, é possível reduzir até 2,5% do VPL de custos comparado ao caso base. No entanto, este resultado só é possível com uma taxa de remanejamento adequada. Este comportamento pode ser melhor observado na Figura 6, que representa quatro cenários com distância fixa entre cava e pilha temporária (1,6 km, 2,5 km, 3,5 km e 4,5 km) e o comportamento do VPL de custos totais associado comparado ao caso base.

O VPL de custos do caso base na Figura 4-6 é representado pela linha tracejada roxa, e todos os cenários MSDS abaixo dessa linha apresentam resultados mais atrativos economicamente.

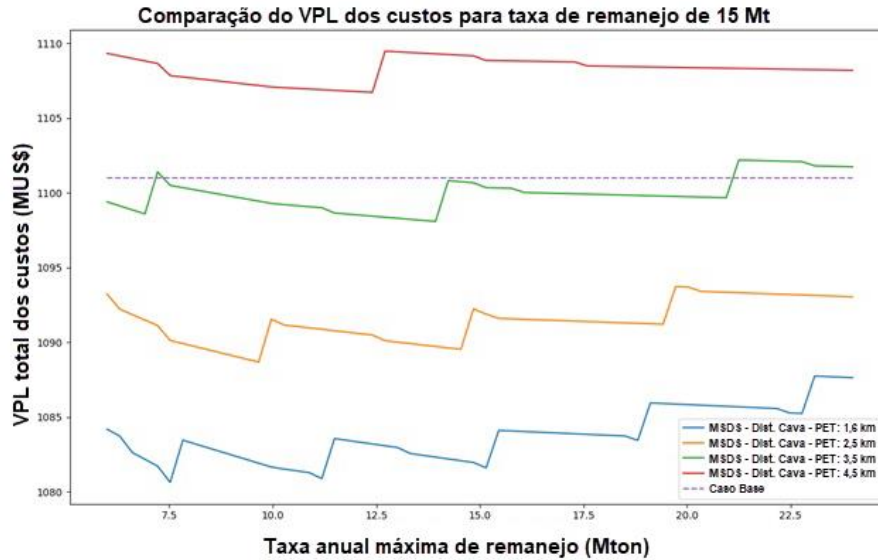


Figura 4-6 - Comportamento do VPL de custos totais para quatro cenários de distâncias entre cava e pilha temporária.

4.4 Discussão

Observando os resultados apresentados na Figura 4-3 (custos operacionais) e Figura 4-4 (aquisição de caminhões), é possível identificar um comportamento inverso do VPL de custos em relação à taxa de remanejo e distância da cava à pilha temporária. Como esperado, a maior taxa de remanejo demanda maior número de caminhões, no entanto, posicionar a pilha temporária mais próximo da cava também pode representar incremento da frota de caminhões. Por exemplo, posicionando a pilha temporária muito próximo da cava irá ocasionar o aumento da distância de transporte do segundo estágio entre pilha temporária e pilha final. Essa situação associada a uma alta taxa de remanejo resultará em uma maior frota de caminhões.

Escolhendo o período para iniciar e terminar a operação de remanejo é um ponto chave, e está diretamente relacionado à taxa de remanejo. O algoritmo sempre considera o fim da operação de remanejo no final do décimo ano, portanto a taxa de remanejo ditará quando essa operação iniciará.

Na Figura 4-4 existe um padrão quase cíclico, associado ao fator de utilização e disponibilidade dos caminhões. Se a taxa de remanejo e/ou distância até a pilha temporária é minimamente incrementada, a aumento abrupto do VPL de custos pode ocorrer. Este incremento é explicado pela necessidade de adquirir um caminhão adicional, o que causa um decréscimo no

fator de utilização e uma operação escadeira/caminhão desbalanceada (adicionando um novo caminhão à frota no momento em que é excedida a capacidade de transporte).

A combinação de ambos comportamentos, apresentada na Figura 4-5, nos dá uma visão geral mais realista de possíveis resultados e relação entre as variáveis. O padrão “indentado” e cíclico são resultado do VPL de custos de aquisição de caminhões, o que causa o efeito de picos para todos os casos enquanto se aumenta a taxa de remanejo.

É interessante que os melhores possíveis cenários MSDS (regiões de azul escuro) não são necessariamente relacionadas aos valores extremos das variáveis, como era esperado. Por exemplo, é intuitivo pensar que posicionando a pilha temporária o mais próximo possível da cava e uma alta taxa de remanejo resultaria na menor VPL de custos, o que não é observado na Figura 4-5.

Os cenários economicamente mais atrativos, que minimizam o VPL de custos, são obtidos usando combinações específicas de taxa de remanejo e distâncias da cava à pilha temporária. Este comportamento pode ser melhor visualizado na Figura 4-6. Todas linhas representando cenários MSDS possuem “degraus” quando se aumenta progressivamente a taxa de remanejo, no entanto diferenciam entre si na frequência de ocorrência desses degraus. Cada pico (degrau) da curva representa a combinação de distância de transporte e incremento da taxa de remanejo que resulta na necessidade de aquisição de um caminhão extra na frota. A linha azul (1,6 km da cava à pilha temporária) possui uma frequência de degraus maior devido à maior distância de transporte entre pilha temporária e pilha final. Quanto maior for essa distância na operação de remanejo mais sensível será a frota de caminhões a alterações na taxa de remanejo, o que causa os degraus mais frequentes. Por outro lado, as linhas verde e vermelha (de 3,5 km e 4,5 km entre cava e pilha temporária, respectivamente) representam distâncias de transporte mais curtas entre pilha temporária e pilha final, com degraus menos frequentes, significando menor sensibilidade da frota de caminhões.

4.5 Conclusões

Este estudo forneceu informações que sugerem a viabilidade do método MSDS utilizando remanejo de material estéril, sob uma perspectiva de planejamento estratégico, abrindo novas alternativas operacionais na indústria da mineração. Estes resultados opõem um paradigma bem conhecido da mineração, que afirma que o remanejo de material sempre acarretará incrementos

nos custos operacionais, considerando que essa condição deve ser evitada ao máximo. Analisando o estudo de caso de uma perspectiva econômica usando VPL, o MSDS demonstrou ser viável quando a pilha temporária é posicionada até 3,3 km da saída da cava (considerando que a pilha final está localizada a 5 km da cava), o que propicia uma grande flexibilidade à operação de remanejo e ainda apresentando resultados mais atrativos do que o método tradicional (caso base).

Reduzindo a distância da cava à pilha final reduzirá o intervalo de aplicabilidade do método MSDS, significando que a operação de remanejo deve ser ainda mais precisa e permite menos equívocos, no entanto mais economicamente favoráveis. Além do mais, o método MSDS apresenta outras vantagens. Os planejadores terão mais tempo para tomar decisões a respeito do local da pilha final e preparação do terreno, permitindo coleta de informações operacionais importantes que podem contribuir estrategicamente em períodos de *ramp-up*.

Além disso, redução de CAPEX durante os primeiros anos (i.e., menos equipamentos a serem adquiridos) contribuem para um cenário de investimentos mais favorável e menos arriscado, dada a flutuação de commodities e mercados, podendo causar um nível de incerteza que pode colocar a operação da mina em risco. Neste estudo de caso, foi apresentado que o MSDS possibilitou dois anos adicionais antes de enviar o material estéril à pilha final. Nesse meio tempo, experiência e dados operacionais podem ser obtidos, provindo um tempo valioso para os planejadores e tomadas de decisões.

De uma perspectiva ambiental, o método MSDS também promove o gerenciamento estratégico de estéril mais flexível a ponto de permitir mudanças de uso de pilhas para deposição em cava, o que reduz significativamente impactos ambientais. Em um certo momento da vida útil da mina, o remanejo pode ser considerado viável e utilizado na deposição em cava ao invés de enviar o material estéril para uma pilha final e causando impactos em áreas adicionais. A mineração no futuro não permitirá impactos ambientais que não sejam estritamente necessários.

Mais investigações estão em curso para compreender a relação de causa e efeito com outras variáveis para melhor definir condições de contorno para considerar o MSDS como uma alternativa viável para gerenciamento e otimização do sequenciamento de deposição de estéril.

5 Sequenciamento de estéril: quando o remanejo pode ser uma opção viável em mina a céu aberto

Resumo

O sequenciamento e gerenciamento de estéril na mineração vem progressivamente ganhando atenção, tendo em vista que as práticas atuais de deposição de estéril causam impactos ambientais substanciais. Decisões a respeito dessa atividade devem ser feitas com cautela já que pilhas de estéril podem causar impactos significativos em projetos de mineração. O objetivo deste estudo é de implementar e avaliar um método de sequenciamento de estéril, chamado de sequenciamento de estéril em multi-estágios (MSDS) usando ferramentas de sequenciamento em software comercial para um depósito hipotético de cobre tipo *pipe*. Este método utiliza pilhas de estéril temporárias nas fases iniciais do projeto de mina para reduzir custos operacionais durante esse período, seguido por sequenciamento de remanejo planejado para mover a pilha temporária até o local de deposição final. Neste estudo, o método demonstrou potencial para reduzir até 39% em investimentos na aquisição de equipamentos nos primeiros anos de operação. Este método também possibilita estender o tempo para lidar com decisões estratégicas relacionadas ao design da pilha final e abre oportunidades de modificação de estratégias de deposição.

Palavras chave: gerenciamento de estéril, planejamento de mina, remanejo.

5.1 Introdução

Historicamente, o planejamento de mina a longo prazo se refere à maximização do valor presente líquido (VPL) focando apenas na sequência de extração ótima de minério e otimização das fases operacionais e de processamento (OSANLOO *et al.*, 2008). No entanto, tendo em vista as crescentes restrições ambientais e políticas de autossustentabilidade, mais variáveis devem ser consideradas no planejamento de mina e processos de otimização do que simplesmente os técnicos e econômicos.

O sequenciamento de estéril é, muitas vezes, tratado de forma simplista, já que o estéril não é de interesse econômico (LI *et al.*, 2012). No entanto, a movimentação e disposição de estéril em muitas vezes ultrapassam outros custos operacionais relacionados ao minério (LIZZOTE;

BONATES, 1986; SOMMERVILLE; HEYES, 2009), representando, em alguns casos, mais de 50% do total de custos operacionais. Além do mais, pilhas de estéril são estruturas de mineração proeminentes e de caráter permanente (KUCKARTZ; PERONI, 2019; LÈBRE; CORDER, 2015; LÈBRE *et al.*, 2017) que podem gerar sérios impactos ambientais por muitos anos caso não depositados de maneira adequada, resultando em custos elevados de recuperação e remediação que podem ser muito maiores do que custos de manutenção preventiva durante a deposição (DEÁK *et al.*, 2008; HUSTRULID *et al.*, 2013).

Definir locais para deposição de estéril é uma questão complexa. Estas estruturas, dependendo da relação REM, usualmente apresentam uma grande área que podem conflitar com questões ambientais e/ou topografia no entorno da cava (GALLA; ZACARIAS, 2011). Os limites da cava final, relevo, distâncias de transporte, taxas de produção e propriedade geotécnicas são algumas das variáveis que devem ser consideradas para encontrar um local apropriado para deposição de estéril [HUSTRULID *et al.*, 2013; HEKMAT *et al.*, 2008; ORTIZ; SHUKLA, 2017; ZINCK, 2004).

De uma perspectiva de planejamento de curto prazo, o melhor local para a pilha é sempre aquele localizado o mais próximo possível da cava, o que aumenta a produtividade e reduz custos de transporte (LI *et al.*, 2013). Entretanto, esta abordagem pode ser incompatível, ou até mesmo paradoxal, com a perspectiva de longo prazo relacionada a todas as variáveis consideradas na decisão do local final de deposição de estéril. Ben-Awuah e Askari-Nasab (2011) enfatizam a importância de o gerenciamento de estéril ser integrado ao planejamento de longo prazo de modo a construir uma estrutura de deposição de estéril eficiente. Um objetivo comum no planejamento e sequenciamento de estéril é evitar o remanejamento de material, que é visto como um dogma em operações de mineração (MORADI AFRAPOLI; ASKARI-NASAB, 2019). Sommerville e Heyes (2009) alegam que é possível reduzir custos operacionais com planejamento e gerenciamento cuidadoso de estéril, evitando o remanejamento. Estudos mais recentes [ORTIZ; SHUKLA, 2017; LI *et al.*, 2013; ASKARI-NASAB; BEN-AWUAH; 2011; FU *et al.*, 2015; FU *et al.*, 2016; GRASKOSKI *et al.*, 2013; LI *et al.*, 2016) propõem soluções computacionais para reduzir os custos de transporte em diferentes cenários de mina, com restrições de remanejamento. Todos resultados apresentaram redução no custo total de transporte pela otimização do sequenciamento de blocos de estéril com múltiplas possibilidades de destinos além da condição de potencial geração de drenagem ácida, onde é necessário utilizar método de encapsulamento com mínimo ou nenhum

remanejo. Gerenciamento da frota de equipamentos também é uma questão chave para otimizar sistemas de transporte, produtividade e eficiência. Afrapoli e Askari-Nasab (2019) documentaram uma série de sistemas de gerenciamento, acadêmicos e comerciais, para identificar falhas nas metodologias. Os autores encontraram problemas em algoritmos relacionadas ao link entre planejamento de curto prazo e estratégico e também apontaram esses sistemas não consideram incertezas operacionais e geológicas.

Hoje em dia existe uma tendência focada em algoritmos de otimização baseados em programação meta-heurística e redes neurais para solucionar estes problemas de mineração complexos e de multivariáveis por uma perspectiva estocástica (FRANCO-SEPÚLVEDA *et al.*, 2019). Em muitos estudos (DAGDALEN, 2001; DEUTSCH; DEUTSCH, 2013; ELKINGTON; DURHAM, 2011; LEITE; DIMITRAKOPOULOS, 2007) são enfatizados a importância de tais ferramentas para otimizar planejamentos estratégicos, obtendo melhores resultados e aumentando o conhecimento para auxiliar as tomadas de decisão. Vários softwares comerciais, que utilizam algoritmos capazes de lidar com problemas de multivariáveis e grande quantidade de dados, podem ser encontrados no mercado e são utilizados por companhias de mineração ao redor do mundo. Apesar de potentes, estes algoritmos ainda apresentam limitações quanto à quantidade de variáveis e incertezas consideradas, e algumas vezes a dependência existente entre elas.

O objetivo deste estudo é de aplicar o MSDS, introduzido por Kuckartz e Peroni (2019) que utiliza pilhas de estéril temporárias e remanejamento planejado para lidar com deposição de estéril, utilizando um software comercial de sequenciamento para melhor definir rotas a serem seguidas e destinos ótimos, tempo de viagens dos equipamentos e capacidade de produção para cada bloco em um cenário de mineração hipotético para avaliar as vantagens e desvantagens do método. Este método, aplicado em um estudo de caso anterior em uma mina de fosfato (KUCKARTZ *et al.*, 2021), apresentou potencial de reduzir o custo presente líquido (CPL) reduzindo a distância de transporte nos primeiros anos e conseqüentemente reduzindo investimentos na aquisição de equipamentos e custos de transporte. Entretanto, diferentemente deste estudo, na análise anterior o processo de otimização foi feito com um sistema de transporte simplificado usando distâncias Euclidianas do centroide do bloco ao destino e um algoritmo em linguagem Python para calcular o CPL, analisando um grande número de cenários criados a partir da combinação de variações na taxa anual de remanejamento de estéril e posição relativa da pilha de estéril temporária (PET) em relação à cava e à pilha de estéril final (PEF). Além disso, durante a operação com a PET, os planejadores

podem receber informações operacionais e tempo adicional para concluir decisões estratégicas, em relação à posição da PEF, analisar métodos de gerenciamento de estéril e lidar com questões de licenciamento ambientais.

5.2 Metodologia

O método MSDS (KUCKARTZ; PERONI, 2019; KUCKARTZ *et al.*, 2021) apresenta uma metodologia para reduzir custos operacionais nos estágios iniciais do projeto de mineração e períodos de *ramp-up*. O conceito principal é de depositar o estéril o mais próximo possível da cava em uma área onde a lavra avançará em estágios futuros. Esta área será assumida como PET e receberá um determinado volume de material. Quando atingir sua capacidade máxima, o estéril será então movido para a PEF de acordo com uma sequência de remanejamento planejada. A operação de remanejamento ocorrerá de forma a remover completamente/parcialmente a PET antes que o avanço de lavra chegue nessa área (assumindo que os limites da PET estão parcialmente sobrepostos aos limites da cava final). Este método foi testado anteriormente em um caso hipotético de mineração de um depósito de fosfato, com uma geometria tabular e comportamento horizontal.

Neste estudo, o objetivo é de aplicar o mesmo método MSDS a uma geometria de corpo mineral tipo *pipe* em um depósito de cobre (Figura 5-1) e usar o otimizador de sequenciamento do Deswik para comparar CPL total entre um caso base (CB) e opções de MSDS. De acordo com resultados (KUCKARTZ *et al.*, 2021), a localização da PET e período de espera (período em que a PET permanece sem atividade de remanejamento, e o estéril é enviado da cava diretamente para PEF) possuem um grande impacto no CPL. Depósitos tabulares geralmente apresentam maior área e continuidade horizontal, o que propicia períodos de espera mais longos e mais alternativas de locais para a PET onde a lavra ocorrerá no futuro. Por outro lado, depósitos tipo *pipe* são verticalizados e possuem áreas superficiais e de avanços menores, restringindo os locais para PET e consequentemente encurtando o período de espera. Portanto, para comparar e observar o impacto da geometria de depósito no método MSDS, este estudo optou por utilizar um depósito de cobre tipo *pipe*. Existem 8.950 blocos dentro da cava final com dimensões de 25 x 25 m (X/Y) por 10 m de altura. Dentro desse total 2.704 blocos são classificados como minério com um teor médio de cobre de 3,4%. Os 6.246 blocos restantes foram classificados como estéril, e possuem uma densidade média de 2,5 t/m³.

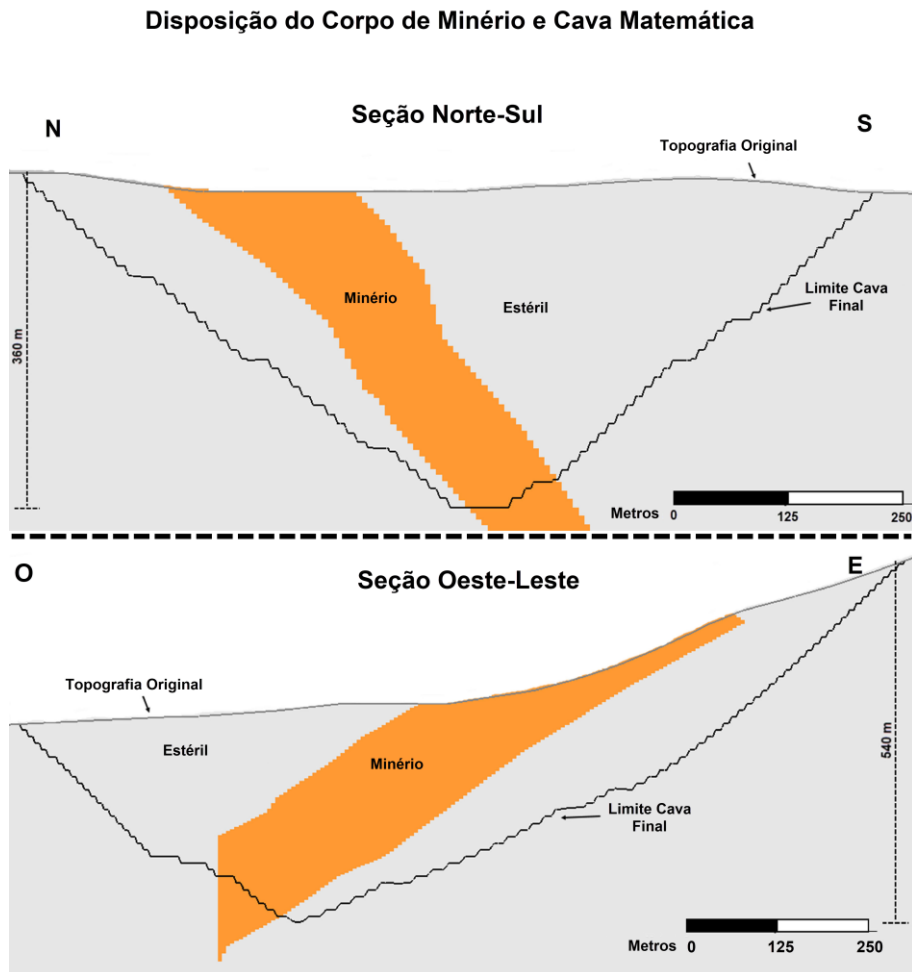


Figura 5-1 - Seções transversais do depósito de cobre: seção norte-sul (acima) e oeste-leste (abaixo).

O cenário do caso base consiste em transportar todo o estéril da cava diretamente para a PEF desde o primeiro dia de operação na mina. Dezoito cenários MSDS foram criados analisando a sensibilidade à taxa de produção anual de estéril e distância à PEF. Uma terceira variável foi considerada como duas estratégias diferentes de remanejo, gerando duas alternativas de MSDS que serão comparadas com seus pares no caso base em entre si:

1. Distância da cava à PEF – três locais para a PEF foram analisados em diferentes distâncias (5, 4 e 3 km) em relação à cava;
2. Taxa de produção anual de estéril – 50,6, 40,5 ou 30,4 milhões de toneladas (Mt);
3. Sequência de remanejo:
 - a. MSDS_1 – remoção completa da PET antes do avanço de lavra chegar na sua área de influência;
 - b. MSDS_2 – remoção de 1/3 do volume da PET (o que representa a região de sobreposição entre PET e limite da cava) até que a lavra atinja a área de

sobreposição, e o volume remanescente é remanejado durante os últimos quatro anos.

Para cada modo MSDS, um caso base equivalente foi testado formando pares comparáveis. O CPL dos custos operacionais, relacionados à movimentação de estéril e aquisição de equipamentos, foi utilizado como parâmetro de decisão para mensurar o ganho (ou perda) dado para cada cenário. Para todos os cenários MSDS (1 e 2), a PET foi colocada na mesma posição, ~0,6 km da saída da cava, ocupando uma área de 66,7 hectares (ha), cobrindo porções do terceiro e quarto *pushbacks*, como apresentado na Figura 5-2. A capacidade de volume máxima da PET é de 40,5 milhões de metros cúbicos (Mm³), considerando um fator de empolamento de 1,25, dividido em bancadas de 10 m de altura. Os custos operacionais unitários de movimentação de estéril foram obtidos de uma operação de mina real, divididos em 45% transporte e 55% carregamento e gerais e administrativos (G&A). O volume total de minério é de 45,2 Mm³ dentro da cava final, e a quantidade total de estéril a ser movimentada de dentro da cava é de 154,5 Mm³. É importante ressaltar que o sequenciamento e produção de minério, além de objetivos de qualidade, foram configurados de modo a serem os mesmo para todo e qualquer cenário, portanto as diferenças entre cenários recaem apenas na movimentação de estéril, principalmente fora da cava. Para todos os cenários MSDS a movimentação total de estéril durante a vida útil da mina é de 195,0 Mm³ (estéril total na cava mais o remanejamento da PET).

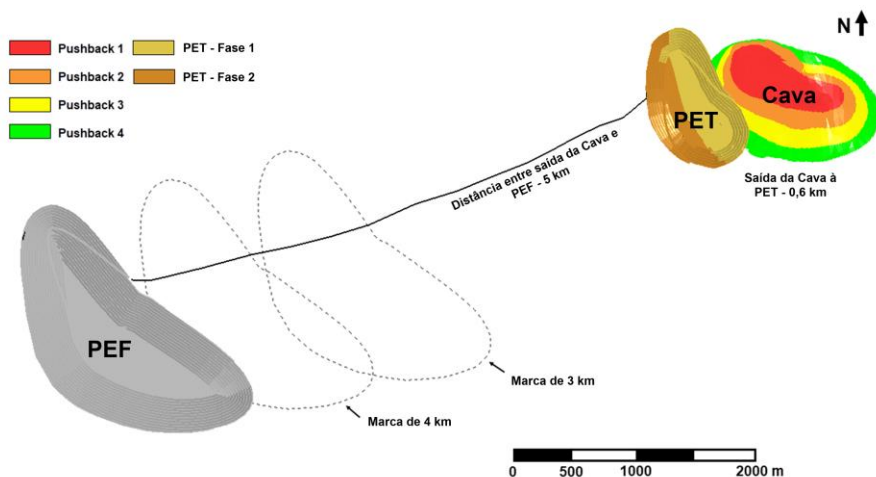


Figura 5-2 - Visão geral da localização das estruturas. Distância de transporte da cava à PEF de 5 km na imagem e indicação das áreas da PEF (linhas tracejadas) nas duas outras possíveis localização em 4 e 3 km. A localização da PET é a mesma para todos os cenários MSDS testados.

Na Figura 5-3 é apresentada uma visão geral do sequenciamento de estéril para os casos MSDS. No início da operação, todo o estéril proveniente da cava é transportado até a PET até que se atinja sua capacidade máxima. Subsequentemente, o estéril da cava é enviado diretamente para a PEF enquanto que a PET fica em período de espera. A operação de remanejamento inicia de modo a garantir que a PET não interfira no avanço de lavra. Para os cenários MSDS_1, toda a PET é removida antes do avanço de lavra chegar na área de sobreposição entre PET e cava. Para os casos MSDS_2, o primeiro terço da PET será remanejado antes da lavra chegar na área de sobreposição. Neste ponto, a relação estéril/minério (REM) aumenta devido ao transporte simultâneo de estéril da cava à PEF e remanejamento da PET para PEF. Uma vez que a operação de remanejamento seja completa (MSDS_1) ou em período de espera (MSDS_2 antes dos últimos quatro anos), o sequenciamento segue a mesma ordem assumida para o caso base.

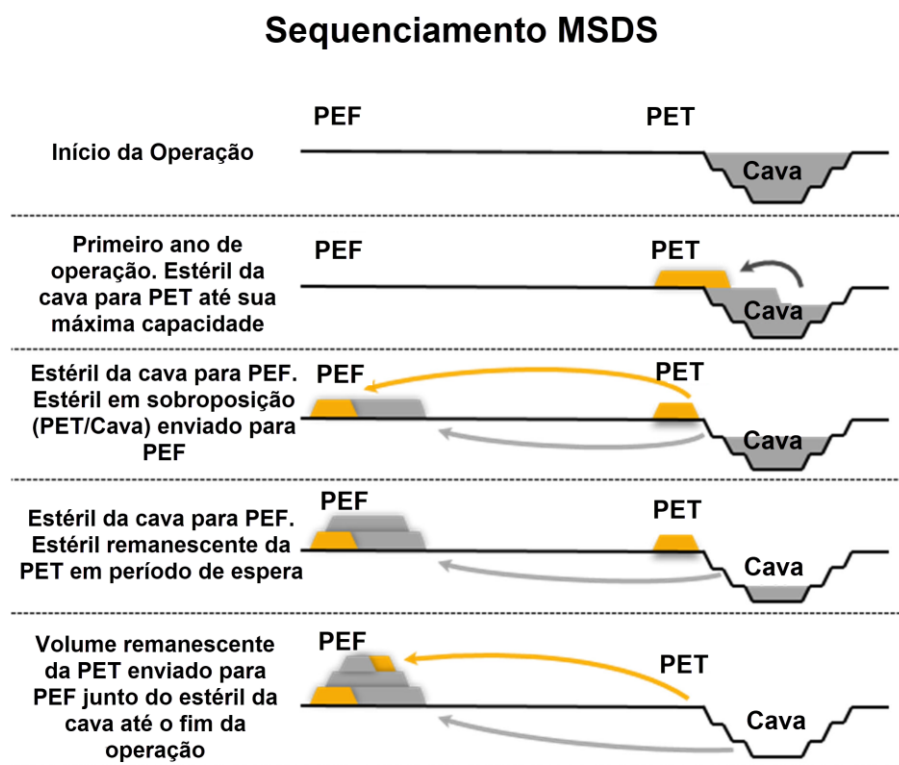


Figura 5-3 - Visão geral do sequenciamento de estéril para MSDS. Os polígonos e setas laranjas representam os volumes de estéril enviados primeiramente para a PET e posteriormente à PEF. Polígonos e setas cinzas representam os volumes de estéril enviados diretamente para a PEF.

O cálculo de CPL foi realizado usando o otimizador do Deswik e planilhas Excel, considerando para cada bloco sequenciado a massa, distância de transporte, tempo de ciclo (total

de 8.950 blocos dentro da cava), multiplicados pelo custo unitário de transporte, carregamento e G&A. O tempo total de ciclo (carregamento, transporte carregado, descarga e viagem de retorno vazio) foi calculado pelo software Deswik. O investimento na aquisição de equipamentos necessários durante todo o processo também foi considerado (aquisição de caminhões e escavadeiras). Para os casos MSDS, é importante ressaltar que os blocos enviados para a PET e posteriormente para a PEF, devido à operação de remanejamento, foram penalizados com um custo extra de carregamento e G&A. O número de caminhões e escavadeiras necessários foram calculados por ano/período, de acordo com as capacidades nominais, disponibilidade mecânica (85%) e utilização (90%), indicando o número de equipamentos que devem ser adquiridos para o próximo ano/período. Por exemplo, se no primeiro ano de operação são necessários dez caminhões e no segundo ano doze, a aquisição de dois caminhões adicionais é necessária. Se o número de caminhões for menor do que o período anterior, nenhuma aquisição é necessária. Um valor residual para todos os equipamentos, em todos os cenários, foi considerado no fluxo de caixa ao final da operação e representa 10% do preço de aquisição dos equipamentos. A capacidade de carga dos caminhões considerados é de 181,4 t, enquanto que as escavadeiras possuem uma capacidade de 2.780 t/hora (concha de 16,5 m³). Preço de aquisição é de 2,8 milhões dólares (MUS\$) para cada caminhão, e 5,6 MUS\$ para cada escavadeira (custo de capital desses equipamentos pode não estar atualizado, no entanto foram obtidos da mesma fonte dos custos operacionais utilizados).

5.2.1 Processo de otimização

Todo o processo de otimização foi conduzido com software Deswik e seus algoritmos de solução. Como o processo é focado no sequenciamento de estéril, que é o principal meio de comparação deste artigo (usando CPL), foi assumido que o teor de corte e sequenciamento de estéril não interferem na movimentação de estéril, por questões de comparação. O circuito da mina, representado pelos nós dos destinos, definidos de acordo com a classificação do material (i.e. minério ou estéril), foi estabelecido e alvos de produção foram estabelecidos para atender taxas anuais de minério (mesma para todos os cenários) e estéril para cada cenário. O otimizador Deswik.Blend constrói o sequenciamento por meio de técnicas de programação linear inteira mista usando o solucionador Cplex da IBM. O otimizador Cplex faz uso programação matemática de alta performance para solucionar problemas de multivariáveis em ambientes lineares, inteira mista e quadráticos. Neste estudo, a solução de período único (*single period*), que otimiza a sequência

de mina período a período (algoritmo *blend*), foi utilizada para encontrar a melhor solução que respeita os condicionantes de produção (taxa anual de produção de minério e estéril). Esta opção permite ao software modificar os períodos de início e fim de cada tarefa de modo a atender as regras impostas e entregar uma solução ótima. Existe ainda uma alternativa de solução *multi period* que é utilizada em associação com o algoritmo *levelling*, que visa a utilização máxima dos equipamentos. No entanto, este método otimiza a destinação dos blocos priorizando a utilização dos equipamentos e não decisões de produção, como é o caso do método de período único.

