

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA

PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS, METALÚRGICA
E DE MATERIAIS – PPGE3M

TAÍS RENATA CÂMARA

DILUIÇÃO OPERACIONAL EM LAVRA A CÉU ABERTO: QUANTIFICAÇÃO,
CONTROLE E MINIMIZAÇÃO UTILIZANDO FERRAMENTAS COMPUTACIONAIS E
INCERTEZAS GEOLÓGICAS

Porto Alegre

2020

TAÍS RENATA CÂMARA

DILUIÇÃO OPERACIONAL EM LAVRA A CÉU ABERTO: QUANTIFICAÇÃO,
CONTROLE E MINIMIZAÇÃO UTILIZANDO FERRAMENTAS COMPUTACIONAIS E
INCERTEZAS GEOLÓGICAS

Tese apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGE3M da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como parte dos requisitos para obtenção do título de Doutora em Engenharia.

Orientador: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre

2020

TAÍS RENATA CÂMARA

DILUIÇÃO OPERACIONAL EM LAVRA A CÉU ABERTO: QUANTIFICAÇÃO,
CONTROLE E MINIMIZAÇÃO UTILIZANDO FERRAMENTAS COMPUTACIONAIS E
INCERTEZAS GEOLÓGICAS

Tese defendida e aprovada em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora designada pelo Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais – PPGE3M da Universidade Federal do Rio Grande do Sul para a obtenção do título de Doutora em Engenharia.

Aprovado em:

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni
Orientador

Prof. Dr. João Felipe Coimbra Leite Costa
DEMIN - UFRGS

Dr. Luciano Nunes Capponi
Mosaic Fertilizantes

Prof. Dr. Felipe Ribeiro de Souza
Universidade Federal de Ouro Preto - UFOP

À minha família

AGRADECIMENTOS

A minha tese de doutorado não poderia ser finalizada sem o apoio e incentivo de muitas pessoas. Foi uma tarefa árdua e de muita dedicação, porém de uma imensa satisfação ao ser concluída.

Agradeço à Universidade Federal do Rio Grande do Sul pelo ensino de qualidade na graduação, mestrado e doutorado. Agradeço à Capes – Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior – pela bolsa concedida em parte do período que fui aluna dedicação exclusiva do PPGE3M-UFRGS. Agradeço também ao LPM – Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro, pela estrutura e oportunidades concedidas durante toda a vida acadêmica.

Aos amigos Ronald Leal e Bruno Kuckartz pelo auxílio fundamental no desenvolvimento da programação e dos *scripts*, além das valiosas discussões e colaborações em todo o trabalho. É muito bom poder trabalhar com profissionais tão qualificados, além de pessoas incríveis.

Ao Luciano Capponi, pela oportunidade concedida de utilizar os dados para os estudos de caso e pelo apoio e incentivo do trabalho, desde a etapa do mestrado.

Agradeço aos colegas e amigos do LPM, pelo companheirismo, convivência e ideias compartilhadas. Agradeço também aos colegas do Instituto Tecnológico Vale - ITV e VALE S.A. que tanto me incentivaram para que eu pudesse concluir a minha tese.

Agradeço ao Fernando Rios e à minha família, pelo apoio incondicional e por acreditarem em mim em todos os momentos.

Um agradecimento especial ao professor Rodrigo Peroni. Obrigada por sempre acreditar neste trabalho, pela confiança, dedicação e orientação durante toda a minha formação, desde a graduação até a etapa da pós-graduação.

Por fim, muito obrigada a todos que colaboraram direta ou indiretamente na conclusão deste trabalho!