O processo final foi feito com o módulo Deswik.LHS, o qual calcula e associa para cada bloco parâmetros operacionais, como distância média de transporte, tempo de ciclo (de acordo com curvas de *rimpull*), disponibilidade de caminhões e horas de trabalho, volumes de deposição e etc. Todos os processos foram completados após a criação de sólidos de destinos (planta, PET e PEF), estradas (dentro e fora da cava), definição de dependências e conexões de deposição. Para os cenários MSDS, a PET foi tratada como uma pilha de baixo teor, tendo em vista que o software não é programado para lidar com remanejamento de estéril. Não foi implementado nenhum algoritmo modificado ou rotinas personalizadas para rodar estes cenários, portanto todo esse processo pode ser executado com qualquer outro software de otimização de sequenciamento (não é restrito ao que foi utilizado), tendo em vista que a principal necessidade é sequenciar os blocos de estéril e definir distâncias e tempos de transporte, volume de cada atividade e período de execução. Estas informações foram pós processadas em uma planilha Excel para calcular os custos totais, número necessário de equipamentos (de acordo com os resultados de tempo de ciclo e taxas de produção obtidas no processo de otimização) e CPL para posterior análise.

5.3 Resultados e Discussões

Todos os resultados apresentados nesta sessão são relacionados apenas aos custos de movimentação de estéril trazidos ao CPL (assumindo uma taxa anual de desconto de 10%) considerando que a sequência de minério é a mesma para todos os cenários. A Tabela 5-1 apresenta o resumo dos resultados com a comparação entre métodos (cenários MSDS e correspondentes cenários CB) para cada cenário. Valores negativos (em MUS\$) apresentados na sexta coluna (e positivos na sétima) significam que os cenários MSDS são mais atrativos economicamente do que seus respectivos pares CB.

Tabela 5-1 - Resumo da comparação dos resultados de CPL total entre pares de cenários. Todas as diferenças são baseadas nos casos bases (CB).

ID (x)	Cenário		Método	CPL total (MUS\$)	Diferença absoluta CB x - MSDS 1-2 x (MUS\$)	Diferença (CB x - MSDS 1-2 x)/CB x (%)
	Produção de Estéril (Mt/ano)	Distância PEF (km)				
1	50.6	5	BC	(2,881.8)	-	-
1	50.6	5	MSDS 1	(2,870.1)	(11.7)	0.41%
1	50.6	5	MSDS 2	(2,716.2)	(165.6)	5.75%
2	50.6	4	BC	(2,553.1)	-	-
2	50.6	4	MSDS 1	(2,560.5)	7.4	-0.29%
2	50.6	4	MSDS 2	(2,426.5)	(126.6)	4.96%
3	50.6	3	BC	(2,231.1)	-	-
3	50.6	3	MSDS 1	(2,255.3)	24.2	-1.08%
3	50.6	3	MSDS 2	(2,131.7)	(99.4)	4.45%
4	40.5	5	BC	(2,631.0)	-	-
4	40.5	5	MSDS 1	(2,575.2)	(55.8)	2.12%
4	40.5	5	MSDS 2	(2,405.0)	(226.0)	8.59%
5	40.5	4	BC	(2,329.0)	-	-
5	40.5	4	MSDS 1	(2,298.3)	(30.7)	1.32%
5	40.5	4	MSDS 2	(2,151.6)	(177.4)	7.62%
6	40.5	3	BC	(2,034.2)	-	-
6	40.5	3	MSDS 1	(2,026.9)	(7.3)	0.36%
6	40.5	3	MSDS 2	(1,902.2)	(132.1)	6.49%
7	30.4	5	BC	(2,268.1)	-	-
7	30.4	5	MSDS 1	(2,187.9)	(80.2)	3.54%
7	30.4	5	MSDS 2	(2,011.0)	(257.0)	11.33%
8	30.4	4	BC	(2,007.1)	-	-
8	30.4	4	MSDS 1	(1,954.3)	(52.8)	2.63%
8	30.4	4	MSDS 2	(1,803.4)	(203.8)	10.15%
9	30.4	3	BC	(1,750.7)	-	-
9	30.4	3	MSDS 1	(1,726.4)	(24.3)	1.39%
9	30.4	3	MSDS 2	(1,596.4)	(154.3)	8.81%

Dos dezoito pares resultantes da análise de CPL (cada par composto por um resultado do caso base, CB, e um do MSDS 1 ou 2), em dois deles (IDs 2 e 3), o CB apresentou-se mais atrativo economicamente do que o MSDS_1. Os cenários MSDS_2 apresentaram menores valores CPL do que qualquer cenário do CB, com reduções variando entre 4 e 11%. O cenário economicamente mais atrativo usando o método MSDS_1 resultou em CPL 3,54% menor do que o CB, o que significa que o método MSDS_2 também resultou CPL mais baixos do que MSDS_1.

Observando os resultados, é possível dizer que quanto mais distante a PEF for maior será o potencial do método MSDS em reduzir o CPL total comparado ao CB. O MSDS apresentou menores CPL especialmente em situações onde a PEF está a 5 ou 4 km distante da saída da cava. A taxa anual de produção de estéril também tem um impacto importante nos resultados. Com a PEF de 3 a 4 km distante da cava e taxa de produção anual de 50,6 Mt de estéril, resultou em CPL maior na variação MSDS_1. MSDS_2 apresentou menores CPL em comparação ao CB mesmo com a PEF a 3 km de distância e taxa de produção de 50,6 Mt. A variável mais impactante desta análise foi o sequenciamento do remanejamento. Comparando o MSDS 1 e 2, que diferem na sequência de remanejamento e momentos em que ocorrem, o MSDS_2 resultou em CPL de 5,23% a 8,08% mais baixos do que MSDS_1.

Comparando esses resultados com os apresentados em (KUCKARTZ *et al.*, 2021), é possível concluir que o MSDS é sensível à geometria do depósito. Neste estudo, a mina hipotética possui áreas de avanço horizontais menores, fazendo com que a operação de remanejamento inicie praticamente simultaneamente assim que a PET atinja sua capacidade máxima, demandando um incremento no número de caminhões (dezessete caminhões adicionais para MSDS_1 e sete para MSDS_2 no terceiro ano no cenário de 50,6 Mt) para lidar com o volume extra vindo da cava. Nos cenários de 50,6 Mt, a PET atinge sua capacidade máxima no segundo ano e o remanejamento inicia no terceiro, tendo em vista que o sequenciamento de lavra demanda a liberação das bancadas superiores para poder extrair os níveis inferiores contendo as zonas mineralizadas. Para ter maior vantagem no método MSDS, que faz uso da penalização por período no cálculo do CPL, a operação de remanejamento deve ser postergada até períodos mais distantes para que a penalização seja maior e, portanto, reduzindo o CPL total. Os cenários MSDS_2 fazem uso parcial dessa vantagem, já que dois terços do volume da PET são remanejados em períodos tardios. No entanto, mesmo em na situação do MSDS_1 com remanejamento total e períodos iniciais, o método resultou em valores de CPL muito semelhantes quando comparado ao CB. O comportamento de CPL (linhas contínuas do eixo esquerdo) e movimentação anual total de estéril (estéril da cava mais remanejamento da PET – barras do eixo direito) para todos cenários testados com PEF a 5 km de distância da cava podem ser vistos nas Figura 5-4 a Figura 5-6.

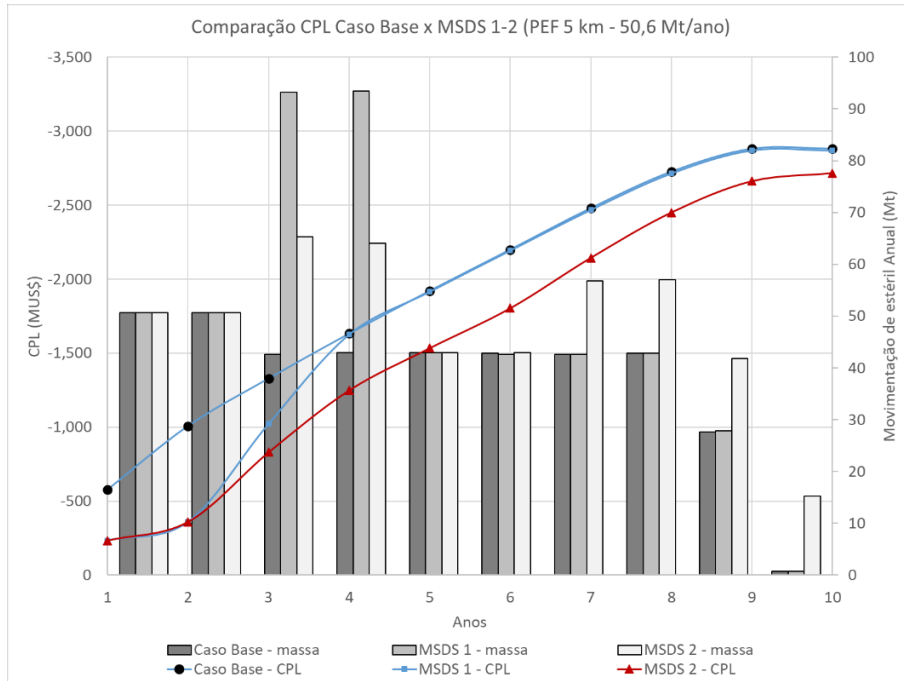


Figura 5-4 - Comportamento do CPL total e movimentação anual de estéril ao longo da vida útil da mina para o CB e MSDS 1 e 2, para PEF a 5 km da cava e taxa de produção de estéril de 50,6 Mt.

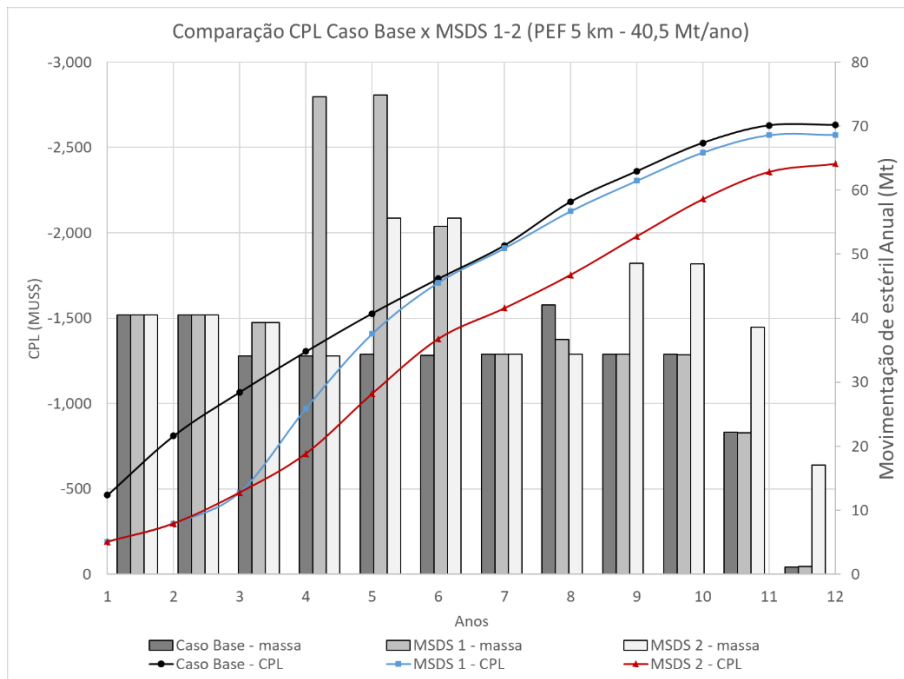


Figura 5-5 - Comportamento do CPL total e movimentação anual de estéril ao longo da vida útil da mina para o CB e MSDS 1 e 2, para PEF a 5 km da cava e taxa de produção de estéril de 40,5 Mt.

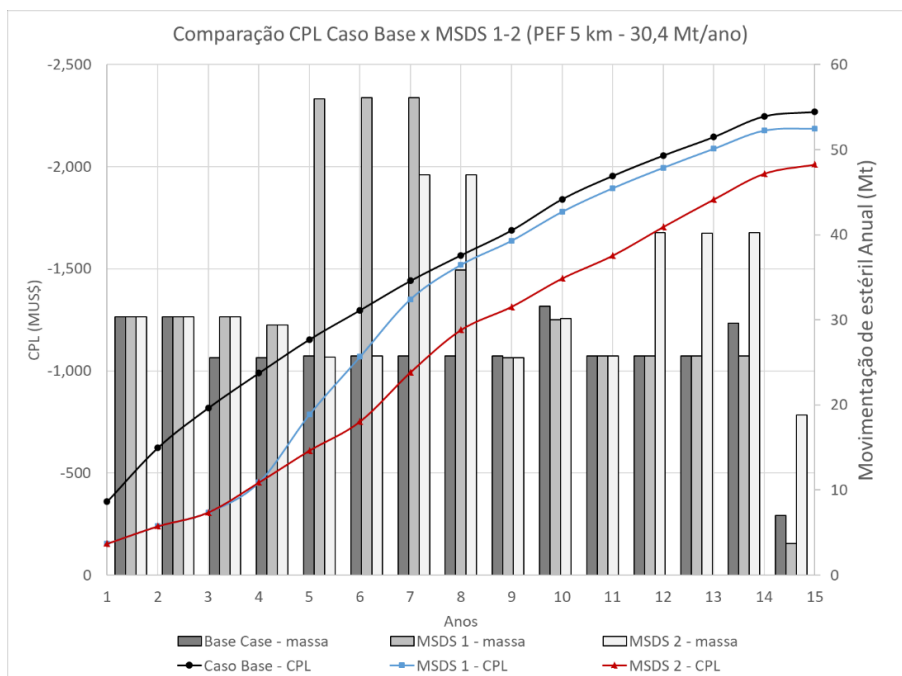


Figura 5-6 - Comportamento do CPL total e movimentação anual de estéril ao longo da vida útil da mina para o CB e MSDS 1 e 2, para PEF a 5 km da cava e taxa de produção de estéril de 30,4 Mt.

É notável nos cenários MSDS que há uma redução significativa no CPL durante o uso da PET (primeiro e segundo anos nos casos de 50,6 Mt/ano, primeiro ao terceiro nos casos 40,5 Mt/ano, e primeiro ao quarto nos casos de 30,4 Mt/ano). Nos cenários de PEF a 5 km e taxa de 50,6 Mt/ano o MSDS apresentou, em média, uma redução de 67% em custos operacionais nos dois primeiros anos comparado ao CB na mesma configuração. Para o caso de 30,4 Mt/ano e 5 km de distância, nos primeiros quatro anos, a redução média dos custos operacionais no método MSDS comparado ao CB foi de 53% (sem considerar investimento com aquisição de equipamentos). No entanto, essas diferenças reduzem em favor do CB enquanto a operação de remanejamento é conduzida, o que representa um incremento da REM (cenários MSDS apresentam uma movimentação de estéril 26% superior ao CB durante toda a vida útil da mina).

A frota de equipamentos e outra grande diferença entre CB e MSDS, como pode ser visto nas Figura 5-7 e Figura 5-8. Durante a operação com PET, nos primeiros anos, investimentos com aquisição de caminhões são consideravelmente inferiores no MSDS comparado ao CB (redução de 34% no primeiro ano). De forma análoga ao custo operacional, a operação de remanejamento demanda maior número de equipamentos, o que representa maiores investimentos com o passar do tempo até a meia vida da mina. Nos cenários MSDS 1, o número necessário de caminhões, para

lidar com o remanejamento da PET e do estéril da mina para PEF, dobra quando comparado ao CB. Por exemplo, nos cenários de 50,6 Mt/ano no terceiro ano o CB necessita de 17 caminhões, enquanto que MSDS 1 e 2 necessitam, respectivamente, de 34 e 24. Para o caso de 30,4 Mt/ano, CB necessita de 12 caminhões no sétimo ano enquanto que MSDS 1 e 2 necessitam de 24 e 19 respectivamente. Apesar do resultado de CPL favorável no cenário representado na Figura 5-8 (CPL é 3,54% menor do que CB), a necessidade de adquirir uma frota de caminhões (até 12 caminhões adicionais), similar à frota do CB sozinha (até 12 caminhões necessários), para operar exclusivamente no remanejamento da PET já é suficiente para tornar essa alternativa inviável. Entretanto, no MSDS_2, a operação de remanejamento é melhor distribuída ao longo dos anos de operação e requerem menor número de caminhões adicionais comparado ao CB (até 8 caminhões adicionais), tornando esse cenário viável e mais atrativo economicamente, tendo em vista que permite postergar investimentos e custos operacionais na movimentação de estéril o máximo possível (CPL é 11,3% inferior ao do CB).

A frota de escavadeiras tem um comportamento semelhante, mas em menor escala. Para os cenários do CB em 50,6 e 30,4 Mt/ano são necessárias duas escavadeiras. Nos cenários MSDS 1 e 2 são necessárias 4 e 3 escavadeiras, respectivamente, durante a operação de remanejamento. As escavadeiras adicionais são basicamente de uso exclusivo na operação de remanejamento, assumindo que esses equipamentos terão seu deslocamento limitado à área da PET.

O método MSDS se beneficia da penalização por período do CPL para obter resultados economicamente mais atrativos, trabalhando com REM incremental. Quanto maior a taxa de desconto anual e mais tardia for a operação de remanejamento, mais atrativo será o método. Por exemplo, incrementando a taxa anual de desconto para 12% os resultados dos cenários MSDS 1 e 2, com 30,4 Mt/ano e 5 km de distância da PEF, reduziram o CPL total de 3,54% para 5,20% no MSDS_1 e de 11,33% para 13,97% no MSDS_2 (comparados ao CB). Em contrapartida, a redução da taxa anual de desconto para 8% resultaria na redução de 1,98% do CPL para MSDS_1 e 8,62% para MSDS_2.

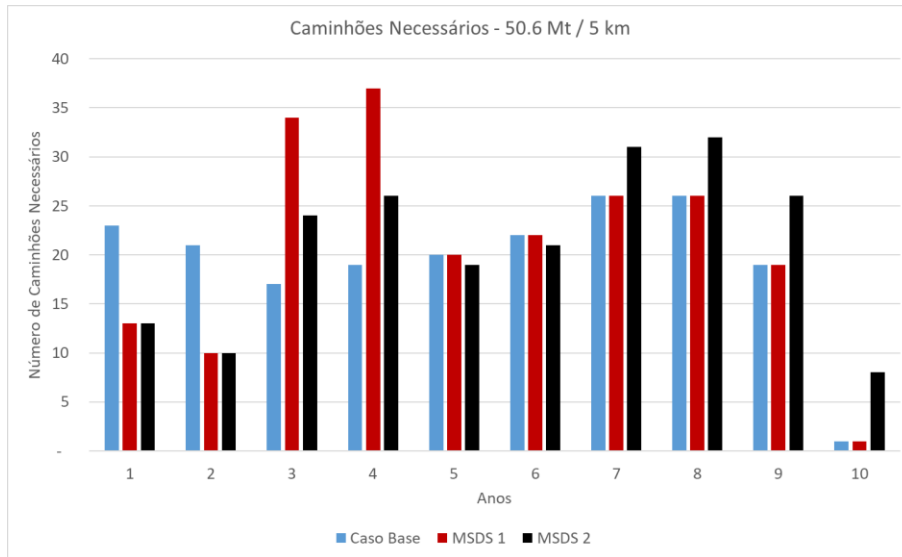


Figura 5-7 - Número necessário de caminhões para o CB e MSDS 1 e 2 durante a vida útil da mina para o cenário de 50,6 Mt/ano e PEF a 5 km de distância da cava.

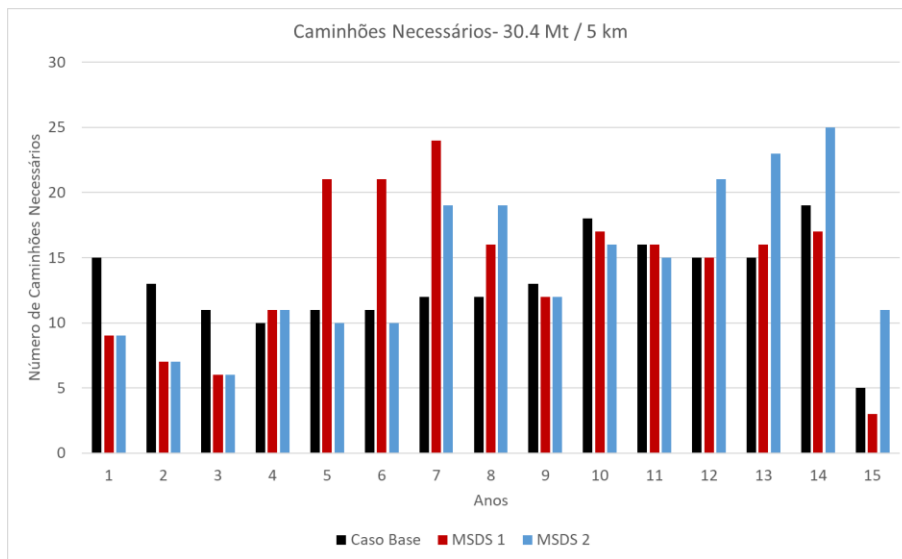


Figura 5-8 - Número necessário de caminhões para o CB e MSDS 1 e 2 durante a vida útil da mina para o cenário de 30,4 Mt/ano e PEF a 5 km de distância da cava.

5.4 Conclusões

Custos operacionais relacionados ao transporte e deposição de estéril representam um percentual significativo dos custos totais na mineração. Portanto, decisões a respeito deste quesito são importantes e tem influência significativa no resultado econômico final do projeto.

O método MSDS foi idealizado primeiramente para demonstrar que um remanejamento planejado pode ser uma boa alternativa para obter tempo adicional nos processos de licenciamento de áreas. Além disso, baseado nos diferentes cenários testados, mesmo com a incorporação de variáveis e complexidade do método, ele ainda resultou em menores CPL e postergou a aquisição de equipamentos operacionais. Estes aspectos ajudam a melhorar estudos e estender o tempo de tomada de decisões relacionado à locação de pilhas de estéril ou mesmo alterar a estratégia de gerenciamento (e.g. deposição em cava). As condições de contorno que fazem o método MSDS economicamente atrativos dependem de várias variáveis, desde custos unitários e seleção de equipamentos até localização da PET/PEF e sequenciamento de remanejamento ao longo da vida útil da mina. O MSDS apresentou resultados atrativos na redução de CPL comparados ao CB, variando de 0,36% a 11,33%. Mesmo com esses resultados, é importante avaliar a viabilidade operacional simultaneamente com o tamanho da frota, além de considerar que os equipamentos que estarão operando podem ser uma restrição operacional.

Além do mais, mesmo em casos onde MSDS apresentou CPL similar ao método tradicional, representado pela CB, existem várias vantagens intangíveis que são difíceis de incluir em uma análise econômica, como o tempo adicional para tomada de decisões e aquisição de dados operacionais, que podem fornecer informações valiosas para redução de incertezas. Definitivamente, a indústria da mineração irá logo enfrentar regulações ambientais cada vez mais restritivas. Portanto, antecipar essas ações em termos de manejo de estéril, destinação e deposição, abrem espaço para viabilizar a deposição em cava para a própria recuperação das áreas lavradas, reduzindo o impacto ambiental em vários aspectos.

6 Estabelecendo limites quantitativos e qualitativos de aplicabilidade do sequenciamento de estéril de multi-estágio em minas a céu aberto

Resumo

Questões ambientais e de sustentabilidade são atualmente discutidas e estudadas em várias áreas de tecnologia da mineração; combinar essas questões com melhores operações de mineração e gerenciamento é parte do planejamento estratégico. O gerenciamento de estéril tem um importante papel nesse processo, como um caminho alternativo para minimizar impactos e obter cenários economicamente mais atrativos, como deposição em cava. O objetivo deste estudo é de avaliar a aplicabilidade do sequenciamento de estéril em multi-estágio (MSDS) em conjunto com uma estratégia de deposição em cava para uma mina de fosfato, provendo orientações gerais e limites de aplicação deste método. O MSDS faz uso de pilhas de estéril temporárias que promovem flexibilidade operacional em relação ao gerenciamento de estéril enquanto reduz o custo presente líquido (CPL) (até 8% neste estudo) comparado com tradicional e muitas vezes intocável regra de evitar o remanejo durante a deposição de estéril.

Palavras-chave: manejo de estéril; planejamento de mina; remanejo

6.1 Introdução

Questões ambientais e desenvolvimento sustentável estão sendo discutidas e estudadas em diversas áreas. A indústria da mineração, que pratica atividades com impacto ambiental devido a sua natureza extrativa, vem procurando soluções alternativas no tratamento e manejo de rejeitos e material estéril para atender normativas ambientais enquanto opera com custos razoáveis, de modo a manter a mineração lucrativa e responsável (DÉAK *et al.*, 2008; ZINCK, 2004; DOLD, 2008; HILSON; MURCK, 2000; SOFRA *et al.*, 2002).

A atividade de mineração gera uma quantidade substancial de estéril e rejeito, que muitas vezes possuem propriedades físico-químicas específicas que necessitam de tratamentos ou manejos diferenciados. Além disso, avanços tecnológicos dos processos de beneficiamento permitem o tratamento de materiais de baixo teor, aumentando a geração de rejeitos no

reprocessamento (SOFRA *et al.*, 2005), recuperando minério de camadas de cobertura (TEIXEIRA *et al.*, 2021), e utilizando análises de fragmentação e propriedades geoquímicas para encontrar um tamanho de grão mais eficiente na recuperação de metais no estéril (KOMBA, 2021). De acordo com Zinck (2002), um dos maiores desafios no manejo de estéril é a magnitude do problema. A recuperação de áreas impactadas pela deposição de estéril, especialmente aquelas com potencial de geração de drenagem ácida, é um dos maiores problemas ambientais que a indústria da mineração enfrenta. Além disso, altos custos de recuperação aliados à falta de planejamento de fechamento de mina, volatilidade dos preços de commodities e outros despesas são fatores chave que aumentam a taxa de abandono de mina ou risco de fechamento prematuro (PEPPER *et al.*, 2021). Além do mais, sempre há um conteúdo de metal no material estéril ou rejeito que é deixado para trás. Recursos metálicos em depósitos minerais são limitados e não renováveis e, portanto, a revisão de atuais métodos de mineração e processamento para maximizar a extração de metais é certamente uma forma de reduzir a produção de estéril e impactos ambientais (TEIXEIRA *et al.*, 2021; LÈBRE *et al.*, 2017).

O planejamento de longo prazo de deposição de estéril promove uma alternativa para minimizar o efeito negativo (incluindo em relação a custos) da recuperação de pilhas de baixo teor (WILLIAMS; ANSTEY, 2009). O transporte e deposição de estéril representam um dos maiores custos operacionais na atividade de mineração (ALAIRE; GAMACHE, 2002) e, usualmente, pilhas de estéril são planejadas após o sequenciamento da mina, e não como parte de um planejamento integrado (GRASKOSKI *et al.*, 2013). Além de impactar o planejamento de longo prazo, pilhas de estéril e sequenciamento de blocos podem representar um problema ainda maior no planejamento de curto prazo devido à pequena janela de tempo para atingir metas de produção, destinos múltiplos (pilhas de estéril, estoque e planta) e rotas de transporte (ASKARI-NASAB *et al.*, 2011). De acordo com Wang & Butler (2007) e Li *et al.* (2016), a rota de transporte mais curta ao ponto de deposição deve minimizar o custo de transporte, no entanto, o ponto de deposição muda constantemente à medida que a pilha progride e, inevitavelmente, em algum momento, a rota de transporte será mais longa. Diversos estudos publicados recentemente abordam o sequenciamento de estéril utilizando algoritmos computacionais e fornecem informações importantes para entender o impacto do sequenciamento de blocos de estéril e o valor presente líquido (VPL) do projeto (LI *et al.*, 2012; LI *et al.*, 2013; FU *et al.*, 2016).

A alternativa de gerenciamento de estéril que promove os melhores benefícios ambientais e econômicos é a deposição em cava. A possibilidade de operar nessa condição de deposição reduz consideravelmente o impacto das pilhas de estéril, além de auxiliar a recuperação de áreas já mineradas. Adicionalmente, pode reduzir custos operacionais pelo encurtamento da distância de transporte. No entanto, a deposição em cava nem sempre é uma solução viável, principalmente quando ainda há recursos minerais abaixo do fundo da cava. Esse método deve ser considerado com cuidado, de modo a evitar o bloqueio do avanço de lavra ou limitar a extração de tais recursos que não são economicamente atrativos no momento, mas podem ser lavrados em um futuro próximo.

Askari-Nasab e Ben-Awuah (2011) propuseram uma ferramenta de planejamento que integra programação inteira mista e programação de objetivo para solucionar problemas de planejamento em minas de areia betuminosa; o problema estava relacionado à construção de diques para deposição de rejeitos de processamento em áreas já mineradas. Hore e Luppnow (2015) apresentaram outro exemplo de deposição em cava enquanto lidavam com estéril de minério de urânio. A mina de Langer Heinrich está localizada próximo a importantes fluxos de água superficial e subterrânea na Namíbia, suprindo um ecossistema inteiro. Neste caso, a deposição em cava era uma alternativa para reduzir os impactos nas áreas do entorno. Nesse exemplo a deposição em cava, embora pareça ser um conceito simples, necessita um alto grau de planejamento para aumentar a extração mineral e atender questões ambientais e de legislação. Wanninayake (2013) e Wu *et al.* (2006) também enfatizam a necessidade do planejamento de estéril para reduzir os impactos ambientais.

O sequenciamento de estéril em multi-estágios (MSDS) proposto por Kuckartz e Peroni (2019) possui a vantagem de prover flexibilidade operacional em relação ao manejo de estéril enquanto reduz o CPL. Ao invés de enviar o material estéril para a pilha de estéril de final (PEF) nos primeiros anos de operação, uma pilha de estéril temporária (PET) é alocada o mais próximo possível da cava, sobre uma área de avanço futuro, reduzindo a distância de transporte. Kuckartz *et al.* (2021) implementaram um algoritmo de otimização ao MSDS em um estudo de caso de uma mina de fosfato com depósito tabular. Os autores simularam milhares de cenários, variando a distância entre a saída da cava e a PET assim como a taxa anual de remanejamento (da PET para PEF), resultando em uma redução de até 2,5% do CPL comparado ao caso base (enviar os blocos de estéril diretamente à PEF durante toda a vida útil da mina).

As características do depósito também impactam na aplicabilidade do MSDS como apresentado em Kuckartz *et al.* (2022). Depósitos tipo *pipe* geralmente possuem uma área em superfície menor e *pushbacks* mais estreitos, restringindo a locação da PET e consequentemente reduzindo o tempo de espera (tempo entre o fim da deposição na PET e início do remanejamento). Por outro lado, depósitos tabulares (que comumente apresentam grandes áreas superficiais e avanço) permitem mais alternativas de locais para a PET e maiores períodos de espera. O uso de PET, em tais situações, pode promover tempo adicional para abrir espaço suficiente para estratégia de deposição em cava. Nessa perspectiva, o objetivo deste estudo é de avaliar a aplicação do MSDS combinado à deposição em cava em uma mina de fosfato e prover orientações gerais s respeito da aplicabilidade do método MSDS em conjunto com estudos anteriores.

6.2 Materiais e Métodos

O MSDS foi introduzido por Kuckartz e Peroni (2019) e consiste na utilização de PET próximo à cava antes de enviar o estéril diretamente para a PEF. As equações (1) e (2) resumam os cálculos de custos operacionais para ambos métodos de modo a explicar a diferença entre o caso base (CB) e MSDS.

$$\text{Caso Base} \quad T_c = \sum_{n=i}^P m_{bi} \cdot (2 \cdot X) \cdot H_c \quad (1)$$

$$\text{MSDS} \quad T_c = \sum_{n=i}^{P_t} m_{bi} \cdot (2 \cdot Y) \cdot H_c + \sum_{n=i}^{P-P_t} m_{bi} \cdot (2 \cdot X) \cdot H_c + \sum_{n=i}^{P_t} m_{bi} \cdot (2 \cdot Z) \cdot (H_c + R_c) \quad (2)$$

Onde, nas equações (1) e (2):

- ‘ T_c ’ representa o custo total de carregamento e transporte para enviar blocos de estéril para o destino final;
- ‘ m_{bi} ’ representa a massa de estéril a ser transportada em um período ‘ i ’;
- ‘ X ’ representa a distância total entre a saída da cava ao centroide da PEF;
- ‘ Y ’ representa a distância total entre a saída da cava ao centroide da PET;

- ‘Z’ representa a distância total entre os centroides da PET e PEF;
- ‘P’ representa a vida útil da mina;
- ‘P_t’ representa a duração da PET;
- ‘H_c’ representa o custo de transporte por unidade de massa considerando a distância de transporte;
- ‘R_c’ representa o custo de remanejamento da PET para a PEF por unidade de massa.

No método CB, os blocos de estéril são transportados uma distância ‘X’ por toda a vida útil da mina. Nos casos MSDS, a distância ‘X’ é dividida em dois estágios. Se a PET é a uma distância ‘Y’ da saída da cava, então essa será a distância de transporte durante os anos iniciais de operação. Após atingida a capacidade máxima da PET, o estéril vindo da cava será enviado diretamente para a PEF, combinado com a operação de remanejamento que envolve o transporte de estéril para PEF em uma distância ‘X menos Y’ (assumindo que a PET está alocada no caminho para a PEF).

Para ilustrar o método, foi feito um estudo de caso em um depósito de fosfato espesso, tabular e horizontalizado, com um sequenciamento de blocos previamente estabelecido com dezenove anos de operação. Duas pilhas de estéril são consideradas no CB (i.e., blocos de estéril são transportados diretamente para uma dessas pilhas): a pilha central (PC) localizada dentro da cava, com capacidade total de 24,1 Mm³; e a PEF com capacidade total de 26,4 Mm³, localizada fora do limite da cava final (limite vermelho da Figura 6-1). Para a análise do método MSDS, dos cenários foram considerados de modo a prover diferentes alternativas:

- A primeira, chamada de MSDS_1, que consiste na utilização de uma PET sobre uma área de futura avanço de lavra. Os blocos enviados para a PET permanecerão lá até que a operação de remanejamento inicie, quando o material de lá será transportado para a PEF.
- A segunda, chamada de MSDS_2, é similar à MSDS_1, no entanto o destino final é a PC ao invés da PEF, no formato de deposição em cava. Este cenário só é possível se o avanço de lavra dos nove primeiros anos ocorrer ao redor da área da PC, permitindo a deposição em cava do material remanejado da PET, como representado na Figura 6-1(c).



Figura 6-1 – Representação dos três cenários considerados, de acordo com a PEF: caso base (a); MSDS_1 com remanejo para PEF (b); e MSDS_2 com deposição em cava (c). O polígono vermelho representa o limite da cava final, polígonos pretos são a PC e PEF e a linha tracejada preta divide o sequenciamento da mina entre anos 1-9 (deposição na PC) e anos 10-19 (deposição na PEF).

O diagrama de destinação do estéril pode ser visto na Figura 6-2. A PET foi colocada sobre uma área a ser minerada no ano dezessete, de acordo com o sequenciamento de lavra. Considerando que a PC é o único destino em operação entre os anos um e nove, a PET e PEF receberão material estéril do ano dez em diante. A decisão sobre qual destino os blocos de estéril serão enviados recai na menor distância de transporte. Essa distância foi calculada pela distância Euclidiana entre os centroides dos blocos de estéril e pilhas de estéril, aplicando um fator de correção de distância de 20% e também um fator de tolerância de 50% para a PET. Esse fator de tolerância permite que blocos sejam enviados para a PET, mesmo que a distância de transporte até a PET mais PET para PEF seja 50% mais longa do que enviar os blocos diretamente para a PEF. Este fator foi implementado para dar maior flexibilidade para comparar os resultados relativos ao volume final de estéril que foi enviado para cada destino.

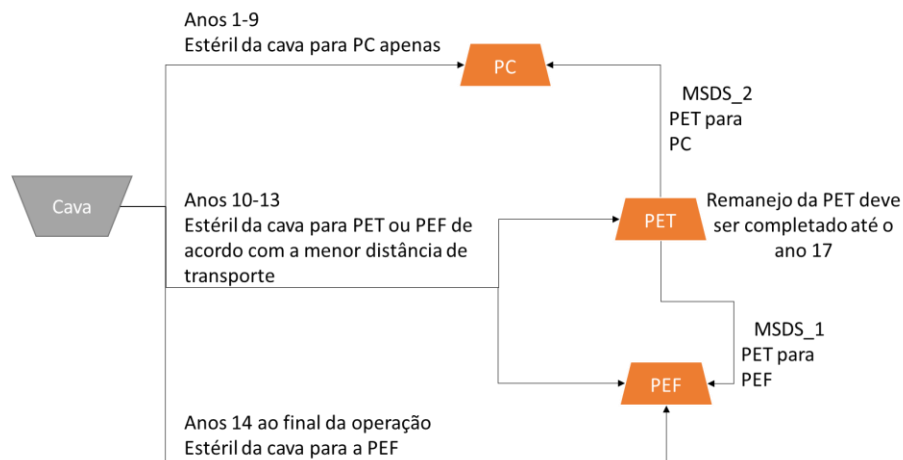


Figura 6-2 – Diagrama dos destinos dos blocos de estéril de acordo com os cenários MSDS 1 e 2.

A distância média de transporte para PET e PEF são de aproximadamente 1,24 e 1,18 km, respectivamente, do ano dez em diante. A distância de transporte entre PET e PC, para o cenário de deposição em cava, é de aproximadamente 1,13 km. Estas distâncias de transporte configuram o cenário original. Para melhor entender o efeito da posição da PEF e sua relação com a distância à PET, três variações da posição da PEF foram aplicadas para cada cenário (CB, MSDS_1 e MSDS_2). As distâncias à PEF testadas são de 3, 4 e 5 km, mantendo a PET e PC em suas posições originais.

A operação com a PET inicia no ano dez enviando material estéril para lá até o ano treze. A operação de remanejamento deve estar completa até o ano dezessete de modo a evitar o bloqueio do avanço da lavra. Para isso, essa operação deve ser conduzida entre os anos quatorze e dezesseis. O período de remanejamento foi testado para 1, dois e três anos para encontrar a condição mais economicamente atrativa (i.e., com o menor CPL).

Os custos de carregamento e transporte foram considerados como no caso real, onde uma companhia terceirizada é responsável por tal operação. O custo é aplicado de acordo com a faixa de distância de transporte por unidade de volume, e não apresenta um incremento linear. Cada vez que um bloco é transportado, o custo é aplicado; portanto, a operação de remanejamento representa custo extra. Diferentemente de estudos anteriores (KUCKARTZ; PERONI, 2019; KUCKARTZ *et al.*, 2021; KUCKARTZ *et al.*, 2022), este estudo de caso não considera a aquisição de frota de equipamentos (como caminhões e escavadeiras), tendo em vista que a terceirizada é responsável pelo gerenciamento de uma frota capaz de lidar com o sequenciamento da mina e movimentação de volumes desta análise.

Os dados relacionados ao sequenciamento dos blocos de estéril, contendo custos operacionais, capacidades das pilhas e distâncias de transporte foram compilados em uma planilha onde os cálculos de CPL foram realizados com uma taxa anual de desconto de 10%. Os resultados deste estudo também foram integrados com resultados dos estudos anteriores (KUCKARTZ; PERONI, 2019; KUCKARTZ *et al.*, 2021; KUCKARTZ *et al.*, 2022) e posteriormente sintetizados de forma a prover um guia geral do uso potencial do MSDS, listando as principais variáveis e suas relações.

6.3 Resultados

Os resultados apresentados são referentes apenas à contribuição dos custos de estéril no CPL, tendo em vista que o sequenciamento e transporte de minério é o mesmo tanto para o CB como para o MSDS. Quanto mais negativo for o CPL de um determinado cenário, pior este cenário é, em termos de custos operacionais. Cada variação de cenário foi comparada com seu par equivalente do CB; por exemplo, MSDS_1 E MSDS_2 com PEF a 3 km de distância foi comparado com o CB considerando a mesma distância da PEF.

Os casos MSDS_1 resultaram em um custo operacional ligeiramente maior, em torno de 1% superior em relação à configuração original (pior cenário MSDS_1) e incremento de 0,2% para a configuração da PEF a 5 km (melhor resultado do MSDS_1). Apesar do fato de o MSDS_2 na configuração original também apresentar um custo operacional superior em relação ao CB, todas as outras variações (PEF a 3, 4 e 5 km de distância) do MSDS_2 apresentaram resultados de custo menores do que o CB, variando de 3,2% para PEF a 3 km a 8,2% para PEF a 5 km.

Para todas as variações de MSDS, a operação com a PET iniciou no ano dez; no entanto seu ano final variou entre MSDS_1 e MSDS_2. Os resultados de CPL menos negativo (cenário mais atrativo economicamente) para todos MSDS_1 e MSDS_2 na configuração original foram obtidos finalizando a deposição na PET no décimo primeiro ano. Esta simulação também representa o menor volume depositado (1,47 – 2,85 Mm³) comparado com a taxa anual de movimentação de estéril de 5,0 Mm³. Por outro lado, para MSDS_2, as variações com PEF a 3, 4 e 5 km apresentaram CPL menos negativo quando a deposição de estéril na PET foi encerrada no décimo terceiro ano. Nas variações do MSDS_2, maiores períodos de espera da PET resultaram em maiores volumes da mesma (6,66 - 8,66 Mm³). A operação de remanejamento iniciou e finalizou no décimo sexto ano para todas as variações de MSDS_1 e MSDS_2, o que significa que a PET foi

remaneja completamente em apenas um ano, de modo a garantir que o avanço de lavra não seja restringido. A PET ficou em espera por quatro anos no MSDS_1 e suas variações, e por dois anos no MSDS_2 e suas variações.

De forma geral, o MSDS aumentou a relação estéril/minério (REM) ao final da operação da mina. À parte das variações da PEF, o volume total movimentado no CB foi de 50,5 Mm³; entretanto, para as variações de MSDS este valor atingiu 52,0 Mm³ (MSDS_1 e 2 na configuração original) para 59,2 Mm³ (MSDS_2 para PEF a 5 km). Figura 6-3 apresenta a distribuição do volume total de estéril entre os três possíveis destinos (a PC, a PEF e PET). O incremento da REM comparado ao CB também pode ser vista na mesma figura. Comparado com o CB, a operação de remanejamento resultou um incremento de 3%-6% da REM para o MSDS_1 e suas variações e incremento de 12%-17% para MSDS_2 e suas variações. Figura 6-4 apresenta o volume total de estéril movimentado e sua distribuição para CB, MSDS_1 e MSDS-2 para todas as variações da PEF. A movimentação de estéril é a mesma para todos os anos com exceção do décimo sexto ano, quando a operação de remanejamento é conduzida.

Tabela 6-1 – Resumo dos resultados e comparação entre MSDS_1 e MSDS_2 com seus cenários correspondentes do CB

Cenários	Operação PET			Movimentação total de Estéril (Mm ³)	CPL (M\$)	CPL comparado ao CB (%)	
	Início	Fim	Tempo de Remanejamento (anos)				Volume PET (Mm ³)
CB (Original)	-	-	-	-	50,54	(239,921)	
MSDS_1 (Original)	10	11	1	1,47	52,01	(242,416)	101,0%
MSDS_2 (Original)	10	11	1	1,47	52,01	(241,362)	100,6%
CB (3 km)	-	-	-	-	50,54	(277,997)	0,0%
MSDS_1 (3 km)	10	11	1	1,98	52,52	(280,089)	100,8%
MSDS_2 (3 km)	10	13	1	6,66	57,20	(269,219)	96,8%
CB (4 km)	-	-	-	-	50,54	(299,888)	0,0%
MSDS_1 (4 km)	10	11	1	2,76	53,29	(301,703)	100,6%
MSDS_2 (4 km)	10	13	1	8,34	58,87	(281,587)	93,9%
CB (5 km)	-	-	-	-	50,54	(316,389)	0,0%
MSDS_1 (5 km)	10	11	1	2,85	53,39	(317,127)	100,2%
MSDS_2 (5 km)	10	13	1	8,66	59,20	(290,289)	91,8%

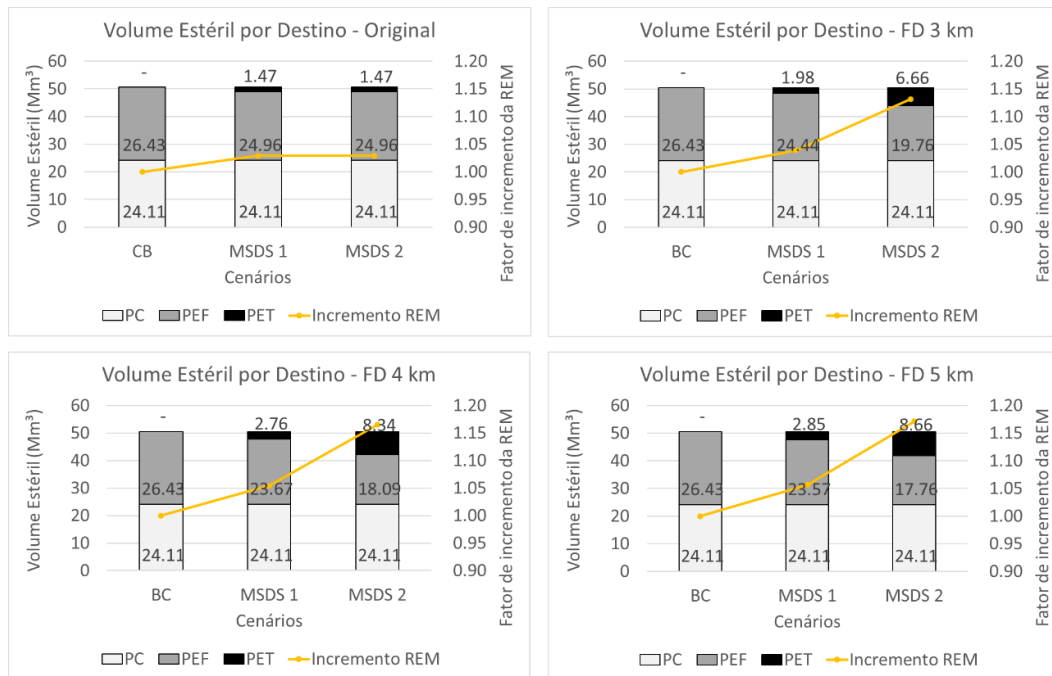


Figura 6-3 – Distribuição de volumes de estéril entre a pilha central (PC), pilha final (PEF) e pilha temporária (PET) para o caso base (CB) e cenários MSDS. A linha contínua representa a relação REM comparada ao CB.

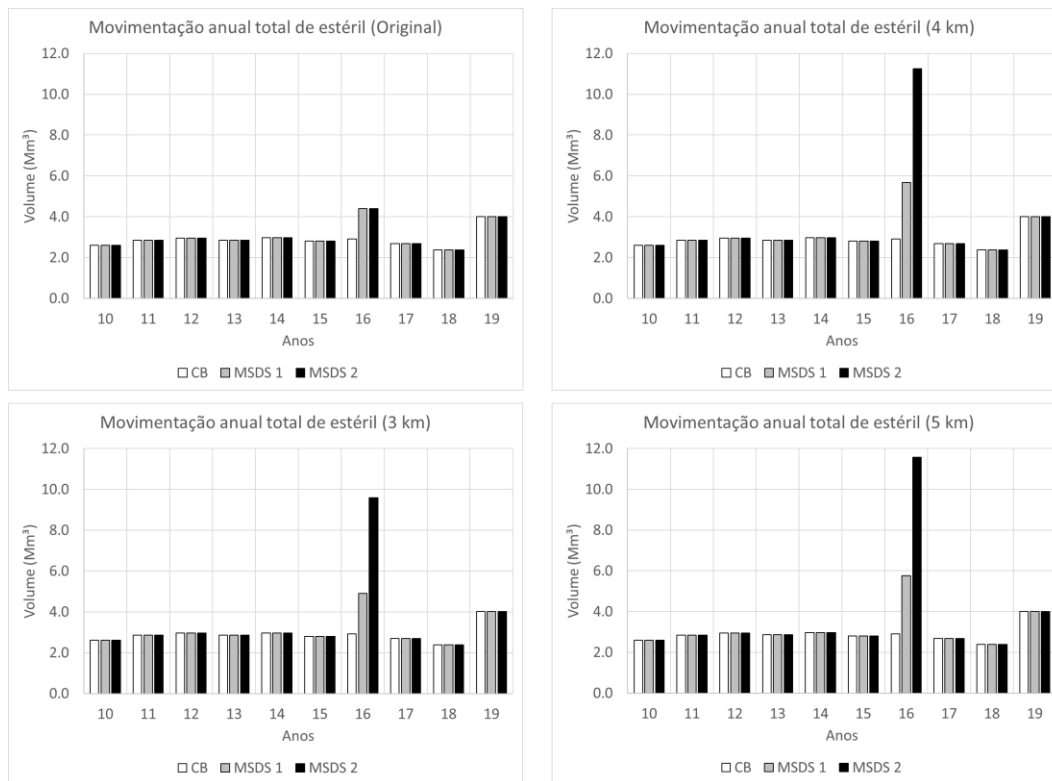


Figura 6-4 – Distribuição do volume total anual de estéril durante os anos dez a dezenove para o caso base (CB) e MSDS para todas as configurações de cenários.

A comparação de CPL entre CB e MSDS_1 e MSDS_2, ano a ano, é apresentado nas Figura 6-5 - Figura 6-8. Considerando que o manejo de estéril é o mesmo para todos os cenários nos primeiros dez anos (pois o estéril é enviado para a PC), as diferenças entre cenários ocorrem apenas quando a PET é utilizada. Além disso, para enfatizar a variação do CPL, os gráficos apresentados nas Figura 6-5 - Figura 6-8 mostram valores do nono ano em diante.

MSDS_1 apresentou CPL ligeiramente inferior (1%) comparado com o CB enquanto a deposição ocorria na PET até a operação de remanejamento na configuração final. Esta diferença aumentou conforme a distância da PEF varia, chegando a 3% para PEF a 3 km, 6% para PEF a 4 km e 7% para PEF a 5 km. No entanto, depois da operação de remanejamento, estas diferenças diminuíram devido ao incremento na REM, terminando com CPL mais negativo do que o CB (de 0,2% a 1,0%).

Comparações entre MSDS_2 e CB apresentaram resultados mais atrativos em termos de CPL total. Durante a operação com a PET, o CPL reduziu até 4% na configuração original, até 11% para PEF a 3 km, até 16% para PEF a 4 km e até 20% para PEF a 5 km. Após o remanejamento da PET, essas diferenças foram reduzidas, no entanto o CPL final ainda foi menos negativo do que o CB para distância da PEF maior do que 3 km (3% - 8% menos negativo do que CB). Considerando a configuração original (PEF aproximadamente a 2 km de distância), o CPL do MSDS_2 é ligeiramente mais negativo do que o CB (0,1%).

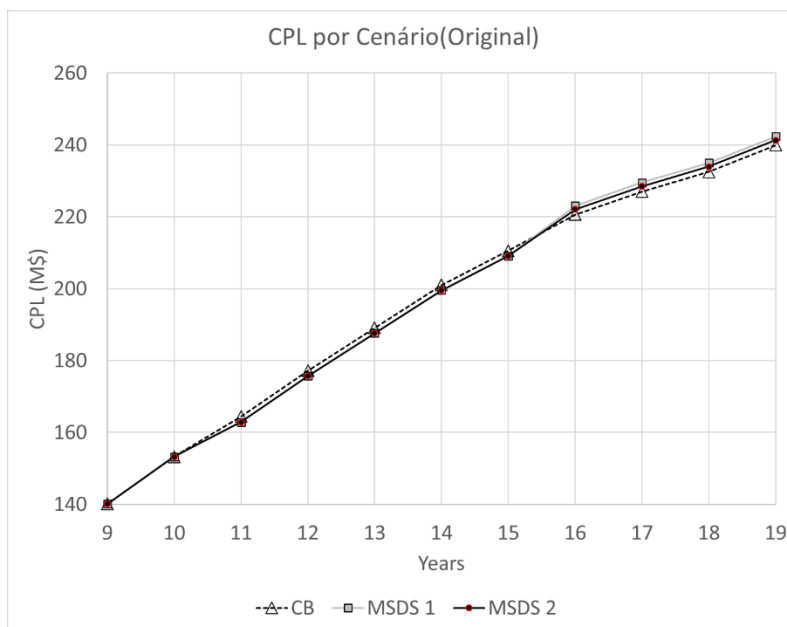


Figura 6-5 – Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração original.

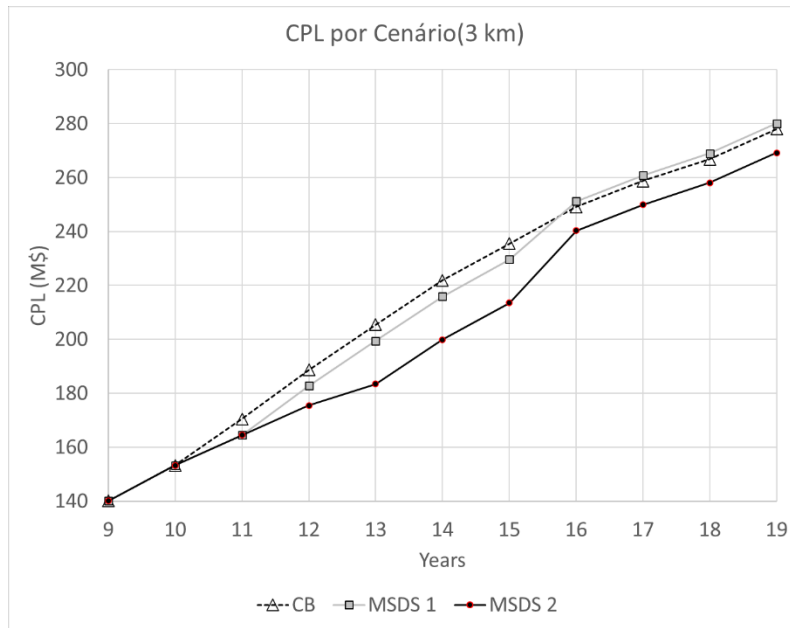


Figura 6-6 - Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração com PEF a 3 km.

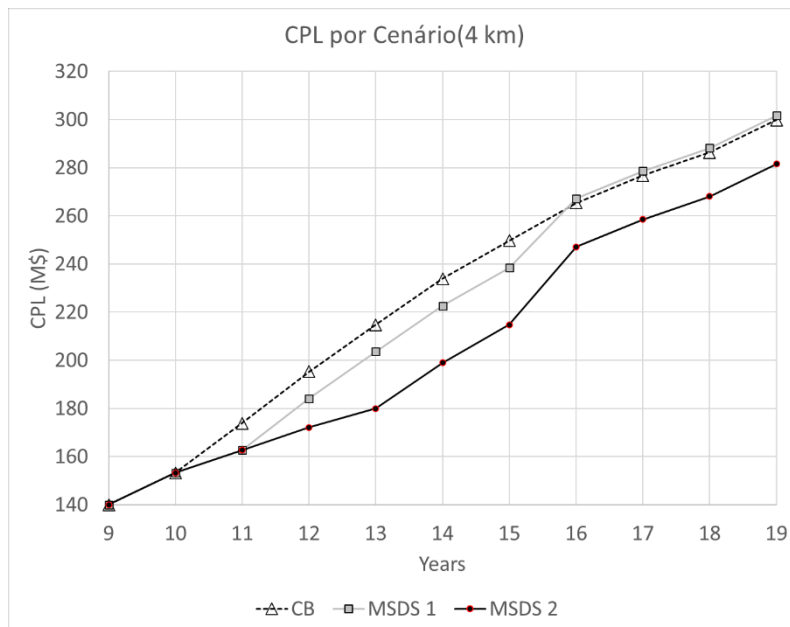


Figura 6-7 - Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração com PEF a 4 km.

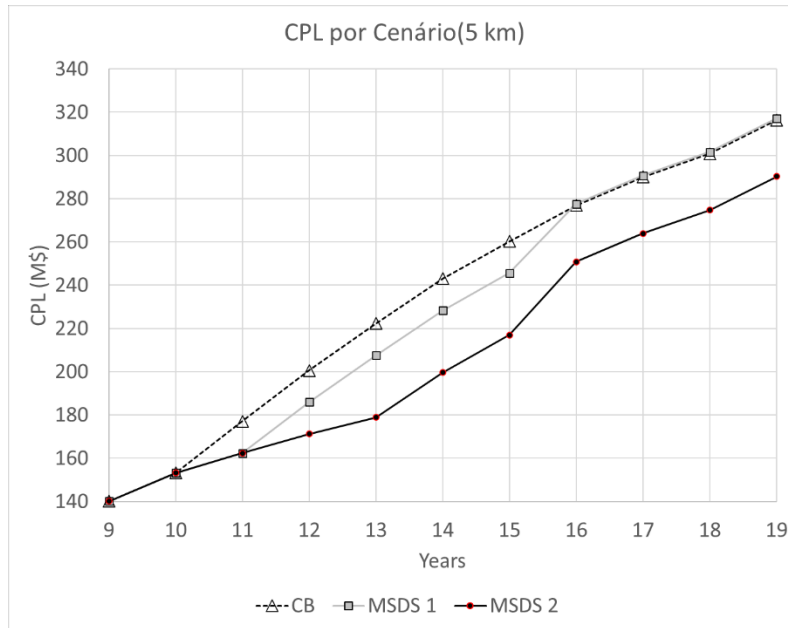


Figura 6-8 - Comparação do custo presente líquido (CPL) entre o caso base (CB) e MSDS 1 e 2 para a configuração com PEF a 5 km.

6.4 Discussão

Apesar dos resultados do MSDS_1 e suas variações serem mais negativos em termos de CPL em comparação com CB, a diferença total é muito pequena (por volta de 1%). Existem outros benefícios não mensuráveis com a utilização da PET, como prover mais tempo para lidar com questões relacionadas ao posicionamento da PEF ou abrir possibilidade de alterar a estratégia de deposição em cava. A configuração original do MSDS_2 também resultou num valor de CPL mais negativo, que pode ser explicado pela posição da PET. Em contraste com estudos anteriores (KUCKARTZ; PERONI, 2019; KUCKARTZ *et al.*, 2021; KUCKARTZ *et al.*, 2022), onde a PET foi alocado ao longo do caminho entre a saída da cava e a PEF, neste estudo a PET foi alocada em uma área que não é necessariamente no caminho para a PEF. Nos estudos anteriores a PET ficava entre a saída da cava e a PEF, portanto a distância total de transporte para as variações do MSDS é similar ao CB. Neste estudo não fez uso dessa configuração de modo a entender a importância da escolha do local da PET. A PET foi alocada em uma área cercada por blocos entre a PET e PEF e, se um bloco nesta situação fosse enviado para a PET e depois para a PEF, a distância total de transporte para esse bloco seria muito maior do que no caso base. A Figura 6-9 ilustra essa diferença.

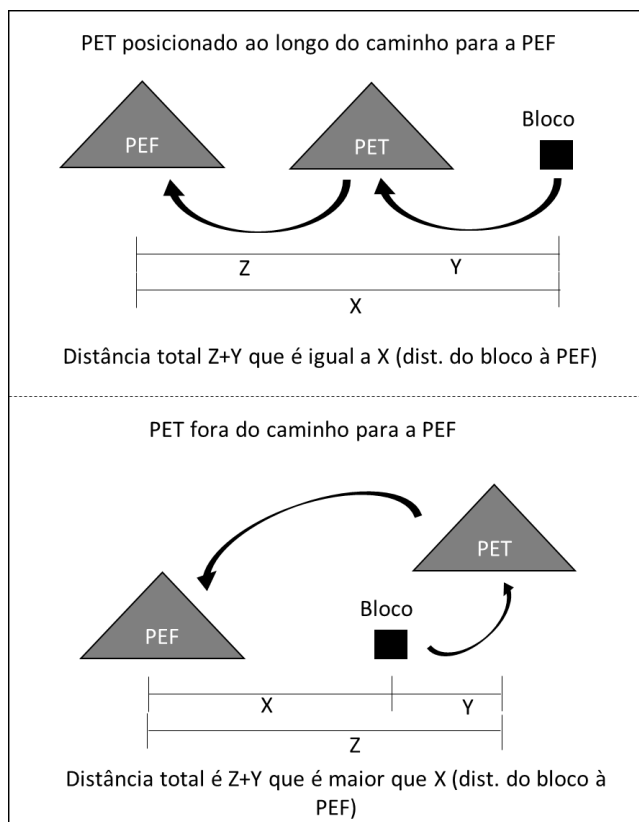


Figura 6-9 – Configuração da posição relativa entre PET e PEF e blocos e a distância total de transporte.

Neste estudo, a distância entre PET e PEF e entre PET e PC é bastante similar; mesmo para as variações em configuração original do MSDS_2 o resultado de CPL foi mais negativo do que o CB. A escolha da localização da PET tem um grande impacto no custo total do MSDS, e para manter uma distância de transporte semelhante ao CB, a PET precisa ser alocada ao longo do caminho para a PEF. A relação entre a distância da PET e a distância da PEF é um bom indicador do uso do MSDS. Na configuração original, comparado ao CB a distância média de transporte é 96% mais longo no MSDS_1 e 13% mais longo no MSDS_2. Para a configuração de 5 km, esta relação cai para 23% mais longo no MSDS_1 e 3% mais curto para MSDS_2. Como mencionado nos estudos anteriores, quanto mais distante for a PEF, maior será a viabilidade do MSDS, considerando o CPL. Neste estudo, incrementar a distância da PEF não resultou em uma vantagem proeminente para MSDS_1, um resultado que pode ser explicado pela posição relativa da PET. No entanto, para MSDS_2, o incremento da distância da PEF reduziu consistentemente o CPL (8,2% menor).

Outra importante variável para o MSDS é o tempo entre atingir a capacidade máxima da PET e o início do remanejamento. Usualmente, quanto mais longo for esse período de espera melhor, no

entanto há um tempo ótimo dependendo de outras variáveis, como a taxa de movimentação de estéril, os equipamentos disponíveis na frota e a capacidade da PET. Neste estudo, a capacidade da PET para as variações de MSDS_2 obtiveram os melhores resultados com volumes maiores depositados entre os anos onze e treze. Um resultado ainda melhor poderia ser obtido com MSDS_2 caso a deposição na PET ocorresse até o ano quinze. No entanto, o remanejo de toda a PET no ano dezesseis para esse cenário em particular resultaria em um incremento de 234% na REM. A terceirizada, responsável pela movimentação de estéril neste estudo de caso, provavelmente não seria capaz de completar essa tarefa sem aumentar o número de caminhões e/ou incrementar a tabela de custos. A aquisição de equipamentos é um fator importante durante a modelagem do MSDS. Se for considerado apenas o custo unitário de movimentação, a taxa de movimentação, maior capacidade da PET e maior período de espera, a redução do CPL seria maior. Entretanto, aumentar a taxa de movimentação e remanejo (o que aumenta o período de espera da PET) requereria a compra de mais equipamentos e acabaria impactando o CPL. Além disso, não seria viável manter uma frota inteira de caminhões apenas para a operação de remanejo.

Depósitos com REM decrescente ao longo dos anos (volume de estéril reduz com o passar dos anos) tende a ser mais viável para MSDS tendo em vista que um grande volume de material deve ser transportado nos primeiros anos para um PET próxima à cava ao invés de um PEF distante. Dependendo do período de espera, é possível coincidir a taxa de remanejo com a capacidade da frota de equipamentos, mantendo uma REM mais equilibrada. A geometria do depósito (horizontal e tabular ou com mergulho inclinado) não apresenta influência direta no MSDS. No entanto, área de avanço horizontais maiores, especialmente em períodos tardios (o que aumenta o tempo de espera), tendem a facilitar o licenciamento da PET, tendo em vista que a área será minerada no futuro.