RESUMO

A diluição e a perda são fatores importantes que podem impactar significativamente nos resultados de uma operação de lavra. Quando se trata de lavra a céu aberto, tais fatores nem sempre são calculados e analisados de maneira detalhada, muitas vezes são tratados como constantes ou fatores percentuais médios, aplicados para atender necessidades de auditorias ou reconciliações de dados. Dentre as diferentes abordagens que se pode ter quando se trata de diluição de lavra, este trabalho irá focar na diluição operacional. A diluição operacional pode ser definida como a incorporação de material estéril ao minério pela incapacidade operacional de separar de forma eficiente os materiais durante a lavra, com os equipamentos disponíveis, considerando os processos vigentes e a configuração geométrica da lavra. Este trabalho propõe uma metodologia para quantificar a diluição operacional em lavra a céu aberto, utilizando dados referentes aos planos mensais de lavra e modelos de teores. Para isso, foi desenvolvida uma rotina automatizada para calcular a diluição, primeiramente baseada em um modelo único de teores (estimado) e após utilizando modelos equiprováveis de teores (simulados), permitindo que as incertezas dos teores dos blocos fossem utilizadas para medir a probabilidade de ocorrência da diluição operacional. Os resultados demonstraram que o uso da metodologia proposta através das rotinas automatizadas permitiu a sistematização e rastreabilidade de processos que são executados repetidamente, além de executar tais etapas em menor tempo. Nos estudos de caso apresentados nos dois primeiros artigos, foi possível concluir que a variação mensal da diluição é bastante significativa; logo, utilizar um fator fixo não seria o mais conveniente, mas sim, escolher um fator calculado por essa técnica referente a cada período analisado, para garantir uma melhor reconciliação. Já o terceiro artigo mostra que a informação de probabilidade de ocorrência da diluição pode ser utilizada para redefinir os planos de lavra ou também para adequar o fator de diluição aplicado, dependendo das características da operação. O estudo demonstra que a utilização de um fator de diluição correto é fundamental nos processos de reconciliação de massas e teores, já que este tem origem no processo da operação e varia a partir de diferentes etapas ao longo do planejamento de mina, influenciando áreas a serem lavradas, orçamentos, eficiência da produção, e com consequência nos resultados financeiros do projeto.

Palavras-chave: Diluição operacional. Lavra a céu aberto. Planejamento de mina. Controle.

ABSTRACT

Dilution and ore loss are important factors that can affect significantly the results of a mining operation. Regarding open-pit mining, these factors sometimes are not calculated and analyzed in details, often are treated as constants or average factors, applied to attend audit requirements or improving the data reconciliation. Among the different approaches that can be taken when talking about mining dilution, this work will focus on operational dilution. Operational dilution in open-pit mining can be defined as the incorporation of waste material into the ore due to the operational inefficiency of separating materials during mining, considering the physical processes and operational and/or geometric configurations of mining with the available equipment. This work proposes a methodology to quantify the operational dilution in open-pit mining, through the use of monthly mine plans and grade block models. An automated workflow was developed, first based on a single ore block model (estimated by kriging) and after using equally probable block models (simulated), allowing that the uncertainties of grades were used to measure the probability of dilution in a given period of time. The results showed that the use of the proposed methodology through automated routines allowed to the systematization and traceability of processes that are executed repeatedly, besides executing such steps in less time. In the case studies presented in the first two papers, it can be noted that monthly variation of the dilution is quite significant; therefore, using a fixed factor would not be adequate, but choosing a factor calculated by this technique according to each analyzed period, to guarantee a better reconciliation. The third article showed that the information about the propensity to occur dilution can be used to redefine the mining plans or also to adjust the applied dilution factor, depending on the characteristics of the operation. The study demonstrates that the use of a correct dilution factor is fundamental in the processes of mass and grade reconciliation, as this originates from the operation process and varies from different stages throughout the mine planning, influencing areas to be mined, budgets, production efficiency, and with consequence in the financial results of the project.

Keywords: Operational dilution. Open-pit mining. Mine planning. Control.

SUMÁRIO

Capítulo 1	9
1. INTRODUÇÃO	9
1.1 Estado da arte	12
1.2 Justificativa.....	16
1.3 Meta	17
1.4 Objetivos específicos da tese.....	17
1.5 Metodologia.....	17
1.6 Contribuição da tese.....	18
1.7 Organização da tese	19
Capítulo 2	20
2. INTEGRAÇÃO DE ARTIGOS.....	20
Capítulo 3	41
3. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES.....	41
3.1 Conclusões	42
3.2 Recomendações e Trabalhos Futuros.....	43
Referências	45
APÊNDICE A - OUTRAS PUBLICAÇÕES CIENTÍFICAS – Periódicos	49
APÊNDICE B - OUTRAS PUBLICAÇÕES CIENTÍFICAS – Congressos	51

CAPÍTULO 1

1. INTRODUÇÃO

Projetos de mineração a céu aberto geralmente envolvem grandes investimentos e custos associados. Para obter melhores resultados nestes projetos, é necessário ter maior conhecimento sobre o local, ou seja, conhecer em um nível de detalhe cada vez maior o depósito que está sendo trabalhado. Este conhecimento gera uma demanda maior de controles operacionais, com o objetivo de diminuir perdas e melhorar o desempenho financeiro. Quanto maior o domínio sobre as operações, espera-se que menores sejam as incertezas operacionais e os erros associados a estas. Estes erros, ou tomadas de decisões equivocadas, levam ao não aproveitamento total dos recursos existentes ou conduzem a resultados não ótimos.