Os benefícios do MSDS se apoiam na redução da distância nos anos iniciais e tempo de espera. Estas duas variáveis, associadas à penalização por período do CPL, fazem do MSDS uma alternativa viável em termos de CPL. Períodos tardios são mais penalizados do que períodos iniciais no cálculo do CPL. Portanto, o fator tempo, da redução de custos enquanto depositando na PET, pode ser mantido com a operação de remanejo ocorrendo em períodos tardios de maior penalização. Isto reduz o impacto negativo no CPL. Este comportamento pode ser visto nas Figura 6-5Figura 6-8, especialmente nas variações de 4 e 5 km.

O custo unitário tem um impacto menor na viabilidade do MSDS comparado ao CB, tendo em vista que essa variação teria o mesmo impacto em ambos métodos. Por outro lado, a taxa anual de desconto tem um maior impacto nos resultados, especialmente quando a aquisição de equipamentos considerada. Aumentando a taxa anual de desconto faz o MSDS mais viável comparado ao CB, e o decréscimo causa o efeito contrário. A Tabela 6-2 resume as principais variáveis e o seu impacto no potencial uso do MSDS.

O método MSDS também apresenta outros benefícios a longo prazo. Nos cenários do MSDS_2 a PET abriu a possibilidade de expandir a operação de deposição em cava – tornando difícil de mensurar economicamente a redução do impacto ambiental – auxiliando no plano progressivo de fechamento de mina, de modo que pode reduzir os custos com recuperação ambiental e risco de fechamento prematuro ou abandono.

Tabela 6-2 – Resumo das orientações de uso do MSDS

Variável	Impacto	Observação
Distância PEF	Alto	> 3 km. Quanto mais distante a PEF for, mais chances de viabilidade terá o MSDS.
Distância PET	Alto	Mais próximo possível da cava. Deve ser alocada ao longo do caminho para a PEF, não mais do que 2/3 da distância para a PEF.
Capacidade PET	Médio	Por volta de 2 anos na taxa de produção de estéril. PET muito grande e pode impactar a taxa de remanejo e pode representar um problema operacional de deposição, tendo em vista que a PET é uma estrutura temporária.
Período de espera	Alto	Pelo menos dois anos.
Geometria do Depósito	Médio-Alto	Depósitos tabulares geralmente possuem grandes áreas de avanço horizontal que podem aumentar o tempo de espera.
Taxa de remanejo	Alto	Uma taxa que não exceda 100% da REM por período. Impacta diretamente no tamanho da frota de equipamentos
Custo unitário	Baixo	Custos mais altos fazem o MSDS ser ligeiramente mais atrativo economicamente
Taxa anual de desconto	Médio	Maiores taxas implicam maiores penalizações, o que aumenta a viabilidade do MSDS.
REM do depósito	Médio	Depósitos com REM decrescente ao longo dos anos tendem a ser melhores para o método MSDS se a PET puder ser usada nos primeiros anos. Apensar da relação entre CB e MSDS, em termos percentuais, não alterar, depósitos com altas REM representam maiores diferenças em termos de CPL absoluto.

6.5 Conclusão

Otimização de cava e sequenciamento, maximização de VPL e, mais recentemente, responsabilidades ambientais vem sendo uma pauta constante no planejamento de mina. O manejo de estéril tem papel importante no cumprimento desses objetivos, portanto, seu sequenciamento e planejamento estratégico devem ser feitos com cuidado. O MSDS é uma alternativa ao clássico método de transporte de estéril e deposição direta em uma pilha final, assumindo o princípio de sempre evitar o remanejo. Apesar dos estudos do MSDS terem sido feitos em cenários hipotéticos até o momento, eles apresentaram o potencial de uso do método em casos reais de mineração, de acordo com as orientações de utilização apresentadas na Tabela 6-2. Mesmo com um incremento da REM causado pelo remanejo planejado, existe potencial de redução do CPL (custo presente líquido), dependendo de variáveis como a distância entre cava e PEF (pilha de estéril final), locais disponíveis para PET (pilha de estéril temporária), avanços de lavra e sequenciamento. O CPL pode ser reduzido em até 10% dependendo dessas variáveis, especialmente quando a PEF está mais de 3 km distante da saída da cava. No estudo de caso avaliado neste estudo, o MSDS_1 não promoveu redução do CPL quando comparado ao CB (caso base) na configuração original (PEF a 2km de distância). Entretanto, em uma situação em que a PEF não pode ser tão próxima da cava, o MSDS começa a se tornar uma alternativa viável e facilita a deposição em cava (MSDS_2), que também tem impactos positivos de uma perspectiva ambiental. Além disso, mesmo com o CPL do MSDS_1 bastante similar ao do CB (até 1%), o método ainda promove outras vantagens, como a menor frota de equipamentos necessária e redução de investimentos nos primeiros anos (período de *ramp-up*) e mais tempo e dados operacionais para lidar com decisões estratégicas, como o posicionamento da PEF e/ou métodos de manejo de estéril.

7 Conclusões Integradas

Esta tese propôs desenvolver uma nova metodologia de manejo e sequenciamento de estéril fazendo uso de pilhas de estéril temporárias. Apesar de fazer uso do remanejo de estéril, conceito historicamente evitado na mineração, nos três artigos publicados foi constatado que, se realizado de forma calculada e dentro de um envelope de condicionantes, pode reduzir o CPL de um projeto, mesmo apresentando custos operacionais totais superiores a métodos convencionais de manejo de estéril. Durante o desenvolvimento deste trabalho, foram investigadas diversas variáveis, suas interrelações e causa e efeito em três estudos de casos de minas hipotéticas, mas baseadas em casos reais. Em cada estudo de caso, foram selecionadas e investigadas variáveis principais, de forma a tentar isolar seus efeitos e compreender seus impactos em uma perspectiva geral no projeto da mina. Em todos os estudos de caso, o método MSDS foi comparado com um caso base, considerado como sendo o método convencional de manejo de estéril (envio para a pilha final sem etapas de deposição intermediárias).

A obtenção dos resultados foi possível com utilização de algoritmos computacionais, feitos especificamente para o método e/ou software comercial de otimização e sequenciamento de lavra. Embora o software comercial não possua uma ferramenta específica para o MSDS, foi possível simular as pilhas temporárias com as ferramentas disponíveis. Cálculos de CPL foram conduzidos em planilhas Excel.

No primeiro artigo, o método foi aplicado a um depósito horizontalizado e foram estudadas as relações entre taxa de remanejo e localização da pilha temporária, bem como os efeitos dessas variáveis no tamanho da frota de equipamentos. O método demonstrou potencial de utilização podendo reduzir o CPL em até 2,5% naquele caso.

No segundo artigo, o método foi testado para um depósito profundo e estreito, o que reduziu o espaço da pilha temporária e seu tempo de espera. O método foi implementado em um software comercial com duas variantes em 18 cenários diferentes. Nesses cenários, foi observado o comportamento do método em relação à distância entre cava e pilha de estéril final, além do efeito do tempo de espera. Reduções de CPL entre 5 e 11% foram observadas para casos com a pilha final mais distantes. Nesse trabalho, também ficou evidenciado o impacto do MSDS na frota de equipamentos e sua viabilidade.

No terceiro artigo, o método foi novamente aplicado em um depósito horizontalizado, mas dessa vez avaliando não só a distância da pilha temporária, mas também seu posicionamento espacial em relação à pilha final, além do potencial do MSDS para promover uso de retrodeposição em cava. Reduções na ordem de 6 a 8% no CPL foram observadas nos casos de retrodeposição em cava. Também ficou evidenciada a sensibilidade do método ao posicionamento da pilha temporária em relação à pilha final. Nos casos sem a retrodeposição, o MSDS resultou em pequenos acréscimos no CPL em relação ao caso base, tendo em vista que a pilha temporária não estava posicionada no caminho até a pilha final, o que aumentou muito as distâncias de transporte total.

Com os resultados dos três artigos, foi possível definir os limites de aplicabilidade do método em termos de redução do CPL. No entanto, cabe salientar que, mesmo com pequenos acréscimos no CPL, o método ainda promove outros benefícios que são difíceis de mensurar economicamente, como ganho de tempo no planejamento e escolha de localização para pilhas finais, ou mesmo a mudança de estratégia de manejo de estéril e redução do impacto ambiental.

Este trabalho teve foco específico na avaliação quantitativa econômica, representada pelo resultado em termos de CPL de custos operacionais. Desse modo, todas as avaliações e comparações de resultados se ativeram à busca dos cenários com menores CPL entre cenários MSDS e método convencional. No entanto, ainda existem diversos outros fatores operacionais e ambientais que devem ser incluídos em avaliações mais precisas e complexas, como investimentos na preparação de locais de deposição e custos de recuperação ambiental. Considerando as atuais perspectivas de controle ambiental e políticas de sustentabilidade, mesmo o MSDS representando custos superiores ao método convencional de manejo de estéril, o potencial de redução de impactos ambientais do método pode representar redução nos custos relativos ao fechamento de mina e recuperação ambiental, não avaliados neste trabalho, mas que sabidamente representam um investimento bastante elevado, sobretudo após a cessão da extração mineral.

8 Trabalhos Futuros

Este trabalho representa os primeiros passos na avaliação de um novo método de manejo de estéril e que desafia o paradigma da mineração de evitar o remanejo de material. Considerando a complexidade geral dos problemas de mineração este trabalho fez uso de avaliações simplificadas, mesmo utilizando softwares de sequenciamento e otimização de problemas de múltiplas variáveis. Como próximos passos, a inclusão de outras variáveis econômicas e ambientais no fluxograma do processo são necessárias. Custos e investimentos nos locais de deposição devem ser incluídos tanto para as pilhas finais quanto para as temporárias. Questões de estruturais de pilha como geometria, drenagem, terraplanagem podem influenciar na possibilidade de utilização de pilha temporária. Da mesma forma, compreender de forma mais detalhada e, de alguma forma, quantificar os efeitos que o MSDS pode ter sobre as ações de recuperação ambiental e fechamento progressivo de mina.

Outro ponto a ser desenvolvido é o próprio software de otimização. No segundo artigo foi utilizado um software de sequenciamento e otimização que, como a grande maioria, se baseia na movimentação de minério sem considerar operações de remanejo. Durante a utilização desse software foi necessário adaptar ferramentas existentes para simular a pilha temporária, forçando o sequenciamento dos blocos de minério a ser o mesmo em todos os casos para validar a comparação entre cenários. No entanto, seria importante desenvolver um algoritmo que sequencia todas as ações do MSDS que possa alterar o próprio sequenciamento do minério, como por exemplo a inclusão dos efeitos do tempo de espera dentro da função benefício. Isso poderia postergar a extração de blocos, que seriam lavrados nos primeiros anos no sequenciamento tradicional, que estariam próximos do local da pilha temporária e dar prioridade à blocos mais distantes, o que aumentaria o tempo de espera da pilha e faria maior uso das penalizações do cálculo do CPL.

9 Referências

ALARIE, S.; GAMACHE, M. Overview of solution strategies used in truck dispatching systems for open pit mines. **International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment**, 2002. v. 16, n. 1, p. 59–76.

ASAD, W. A., DIMITRAKOPOULOS, R. Optimal production scale of open pit mining operations with uncertain metal supply and long-term stockpiles. **Resources Policy**, 2012. v. 37(1) p. 81–89. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2011.12.002>

ASKARI NASAB, H., BEN-AWUAH, E. Integration of oil sands mine planning and waste management using goal programming. **35th APCOM Symposium - Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industry, Proceedings**, 2011. p. 329-350.

ASKARI-NASAB, H. *et al.* A mathematical programming model for open pit short-term production scheduling. **SME Annual Meeting and Exhibit and CMA 113th National Western Mining Conference 2011**, february 28 - march 2, 2011. p. 213–220.

ASKARI-NASAB, H., EIVAZY, H., TABESH, M., BADIOZAMANI, M. M. A mathematical programming model for open pit short-term production scheduling. **SME Annual Meeting and Exhibit and CMA 113th National Western Mining Conference**, 2011. p. 213-220.

BASTIAN-PINTO, C.; BRANDÃO, L.; LEMOS ALVES, M. DE. Valuing the switching flexibility of the ethanol-gas flex fuel car. **Annals of Operations Research**, 2010. v. 176, n. 1, p. 333–348.

BEN-AWUAH, E.; ASKARI-NASAB, H. Incorporating waste management into oil sands long term production planning. **Mining Technology**, 2013. v. 122, n. 1, p. 33–45.

BLAIS, V.; POULIN, R.; SAMIS, M. Using real options to incorporate price risk into the valuation of a multi-mineral mine. **Orebody Modelling and Strategic Mine Planning**, 2005. v. 14, p. 9–16.

BOTIN, J.; CASTILLO, M. F. Del; GUZMAN, R. A real options application to manage risk related to intrinsic variables of a mine plan : a case study on chuquicamata underground mine project. **The Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, 2013. v. 113, n. July, p. 583–592.

CACCETTA, L.; HILL, S. P. An application of branch and cut to open pit mine scheduling. **Journal of Global Optimization**, 2003. v. 27, n. 2–3, p. 349–365.

DAGDELEN, K. Open pit optimization - strategies for improving economics of mining projects through mine planning. **17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey**, 2001. n. November, p. 117–122.

DE CARLI, C. **Aplicação do método de opções reais no planejamento de pilhas de estoque na mineração**. Tese de Doutorado PPGE3M: Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2018, 130 páginas.

DEÁK, S.T.E; DEÁK, G; IORDĂCHIȚĂ V; RADU, D.E. Expert tool for minimizing the impact of mining wastes on the environment. **2nd International Workshop in “Geoenvironment and Geotechnics”**, Milos Island, Greece, 2008. n. September, p. 199–204.

DEUTSCH, M. V; GONZÁLEZ, E.; WILLIAMS, M. Using simulation to quantify uncertainty in ultimate-pit limits and inform infrastructure placement. **Mining Engineering Magazine**, 2015. n. december, p. 49–55.

DEUTSCH, M., DEUTSCH, C. V. An open source 3d Lerchs Grossmann pit optimization algorithm to facilitate uncertainty management. **CCG Annual Report**, 2013. v. 15, p. 1–6.

DIMITRAKOPOULOS, R., RAMAZAN, S. Uncertainty-based production scheduling in open pit mining. **Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology**, 2003. n. 316(03), p. 106–112.

DIMITRAKOPOULOS, R.; MARTINEZ, L; RAMAZAN, S. A maximum upside / minimum downside approach to the traditional optimization of open pit mine design. **Journal of Mining Science**, 2007. v. 43, n. 1, p. 81–90.

DIMITRAKOPOULOS, R.; RAMAZAN, S. Uncertainty-based production scheduling in open pit mining. **Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, section A: Mining Technology**, 2003. v. 316(3), p. 106–112.

DIMITRAKOPOULOS, R.; SABOUR, S. A. Evaluating mine plans under uncertainty: can the real options make a difference? **Resources Policy**, 2007. v. 32, n. 3, p. 116–125.

DOLD, B. Sustainability in metal mining: from exploration, over processing to mine waste management. **Reviews in Environmental Science and Bio/Technology**, 2008. v. 7, n.275. <https://doi.org/10.1007/s11157-008-9142-y>.

DORTLAND, M. V. R.; VOORDIJK, H.; DEWULF, G. Making sense of future

uncertainties using real options and scenario planning. **Futures**, 2014. v. 55, p. 15–31.

ELKINGTON, T., DURHAM, R. Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. **Journal of Mining Science**, 2011. v. 47(2), p. 177–190.

ESPINOZA, D. *et al.* MineLib: a library of open pit mining problems. **Annals of Operations Research**, 2013. v. 206, n. 1, p. 93–114.

FRANCO-SEPÚLVEDA, G., DEL RIO-CUERVO, J. C., PACHÓN-HERNÁNDEZ, M. A. State of the art about metaheuristics and artificial neural networks applied to open pit mining. **Resources Policy**, 2019. v. 60, pp. 125–133. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2018.12.013>

FU, Z., LI, Y., TOPAL, E., WILLIAMS, D. J. A new tool for optimisation of mine waste management in potential acid forming conditions. **Tailings and Mine Waste Management for the 21st Century**, 2015. p. 27–28.

FU, Z.; TOPAL, E; ERTEN, O. A modified software tool for mine waste rock dump planning. **9th AUSIMM Open Pit Operator's conference**, Kalgoorlie, 2016. n. November, p. 229–242.

GALLA, V., ZACARIAS, P. Designing, scheduling and managing waste rock facilities – a case study on the waste rock facilities at the Phoenix mine, Nevada. **SME Annual Meeting**, 2011.

GETTY, R.; CAPORN, D.; KYAN, D; BELTRAN, J. Repurposing closure cost estimation tools: a Gold Fields case study of the benefit of integration. **Mine Closure 2019: Proceedings of the 13th International Conference on Mine Closure**, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2019. p. 1577–1586, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1915_123_Getty

GRAAF, P. J. H., DESJARDINS, M.; TSHEKO, P. Geotechnical risk management for open pit mine closure: a sub-arctic and semi-arid case study. **Mine Closure 2019: Proceedings of the 13th International Conference on Mine Closure**, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2019. p. 211–234, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1915_18_de_Graaf

GRASKOSKI, S.; CRAIG, S.; MYBURGH, C. Dynamic pit and waste dump schedule optimisation at tropicana gold mine. **World Gold Conference**, Brisbane, 2013. n. September, p. 121–127.

GRAY, T. A. *et al.* MANAGEMENT of coal waste disposal for reduced environmental impacts and for increased profits. **SME Annual Meeting**, Albuquerque, 1994. n. Fevereiro, p. 1–

6.

HALL, J.; NICHOLLS, S. Valuation of mining projects using option pricing techniques. **The Finsia Journal of Applied Finance**, 2007. n. 4, p. 22–29.

HASSANI, F. P. *et al.* Comparison of surface and underground disposal of tailings waste. **Rock Mechanics**, 1994. v. 87, n. 976, p. 58–65.

HEKMAT, A.; OSANLOO, M.; SHIRAZI, A. M. New approach for selection of waste dump sites in open pit mines. **Mining Technology**, 2008. v. 117, n. 1, p. 24–31.

HILSON, G.; MURCK, B. Sustainable development in the mining industry : clarifying the corporate perspective. **Resources Policy**, 2000. v. 26, n. 4, p. 227–238.

HORE, C.; LUPPNOW, D. In-pit tailings disposal at langer heinrich – tailings storage facilities in a unique hydrogeological setting c hore and d luppnow. **Tailings and Mine Waste Management for the 21st century**, 2015. n. July, p. 1–10.

HUSTRULID, W.A, KUCHTA, M., MARTIN, R.K., (2013). Open pit mine planning and design (3rd ed.). CRC Press. <https://doi.org/https://doi.org/10.1201/b15068>

ICMM. Integrated mine closure: Good practice guide. Segunda edição. Londres, 2019.

INTHAVONGSA, I. *et al.* MINE project evaluations in the rising of uncertainty : real options analysis. **24th World Mining Congress proceedings**, Rio de Janeiro, 2016. v. 1, p. 166–178.

KUCKARTZ, B. T., PERONI, R. L., RODRIGUES, Á. L. Multi-stage dumping sequence - a feasible waste management alternative for open pit mining. **International Engineering Journal (REM)**, 2021. v. 74, p. 253–260. doi:10.1590/0370-44672020740114.

KUCKARTZ, B. T., PERONI, R. L. Multi-stage dumping sequence - a new approach for waste disposal. **22nd APCOM - Mining Goes Digital**, 2019. v. 3, p. 257–263.

KUCKARTZ, B.T; ZART, M.S; PERONI, R.L. Sequencing the waste: when rehandling can be a feasible option to open pit mines. **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**, 2022, 25 jan, p. 254-266.

LAMBERT, W. B. *et al.* Open-pit block-sequencing formulations: a tutorial. **Interfaces**, 2014. v. 44, n. 2, p. 127–142.

LÈBRE, É., CORDER, G. Integrating Industrial Ecology Thinking into the Management of Mining Waste. **Resources**, 2015. v. 4, p. 765-786. doi:10.3390/resources4040765

LÈBRE, É., CORDER, G., GOLEV, A. Sustainable practices in the management of mining

waste: A focus on the mineral resource. **Minerals Engineering**, 2017, v. 107, p. 34-42. <http://dx.doi.org/10.1016/j.mineng.2016.12.004>

LEITE A., DIMITRAKOPOULOS R. Stochastic optimisation model for open pit mine planning: application and risk analysis at copper deposit. **Mining Technology**, 2007. v. 116(3), p. 109-118. <https://doi.org/10.1179/174328607X228848>

LI, Y., TOPAL, E., RAMAZAN S. Optimising the long-term mine waste management and truck schedule in a large-scale open pit mine. **Mining Technology**, 2016. v. 125(1), p. 35-46. <http://doi.org/10.1080/14749009.2015.1107343>.

LI, Y; TOPAL, E; WILLIAMS, D. J. Mathematical approach for better mine waste rock dumping management. **Life-of-Mine Conference**, Brisbane, 2012. n. July, p. 207–214.

LI, Y; TOPAL, E; WILLIAMS, D. Optimisation of waste rock placement using mixed integer programming. **Mining Technology**, dez. 2014. v. 123, n. 4, p. 220–229.

LI, Y; TOPAL, E; WILLIAMS, D. Waste rock dumping optimisation using mixed integer programming (MIP). **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**, 2013. v. 27, n. 6, p. 425–436.

LI, Yu; TOPAL, ERKAN; RAMAZAN, S. Optimising the long-term mine waste management and truck schedule in a largescale open pit mine. **Mining Technology**, 2016. v. 125, n. 1, p. 35–46.

LIZOTTE, Y.; BONATES, E. Truck and shovel dispatching rules assessment using simulation. **Mining Science and Technology**, maio. 1986. v. 5, n. 1, p. 45–58.

MARTINEZ, L. **Strategic project evaluation for open pit mining ventures using real options and allied econometric techniques**. Tese de doutorado Mathematical Sciences Discipline: Queensland University of Technology, 2010, 322 páginas

MENEY, K; PANTELIC, L. Designing for success: applying ecological criteria to restoration at BHP Beenup, Australia. **Mine Closure 2019: Proceedings of the 13th International Conference on Mine Closure**, Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2019. p. 185-198. https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1915_16_Meney

MORADI AFRAPOLI, A., ASKARI-NASAB, H. Mining fleet management systems: a review of models and algorithms. **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**, 2019. v. 33(1), p. 42–60. <https://doi.org/10.1080/17480930.2017.1336607>

ORTIZ, J. P., SHUKLA, S. K. Methodology for a dump design optimization in large-scale

open pit mines. **Cogent Engineering**, 2017. v. 4(1), p. 1-11. <https://doi.org/10.1080/23311916.2017.1387955>

OSANLOO, M., GHOLAMNEJAD, J., KARIMI, B. Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms. **International Journal of Mining, Reclamation and Environment**, 2008. v. 22(1), p. 3–35. <https://doi.org/10.1080/17480930601118947>

PEPPER, M.; HUGHES, M.; HAIGH, Y. Loophole or lifeline? The policy challenges of mines in care and maintenance. **The Extractive Industries and Society**, 2021; n.8, v.3, 100879. <https://doi.org/10.1016/j.exis.2021.01.014>

RAMAZAN, S.; DIMITRAKOPOULOS, R. Production scheduling with uncertain supply: a new solution to the open pit mining problem. **Optimization and Engineering**, 2013. v. 14, n. 2, p. 361–380.

SLADE, M. E. Valuing managerial flexibility : an application of real-option theory to mining investments. **Journal of Environmental Economics and Management**, 2001. v. 41, p. 193–233.

SMEDLEY, E.; STOKES, B.; GALLACHER, M.; MACKENZIE, S. Quality management during closure works at the Telfer mine: a case study. **Mine Closure 2019: Proceedings of the 13th International Conference on Mine Closure**. Australian Centre for Geomechanics, Perth, 2019. p. 1101-1112, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1915_88_Smedley.

SOFRA, F.; BOGER, D.; SCALES, P. J. Management of the flow and processing of mining waste streams. **Green Processing - proceedings: International Conference on the Sustainable Processing of Minerals**, 2002. n. May, p. 251–257.

SOMMERVILLE, K.; HEYES, J. Be open to closure - it can save you money. **Iron Ore Proceedings**, 2009. n. July, p. 317–322.

TAMBA KOMBA. Evaluation of mine waste characterization to identify opportunities for optimizing project economics using fragmentation analysis. **Mining Technology**, 2021, n.130, v.4, p. 221-231. doi: [10.1080/25726668.2021.1927587](https://doi.org/10.1080/25726668.2021.1927587)

TEIXEIRA PONTARA LOPES, L.; FERNANDES JUNIOR, F. C.; DA CUNHA RODOVALHO, E.; MOHAMAD EL HAJJ, T. Impact assessment of waste screening over the life of a Brazilian bauxite mining operation. **Mining Technology**, 2021, n.130, v.1, p. 1-7. doi: [10.1080/25726668.2020.1857156](https://doi.org/10.1080/25726668.2020.1857156);

WANG, L. Z.; BUTLER, G. J. XPAC destination scheduling for waste dumps at bhp billiton. **Australasian Institute of Mining and Metallurgy Publication Series**, 2007. n. August, p. 421–425.

WANNINAYAKE, A.; NOVELLO, E.; GILLANI, I. Effective use of mine waste in the design of a residue storage facility , pilbara region , western australia. **Iron Ore Conference**, 2013. n. august, p. 39–43.

WAQAR ALI ASAD, M.; DIMITRAKOPOULOS, R. Optimal production scale of open pit mining operations with uncertain metal supply and long-term stockpiles. **Resources Policy**, 2012. v. 37, n. 1, p. 81–89.

WILLIAMS, D. A.; ANSTEY, D. R. Integrated landforms for the storage of tailings and waste rock at magnetite mines in western australia. **Publication series - Australasian Institute of Mining and Metallurgy**, 2009. v. 7/2009, n. July, p. 333–338.

WU, K.K.; FRELAND, J.W.; KIRKWOOD, D.T.; MICHALEK, S.J. Improvements in coal-waste disposal since buffalo creek. **Proceedings of the 25th International Conference on Ground Control in Mining**, Morgantown, 2006. p. 182–190.

YEO, K. T.; QIU, F. The value of management flexibility — a real option approach to investment evaluation. **International Journal of Project Management**, 2003. v. 21, p. 243–250.

ZINCK, J. Emerging technologies in mine waste management. **Waste Processing and Recycling in Mineral and Metallurgical Industries**, 5th International Symposium, 43rd Annual

Conference of Metallurgists of CIM, Hamilton, Ontario, Canada, 2004. v. 5, p. 50–66.

10 Apêndices

10.1 Apêndice A - Multi-stage dumping sequence - a feasible waste management alternative for open pit mining

Primeiro artigo, componente desta tese, publicado no periódico internacional *International Engineering - REM*. Artigo enviado em 30 de junho de 2019 e aceito em 31 de dezembro de 2020, com publicação no volume 74(2), de abril a junho de 2021, entre as páginas 253 e 260.

Multi-stage dumping sequence – a feasible waste management alternative for open pit mining

<http://dx.doi.org/10.1590/0370-44672020740114>

Bruno Tomasi Kuckartz^{1,2}

<https://orcid.org/0000-0002-5885-1444>

Rodrigo de Lemos Peroni^{1,3}

<https://orcid.org/0000-0003-0131-5832>

Áttila Leães Rodrigues^{1,4}

<https://orcid.org/0000-0003-4524-4087>

¹Universidade Federal do Rio Grande do Sul - UFRGS,
Departamento de Engenharia de Minas,
Porto Alegre – Rio Grande do Sul - Brasil.

E-mails: ²brukuck@hotmail.com,

³00015547@ufrgs.br, ⁴attila.leaes@gmail.com

Abstract

Waste management and environmental aspects are progressively gathering attention in the mining industry. Mine planners must deal with increasingly complex tasks to balance between ore block schedules, waste disposal, operational cost and environmental reclamation. The mine incomes are generally related to mining and processing of the ore, thus most optimization researches regarding strategic mining usually focus mainly on ore extraction. Nevertheless, waste sequencing and disposal play an important role given that, in several situations in open pit mining, waste volumes are generally larger than ore volumes and must be moved to reach the buried and deeper ore bodies. In some cases, a significant percentage of operational costs is represented by waste haulage and disposal. Thus a careful planning strategy must be considered to minimize unnecessary expenses. Selecting locations for waste dumps is also a challenge. Many operational and technical aspects must be considered, not to mention the increasingly limiting environmental constraints. This definition can be very time consuming, and if it is not properly studied, may negatively impact the mine operation during its lifetime. This article investigates a new approach for mine waste management called the multi-stage dumping sequence (MSDS), suggesting the use of temporary waste dumps along the way to the final dump destination. Although this method requires material re-handling, which is considered a paradigm in mine industry, it certainly provides additional time to design and permit the final waste dump site and, if well planned, might even result in profit increases by reducing haulage distances in the first years of operation.

keywords: strategic planning, optimization, sequencing, waste handling.

1. Introduction

Many aspects of mine planning optimization have evolved in recent decades. A large number of researches in strategic mine planning, supported by computer programming, have been published and presented optimum solutions to multivariable operational problems through robust optimization algorithms. Mine planning is the subject of several optimization studies (Li *et al.*, 2012), such as pit limit definition (Dagdelen, 2001; Dimitrakopoulos *et al.*, 2007; Espinoza *et al.*, 2013; Deutsch *et al.*, 2015) and extraction sequencing (Caccetta and Hill, 2003; Dimitrakopoulos and Ramazan, 2003; Askari-Nasab *et al.*, 2011; Waqar Ali Asad and Dimitrakopoulos, 2012; Ramazan and Dimitrakopoulos, 2013; Lambert *et al.*, 2014).

In order to maximize the net present value (NPV) and assuming that profit and income are typically related to ore extraction/concentration/sales from the operation, most research regarding mine planning focuses on ore sequencing optimization more than waste handling. Waste management and sequencing have an important role in strategic planning, given that usually the volume of waste material is larger than ore.

Waste portions of the mineral deposit, by definition, have zero or non economical grade to justify sending it to the plant, therefore it does not provide any profit (Li *et al.*, 2012), and must be sent to a proper destination, like a stockpile or straight to the waste dump, in most cases. The waste haulage from pit to its final destination, according to Lizotte and Bonates (1987), might represent more than 50% of the operational costs. Therefore, finding ways to reduce such costs is a task that must be

2. Materials and methods

The MSDS methodology consists of allocating a temporary dump site between the open pit exit and final dump location. The waste then is hauled to the temporary instead final dump until it reaches full capacity. Variables such as waste movement and re-handling rate, distance from pit exit to final dump site and temporary dumps, and distance between temporary dumps are considered in this study.

targeted in mine planning, assuming its economic and strategic relevance.

Hekmat *et al.* (2008) highlight the importance of considering environmental issues besides technical and economic perspectives when defining the location of waste dumps, given its permanent character. Therefore, defining a proper location must comply with many conflicting aspects, such as environmental issues, geotechnical stability analysis, and geochemical and physical aspects. Authors such as Zinck (2004) and Ortiz (2017) state that the ideal location for waste dumps is not necessarily the best economic alternative or the choice that represents the lower cost option, but rather a solution that balances all these variables.

Some studies regarding waste rock sequencing optimization (Askari-Nasab and Ben-Awuah, 2011; Li *et al.*, 2013; Graskoski, 2013; Fu *et al.*, 2015; Fu *et al.*, 2016; Li *et al.*, 2016; Ortiz, 2017) have been published in the last few years. These articles proposed optimum solutions for waste sequencing throughout mixed integer programming (MIP), in a long-term planning basis. Li *et al.* (2012) presented a waste block sequencing to reduce total haulage distances considering multiple dump destinations, potential acid drainage issues, and also material re-handling as a boundary condition that must be avoided.

According to Dagdelen (2001), implementation of computer programming and stochastic algorithms to support strategic planning decisions are also gathering attention within the mining community. Other authors, such as Leite and Dimitrakopoulos (2007), Elkington and Durham (2011), Deutsch and Deutsch (2013) used such

implementations to find optimum solutions in mine planning problems. These are robust tools that allow planners to test several variable combinations in hundreds of scenarios in a few minutes, providing a massive range of possible results to be evaluated and compared. Problems in the mining industry usually consist in solving multivariable questions and computer programming is proving to be a powerful planning aid.

This article is the continuation of a study presented in Kuckartz and Peroni (2019), which proposed a new method for waste disposal called a multi-stage dumping sequence (MSDS). This method allocates temporary waste dumps along the way to the final dump destination, and uses planned re-handling of the waste material at the beginning of operation. This approach provides additional time to find the best location for the final waste dump and to deal with preparation and licenses related to it. The main objective in this approach is to reduce waste haulage cost in the first years, as it reduces the haulage distance and consequently the investment in haul trucks and roads. Although an increase in unitary haulage cost is considered to re-handle material from/to temporary dumps, it is overcome by reducing haulage distances, resulting in NPV increases in the first years. Herein, the methodology uses an integrated mine planning and waste disposal sequencing, and an application to a real case study to demonstrate its applicability when carried out. Evaluation and comparison of MSDS against a conventional approach (not using a temporary dump) was made through a computer algorithm using Python in order to find the best possible solution to the proposed case.

For explanatory purposes and to highlight the differences between conventional and MSDS approaches, consider Figure 1, where the distance from the pit exit to the final dump location is “X”. In the conventional approach, waste rock would be hauled “X” distance during the life of the mine, avoiding waste re-handling, keeping fixed haulage distances outside the pit. In the MSDS approach, two stages will

be considered to cover the distance “X”: the first stage consists of hauling waste to a temporary waste dump distant “Y” from the pit exit; and the second stage consists in re-handling the waste material from the temporary waste dump to the final waste dump (“X minus Y” distance). For example, in Figure 1 (where P is the period from mine life), waste rock from P1 (W1) and P2 (W2) will be hauled at a distance “Y” from

the pit exit, until reaches the temporary dump full capacity. In P3 (example's last period), W3 is sent all the way to the final dump (distance "X") and W1 and W2, placed in the temporary dump stage, are also re-handled to the final position (which is hauled to a distance "X minus Y").

The sum of haulage distance is similar for both methods; however, in the MSDS approach, the total haulage distance in P1 and P2 (sum of distances) is lower if compared with the conventional method for the same period, which reduced the total haulage cost. As a consequence, haulage distances

in later stages might increase and also increase haulage cost. However, when considering NPV calculations, there are penalizations by period (the further the period is, the greater the penalty), and the increased haulage cost in later stages will also be attenuated by period penalization, resulting in a lower final NPV cost.

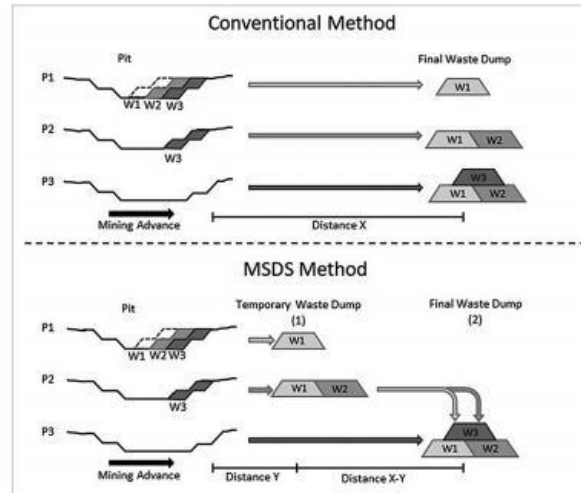


Figure 1 - Comparison between conventional and MSDS approaches, where "P" represents the period, "W" represents the waste material produced in each period and "n" represents the number of dumping stages. Adapted from Kuckartz and Peroni (2019).

To test and illustrate the MSDS approach, a case study was conducted in a phosphate mine in Brazil. A portion of existing block model, representing a mine sector, was imported to the NPV Scheduler® software to build a mathematical open pit and scheduling sequencing for all blocks. Given the focus on waste management of this study and considering that all ore blocks are sent to the same location (i.e. processing plant) with a fixed haul distance for any tested scenario, all results shown here represent only costs related to waste block haul and loading outside the pit.

The base case was assumed to be the conventional approach. A pit exit and final dump location were established. The schedule considers the first 10-year period of production and the associated waste handling, also sequenced yearly.

There are several variables to be considered for a complete evaluation, such as haulage and loading cost, re-handling cost, distance from pit exit to final and temporary waste dumps, type and capacity of equipment (trucks

and shovels) to be used, among others. In Kuckartz and Peroni (2019), some MSDS scenarios were tested, varying the period of re-handling operation and observing the cost NPV response to changes in haulage distance to the temporary dump; however, no optimization technique on such a parameter was considered at that stage.

In this study, an optimization algorithm was built using a Python implemented algorithm to find the best possible solution considering some variable fluctuations. The distance to the temporary waste dump and its re-handling rate were modified to find the lowest NPV cost possible.

The other parameters were kept fixed, such as haulage and loading costs, distance to final waste dump and temporary waste dump volume capacity, which was set to 30 Mt of waste, representing 2 years of disposal operation. The temporary waste dump was placed over an area that will be mined in the future (after the 10th year), and it is located between the pit exit and final dump location. Therefore, the temporary waste dump must

be completely removed before the 10th year in order to avoid higher stripping ratios or delays in mining sequence.

Re-handling costs were considered to be equal to mining costs and did not include any additional general and administrative (G&A) costs, since it is already paid by the current operation. The final dump is located 5 km away from the pit exit (according to the original base case mine planning), following the red line representing the haulage road, as shown in Figure 2, and the annual waste movement is defined as 15 Mtpa. During the analysis, the temporary dump distance will occupy different spots by the road to the final dump location (varying from 0.5 to 4.3 km) in order to find the position that results in the lowest NPV cost scenario.

The necessary number of trucks to accomplish the scheduled scenarios was calculated considering a utilization factor of 90% and mechanical availability of 85%. Average truck speeds during laden and unladen displacement were also estimated in order to calculate truck production rates.

Multi-stage dumping sequence – a feasible waste management alternative for open pit mining

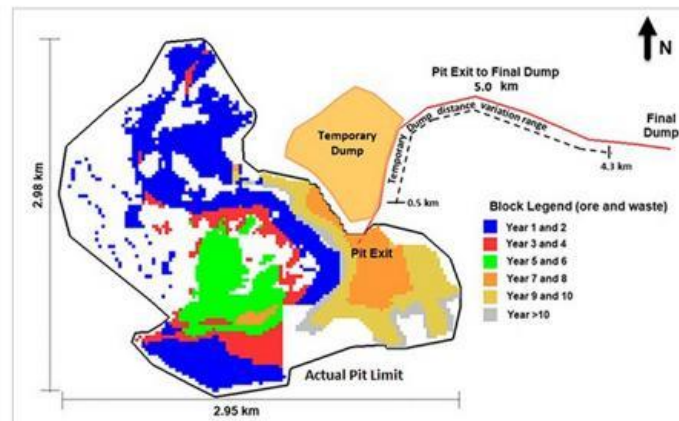


Figure 2 - Block schedule for the 10th year period and locations of the pit exit and final dump (5 km from pit exit) and temporary dump spot ranges. Illustrative picture (not to scale). Adapted from Kuckartz and Peroni (2019).

2.1 Optimization algorithm implementation for MSDS

The optimization algorithm for MSDS was implemented observing a few assumptions and later decision making.

Assumptions:

The algorithm to sequence the waste will respect the ore block schedule. The suggested optimization will not interfere with the already defined amount of material taken from the pit each year.

The material re-handling from the temporary waste dump to the final waste dump is postponed as much as possible given a limit that corresponds to the maximum amount of material re-handled from the temporary waste dump to the final waste dump per year.

Before hauling material from the pit to the final waste dump, the tempo-

rary waste dump storage capacity must be completed.

The input parameters are the following: the block schedule, the maximum amount of mass hauled from the temporary waste dump to the final waste dump, the ending year when the temporary waste dump must be completely removed, and operational cost parameters.

2.2 Algorithm outputs

The number of required trucks in each year to perform all hauling operations. This number of trucks is subdivided into the following: the number of trucks necessary to haul material from the pit to the temporary waste dump; the number of trucks necessary to haul material from the temporary to the final waste dump; and the number of trucks necessary to haul material from the pit to the final waste dump. The report is given by year.

The waste haulage schedule from the pit to the temporary waste dump, from the pit to the final waste dump, and re-handling from the temporary to

the final waste dump.

The NPV calculation is separated into the NPV of operational costs and the NPV of additional truck acquisition, per year.

The optimization target is based on the assumption that the best way to reduce the NPV costs is to delay, as much as possible, the waste re-handling from the temporary waste dump to the final waste dump given the year in which the temporary dump must be completely removed and the maximum re-handling rate from the temporary to the final waste dump per year. The discussion of this assumption is important because it

does not reflect the lowest NPV cost for all scenarios. In some cases, the maximum re-handling rate occurs simultaneously with the maximum rate of waste sent from the pit to the final waste dump. This situation might demand the acquisition of trucks in an unbalanced hauling operation, especially after the temporary waste dump is completely removed and all equipment is focused on the pit to the final waste dump hauling operation. For these cases, it is expected that the algorithm user explores the parameter that controls the maximum re-handling rate. Further discussion and examples will be presented in the results section.

3. Results

The number of required trucks in each year to perform all hauling operations. This number of trucks is subdivided into the following: the number of trucks necessary to haul material from the pit to the temporary waste dump; the number of trucks necessary to haul material from the temporary to the final waste dump; and the number of trucks necessary to haul material from the pit

to the final waste dump. The report is given by year.

The waste haulage schedule from the pit to the temporary waste dump, from the pit to the final waste dump, and re-handling from the temporary to the final waste dump.

The NPV calculation is separated into the NPV of operational costs and the NPV of additional truck acquisition,

per year.

The optimization target is based on the assumption that the best way to reduce the NPV costs is to delay, as much as possible, the waste re-handling from the temporary waste dump to the final waste dump given the year in which the temporary dump must be completely removed and the maximum re-handling rate from the temporary to the final

waste dump per year. The discussion of this assumption is important because it does not reflect the lowest NPV cost for all scenarios. In some cases, the maximum re-handling rate occurs simultaneously with the maximum rate of waste

sent from the pit to the final waste dump. This situation might demand the acquisition of trucks in an unbalanced hauling operation, especially after the temporary waste dump is completely removed and all equipment is focused on the pit to

the final waste dump hauling operation. For these cases, it is expected that the algorithm user explores the parameter that controls the maximum re-handling rate. Further discussion and examples will be presented in the results section.

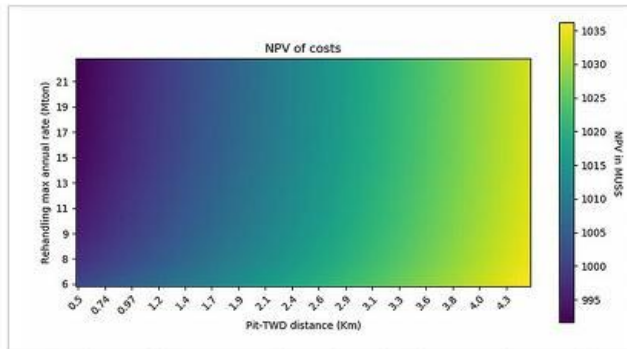


Figure 3 – NPV of costs behaviour considering the re-handling annual rate and distance from the pit to temporary waste dump (TWD) variation. No additional equipment acquisition is considered.

The dark blue areas represent lower NPV cost values, which means more attractive economic scenarios. However, this is an unrealistic situation

as it is not possible to consider a higher re-handling rate without acquiring and allocating more equipment to deal with re-handling large masses of waste. The

higher the re-handling rate is, the more trucks that need to be purchased, with consequently a higher cost, as observed in Figure 4.

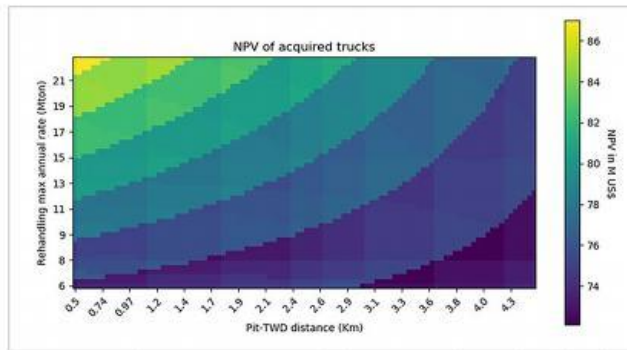


Figure 4 – Truck acquisition NPV cost behaviour considering the re-handling annual rate and distance from the pit to temporary waste dump (TWD) variation.

The darkest blue regions represent an NPV cost reduction of 2.5% compared to the base case, which was achieved mainly with closer temporary dumps to the pit (from 0.5 to 0.8 km) associated with some specific annual re-handling rates providing balanced truck operations.

By merging Figure 3 and Figure 4, we can observe the relationship among these three variables (distance from pit to temporary dump, re-handling rate and number of required trucks), as seen in Figure 5. The light green line represents the NPV behaviour for the base case;

therefore, any point in the left side of this line has a lower NPV cost than the base case, meaning that MSDS is a feasible method when locating the temporary dump no farther than approximately 3.3 km from the pit exit for any re-handling annual rate within the tested range.

The darkest blue regions represent an NPV cost reduction of 2.5% compared to the base case, which was achieved mainly with closer temporary dumps to the pit (from 0.5 to 0.8 km) associated with some specific annual re-handling rates providing balanced truck operations.

By merging Figure 3 and Figure 4, we can observe the relationship among these three variables (distance from pit to temporary dump, re-handling rate and number of required trucks), as seen in Figure 5. The light green line represents the NPV behaviour for the base case; therefore, any point in the left side of this line has a lower NPV cost than the base case, meaning that MSDS is a feasible method when locating the temporary dump no farther than approximately 3.3 km from the pit exit for any re-handling annual rate within the tested range.

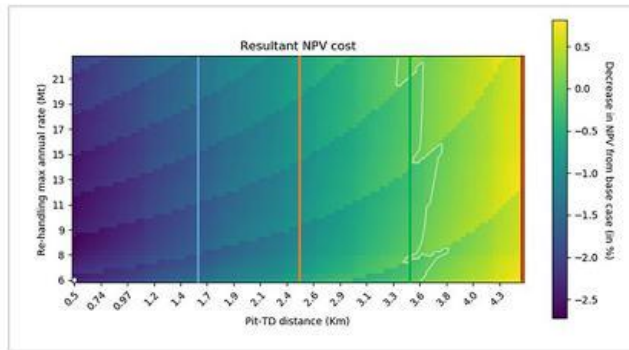


Figure 5 – Resultant NPV cost behaviour for the MSDS method compared to the base case (light green line) considering the distance to TWD, annual re-handling rate and number of required trucks. Vertical lines (blue, orange, green and red) represent selected scenarios with a fixed pit-TD distance.

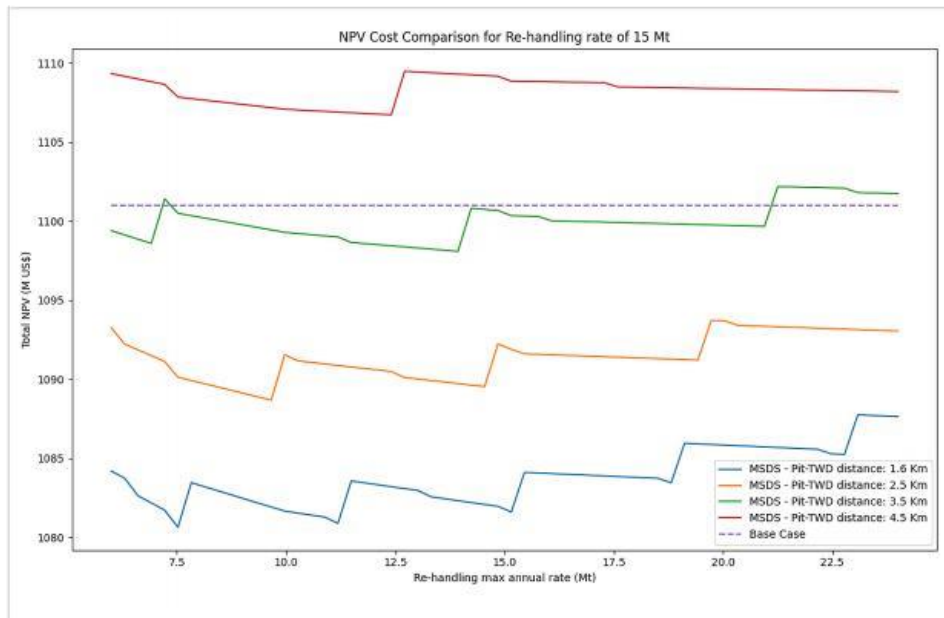


Figure 6 - Total NPV cost behaviour for four different distance scenarios from the pit to temporary dump.

4. Discussion

Observing the results shown in Figure 3 (operational costs) and 4 (truck acquisition), it is possible to observe a reverse behaviour regarding NPV cost regarding the re-handling rate and distance from the pit exit to the temporary waste dump. As expected, higher re-handling rates will require more trucks; however, locating the temporary dump closer to the pit exit could also result in an increase in the number of required trucks. For example, placing the temporary dump too close to the pit will increase the second stage

of haulage distance from the temporary dump to the final dump destination. This situation associated with a high re-handling rate will result in more trucks to be acquired.

Choosing the period to start and finish re-handling operations is a key decision, and it is directly related to the re-handling rate. The algorithm always considers the re-handling operation ending in the 10th year, so the re-handling rate will dictate when this operation will begin.

There is a circular wave pattern in

Figure 4, which is associated with the truck utilization factor and availability. If the re-handling rate and/or temporary dump distance are slightly increased, an abrupt increase in NPV cost might occur. This increase is explained by the necessity to purchase an additional truck, which will cause a decrease in the utilization factor and in an unbalanced excavation/haulage operation (exceeding haulage capacity at the right moment the new truck is added to the fleet).

The combination of both behaviours

shown in Figure 5 gives us a more realistic overview of possible outcomes and relationships between variables. The indented and circular wave patterns are the result of the truck acquisition NPV cost, which causes a spike effect for any case while increasing the re-handling rate.

It is interesting that the best possible MSDS cases (dark blue areas) are not necessarily related to extreme values of the variables, as it would be expected. For instance, it is intuitive to think that setting the temporary waste dump as close as possible to the pit exit and a higher re-handling rate would provide the lowest NPV cost, which is not seen

5. Conclusion

This study provided information that suggests the viability of the MSDS method using waste re-handling, under a strategic planning perspective, opening new operational alternatives in mining industry. These results oppose a well-known mining paradigm, which states that material re-handling will always increase operational costs, considering it is something to be avoided at all costs. Analysing the case study from an economic perspective using NPV, MSDS demonstrated to be feasible when the temporary dump is located up to 3.3 km from the pit exit (considering a final dump located at 5 km away from the pit exit), which provides a wide and flexible range for the re-handling operation and yet having results that show a better economic scenario than the traditional approach.

Reducing the final dump distance from the pit exit will also shorten the MSDS feasibility range, which means

in Figure 5.

The most attractive economic scenarios, that minimize the NPV cost, are achieved using combinations of re-handling rates and distance from the pit to the temporary dump. This behaviour can be better visualized in Figure 6. All MSDS lines have steps when progressively increasing the re-handling rate, but they differ in the frequency between steps. Each peak in the curves represents the combination of a haulage distance and increases in re-handling rates, requiring the acquisition of one extra truck at each jump in the graphs. The blue line (1.6 km from the pit exit

that the re-handling operation must be even more precise and less forgiving, however economically favourable. In addition, the MSDS method provides other advantages:

Planners will gain more time to make decisions regarding the final dump location and site preparation, allowing the collection of important operational data that might aid other strategic decisions during ramp-up periods.

Furthermore, capital expenditure (CAPEX) reduction during the first years (i.e., less equipment to purchase) provides a more favourable and less risky investment scenario, given the fluctuation of commodities and markets, that might generate a level of uncertainty putting the mining project at risk. In this case study, it was shown that MSDS provided an additional 2-year period before sending waste to the final dump. In the meantime, ex-

perience and operational data can be obtained, providing a valuable resource for planners and decision makers.

From the environmental perspective, the MSDS approach also provides a strategic waste management flexibility to change waste dump sites by an in-pit disposal, which significantly reduces environmental impacts. At a certain point in time, re-handling can be considered viable and used to backfill the pit instead of sending the material to the final dump and impacting an additional area. Future mining will not tolerate any further environmental footprints other than what is strictly necessary.

Further investigations are still on course to understand cause/effect relationships with other variables to better define contour conditions to consider MSDS as a definitely feasible alternative method for managing and optimizing waste dumping and sequencing.

References

- ASAD, W. A.; DIMITRAKOPOULOS, R. Optimal production scale of open pit mining operations with uncertain metal supply and long-term stockpiles. *Resources Policy*, v. 37, n.1, p. 81–89, 2012. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2011.12.002>
- ASKARI NASAB, H.; BEN-AWUAH, E. Integration of oil sands mine planning and waste management using goal programming. In: APCOM SYMPOSIUM - Application of computers and operations research in the minerals industry, 35th, 2011, Wollongong, Australia. *Proceedings* [...]. [S. l.]: AusIMM, 2011. p. 329-350.
- ASKARI-NASAB, H.; EIVAZY, H.; TABESH, M.; BADIOZAMANI, M. M. A mathematical programming model for open pit short-term production scheduling. In: SME ANNUAL MEETING AND EXHIBIT; CMA NATIONAL WESTERN MINING CONFERENCE, 113th, 2011, Denver, Colorado. *Proceedings* [...]. [S. l.]: SME, 2011. p. 213-220.
- CACCETTA, L.; HILL, S. P. An application of branch and cut to open pit mine scheduling. *Journal of Global Optimization*, v. 27, p. 349–365, 2003.
- DAGDELEN, K. Open pit optimization - strategies for improving economics of mining projects through mine planning. In: INTERNATIONAL MINING CONGRESS AND EXHIBITION OF TURKEY, 17 th, 2001, Ankara. *Proceedings* [...]. Ankara: Chamber of Mining Engineers of Turkey, 2001. p. 117–122.
- DEUTSCH, M.; DEUTSCH, C. V. An open source 3d Lerchs Grossmann pit optimization algorithm to facilitate

- uncertainty management. *CCG Annual Report*, v. 15, p. 1–6, 2013.
- DEUTSCH, M.; GONZÁLEZ, E.; WILLIAMS, M. Using simulation to quantify: Uncertainty in ultimate-pit limits and inform infrastructure placement. *Mining Engineering*, v. 67, n. 12, p. 49-55, 2015.
- DIMITRAKOPOULOS, R.; RAMAZAN, S. Uncertainty-based production scheduling in open pit mining. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, v. 316, n. 03, p. 106–112, 2003.
- DIMITRAKOPOULOS, R.; MARTINEZ, L.; RAMAZAN, S. A maximum upside / minimum downside approach to the traditional optimization of open pit mine design. *Journal of Mining Science*, v. 43, n. 1, p. 81–90, 2007.
- ELKINGTON, T.; DURHAM, R. Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization. *Journal of Mining Science*, v. 47, n. 2, p. 177–190, 2011.
- ESPINOZA, D.; GOYCOOLEA, M.; MORENO, E.; NEWMAN, A. MineLib: a library of open pit mining problems. *Annals of Operations Research*, v. 206, p. 93–114, 2013.
- FU, Z.; LI, Y.; TOPAL, E.; WILLIAMS, D. J. A new tool for optimisation of mine waste management in potential acid forming conditions. In: TAILINGS AND MINE WASTE MANAGEMENT FOR THE 21ST CENTURY, Sydney, Australia, 27–28 July, 2015. *Proceedings* [...]. Jolimont, WA, Australia: AusIMM, 2015.
- FU, Z.; TOPAL, E.; ERTEN, O. A modified software tool for mine waste rock dump planning. In: AUSIMM OPEN PIT OPERATORS' CONFERENCE, 9 th, 2016, Kalgoorlie, Western Australia, Australia. *Proceedings* [...]. [S. l.]: AusIMM, 2016. p. 229–242.
- GRASKOKI, S.; CRAIG, S.; MYBURGH, C. Dynamic Pit and waste dump schedule optimisation and Tropicana Gold Mine. In: WORLD GOLD CONFERENCE, 2013, Brisbane. *Proceedings* [...]. [S. l.]: AusIMM, 2013. p. 121–127.
- HEKMAT, A.; OSANLOO, M.; SHIRAZI, A. M. New approach for selection of waste dump sites in open pit mines. *Mining Technology*, v. 117, n.1, p. 24-31, 2008. DOI: <https://doi.org/10.1179/174328608X343768>.
- KUCKARTZ, B. T.; PERONI, R. L. Multi-stage dumping sequence: a new approach for waste disposal. In: MUELLER, C. et al. (ed.). *Mining Goes Digital*. London: CRC Press, 2019. v. 3, p. 257–263.
- LAMBERT, W. B.; BRICKEY, A.; NEWMAN, A. M.; EUREK, K. Open-Pit Block-Sequencing Formulations: a tutorial. *INFORMS Journal on Applied Analytics*, v. 44, n. 2, p. 127-142, 2014. DOI: <https://doi.org/10.1287/inte.2013.0731>.
- LEITE, A.; DIMITRAKOPOULOS, R. Stochastic optimisation model for open pit mine planning: application and risk analysis at copper deposit. *Mining Technology*, v. 116, n. 3, p. 109-118, 2007. DOI: <https://doi.org/10.1179/174328607X228848>.
- LI, Y.; TOPAL, E.; WILLIAMS, D. Waste rock dumping optimisation using mixed integer programming (MIP). *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, v. 27, n. 6, p. 425-436, 2013. DOI: <https://doi.org/10.1080/17480930.2013.794513>.
- LI, Y.; TOPAL, E.; RAMAZAN S. Optimising the long-term mine waste management and truck schedule in a large-scale open pit mine. *Mining Technology*, v. 125, n. 1, p. 35-46, 2016. DOI: <http://doi.org/10.1080/14749009.2015.1107343>.
- LI, Y.; TOPAL, E.; WILLIAMS, D. J. Mathematical approach for better mine waste rock dumping management. In: LIFE-OF-MINE CONFERENCE, Brisbane, Australia, 2012. *Proceedings* [...]. Brisbane: AusIMM, 2012. p. 207-214.
- LIZOTTE, Y.; BONATES, E. Truck and shovel dispatching rules assessment using simulation. *Mining Science and Technology*, v. 5, n. 1, p. 45-58, 1986. DOI: [https://doi.org/10.1016/S0167-9031\(87\)90910-8](https://doi.org/10.1016/S0167-9031(87)90910-8).
- ORTIZ, J. P.; SHUKLA, S. K. Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines. *Cogent Engineering*, v. 4, n. 1, p. 1-11, 2017. DOI: <https://doi.org/10.1080/23311916.2017.1387955>.
- RAMAZAN, S.; DIMITRAKOPOULOS, R. Production scheduling with uncertain supply: a new solution to the open pit mining problem. *Optimization and Engineering*, v. 14, p. 361–380, 2013. DOI: <https://doi.org/10.1007/s11081-012-9186-2>.
- ZINCK, J. Emerging technologies in mine waste management. In: INTERNATIONAL SIMPOSIUM ON WASTE PROCESSING AND RECYCLING IN MINERAL AND METALLURGICAL INDUSTRIES, 5th, 2004, Ontario. *Proceedings* [...]. [S. l.: s. n.], 2004. p. 50-66.

Received: 30 June 2019 - Accepted: 31 December 2020.



All content of the journal, except where identified, is licensed under a Creative Commons attribution-type BY.

10.2 Apêndice B – Sequencing the waste: When rehandling can be a feasible option to open pit mines

Segundo artigo, componente desta tese, publicado no periódico *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. Artigo enviado em 01 de setembro de 2021 e aceito em 11 de janeiro de 2022, com publicação no volume 36(4), de 25 de janeiro de 2022, entre as páginas 254 e 266.



International Journal of Mining, Reclamation and Environment



ISSN: (Print) (Online) Journal homepage: <https://www.tandfonline.com/loi/nsme20>

Sequencing the waste: when rehandling can be a feasible option to open pit mines

B.T. Kuckartz, M. S. Dos Santos Zart & R.L. Peroni

To cite this article: B.T. Kuckartz, M. S. Dos Santos Zart & R.L. Peroni (2022): Sequencing the waste: when rehandling can be a feasible option to open pit mines, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, DOI: [10.1080/17480930.2022.2029296](https://doi.org/10.1080/17480930.2022.2029296)

To link to this article: <https://doi.org/10.1080/17480930.2022.2029296>



Published online: 25 Jan 2022.



[Submit your article to this journal](#)



Article views: 25

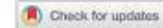


[View related articles](#)






[View Crossmark data](#)

Full Terms & Conditions of access and use can be found at
<https://www.tandfonline.com/action/journalInformation?journalCode=nsme20>



Sequencing the waste: when rehandling can be a feasible option to open pit mines

B.T. Kuckartz ^a, M. S. Dos Santos Zart ^b and R.L. Peroni ^a

^aMineral Research and Mining Planning Laboratory, Federal University of Rio Grande do Sul, Porto Alegre, Brazil;

^bDeswik Brazil, Mine Planning, Belo Horizonte, Brazil

ABSTRACT

Mining waste management is progressively gathering attention as current waste disposal practices may cause substantial environmental impact. This study aims to evaluate a waste sequencing method, called Multi Stage Dumping Sequencing (MSDS), using a commercial sequencing software in a hypothetical copper deposit. This method uses temporary waste dumps (TWD) in the earlier stages of a mining project to reduce operational costs during this period, followed by a planned TWD rehandling schedule to a final destination. In this study, the method demonstrated the potential to reduce up to 39% of equipment acquisition investments in the first years of the operation.

ARTICLE HISTORY

Received 1 September 2021
Accepted 11 January 2022

KEYWORDS

Waste management; mine planning; rehandling



1. Introduction

Historically, long-term planning optimisation in the mining industry refers to maximising the net present value (NPV) by focusing only on the optimal extraction sequencing of the ore and the optimisation of the operational and processing phases [1]. However, given the increasing environmental restrictions and sustainability policies, more variables must be considered in mine planning and optimisation processes than simply technical and economic ones.

Waste sequencing is often treated with a simplistic approach as waste is not of economic interest [2]. However, waste movement and disposal usually outweigh other ore related operational costs [3,4], representing, in some cases, more than 50% of the total operational cost. Moreover, waste dumps are prominent and permanent mining legacies [5–7] that may generate serious environmental impacts for many years if not properly disposed of, resulting in high remediation and rehabilitation costs that are likely to be much higher than preventive measures during waste dump disposal [8,9].

Defining locations for waste disposal is a complex decision. These facilities, depending on the strip ratio, usually have large footprints that may conflict with environmental issues and/or topography at the surrounding areas close to the pit [10]. Final pit limits, landform, haulage distance, production rate and geotechnical properties are some of the variables that must be considered to find a proper location for waste disposal [9,11–13].