A quantificação dos erros de operação induzidos pela variabilidade geológica intrínseca aos depósitos minerais pode ser realizada através de procedimentos de reconciliação de produção. O conceito de reconciliação de produção é definido pela comparação entre as quantidades e teores de minério estimados nos modelos de representação do depósito mineral com as quantidades e teores de minério efetivamente lavrados e recuperados no processo de concentração mineral. Essencialmente, reconciliação é o processo de identificar, analisar e gerenciar as variações entre dados planejados e resultados reais, de modo a destacar oportunidades de melhorias na operação e planejamento de lavra. Estas oportunidades de melhorias incluem: metodologias para gerar melhores estimativas; maior conhecimento de projeto; técnicas mais apuradas para minimizar diluição e perdas; e identificar maneiras para aumentar a recuperação de minério durante o processo de extração (RISKE; MARK; HELM, 2010). Discrepâncias significativas na reconciliação podem apontar para problemas na operação ou no modelo e, conseqüentemente, mostrar o caminho para melhorar e minimizar estes problemas que podem afetar toda a cadeia de operações (CÂMARA, 2013).

De acordo com El Hajj et al. (2013), a utilização da prática de reconciliação se mostra importante, visto que, quando corretamente executada, aumenta a confiabilidade no

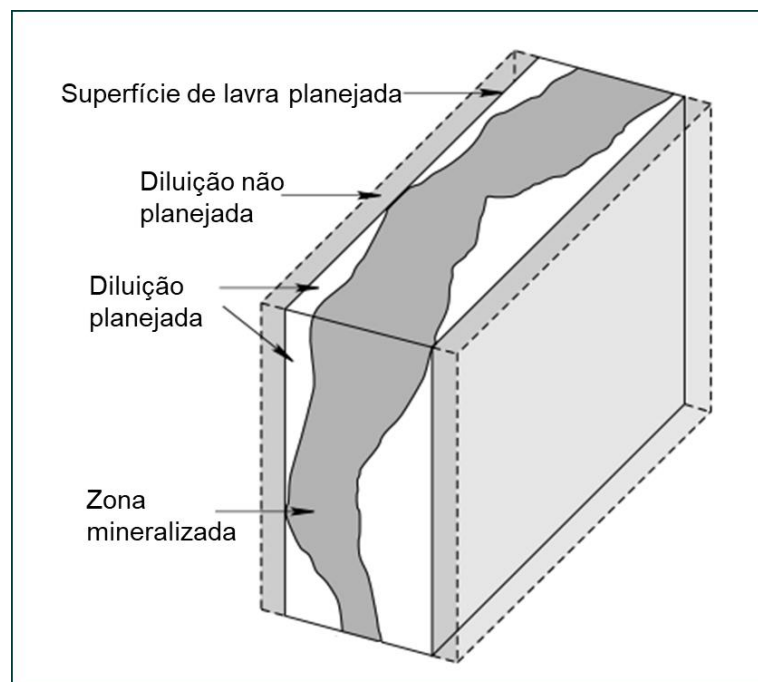
planejamento de curto prazo e melhora as operações de lavra e beneficiamento do minério. Existem diversos fatores que contribuem para um resultado melhor e mais confiável na reconciliação, mas a confiabilidade dos dados pode ser citada como o principal. Os dados advindos do planejamento devem ser baseados em estudos e premissas confiáveis provenientes de coleta de dados, amostragem e geoestatística, formando um modelo de blocos que represente o depósito como um todo. Também é importante a confiabilidade nos dados correspondentes às massas e teores produzidos, por exemplo: as balanças estejam corretamente calibradas, que protocolos de medição volumétrica, de densidade e processos analíticos sejam confiáveis, bem como a acurácia de todos os equipamentos de mensuração dessas variáveis. Todas essas medições contêm um erro associado, que deve ser identificado e, quando possível, minimizado (NOPPÉ, 2004).