From a short-term planning perspective, the optimal waste dump location is always the one located as close as possible to the pit exit, which increases productivity and reduces haulage costs [14]. Nevertheless, this approach may be incompatible, or even paradoxical, to a long-term perspective regarding all variables that must be considered in a waste dump location decision. Ben-Auwah & Askari-Nasab [15] highlighted the importance of integrating waste management with

CONTACT B.T. Kuckartz  brukuck@hotmail.com  Mineral Research and Mining Planning Laboratory, Federal University of Rio Grande Do Sul, Porto Alegre, Brazil

© 2022 Informa UK Limited, trading as Taylor & Francis Group

long-term planning to build an efficient waste disposal structure. One common objective in waste planning and sequencing is to avoid material rehandling, which is seen as a dogma in mining operations [16]. Sommerville and Heyes [4] stated that it is possible to reduce operational costs by carefully planning waste management and avoiding waste rehandling. More recent studies [12,14,15,17–20] proposed computational solutions to reduce haulage costs in different mining scenarios, but these studies did not consider any rehandling constraint. All results showed a reduction in the total haulage costs by optimising the waste block sequencing with multiple possible destinations and in situations with the potential of acid drainage forming rocks where it was necessary to use encapsulation methods with or without minimum rehandling operations. Fleet management is also a key activity to optimise mine haulage systems, productivity and efficiency. Afrapoli and Askari-Nasab [16] documented a series of academic and commercial fleet management systems (FMS) to identify gaps in their workflow. The authors found shortfalls in the algorithms regarding short-term and strategic planning linkage and also pointed out that geological and operational uncertainties are not considered in the FMS.

Nowadays, there is a trend focused on metaheuristic programming and Artificial Neural Network (ANN) optimisation algorithms to solve these complex and multivariable mining problems from a stochastic perspective [21]. Several studies [22–25] have highlighted the importance of using such tools to optimise strategic planning and obtain better results and improve the knowledge regarding support decision-making. Several commercial software packages, using algorithms capable of accommodating multivariate problems and large amounts of data, can be found on the market and are used by various mining companies around the world. Although powerful, these algorithms still present limitations due to the amount of variables and uncertainties to be considered and sometimes the dependencies between some of these variables.

The aim of this study is to apply the multi-stage dumping sequence (MSDS) method, introduced by Kuckartz and Peroni [5] which uses temporary waste dumps and planned rehandling to deal with waste disposal, using a commercial sequencing optimisation software to better define the routes to be taken and optimal destination, equipment travel times and production capacity for each block, in a hypothetical mining scenario to evaluate the advantages and disadvantages of the proposed approach. This method, in a previous case study applied to a phosphate mine [26], showed the potential for decreasing project NPC by reducing the waste haulage distance in the first years and consequently reducing investments in equipment acquisition and haulage costs. However, differently from the current study, in the previous analysis, the optimisation process was conducted with a simplified haulage system using Euclidean distances from block centroid to destination and a Python language algorithm to calculate NPC (Net Present Cost) analysing a large number of scenarios coming from the combination of varying annual rehandling waste rate and temporary waste dump (TWD) relative position to the pit exit and final waste dump (FWD). Furthermore, during operations with a TWD, the mine planner can be provided with operational data and additional time to make strategic decisions regarding final waste dump location, analyse waste management methods and deal with environmental issues and extend time to obtain permits.

2. Methodology

The MSDS method [5,26] presents a methodology to reduce operational costs in the early stages of mining projects and/or ramp-up periods. The main concept is to dump waste material as close as possible to the pit in an area where mining will advance in later stages. This area will be assumed as the TWD and will receive a determined volume of material and, when it reaches its full capacity, the waste will then be moved to the final waste dump (FWD) according to a planned rehandling schedule. Rehandling operation will occur to completely/partially remove the TWD before the mine sequence reaches the area (assuming that the TWD footprint is partially overlapping the final pit limit). This method was previously tested in a hypothetical mining scenario, in a phosphate deposit, with an orebody geometry presenting tabular and horizontal behaviour.

Orebody and Mathematical pit Configuration

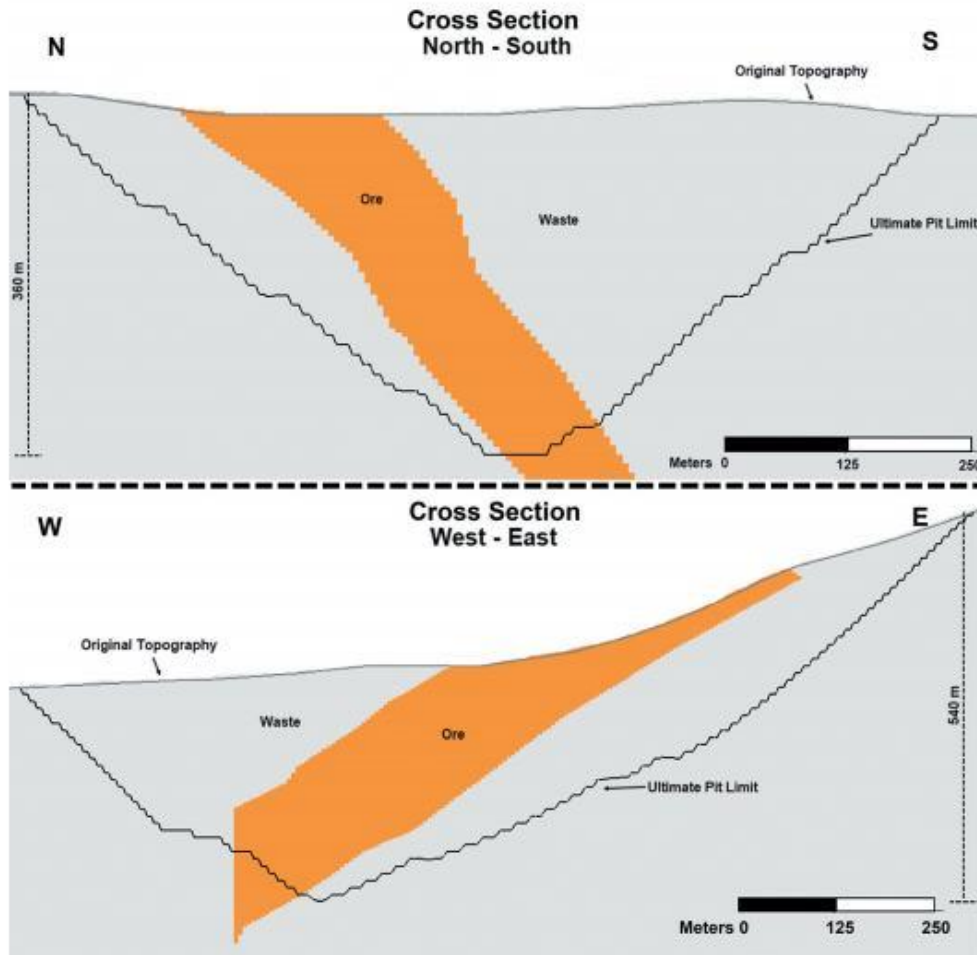


Figure 1. Copper deposit cross sections: north-south section (upper). east-west section (lower).

In this study, the objective was to apply the same MSDS method to a different orebody geometry, namely, a pipe-like copper deposit (Figure 1) and use the Deswik sequencing optimiser to compare the total operational waste costs between a base case (BC) and the options provided by the MSDS. According to [26] findings, TWD location and its standby period (period that TWD remains without rehandling activity, when waste coming from the pit is sent directly to FWD) have a major impact on NPC. Tabular deposits usually represent larger pit footprint areas, which might facilitate a longer standby period and provide more alternatives to locate TWD over areas that will be mined in later years. On the other hand, pipe-like deposits commonly result in smaller pit footprints and tighten pushback areas, restricting TWD locations and consequently shortening standby periods. Hence, to compare and observe the deposit geometry impact on MSDS method, this paper opted to use a pipe like copper deposit. There are 8,950 blocks inside the final pit with

4 B. T. KUCKARTZ ET AL.

25 × 25 m (X/Y) by 10 m height, among these, total 2,704 blocks are classified as ore with a 3.4% copper average grade. The remaining 6,246 blocks were classified as waste and have an average density of 2.5 t/m³.

The base case scenario consisted of hauling all the waste material coming from the pit straight to the FWD from the very first day when the mining operation starts. Eighteen MSDS scenarios were created by analysing the sensitivity to annual waste production rate and distance to FWD. A third variable was considered as two different rehandling strategies generating two MSDS alternatives that will be analysed against the base case pair scenario and between themselves:

- (1) Distance from the pit exit to FWD – three locations for the FWD were analysed at different distances (5, 4 or 3 km) from the pit exit;
- (2) Annual waste movement rate – 50.6, 40.5 or 30.4 million metric tonnes (Mt);
- (3) Rehandling schedule:
 - (1) MSDS 1 – completely remove the TWD before the mine operation reaches its footprint boundary position;
 - (2) MSDS2 – remove one-third of the TWD volume (representing the overlapping areas of the footprints from the final pit and the TWD) until the mine operation reaches the left-over material and the remaining volume will be rehandled in the last four years.

For each possible MSDS approach, the equivalent base case was also tested forming comparable pairs. The NPC of the operational costs, related to the waste material movement plus equipment acquisition, was used as a decision tool to assess the improvement (or loss) given by each scenario. For all MSDS (1 and 2) scenarios, the TWD was placed at the same location, ~0.6 km from the pit exit, occupying an area of 66.7 hectares (ha), covering portions of the 3rd and 4th pushbacks, as shown in Figure 2. The TWD total volume capacity was 40.5 million cubic metres (Mm³), considering a swell factor of 1.25, divided into 10 m height benches. The unitary operational costs for waste movement were obtained from a real mining

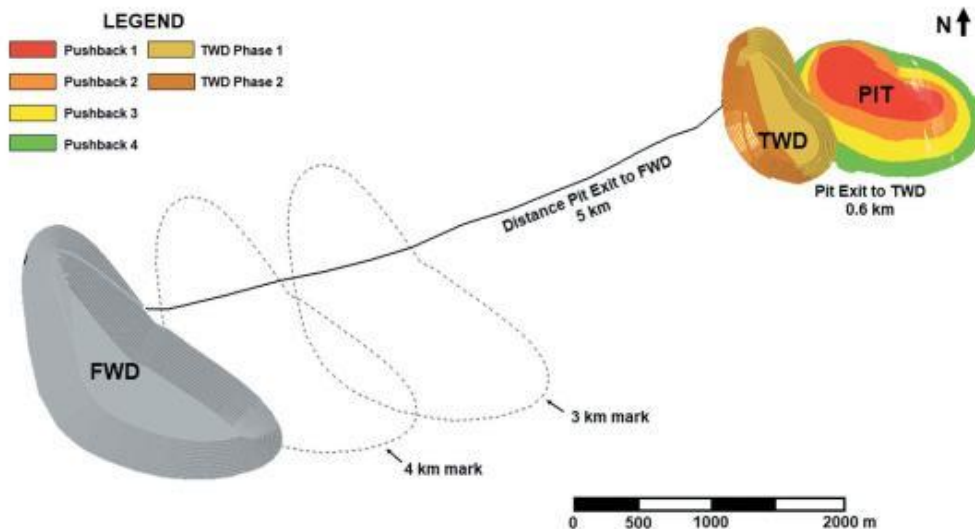


Figure 2. Overall view of facility locations. Haulage distance from the pit exit to FWD is 5 km in the image and the indications of FWD footprints marks (dashed lines) at 4 and 3 km represent the other two possible locations for the FWD. The TWD location is the same for all tested MSDS scenarios.

operation, split into 45% haulage costs and 55% loading plus general and administrative (G&A) costs. The total ore volume is 45.2 Mm³ in the ultimate pit, and total amount of waste to be moved from the pit is 154.5 Mm³. It is important to highlight that ore sequencing and production and quality targets were set to be the same for all scenarios, thus differences between them relies only on waste movement, mainly outside the pit. For all MSDS scenarios the total waste movement during the life of the mine is 195,0 Mm³ (total waste in the pit plus TWD rehandling)

The overall waste sequencing scheme for all MSDS scenarios is shown in Figure 3. At the start of the operation, all the waste coming from the pit was hauled to the TWD until its full capacity was reached. Subsequently, waste from the pit was sent straight to the FWD while TWD is in its standby period. Rehandling operation starts guaranteeing that the TWD will not interfere with the mining progress. For the MSDS 1 scenario, the whole TWD was rehandled before the mining advance reaches the current pit and TWD footprint overlapping area. For MSDS 2, the first third of the TWD volume was rehandled before the mining advances the overlapping region. At this stage, the stripping ratio (ST) increases due to simultaneous waste haulage straight from the pit to the FWD and rehandled from the TWD to the FWD. Once the rehandling operation was completed (MSDS 1) or in standby (MSDS 2 before the last 4 years), the sequencing followed the same order as assumed for the base case.

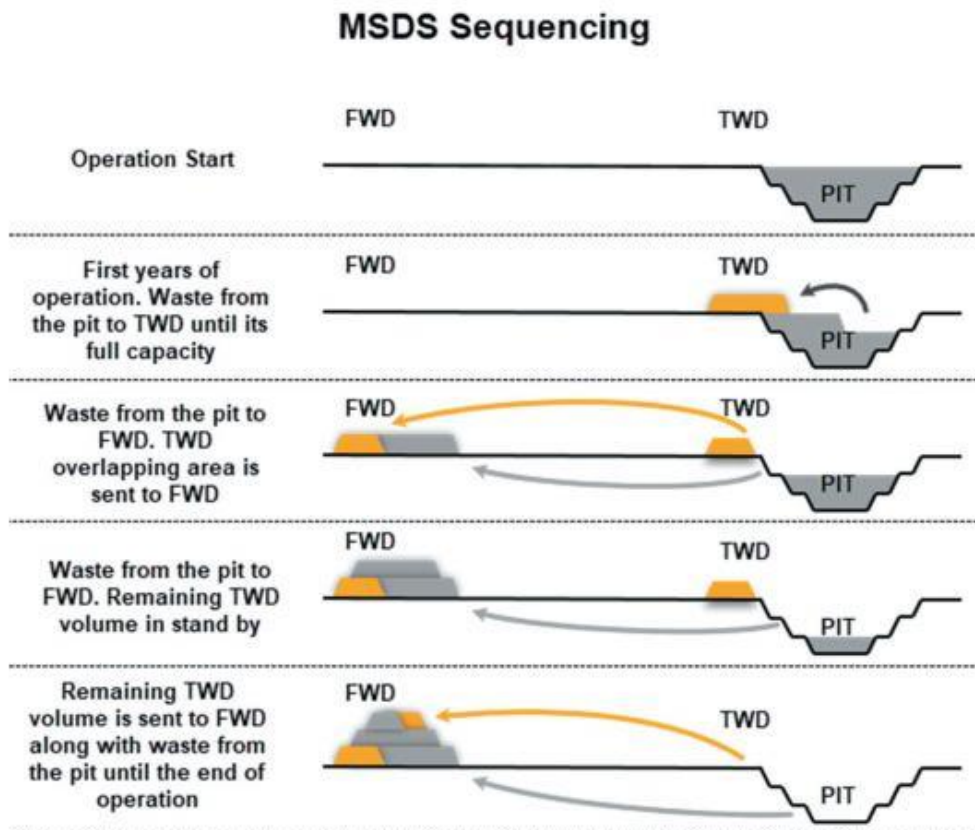


Figure 3. MSDS overall waste sequencing scheme. Orange polygons and arrows represent waste volumes sent firstly to TWD and later to FWD. Gray polygons and arrows represent waste volumes sent directly to FWD.

The NPC calculation was made using the Deswik optimiser and an Excel spreadsheet, considering the tonnages and haul distances and cycle time for each sequenced block (total of 8,950 blocks inside the ultimate pit), multiplied by the unitary haulage, loading and G&A costs. The total cycle time (loading, loaded haulage, dumping and empty travel time) was calculated by the Deswik software. The investment in additional equipment required during the process was also considered (haul trucks and shovel acquisition). For the MSDS cases, it is important to highlight that the blocks sent to the TWD and then moved to the FWD, due to the rehandling operation, were penalised with an extra loading and G&A costs. The number of required haul trucks and shovels was calculated per year/period, according to nominal capacities, mechanical availability (85%) and utilisation (90%), indicating the number of pieces of equipment that should be purchased in the next year/period. For instance, if in the first year of operation 10 trucks are required and then in the second year 12 are needed, the purchase of two more trucks is necessary. If the number of trucks is lower than the previous period, no purchase is required. A residual value for all equipment in all scenarios was considered in the cashflow at the end of operation and represents 10% of the acquisition price. The considered haul truck has a payload capacity of 181.4 t, while shovels have an hourly production of 2,780 t (16.5 m³ bucket). Acquisition price is 2.8 million dollars (MUS\$) for each haul truck, and 5.6 MUS\$ for each shovel (capital costs may not be up to date, however were obtained from the same source of operational costs reported above).

2.1. Optimisation process

The whole optimisation process was conducted using Deswik software and its solver routines. As the focus of this process relies on the waste sequencing and movement, which is the main comparison of this paper (using the NPC), it was assumed that cut-off grades and ore sequencing do not interfere on the waste movement, for comparison purposes in this paper. The mine circuit, represented by destination nodes, defined according to the material classification (i.e. ore or waste), is established and production targets are set to meet the established annual ore rates (same for every scenario) and waste rates for each tested scenario. The Deswik.Blend optimiser builds sequencing through advanced mixed integer linear programming techniques using the Cplex solver from IBM. The Cplex optimiser provides a high-performance mathematical programming solver for complex and multi-variable problems in linear, mixed integer and quadratic programming. In this study, the single-period solution, which optimises mining sequencing period by period (blend algorithm), was used to find the best solution that respects the pre-defined production constraints (ore and waste annual production rates). This option allows the software to modify the start and end dates of tasks to meet blending and mining rules to provide an optimised solution. There is also the multi-period solution alternative that is used in association with the levelling algorithm, which targets the maximum equipment utilisation. However, this method optimises block destinations by prioritising equipment utilisation and not mining decisions, as in the single-period method.

The final process was made using the Deswik.LHS module, which calculates and associates to each block operational parameters, such as the average haul distance, cycle time (according to rimpull curves), truck availability and operating hours, disposed volumes and so on. All processes were completed after creating the destination solids (plant, TWD and FWD), haul roads (inside and outside the pit), definition of disposal dependencies and connections. For MSDS scenarios, the TWD was treated as a low-grade dump as the software does not deal with such waste rehandling situations. There was no algorithm modification or custom-made routines to run the scenarios, so this entire process can be executed with any other commercial sequencing optimiser (it is not restricted to the used one), given that the main necessity is to schedule waste blocks and define haulage distances and travel time, volume per activity and its execution period. This information was post-processed in an Excel spreadsheet to calculate the total costs, the required number of equipment (according to resulting cycle times and production rates from the optimisation process) and the NPC to make the analysis.

3. Results and discussion

All the results shown in this section are related only to the waste cost brought to the NPC (assuming a 10% annual discount rate) considering that the ore sequencing is the same for all scenarios. Table 1 presents a summary result with a comparison between methods (MSDS scenarios to corresponding base case, BC) for each scenario. Negative values (MUS\$) in the 6th column (and positive in the 7th column) mean the MSDS scenarios are more economical attractive than the respective BC pair.

From the 18 resultant pairs of NPC analysis (each pair composed by one result from the base case, BC, and one from MSDS 1 or 2), in two of them (IDs 2 and 3), the BC was presented to be more economically attractive than MSDS 1. The MSDS 2 scenarios presented a lower NPC than any scenario from the BC, ranging from a 4% to 11% reduction. The most economically attractive scenario using the MSDS 1 scenario, resulted in a 3.54% lower NPC than the BC, which means that MSDS 2 also presented lower NPC results than MSDS 1.

Observing the results, it is possible to say that the most distant FWD position presents higher potential to a MSDS approach in reducing the total NPC compared to the BC scenario. MSDS showed lower total NPC, especially in situations where FWD is 5 or 4 km far from the pit exit. The annual waste production rate also has an important impact on the results. The FWD 3 and 4 km away from the pit exit and the 50.6 Mt production rate resulted in a higher NPC in MSDS 1 approaches. MSDS 2 presented a lower NPC than BC even with the FWD 3 km away and 50.6 Mt production rate. The most impacting variable was the rehandling schedule. Comparing the MSDS 1 and 2, which differ on rehandling distribution and timing, MSDS 2 resulted in a NPC from 5.23% to 8.08% lower than MSDS 1.

Table 1. Summary of total NPC results comparison between paired scenarios. All differences are based on base case (BC) scenarios.

ID (x)	Scenario		Method	Total NPC (MUS\$)	Absolute Difference BC x – MSDS 1–2 x (MUS\$)	Difference (BC x – MSDS 1–2 x)/BC x (%)
	Waste Production (Mt/y)	FWD distance (km)				
1	50.6	5	BC	(2,881.8)	–	–
1	50.6	5	MSDS 1	(2,870.1)	(11.7)	0.41%
1	50.6	5	MSDS 2	(2,716.2)	(165.6)	5.75%
2	50.6	4	BC	(2,553.1)	–	–
2	50.6	4	MSDS 1	(2,560.5)	7.4	–0.29%
2	50.6	4	MSDS 2	(2,426.5)	(126.6)	4.96%
3	50.6	3	BC	(2,231.1)	–	–
3	50.6	3	MSDS 1	(2,255.3)	24.2	–1.08%
3	50.6	3	MSDS 2	(2,131.7)	(99.4)	4.45%
4	40.5	5	BC	(2,631.0)	–	–
4	40.5	5	MSDS 1	(2,575.2)	(55.8)	2.12%
4	40.5	5	MSDS 2	(2,405.0)	(226.0)	8.59%
5	40.5	4	BC	(2,329.0)	–	–
5	40.5	4	MSDS 1	(2,298.3)	(30.7)	1.32%
5	40.5	4	MSDS 2	(2,151.6)	(177.4)	7.62%
6	40.5	3	BC	(2,034.2)	–	–
6	40.5	3	MSDS 1	(2,026.9)	(7.3)	0.36%
6	40.5	3	MSDS 2	(1,902.2)	(132.1)	6.49%
7	30.4	5	BC	(2,268.1)	–	–
7	30.4	5	MSDS 1	(2,187.9)	(80.2)	3.54%
7	30.4	5	MSDS 2	(2,011.0)	(257.0)	11.33%
8	30.4	4	BC	(2,007.1)	–	–
8	30.4	4	MSDS 1	(1,954.3)	(52.8)	2.63%
8	30.4	4	MSDS 2	(1,803.4)	(203.8)	10.15%
9	30.4	3	BC	(1,750.7)	–	–
9	30.4	3	MSDS 1	(1,726.4)	(24.3)	1.39%
9	30.4	3	MSDS 2	(1,596.4)	(154.3)	8.81%

Comparing these results with those presented in [26], it is possible to conclude that MSDS is sensitive to the deposit geometry. In this study, the hypothetical mine has a smaller horizontal advance, making the rehandling operation starts almost simultaneously as the TWD reaches its full capacity, demanding an increased number of haul trucks (17 additional haul trucks for MSDS 1 and 7 for MSDS 2 in the 3rd year in the 50.6 Mt/year scenarios) to deal with the extra waste volume coming from the pit. In the 50.6 Mt/year scenarios, the TWD reaches its full capacity in the second year and rehandling starts on the third, as the sequencing requests a liberation of the higher elevation benches to allow extraction of the lower levels containing the mineralised blocks. To take more advantage of the MSDS method, which makes use of penalisation by period in the NPC calculation, the rehandling operation should be postponed for a later period when the penalisation will be greater, thereby reducing the final NPC. The MSDS 2 scenarios partially took this advantage as two-thirds of TWD volume could be rehandled in later periods. Nevertheless, even in an early total rehandling situation of MSDS 1, the approach resulted in a very similar total NPC compared to the BC. The NPC behaviour (continuous lines read in the left axis) and total annual waste movement (waste from the pit plus TWD rehandling – bars read in the right axis) for all tested FWD 5 km away from the pit exit scenarios can be observed in Figures 4–6.

It is noticeable in the MSDS scenarios that there is a significant decrease in NPC when using TWD as an option (1st and 2nd years in 50.6 Mt/year cases, 1st to 3rd years in 40.5 Mt/years cases and 1st to 4th years in 30.4 Mt/years cases). In the 50.6 Mt/year and 5 km scenario MSDS showed, on average, there is a 67% lower waste operational cost in the first 2 years compared to BC in the same configuration. For the 30.4 Mt/year and 5 km scenario, in the

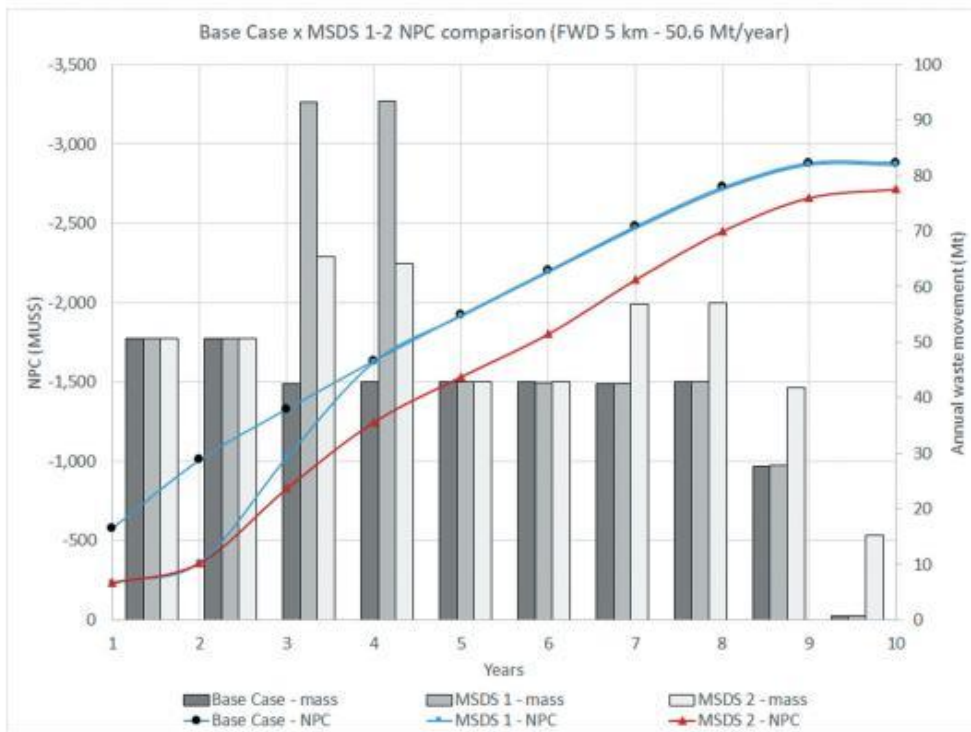


Figure 4. Total NPC behaviour and total waste annual movement throughout the life of mine for BC and MSDS 1 and 2 methods, for FWD 5 km haul distance at 50.6 Mt/year production rate.

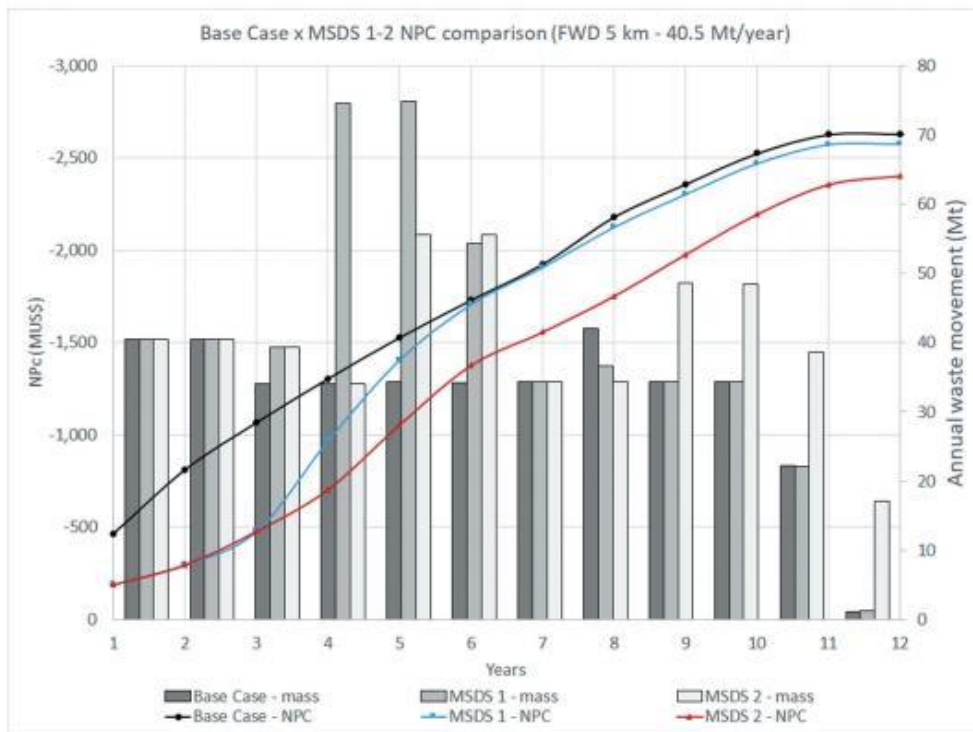


Figure 5. Total NPC behaviour and total waste annual movement along the life of mine for BC and MSDS 1 and 2 methods, for FWD 5 km haul distance at 40.5 Mt/year production rate.

first 4 years, the average waste operational cost reduction in MSDS compared to the BC is 53% (not considering investments in equipment acquisition). Of course, these differences are decreased in favour of BC scenarios while rehandling operations are being conducted which represents an increased stripping ratio (MSDS scenarios have 26% more waste haulage than BC through the whole life of the mine).

Equipment fleet is another major difference between the BC and MSDS, as can be seen in Figures 7 and 8. During TWD operation, in the first years, investment in the haul truck fleet is considerably lower in MSDS compared to the BC (34% lower in the first year). Analogous to waste haul costs, rehandling operation requires a higher number of haul trucks, which represents a higher ongoing investment during mine in its midlife. In the MSDS 1 scenarios, the number of haul trucks, required to deal with TWD rehandling and waste from the mine, doubles the required number when compared to the BC. For instance, in the 50.6 Mt/years scenario in the 3rd year BC requires 17 haul trucks, meanwhile MSDS 1 and 2 require 34 and 24, respectively. For the 30.4 Mt/year scenarios, BC requires 12 haul trucks in the 7th years, while MSDS 1 and 2 require 24 and 19, respectively. Despite a favourable NPC result in Figure 8 represented scenario (MSDS 1 NPC is 3.54% lower than BC) the necessity to purchase a haul truck fleet (up to 12 additional haul trucks), similar to the fleet to run the BC alone (up to 12 required haul trucks), to operate basically only with TWD rehandling operation is already sufficient to make this option unfeasible. However, in MSDS 2, the rehandling operation is better distributed along operational years requiring a few more haul trucks if compared to the BC (up to 8 additional haul trucks), in a feasible scenario that is also more attractive economically, as it allows to postpone investments and operational costs related to waste movement as much as possible (NPC is 11.33% lower than the BC).

10 B. T. KUCKARTZ ET AL.

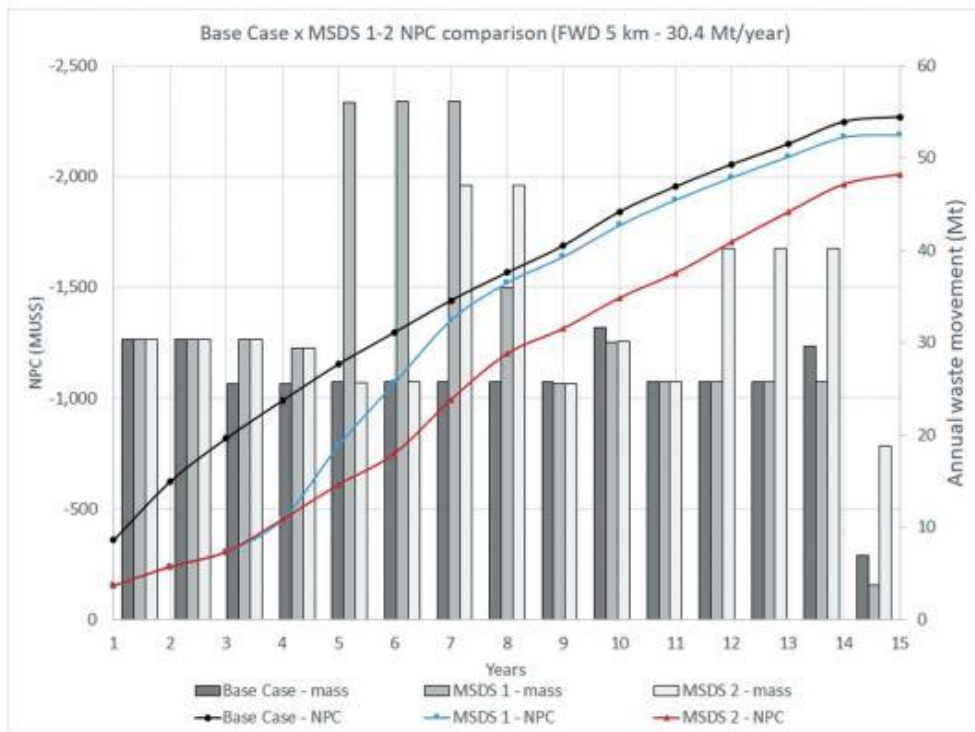


Figure 6. Total NPC behaviour and total waste annual movement along the life of mine for BC and MSDS 1 and 2 methods, for FWD 5 km haul distance at 30.4 Mt/year production rate.

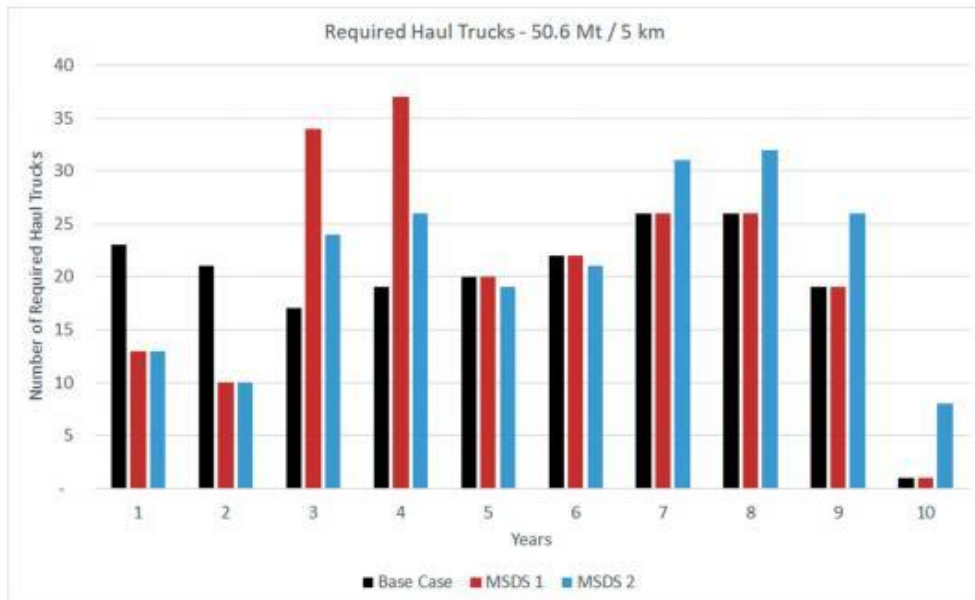


Figure 7. Number of required haul trucks for BC and MSDS 1 and 2 during the life of the mine for scenario with 50.6 Mt/year and 5 km FWD distant from the pit exit.

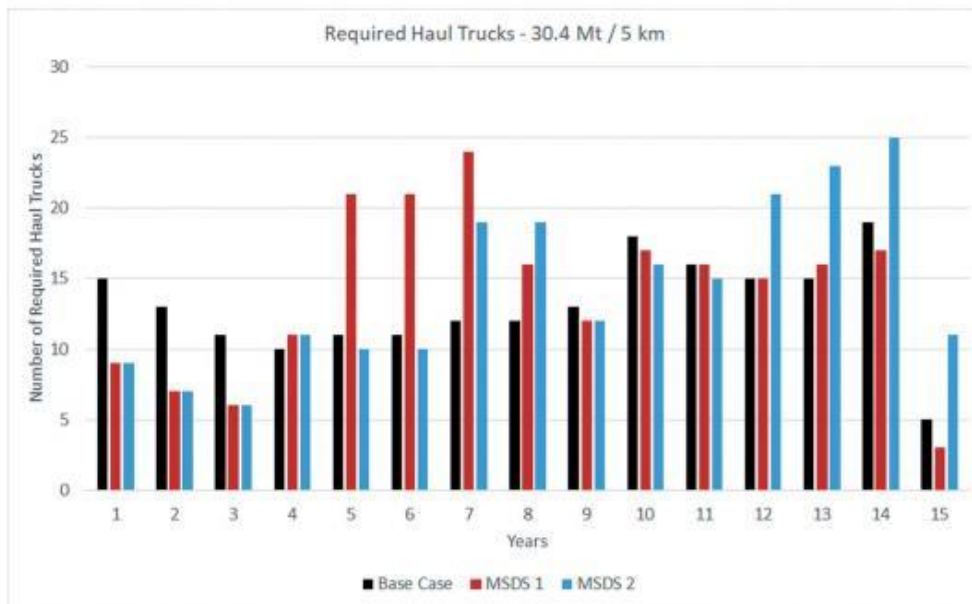


Figure 8. Number of required haul trucks for BC and MSDS 1 and 2 during the life of the mine for scenario with 30.4 Mt/year and 5 km FWD distant from the pit exit.

The shovel requirement has a similar behaviour, but in a smaller scale. For BC in 50.6 and 30.4 Mt/year scenarios the required shovel number is 2. The MSDS 1 and 2 scenarios require up to 4 and 3 shovels, respectively, during TWD rehandling operations. The additional shovels are basically exclusive to deal with the rehandling operation, assuming these pieces of equipment will limit their operation to the TWD area.

The MSDS method relies on NPC penalisation by period to deliver a more attractive economical result, working with an increasing stripping ratio plan. The higher is the annual discount rate and the later the rehandling operation can be delayed, the more attractive MSDS becomes. For instance, increasing the annual discount rate to 12% the result for MSDS 1 and 2 scenarios with 30.4 Mt/year and 5 km would decrease the total NPC from 3.54% to 5.20% in MSDS 1 and from 11.33% to 13.97% in MSDS 2 (compared to the BC). In contrast, a decrease in the annual discount rate to 8% would result in a NPC reduction of 1.98% in MSDS 1 and 8.62% in MSDS 2.

4. Conclusions

Operation costs related to waste haulage and dumping represent a significant percentage of total mining costs. Thus, decisions regarding this matter have a significant influence on economical results of the final project.

The MSDS method was idealised first to demonstrate that a planned rehandling can be a good alternative to provide additional time to obtain permits, but based on the different tested scenarios, the incorporation of variables and the complexity of the method, it simultaneously resulted in lower waste operational costs and postponed acquisition of operational equipment. These aspects help to improve studies and extend the time for decision regarding location of waste dumps or even changing waste management strategies (e.g. in pit disposal). The boundaries to make the MSDS method economically attractive depend on many variables, from unitary operational costs and equipment selection to TWD/FWD locations and rehandling distribution along the life of the mine. The MSDS showed attractive results regarding NPC reduction compared to the BC, ranging from

0.36% to 11.33%. Even with these results, it is important to evaluate the operation feasibility itself, given the fleet size and considering the equipment that will be operating simultaneously as it might represent an operational constraint.

Furthermore, even in cases where MSDS showed similar NPC results to the traditional approach represented by the BC scenario, there are many intangible advantages that are difficult to include in an economic analysis, such as additional time to make decisions and data acquisition, which might provide valuable information to reduce uncertainties. Definitely, mining business will sooner face even more restrictive regulations from environmental agencies, which means anticipating those actions in terms of waste handling, destination and disposal, opens up the viability to back fill the pits to reclaim the area, reducing the environmental footprint in many aspects.

Acknowledgments

This study was supported by CAPES, Federal University of Rio Grande do Sul (UFRGS), the Mining, Metallurgical and Material Engineering graduate program (PPGE3M), the Mineral Research and Mining Planning Laboratory (LPM), and Deswik Brazil. The authors are grateful for the provided software support and advise.

Disclosure statement

The authors declare that they have no known competing financial or personal relationship that could have appeared to influence the work reported in this paper.

Funding

This work was supported by CAPES.

ORCID

B.T. Kuckartz  <http://orcid.org/0000-0002-5885-1444>
 M. S. Dos Santos Zart  <http://orcid.org/0000-0002-2995-7338>
 R.L. Peroni  <http://orcid.org/0000-0003-0131-5832>

References

- [1] M. Osanloo, J. Gholamnejad, and B. Karimi, *Long-term open pit mine production planning: A review of models and algorithms*, *Int. J. Min. Reclam. Environ.* 22, 1 (2008), pp. 3–35. doi:10.1080/17480930601118947
- [2] Y. Li, E. Topal, and D.J. Williams, *Mathematical approach for better mine waste rock dumping management*, *Proc. Life Min.* 1 (2012), pp. 207–214.
- [3] Y. Lizotte and E. Bonates, *Truck and shovel dispatching rules assessment using simulation*, *Min. Sci. Technol.* 5, 1 (1986), pp. 45–58. doi:10.1016/S0167-9031(87)90910-8
- [4] K. Sommerville and J. Heyes, *Be open to closure – It can save you money*, *Proc. Iron Ore* (2009), pp. 317–322. ISSN 9781921522031.
- [5] B.T. Kuckartz and R.L. Peroni, *Multi-stage dumping sequence - a new approach for waste disposal*. 22nd APCOM - Mining Goes Digital, Wroclaw, Poland, 2019, pp. 257–263
- [6] É. Lèbre and G. Corder, *Integrating industrial ecology thinking into the management of mining waste*, *Resources*. 4, 4 (2015), pp. 765–786. doi:10.3390/resources4040765
- [7] É. Lèbre, G. Corder, and A. Golev, *Sustainable practices in the management of mining waste: A focus on the mineral resource*, *Miner. Eng.* 107 (2017), pp. 34–42. doi:10.1016/j.mineng.2016.12.004
- [8] Ş.T.E. Deák, G. Deák, V. Iordăchiță, and D.E. Radu, *Expert tool for minimizing the impact of mining wastes on the environment*, 2nd International Workshop in "Geoenvironment and Geotechnics, Milos Island, Greece, 2008, pp. 199–204.
- [9] W.A. Hustrulid, M. Kuchta, and R.K. Martin, *Open Pit Mine Planning and Design*, 3rd ed., CRC Press, London, 2013. doi:10.1201/b15068.

- [10] V. Galla and P. Zacarias, *Designing, scheduling and managing waste rock facilities – A case study on the waste rock facilities at the Phoenix mine*, SME Annual Meeting, Nevada, USA, 2011.
- [11] A. Hekmat, M. Osanloo, and A.M. Shirazi, *New approach for selection of waste dump sites in open pit mines*, Min. Technol. 117, 1 (2008), pp. 24–31. doi:10.1179/174328608X343768
- [12] J.P. Ortiz and S.K. Shukla, *Methodology for a dump design optimization in large-scale open pit mines*, Cogent Eng. 4, 1 (2017), pp. 1–11. doi:10.1080/23311916.2017.1387955
- [13] J. Zinck, *Emerging technologies in mine waste management*, Waste processing and recycling in mineral and metallurgical industries, 5th International Symposium, Ontario, Canada, 5(1), 2004, pp. 50–66.
- [14] Y. Li, E. Topal, and D. Williams, *Waste rock dumping optimisation using mixed integer programming (MIP)*, Int. J. Min. Reclam. Environ. 27, 6 (2013), pp. 425–436. doi:10.1080/17480930.2013.794513
- [15] H. Askari Nasab and E. Ben-Awuah, *Integration of oil sands mine planning and waste management using goal programming*, 35th APCOM Symposium - Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industry, Proceedings, Wollongong, NSW, Australia, 2011, pp. 329–350.
- [16] A. Moradi Afrapoli and H. Askari-Nasab, *Mining fleet management systems: A review of models and algorithms*, Int. J. Min. Reclam. Environ. 33, 1 (2019), pp. 42–60. doi:10.1080/17480930.2017.1336607
- [17] Z. Fu, Y. Li, E. Topal, and D.J. Williams, *A new tool for optimisation of mine waste management in potential acid forming conditions*, Tailings and Mine Waste Management for the 21st Century, 2015, pp. 27–28.
- [18] Z. Fu, E. Topal, and O. Erten, *A modified software tool for mine waste rock dump planning*, 9th AusIMM Open Pit Operators' Conference, Proceedings, Kalgoorlie, Western Australia, 2016, pp. 229–242.
- [19] S. Graskoki, S. Craig, and C. Myburgh, *Dynamic pit and waste dump schedule optimisation and tropicana gold mine*, World Gold Conference, Brisbane, Australia, 2013, pp. 121–127.
- [20] Y. Li, E. Topal, and S. Ramazan, *Optimising the long-term mine waste management and truck schedule in a large-scale open pit mine*, Min. Technol. 125, 1 (2016), pp. 35–46. doi:10.1080/14749009.2015.1107343.
- [21] G. Franco-Sepúlveda, J.C. Del Rio-Cuervo, and M.A. Pachón-Hernández, *State of the art about metaheuristics and artificial neural networks applied to open pit mining*, Resour. Policy 60 (2019), pp. 125–133. doi:10.1016/j.resourpol.2018.12.013
- [22] K. Dagdelen, *Open pit optimization - strategies for improving economics of mining projects through mine planning*, 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey, 2001, pp. 117–122.
- [23] M. Deutsch and C.V. Deutsch, *An open source 3d Lerchs Grossmann pit optimization algorithm to facilitate uncertainty management*, CCG Annual Report, University of Alberta, Alberta, Canada, 15 2013, pp. 1–6.
- [24] T. Elkington and R. Durham, *Integrated open pit pushback selection and production capacity optimization*, J. Min. Sci. 47 (2) (2011), pp. 177–190. doi:10.1134/S1062739147020055.
- [25] A. Leite and R. Dimitrakopoulos, *Stochastic optimisation model for open pit mine planning: Application and risk analysis at copper deposit*, Min. Technol. 116, 3 (2007), pp. 109–118. doi:10.1179/174328607X228848
- [26] B.T. Kuckartz, R.L. Peroni, and Á.L. Rodrigues, *Multi-stage dumping sequence-a feasible waste management alternative for open pit mining*, REM Int. Eng. J. (2021), pp. 74, 253–260. doi:10.1590/0370-44672020740114.

10.3 Apêndice C – Establishing the quantitative and qualitative limits of the applicability of the multi-stage dumping sequence in open pit mining

Terceiro artigo, componente desta tese, publicado no periódico internacional Mining Technology YMNT. Artigo enviado em 04 de novembro de 2021 e aceito em 11 de abril de 2022, com publicação online em 25 de abril de 2022.



Mining Technology

Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy



ISSN: (Print) (Online) Journal homepage: <https://www.tandfonline.com/loi/ymnt21>

Establishing the quantitative and qualitative limits of the applicability of the multi-stage dumping sequence in open pit mining

Bruno T. Kuckartz, Euler F. V. Victoria & R. L. Peroni

To cite this article: Bruno T. Kuckartz, Euler F. V. Victoria & R. L. Peroni (2022): Establishing the quantitative and qualitative limits of the applicability of the multi-stage dumping sequence in open pit mining, *Mining Technology*, DOI: [10.1080/25726668.2022.2066316](https://doi.org/10.1080/25726668.2022.2066316)

To link to this article: <https://doi.org/10.1080/25726668.2022.2066316>



Published online: 25 Apr 2022.



Submit your article to this journal [↗](#)



View related articles [↗](#)



View Crossmark data [↗](#)

Full Terms & Conditions of access and use can be found at
<https://www.tandfonline.com/action/journalInformation?journalCode=ymnt21>

Establishing the quantitative and qualitative limits of the applicability of the multi-stage dumping sequence in open pit mining

Bruno T. Kuckartz , Euler F. V. Victoria  and R. L. Peroni 

Mineral Research and Mining Planning Laboratory, Federal University of Rio Grande do Sul, Porto Alegre, Brazil

ABSTRACT

Environmental issues and sustainability are currently being discussed and studied in several areas of mining technology; combining these issues with improved mining operation and management is part of strategic mine planning. Waste management plays an important role in this process, as an alternative way of minimising environmental impacts and achieving more attractive economic scenarios, such as backfilling the pit. This study aimed to evaluate the application of the multi-stage dumping sequence (MSDS) in conjunction with in-pit deposition strategy for a phosphate mine providing general orientations and limits of applicability of the method. The MSDS makes use of temporary waste dumps which gives operational flexibility regarding waste management while reducing the Net Present Cost (NPC) (up to 8% in this study) compared with the traditional and sometimes untouchable rule of no re-handling approach during waste disposal.

ARTICLE HISTORY

Received 4 November 2021
Revised 28 March 2022
Accepted 11 April 2022

KEYWORDS

Waste management; mine planning; re-handling



Introduction

Environmental and sustainable development issues are currently being discussed and studied in several areas. The mining industry, which engages in an activity with an environmental impact due to its extractive nature, has been looking for solutions and alternatives in the treatment and handling of tailings and waste material to meet environmental requirements while operating within reasonable costs, to keep the mining business both profitable and responsible (Hilson and Murck 2000; Sofra et al. 2002; Zinck 2004; Deák et al. 2008; Dold 2008).

Mining activity generates a substantial amount of mining and processing waste and tailings, which often have specific physicochemical properties that require different treatments or management. In addition, technological advances in beneficiation processes allowed the treatment of low-grade materials, further increasing tailings reprocessing (Sofra et al. 2002), recovering ore from overburden (Teixeira Pontara Lopes et al. 2021), and using fragmentation and geochemical properties analysis to find a more efficient grain size for metal recovery in waste material (Komba 2021). According to Zinck (2004), one of the biggest challenges in waste management is the magnitude of the problem. The recovery of areas impacted by waste disposal, especially those with the potential to generate acid drainage, is one of the most pressing environmental problems that the mining industry is facing. Also, high rehabilitation costs allied with lack of closure planning, commodity prices volatility and

other expenses are key factors that increases mine abandonment or premature closure risk (Pepper et al. 2021). Moreover, there is always metal content in the waste and tailings that are left behind. Metal resources in ore deposits are limited and non-renewable, so revising current mining and processing methods to maximise metal extraction is certainly one way to reduce waste production and environmental impact (Lèbre et al. 2017; Teixeira Pontara Lopes et al. 2021).

Long-term planning of waste material deposition provides an approach to minimise the negative effects (looking also at the costs involved) of recovering low-grade dumps (Williams and Anstey 2009). Waste haulage and deposition represent one of the largest operational costs in mining activities (Alarie and Gamache 2002) and, usually, waste dumps are planned after the mining schedule, and not as part of an integrated planning (Graskoki et al. 2013). Besides impacting the long-term planning, waste dumps and block sequencing may represent an even bigger issue in short-term planning due to the small window of time to meet production requirements, multiple destinations (dumps, stockpiles and plant) and haulage routes (Askari-Nasab et al. 2011). According to Wang and Butler (2007) and Li et al. (2016), the shortest route to the dumping point would minimise the haulage cost; however, the dumping point constantly changes its position as the dump progresses and, inevitably, at some point in time, haulage routes will be longer. Several studies addressing waste sequence

CONTACT Bruno T. Kuckartz  brukuck@hotmail.com  Mineral Research and Mining Planning Laboratory, Federal University of Rio Grande do Sul, Porto Alegre, RS, Brazil

© 2022 Institute of Materials, Minerals and Mining and The AusIMM Published by Taylor & Francis on behalf of the Institute and The AusIMM

optimisation using computational algorithms have been published in recent years and provide important information to understand the waste impact in block sequencing and a project's net present value (NPV) (Li et al. 2012, 2013; Fu et al. 2016).

The waste management alternative that promotes the best environmental and economic benefit is backfilling the pit. The possibility of carrying out this type of deposition considerably reduces the impact of the waste dumps, also aiding the reclamation of the mined-out area. In addition, it may reduce operating costs by shortening haulage distances. However, backfilling is not always a feasible solution, mainly when there are still mineral resources lying below the pit bottom. It should be considered cautiously, to avoid restraining the mining advance or even to limit the extraction of such resources that are currently uneconomical, but that could be exploited shortly.

Askari-Nasab and Ben-Awuah (2011) proposed a planning tool that integrates mixed integer programming (MIP) and goal programming to solve planning problems of bituminous sand mines; the problem is related to the construction of dykes to deposit tailings in mined-out areas. Hore and Luppnow (2015) provided another example of in-pit deposition while managing uranium waste. The Langer Heinrich mine is located close to the important surface and underground water flows in Namibia, supplying an entire ecosystem. In this case, in-pit deposition was an alternative to reduce the environmental impact on the surrounding areas. This example underscores that although in-pit deposition seems to be a simple concept, it requires a high level of planning to increase mineral resources removal and comply with legislation and environmental issues. Wanninayake et al. (2013) and Wu et al. (2006) have also emphasised the necessity of waste management planning to reduce environmental impacts.

The multi-stage dumping sequence (MSDS) proposed by Kuckartz and Peroni (2019) has the advantage of providing operational flexibility regarding waste management while reducing the NPC. Instead of sending the waste to a final dump (FD) in the first years of operation, a temporary waste dump (TWD) is placed as close as possible to the pit, over a planned area of the mine, reducing the haulage distance. Kuckartz et al. (2021) implemented an MSDS optimisation algorithm for a phosphate mine case study in a horizontal and tabular orebody. The authors simulated thousands of scenarios, varying the distance from the pit exit to the temporary dump as well as the annual re-handling rate (from the TWD to the FD), resulting in up to a 2.5% NPC reduction compared with the base case (sending waste blocks directly to the FD throughout the mine life).

Deposit characteristics also have an impact on MSDS applicability as shown in Kuckartz et al.

(2022). Pipe-like deposits usually have smaller pit footprints and tighten pushback areas, restricting TWD locations and consequently shortening standby periods (between the end of deposition in the TWD and the start of re-handling). On the other hand, a tabular horizontal orebody – which commonly represents larger pit footprint areas – provides more alternatives for TWD location and longer standby periods. The use of a TWD, in such situations, might provide additional time to make enough room for an in-pit deposition approach. In this sense, this study aimed to evaluate the application of the MSDS combined with in-pit deposition for a phosphate mine and provide general orientations and limits of the applicability of the MSDS in conjunction with previous findings.

Material and methods

The MSDS was introduced by Kuckartz and Peroni (2019) and consists of using a TWD close to the pit before sending the waste directly to the FD. Equations (1) and (2) summarise the calculation of operational cost for both methods to explain the difference between the base case (BC) and the MSDS.

$$\text{Base case } T_c = \sum_{n=i}^P m_{bi} \cdot (2 \cdot X) \cdot H_c \quad (1)$$

$$\begin{aligned} \text{MSDS } T_c = & \sum_{n=i}^{P_1} m_{bi} \cdot (2 \cdot Y) \cdot H_c + \sum_{n=i}^{P-P_1} m_{bi} \cdot (2 \cdot X) \cdot H_c \\ & + \sum_{n=i}^{P_1} m_{bi} \cdot (2 \cdot Z) \cdot (H_c + R_c) \end{aligned} \quad (2)$$

In Equations (1) and (2):

- ' T_c ' represents the total loading and haulage cost to send waste blocks to the final destination;
- ' m_{bi} ' represents the waste mass to be hauled in the period ' i ';
- ' X ' represents the total distance from the pit exit to the FD centroid;
- ' Y ' represents the total distance from the pit exit to the TWD centroid;
- ' Z ' represents the total distance between the TWD and FD centroids;
- ' P ' represents the life of the mine;
- ' P_1 ' represents the duration of the TWD;
- ' H_c ' represents the haul cost per mass unit considering the haulage distance;
- ' R_c ' represents the re-handling cost from the TWD to FD per mass unit.

In the BC approach, the waste blocks have hauled a distance ' X ' throughout the mine life. In the MSDS approach, the distance ' X ' is divided into two stages.

If the TWD is placed at distance 'Y' from the pit exit, then this will be the haulage distance for the initial years of operation. After reaching TWD's full capacity, the waste from the pit will be hauled directly to the FD, combined with the re-handling operation that involves hauling the waste to the FD over an 'X minus Y' distance (assuming that the TWD was placed on the way to the FD).

To illustrate the method, a case study comprised of a thick tabular and horizontal phosphate deposit with a previously-defined ore block schedule, comprising 19 years of operation. Two waste dumps were considered in the BC (i.e. waste blocks are hauled directly to one of the dumps): a central dump (CD) located inside the pit, with a total capacity of 24.1 Mm³, and an FD with a total capacity of 26.4 Mm³, located outside the final pit limit (the red boundary in Figure 1). When analysing the MSDS method, two scenarios were considered to provide different alternatives:

- The first one was called MSDS_1, which consists of using a TWD located over an area of a future mining advance. The blocks sent to the TWD remain in this temporary dump until the re-handling operation begins, which is the time that the material placed in the TWD starts to be hauled to the FD.
- The second one was called MSDS_2 and it is similar to MSDS_1, but the final destination of the waste is the CD instead of the FD, configuring an in-pit deposition. This scenario is only available if mining advance occurs during the first 9 years of operation on the surrounding areas from the CD, allowing the in-pit deposition of the re-handled material from the TWD, as represented in Figure 1(c).

The diagram of waste destinations can be seen in Figure 2. TWD was placed over the planned area to be started at year 17, according to the scheduled sequence. Considering that the CD is the only waste dump in operation from years 1 to 9, the TWD and FD will receive waste material from year 10 onwards. The decision on which destination the waste blocks must be sent relies mainly on the lowest haulage distance. This distance was calculated by the Euclidean distance between waste blocks and waste dump centroids, applying a 20% distance correction factor and also a tolerance factor of 50% to the TWD. This tolerance factor allows blocks to be sent to the TWD, even if the haulage distance to the TWD plus the TWD to the FD is 50% longer than sending those blocks directly to the FD. This factor was implemented to give more flexibility to compare the results regarding the total volume of waste sent to each destination.

The FD and TWD average haulage distances are approximately 1.24 and 1.18 km, respectively, from

year 10 ahead. The haulage distance from the TWD to the CD, for the in-pit deposition scenario, is around 1.13 km. These haulage distances configure the original setting scenario. To better understand the effects of the FD position and its relation to the TWD distance, three FD position variations have been applied to each main scenario (BC, MSDS_1 and MSDS_2). The tested average FD haulage distance is 3, 4 and 5 km, keeping the TWD and the CD at their original positions.

The TWD operation starts in year 10 by stacking waste until year 13. Re-handling operations must be finished by year 17 to avoid constraining the mining advance. Therefore, it must be conducted between years 14 and 16. The re-handling period was tested for 1, 2 and 3 years to find the most suitable economic condition (i.e. the lowest NPC).

The haulage and loading costs were considered as in the real case, where a third-party company is responsible for these operations. The costs are applied according to the haulage distance ranges per volume unit and do not have a linear increment. Each time a block is hauled, the cost is applied; thus re-handling operations represent an extra cost. Differently from previous work (Kuckartz and Peroni 2019; Kuckartz et al. 2021, 2022), this case study does not consider equipment acquisition (such as haulage trucks and shovels), given that a contractor is responsible for managing a fleet capable of dealing with the mine schedule within the limits of material movement assumed in this analysis.

The data regarding waste block schedules, comprising the operational cost, waste dump capacities and haulage distances were compiled in a spreadsheet where the calculation was performed, including NPC at a 10% annual discounted rate. The findings of this study were also integrated with previous results from Kuckartz and Peroni (2019), Kuckartz et al. (2021, 2022) and then synthesised to provide overall guidance for the potential use of the MSDS, listing the main variables and their relationships.

Results

The results only comprise the waste cost contribution to the NPC, given that the ore block sequencing and haulage would be the same for the BC and MSDS approaches. The more negative NPC a determined scenario presents, the worse the scenario is, in terms of operational costs. Each case variation was compared with its BC pair; for example, MSDS_1 and MSDS_2 with the FD placed 3 km away were compared with the BC considering the same FD distance.

The MSDS_1 cases resulted in a slightly higher operational cost, namely a 1% cost increase over the original setting (worst MSDS_1) and a 0.2% cost increase in the 5 km FD setting (best MSDS_1 result).

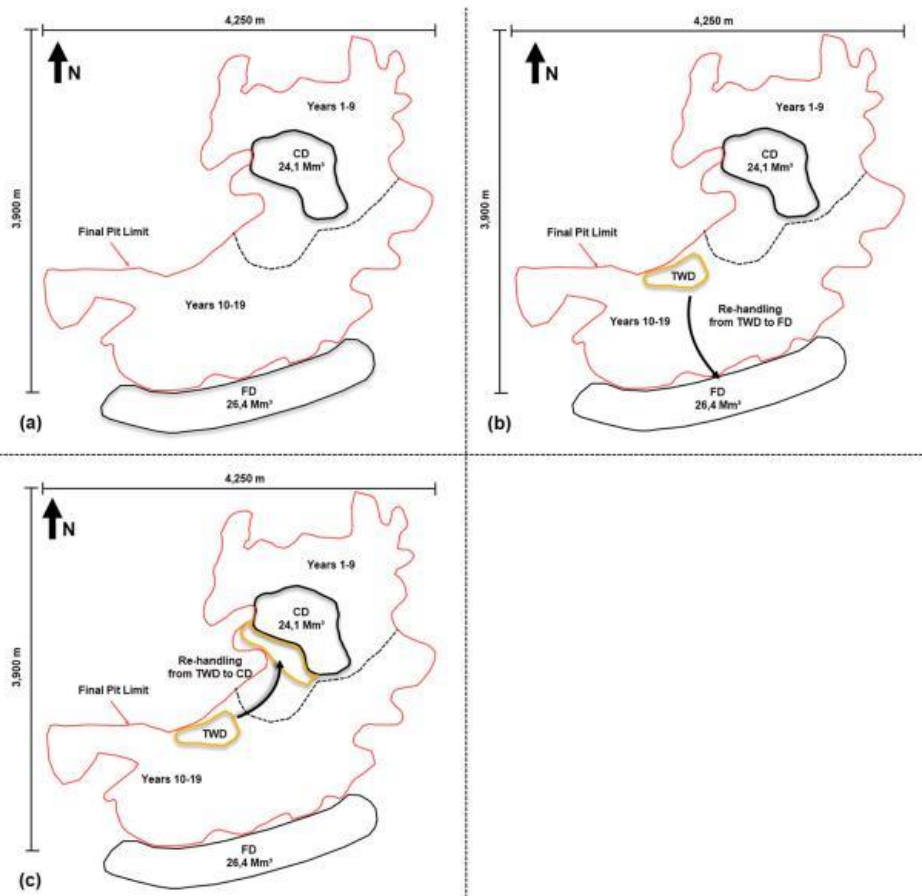


Figure 1. Representation of the three scenarios considered, according to the final dump (FD): the base case (a); the multi-stage dumping sequence (MSDS) re-handling to the FD (b) and the MSDS with in-pit deposition (c). The red polygon is the final pit limit, the black polygons are the central dump (CD) and the FD and the dashed black line divides the mine schedule into years 1–9 (deposition in the CD) and years 10–19 (deposition in FD).

Despite the fact that MSDS_2 in the original setting also resulted in a higher operational cost than the BC, all the other variations (3, 4 and 5 km FD), MSDS_2 resulted in a lower cost compared with the BC, ranging from 3.2% for the 3 km FD setting to 8.2% for the 5 km FD setting.