A diluição também pode ser citada como um importante fator na busca de uma reconciliação ideal. Ela pode ser definida como material estéril incorporado ao minério durante sua extração e enviado para a usina de beneficiamento, reduzindo assim os teores de minério previamente estimados. Já a perda, segundo Villaescusa (1998), é definida como o material econômico que deixa de ser lavrado ou mesmo que é misturado ao material estéril e conseqüentemente descartado devido a condições de operação e execução de lavra. Utilizar uma estimativa da diluição no planejamento de lavra pode auxiliar muito na obtenção de uma reconciliação mais realista. É impossível eliminar totalmente a diluição na operação de lavra; entretanto, ela pode ser controlada e quantificada. Entendendo melhor as causas da diluição e utilizando estas informações no planejamento, a mesma pode ser reduzida e o planejamento se torna mais confiável.

A Figura 1, adaptada de Scoble e Moss (1994) apud Sinclair e Blackwell (2004), mostra os tipos de diluição e como os mesmos ocorrem. A parte cinza escura representa uma zona mineralizada, mostrando que o corpo mineral nem sempre possui uma definição precisa. No contato com o corpo mineralizado, tem-se a superfície planejada, representada pelas linhas em traço contínuo, ou seja, o bloco a ser extraído, onde pode ser visto que para lavar esta porção do corpo mineralizado foi necessário agregar material estéril ao mesmo, adicionando assim uma diluição planejada. Este tipo de diluição pode ser associado à estimativa e definição do modelo de blocos que representa o depósito mineral, mais aplicado a um horizonte de longo prazo. Já as linhas tracejadas em contato com o bloco de lavra representam como o bloco é de fato lavrado, demonstrando a dificuldade de extrair o bloco de maneira fiel ao planejamento,

devido a condições operacionais, levando assim a uma diluição não planejada ou operacional. Nesta figura pode ser visto como a diluição ocorre em diferentes etapas (estimativa, planejamento e operação) e que o conceito de diluição pode ser adaptado tanto para lavra subterrânea (*stopes*) quanto para lavra a céu aberto (bloco).

Figura 1 - Tipos de diluição.



Fonte: Adaptado de Scoble e Moss (1994) apud Sinclair e Blackwell (2004).

Em grande parte das abordagens do tema, a diluição em lavra a céu aberto é tratada como um problema de estimativa do modelo de blocos, de erros de classificação dos blocos em minério ou estéril (SINCLAIR; BLACKWELL, 2004). Também conhecida como diluição planejada, geralmente é utilizada em horizontes de planejamento de longo prazo e aplicada como um fator nos modelos de estimativas. Entretanto, outro tipo de diluição, aqui chamada de diluição operacional, a qual ocorre no momento da lavra, muitas vezes não é quantificada e considerada para comparação de massas planejadas e apontadas na execução. Tal informação muitas vezes é negligenciada e somente será avaliada no momento da reconciliação dos dados, onde baseado em um *mining call factor* (MCF), ou fator de reconciliação, é feita uma correção dos dados para anular as discrepâncias observadas sistematicamente (SINCLAIR; BLACKWELL, 2004).

O uso de fatores de correção para atingir reconciliações mais aderentes é muito comum em mineração, entretanto, para que estes fatores sejam estimados de uma maneira sistemática,

é necessário conhecer a maior quantidade de características possível do depósito e da operação. Segundo Matthews (2015), em muitos casos, as reservas são estimadas sem dados de produção disponível para calcular o MCF; entretanto, ainda assim é necessário estimar fatores razoáveis de perda e diluição de minério para o depósito. Se a perda e diluição do minério forem mal estimadas, isso poderá ter implicações significativas nos resultados econômicos do projeto.