For all MSDS variations, the TWD operation started in year 10; however, its final year varied between MSDS_1 and MSDS_2. The less negative (meaning a more attractive economical scenario) NPC results for all MSDS_1 and MSDS_2 in the original setting were achieved ending waste haul to TWD in the year 11. This simulation also represents a small volume deposited (1.47–2.85 Mm³) compared with the annual waste movement of 5.0 Mm³. On the other hand, for MSDS_2, the 3, 4 and 5 km FD variations presented a less negative NPC when waste

deposition in the TWD ended in year 13. In the MSDS_2 variations, the longer period using the TWD resulted in larger TWD volumes (6.66–8.66 Mm³). The re-handling operation started and ended in year 16 for all MSDS_1 and MSDS_2 variations, which means that the TWD was completely removed in just 1 year, to guarantee no constraints to the mining advance. The TWD was held on standby for 4 years in the MSDS_1 in its variations and 2 years in the MSDS_2 in its variations.

Overall, the MSDS increased the stripping ratio at the end of the mine operation. Regardless of the FD variation, the total waste volume moved in the BC was 50.5 Mm³; however, for the MSDS variations, this value reached 52.0 Mm³ (MSDS_1 and 2 original) to 59.2 Mm³ (MSDS_2 for 5 km FD). Figure 3 shows the distribution of the total waste volume between

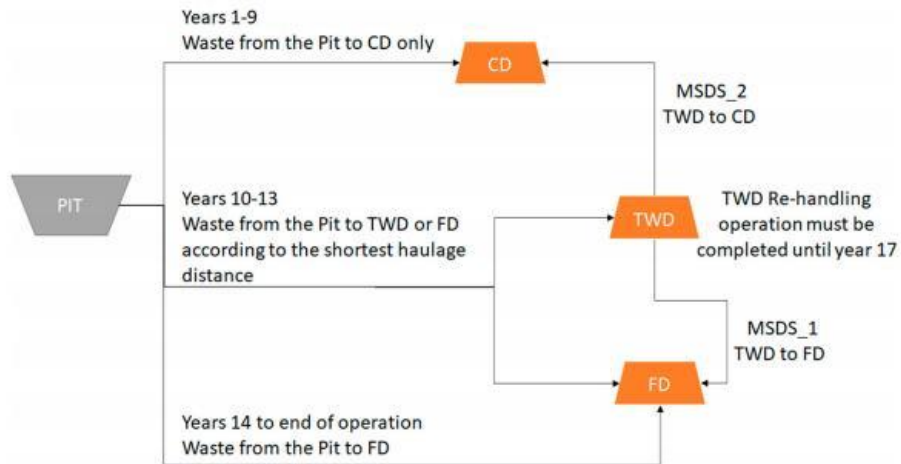


Figure 2. Diagram of waste blocks destination according to MSDS 1 and 2 approaches.

the three possible destinations (the CD, the FD and the TWD). The increased stripping ratio compared with the BC is also shown in the same figure. Compared with the BC, the re-handling operation resulted in a 3%–6% increase in the stripping ratio for the MSDS_1 in its variations and a 12%–17% increase for the MSDS_2 in its variations. Figure 4 shows the total waste movement volume distribution for the

BC, MSDS_1 and MSDS_2 for all FD settings. The waste movement is the same for all years except year 16, when re-handling operations were conducted (Table 1).

The NPC comparison between the BC and MSDS_1 and MSDS_2, year by year, is shown in Figures 5–8. Considering that waste management is the same for all scenarios during the first 10 years (because all

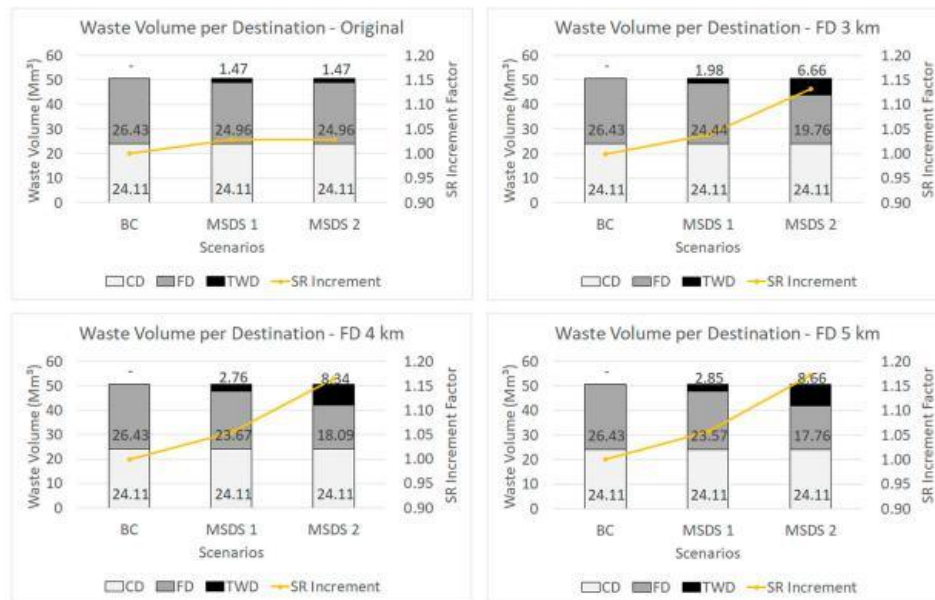


Figure 3. Waste volume distribution between the central dump (CD), final dump (FD) and temporary waste dump (TWD) for the base case (BC) and the multi-stage dumping sequence (MSDS) for all settings. The continuous line represents the increased stripping ratio (SR) compared with the BC.

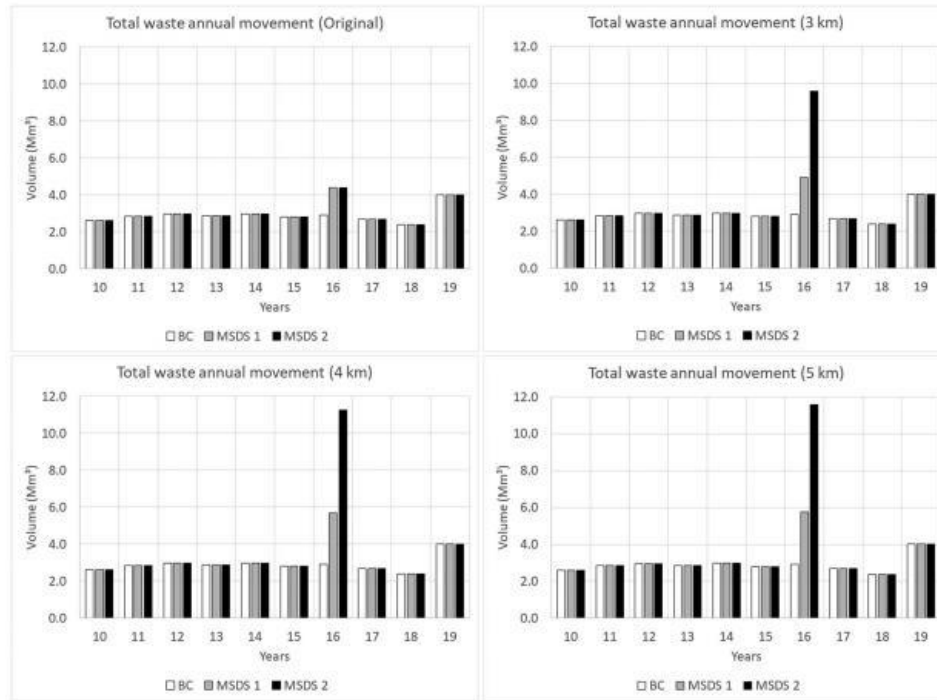


Figure 4. Total annual waste movement volume distribution during years 10–19 for the base case (BC) and the multi-stage dumping sequence (MSDS) in all settings.

waste is sent to the CD), differences between scenarios occur only when the TWD is being used. Moreover, to emphasise NPC variation, the graphs shown in Figures 5–8 present values from year 9 onwards.

MSDS_1 showed a slightly lower NPC (1%) compared with the BC while depositing waste in the TWD until re-handling operations for the original setting. These differences increased as the FD distance varied, reaching 3% for the 3 km FD, 6% for the 4 km FD and 7% for the 5 km FD. However, after

the re-handling operation, these differences decreased due to the increased stripping ratio and finished with a more negative NPC than the BC (from 0.2% to 1.0%).

A comparison of MSDS_2 with the BC provided more attractive results in terms of the total NPC. During the TWD operation, the NPC decreased up to 4% in the original setting, up to 11% in the 3 km FD, up to 16% in the 4 km FD and up to 20% in the 5 km FD. After the TWD re-handling, these differences were less pronounced, but the final NPC was

Table 1. Summarised results and comparison between the multi-stage dumping sequence (MSDS)_1 and MSDS_2 and the corresponding base case (BC) scenario.

Scenarios	TWD operation		Re-handling time (yr)	TWD required volume (Mm ³)	Total waste movement (Mm ³)	NPC (MS)	NPC compared with BC (%)
	Start	End					
BC (Original)	–	–	–	–	50.54	(239.921)	–
MSDS_1 (Original)	10	11	1	1.47	52.01	(242.416)	101.0%
MSDS_2 (Original)	10	11	1	1.47	52.01	(241.362)	100.6%
BC (3 km)	–	–	–	–	50.54	(277.997)	0.0%
MSDS_1 (3 km)	10	11	1	1.98	52.52	(280.089)	100.8%
MSDS_2 (3 km)	10	13	1	6.66	57.20	(269.219)	96.8%
BC (4 km)	–	–	–	–	50.54	(299.888)	0.0%
MSDS_1 (4 km)	10	11	1	2.76	53.29	(301.703)	100.6%
MSDS_2 (4 km)	10	13	1	8.34	58.87	(281.587)	93.9%
BC (5 km)	–	–	–	–	50.54	(316.389)	0.0%
MSDS_1 (5 km)	10	11	1	2.85	53.39	(317.127)	100.2%
MSDS_2 (5 km)	10	13	1	8.66	59.20	(290.289)	91.8%

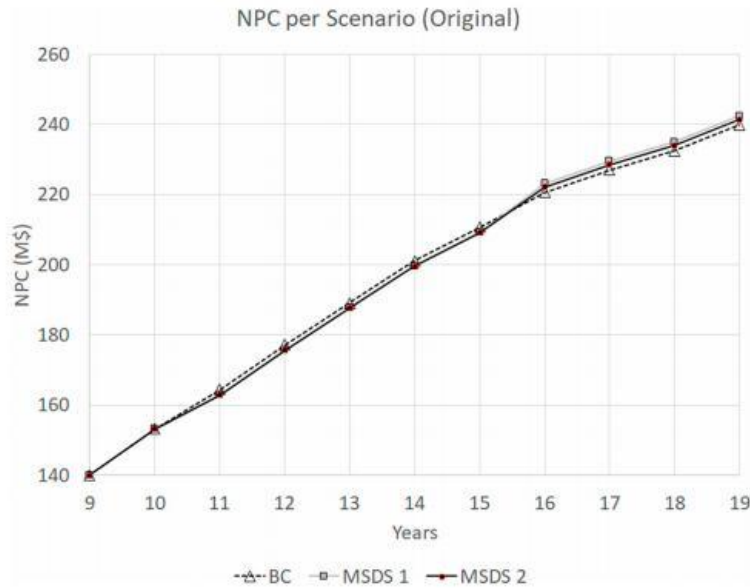


Figure 5. The net present cost (NPC) comparison between the base case (BC), multi-stage dumping sequence (MSDS)_1 and 2 for the original setting.

still less negative than the BC with the FD distance was ≥ 3 km (3%–8% less negative than the BC). Considering the original setting (the FD is around 2 km away), the MSDS_2 NPC is slightly more negative than the BC (0.1%).

Discussion

Although the MSDS_1 variations resulted in more negative total costs, the NPC compared to their respective BC scenarios, the total difference is very

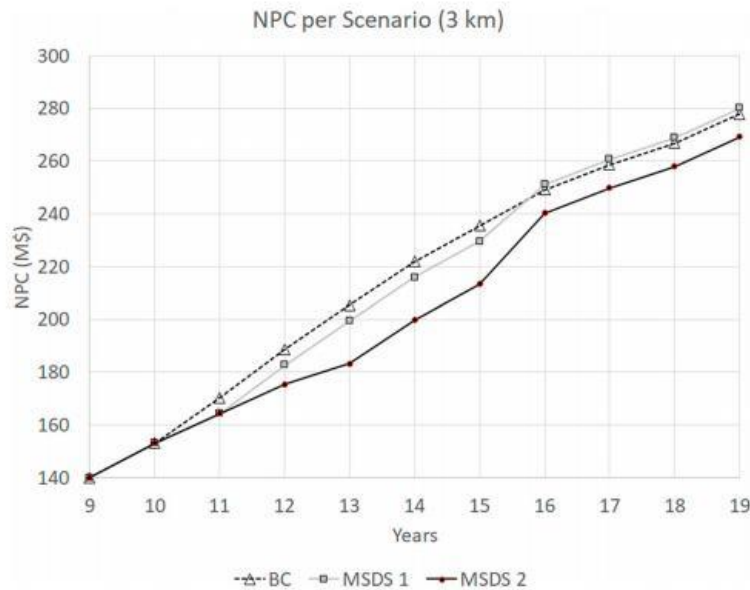


Figure 6. The net present cost (NPC) comparison between the base case (BC) and the multi-stage dumping sequence (MSDS)_1 and MSDS_2 for the 3 km final dump (FD) setting.

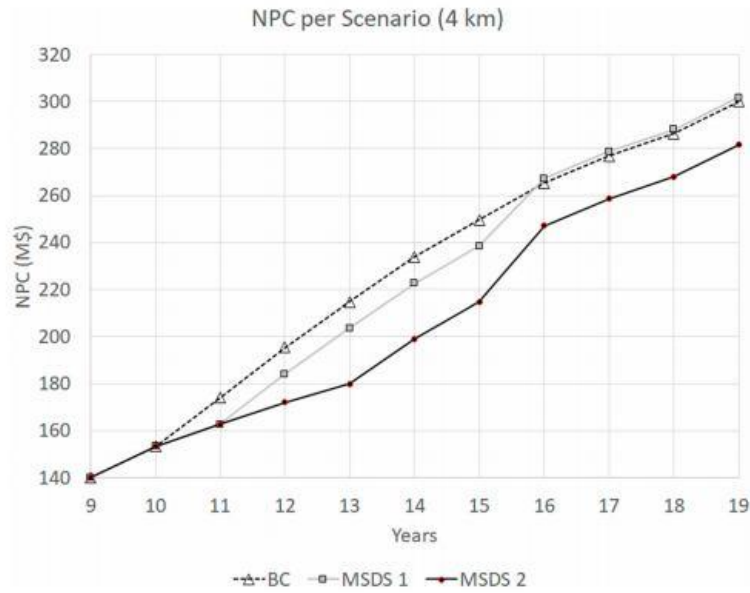


Figure 7. The net present cost (NPC) comparison between the base case (BC) and the multi-stage dumping sequence (MSDS_1) and MSDS_2 for the 4 km final dump (FD) setting.

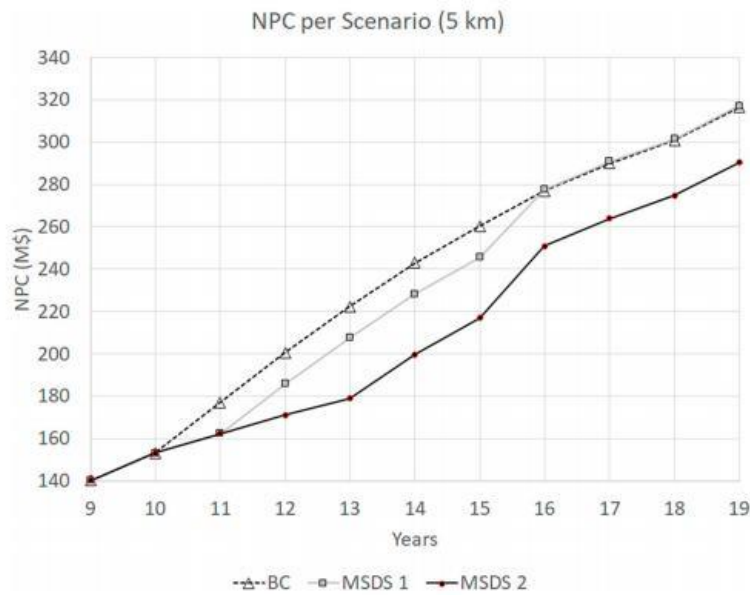


Figure 8. The net present cost (NPC) comparison between the base case (BC) and the multi-stage dumping sequence (MSDS_1) and MSDS_2 for the 5 km final dump (FD) setting.

small (around 1%). There are other unmeasurable benefits of using the TWD, such as providing more time to deal with the FD position or opening the

possibility to change to an in-pit deposition. The MSDS_2 original setting variation also resulted in a more negative NPC, which can be explained by the

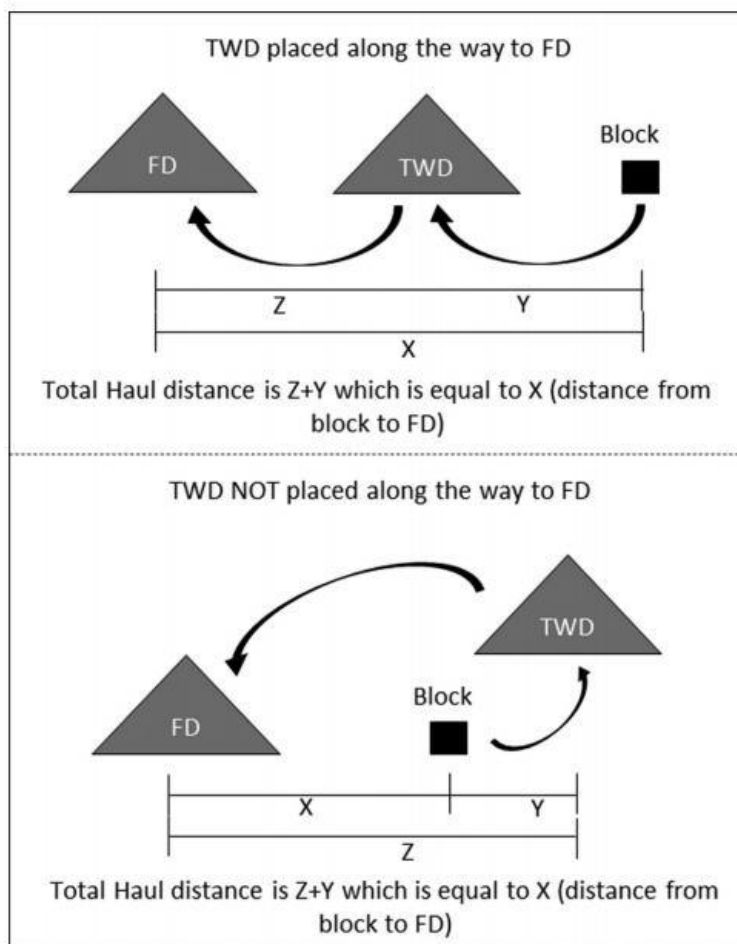


Figure 9. The temporary waste dump (TWD) position setting relative to the final dump (FD) and blocks and the total haulage distance.

TWD location. In contrast to previous studies (Kuckartz and Peroni 2019; Kuckartz et al. 2021, 2022), in which the TWD was placed along the way to the FD, in this study the TWD was placed in an area that is not necessarily on the way to the FD. The previous studies considered the TWD position between the pit exit and the FD, so the total haulage distance for the MSDS variations is very close to the BC. This paper did not use this configuration in an effort to understand the importance of the TWD location's choice. The TWD was placed over an area that was surrounded by blocks located between the TWD and FD and, if a block in this situation was sent to the TWD and then to the FD, the total haulage distance for this block would be much longer than in the BC. Figure 9 illustrates these differences.

In this study, the distance between the TWD and FD and between the TWD and CD was very similar; even the MSDS_2 original setting variation resulted in a more negative NPC than the BC. The TWD location choice has a major impact on the final MSDS total cost and, to maintain a haulage distance as similar to the BC as possible, it should be placed along the way to the FD. The relationship between the TWD distance and the FD distance is a good indicator for MSDS use. In the original setting, compared with the BC the average haulage distance is 96% longer for MSDS_1 and approximately 13% longer for MSDS_2. For the 5 km FD setting, this relationship drops to 23% longer for MSDS_1 and 3% shorter for MSDS_2. As mentioned in the previous studies, the farther away the FD, the more likely the MSDS is

Table 2. Summarised guidelines for the multi-stage dumping sequence (MSDS) use.

Variable	Impact	Observation
FD distance	High	>3 km. The farther FD is located, the more feasible MSDS becomes.
TWD distance	High	As close as possible to pit limit Should be placed along the way to FD no more than one half to two-thirds of the FD distance
TWD capacity	Medium	Around 2 years of annual waste rate. Oversized TWD might impact the re-handling rate and also represent operational problem for deposition, as it is a temporary facility
Standby period	High	At least 2 years.
Deposit geometry	Medium–High	Tabular deposits usually have larger horizontal advance areas which might increase standby periods
Re-handling rate	High	A rate that does not exceed 100% increase in stripping ratio per period. Impacts directly on equipment fleet size
Unitary cost	Low	Higher costs slightly make MSDS more attractive, economically
Annual discount rate	Medium	Higher rates imply higher penalisation, which increases MSDS feasibility
Deposit stripping ratio	Medium	Deposits with decreasing stripping ratio over the years tend to be more suitable for the MSDS approach if TWD could be used in the earlier years. Despite the relation between BC and MSDS, in terms of percentage, does not change; deposits with high stripping ratio would represent bigger differences regarding absolute NPC

feasible, considering the NPC. In this work, increasing the FD distance did not result in a prominent advantage for the MSDS_1 approach, an outcome that can be explained by the relative position of the TWD. However, for the MSDS_2 approach, increasing the FD distance consistently reduced the NPC (8.2% lower).

Another important variable for the MSDS is the duration between the TWD reaching its full capacity and starting the re-handling operation. Usually, the longer the TWD stays in ‘standby’ status the better, but there is an optimum timing depending on other variables, such as the waste movement rate, the equipment available in the fleet and the TWD capacity. In this work, the TWD capacity for the MSDS_2 variations achieved better results with higher volumes deposited during years 11–13. A better result could also be achieved for the MSDS_2 if TWD deposition occurred until year 15. However, re-handling the whole TWD in year 16 for this particular scenario would result in a 243% increase in the stripping ratio. The contractor, responsible for waste movement in this case study, might not be able to complete this task without increasing the number of trucks and/or increasing the table of costs. Equipment acquisition is an important factor when modelling the MSDS. If only unitary movement costs were considered, the waste movement rate and the TWD capacity are higher, and the longer the standby period, the reduction in NPC compared with the BC would be

larger. However, increasing waste movement and the re-handling rate (which increases the TWD standby period) would require more equipment to be purchased and would have an impact on the NPC. Besides, it would not be feasible to keep an entire truck fleet for only the re-handling operation.

Deposits presenting a decreased stripping ratio over the years (waste volume decreases over the years) tend to be more suitable for the MSDS given that a larger amount of waste material must be hauled in the initial years to a closer TWD instead of a distant FD. Depending on the standby period, it is possible to match the re-handling rate to the fleet capacity, maintaining a more balanced stripping ratio. The deposit’s geometry (horizontal and tabular or with a steep dip) does not have a direct influence on the MSDS. However, larger horizontal advance areas, especially for later periods (which increase standby periods), tend to facilitate TWD licensing and permits, as the area will be mined in the future.

The benefit of the MSDS relies on reducing the haulage distance in the initial years and the standby period. These two variables, associated with NPC penalisation per period, make the MSDS a feasible alternative in terms of the NPC. Later periods are more penalised than earlier periods in the NPC calculation. Thus, the time factor, due to cost reduction while hauling to the TWD, might be sustained while re-handling occurs in the more highly penalised later period. This decreases the negative impact on the NPC. This behaviour can be seen in Figures 5–8, especially in the 4 and 5 km FD variations.

Unitary cost variation has a minor impact on the MSDS feasibility compared with the BC, given that the variation would have the same impact in both approaches. On the other hand, the annual discount rate has a greater impact on the results, especially when equipment acquisition is necessary. Increasing the annual discount rate makes the MSDS more feasible compared with the BC, and decreasing it causes the opposite effect. Table 2 summarises the main variables and their impact on the potential use of the MSDS.

The MSDS approach also presents other long-term benefits. In the MSDS_2 scenarios, the TWD opened the possibility of expanding in pit deposition operation – which is difficult to measure its economical value in terms of environmental impact – performing a crucial aid to progressive mine closure planning, as it might reduce rehabilitation costs and risk of premature closure or abandonment.

Conclusion

Pit and sequencing optimisation, NPV maximisation and, more recently, environmental responsibility are being constantly pursued in mine planning. Waste

management plays an important role when trying to reach those goals; thus, its sequencing and strategic planning must be properly addressed. The MSDS has become an alternative to the classic waste haulage and dumping to a final staking position, where re-handling is primarily avoided by principle. Although the MSDS studies have only relied on hypothetical scenarios so far, they have shown the potential of this method to be applied in a real mining situation, accordingly to the MSDS application guidelines presented in Table 2. Even with an increased stripping ratio caused by the planned re-handling operation, there is a potential NPC reduction, depending on variables such as the FD distance to the pit exit, the available locations for the TWD, mining advances and the schedule. The NPC might be reduced by up to 10% depending on these variables, especially when the FD is ≥ 3 km away from the pit exit. In the case study evaluated in this paper, the MSDS_1 did not promote NPC reduction compared with the BC in the original setting (FD is around 2 km away). However, in a situation where FD cannot be placed close to the pit limit, the MSDS turns into a feasible alternative and facilitates an in-pit deposition approach (MSDS_2), which also has a positive impact from an environmental perspective. Besides, even with the MSDS_1 NPC is slightly higher than the BC (up to 1%), the method still provides other advantages, such as a smaller equipment fleet and reduced investments in the early stages (especially during ramp-up periods) and more time and operational data to deal with strategic decisions, such as the FD location and/or waste management approaches.

Acknowledgements

The scholarship to develop this study was supported by CAPES through the Mining, Metallurgical and Material Engineering post graduate program (PPGE3M); the work was carried out using the facilities and the computational resources provided by the Federal University of Rio Grande do Sul (UFRGS); and the Mineral Research and Mining Planning Laboratory (LPM). The authors are grateful for the provided support and advise.

Disclosure statement


No potential conflict of interest was reported by the author (s).

Funding

No other funding was available apart from the scholarship provided by CAPES; [Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior].

ORCID

Bruno T. Kuckartz  <http://orcid.org/0000-0002-5885-1444>

Euler F. V. Victoria  <http://orcid.org/0000-0002-0276-5213>

R. L. Peroni  <http://orcid.org/0000-0003-0131-5832>

References

- Alarie S, Gamache M. 2002. Overview of solution strategies used in truck dispatching systems for open pit mines. *Int J Surf Mining, Reclamation Environ.* 16:59–76. doi:10.1076/ijsm.16.1.59.3408
- Askari-Nasab H, Ben-Awuah E. 2011. Integration of oil sands mine planning and waste management using goal programming. *Proceedings of the 35th APCOM Symposium – Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industry*; p. 329–350.
- Askari-Nasab H, Eivazy H, Tabesh M, Badiozamani MM. 2011. A mathematical programming model for open pit short-term production schedule. *SME Annual Meeting, Denver, CO.*
- Deák STE, Deák G, Iordăchiță V, Radu DE. 2008. Expert tool for minimizing the impact of mining wastes on the environment. *2nd International Workshop in “Geoenvironment and Geotechnics”*; p. 199–204.
- Dold B. 2008. Sustainability in metal mining: from exploration, over processing to mine waste management. *Rev Environ Sci Bio/Technol.* 7:275–285. doi:10.1007/s11157-008-9142-y.
- Fu Z, Topal E, Erten O. 2016. A modified software tool for mine waste rock dump planning. *Proceedings of the 9th AusIMM Open Pit Operators’ Conference*; p. 229–242.
- Graskoki S, Craig S, Myburgh C. 2013. Date dynamic pit and waste dump schedule optimisation and Tropicana Gold Mine. *World Gold Conference, Brisbane, Australia*; p. 121–127.
- Hilson G, Murck B. 2000. Sustainable development in the mining industry: clarifying the corporate perspective. *Resour Policy.* 26:227–238. doi:10.1016/S0301-4207(00)00041-6.
- Hore C, Luppnow D. 2015. In-pit tailings disposal at Langer Heinrich – tailings storage facilities in a unique hydrogeological setting. *Tailings and Mine Waste Management for the 21st Century, Sydney, Australia*; p. 373–380.
- Komba T. 2021. Evaluation of mine waste characterization to identify opportunities for optimizing project economics using fragmentation analysis. *Min Technol.* 130(4):221–231. doi:10.1080/25726668.2021.1927587.
- Kuckartz BT, Peroni RL. 2019. Multi-stage dumping sequence – a new approach for waste disposal. *22nd APCOM – Mining Goes Digital, Wrocław, Poland*; p. 257–263.
- Kuckartz BT, Peroni RL, Rodrigues ÁL. 2021. Multi-stage dumping sequence-a feasible waste management alternative for open pit mining. *REM Int Eng J.* 74:253–260. doi:10.1590/0370-44672020740114.
- Kuckartz BT, Zart MS, Peroni RL. 2022. Sequencing the waste: when rehandling can be a feasible option to open pit mines. *Int J Min Reclam Environ.* 36(4):p. 254–266. doi:10.1080/17480930.2022.2029296.
- Lèbre É, Corder GD, Golev A. 2017. Sustainable practices in the management of mining waste: a focus on the mineral resource. *Miner Eng.* 107:34–42. doi:10.1016/j.mineng.2016.12.004.
- Li Y, Topal E, Ramazan S. 2016. Optimising the long-term mine waste management and truck schedule in a large-

- scale open pit mine. *Min Technol.* 125:35–46. doi:10.1080/14749009.2015.1107343.
- Li Y, Topal E, Williams D. 2013. Waste rock dumping optimisation using mixed integer programming (MIP). *Int J Min Reclam Environ.* 27:425–436. doi:10.1080/17480930.2013.794513.
- Li Y, Topal E, Williams DJ. 2012. Mathematical approach for better mine waste rock dumping management. *Proceedings of the Life-of-Mine Conference, Brisbane, Australia*; p. 207–214.
- Pepper M, Hughes M, Haigh Y. 2021. Loophole or lifeline? The policy challenges of mines in care and maintenance. *Extr Ind Soc.* 8(3):100879. doi:10.1016/j.exis.2021.01.014.
- Sofra F, Borges D, Scales PJ. 2002. Management of the flow and processing of mining waste streams. *Green Processing Conference, Cairns, Australia*; p. 251–257.
- Teixeira Pontara Lopes L, Fernandes Junior FC, da Cunha Rodovalho E, Mohamad El Hajj T. 2021. Impact assessment of waste screening over the life of a Brazilian bauxite mining operation. *Min Technol.* 130(1):1–7. doi:10.1080/25726668.2020.1857156.
- Wang LZ, Butler GJ. 2007. XPAC destination scheduling for waste dumps at BHP Billiton. *Proceedings Iron Ore Conference, Perth, Australia*; p. 421–425.
- Wanninayake A, Novello E, Gillani I. 2013. Effective use of mine waste in the design of residue storage facility, Pilbara region, western Australia. *Iron Ore Conference, Perth, Australia*; p. 39–43.
- Williams DA, Anstey DR. 2009. Integrated landforms for the storage of tailings and waste rock at magnetite mines in western Australia. *Iron Ore Conference, Perth, Australia*; p. 333–338.
- Wu KK, Freland JW, Kirkwood DT, Michalek SJ. 2006. Improvements in coal-waste disposal since Buffalo Creek. *Proceedings of the 25th International Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, West Virginia, USA*; p. 182–190.
- Zinck J. 2004. Emerging technologies in mine waste management, Waste processing and recycling in mineral and metallurgical industries. *5th International Symposium, Ontario, Canada*; 5(1):50–66.