Devido à sua grande importância, a quantificação da diluição operacional em lavra a céu aberto será o tema da presente tese, testando a metodologia proposta em diferentes estudos de caso (diferentes tipos de minério e abordagens quanto à escavação). O cálculo e aplicação da diluição operacional não substitui a diluição a ser aplicada em outras etapas de estimativa e planejamento, mas sim, vêm para contribuir para que todas etapas sejam interligadas, considerando particularidades de cada operação/depósito. O objetivo é demonstrar que um fator de diluição pode ser utilizado de maneira sistemática, porém este fator deve ser baseado nas características específicas de cada local e plano de lavra, não um número fixo e/ou médio e que se perpetua ao longo do tempo.

1.1 Estado da arte

A reconciliação é um processo amplo de aferição dos resultados de produção contra os resultados previstos a partir de modelos. O processo de reconciliação pode ser segmentado em diversas etapas ao longo do processo produtivo. Tal divisão em etapas permite que determinadas diferenças entre resultados previstos e efetivamente realizados sejam identificadas e entendidas. Em uma primeira análise, espera-se que um resultado planejado seja a reprodução do que foi executado. No entanto, em se tratando de previsões realizadas sobre dados espacialmente dispersos são esperadas variações, considerando que modelos de estimativa são, por natureza, incertos e não completamente conhecidos até que de fato tenham sido lavrados (CÂMARA et al., 2014). Segundo Richard e Sulemana (2015), estudos de reconciliação podem fornecer alertas precoces ou sinais de problemas que podem ocorrer nas previsões ou nas etapas de produção subsequentes.

Diversos autores como Pitard (1998), Best e Gallant (2004), Morley (2003), Fouet et al. (2009), Parker (2012), entre outros, apontam para o fato de que a qualidade dos dados é um dos aspectos mais importantes no processo de reconciliação e que a análise dos mesmos deve ser feita sempre em conjunto. Segundo Bertinshaw e Lipton (2007), a reconciliação deve ser realizada em intervalos apropriados de tempo para checar o desempenho dos modelos de

recursos e reservas e fornecer parâmetros científicos para ajustar as estimativas de diluição e perdas. Além de intervalos de tempo adequados, a reconciliação também deverá ser realizada em intervalos de espaço monitorados, para que características específicas do depósito não mascarem possíveis problemas de operação (continuidade de um corpo, por exemplo).

Estudos sistemáticos de reconciliação fornecem uma comparação do modelo final com os valores produzidos e também fornecem um meio de monitorar a qualidade da estimativa das reservas de minério, gerada a partir de dados de pesquisa mineral. Os estudos podem ser designados para investigar dados de entrada como qualidade da amostragem ou banco de dados, modelagem de reservas e estimativa (exemplo: interpretação geológica, metodologia de interpolação de teores) e verificar o modelo final de reservas de minério (DOMINY; NOPPÉ; ANNELS, 2004).

Na estimativa dos modelos de recursos e reservas, um processo comumente utilizado é a krigagem, a qual gera a melhor estimativa para a média local em um bloco, porém, para garantir que o erro associado a essa estimativa seja mínimo, a variância dos teores entre os blocos estimados é suavizada (MATHERON, 1963). Este efeito faz com que a variabilidade dos teores dos blocos calculada seja menor do que a dos dados originais. Por isso, os resultados dados por métodos de krigagem não permitem realizar análises de sensibilidade em torno das estimativas, ou seja, a incerteza associada às estimativas não pode ser corretamente incorporada (COSTA et al., 1998).

Souza (2002) diz que as principais razões para uma reconciliação insatisfatória estão relacionadas, na maioria das vezes, com a incerteza na interpretação geológica e na estimativa de parâmetros. Muitos fatores podem afetar o grau de incerteza no processo de estimativa, por exemplo: o efeito da mudança de suporte; a insuficiência de amostras, a má amostragem ou a técnica de preparação; erros de interpolação na geração do modelo de blocos; efeito de suavização dos interpoladores, etc. Desta forma, independentemente das razões, é importante reconhecer que não existem modelos de blocos perfeitos, no sentido de que sempre existirá um erro associado (incerteza). Schofield (1998) aponta para o fato de que nenhum método de estimativa será bom em todos os aspectos. Na seleção do método mais adequado, devem ser levadas em consideração algumas questões como a variação de minério no depósito e qual a expectativa de recuperação da porção mineralizada em minério.

Segundo Abichequer (2010), os métodos de estimativas tradicionalmente utilizados para construção do modelo de blocos não são capazes de prever a variabilidade associada à estimativa dos teores de maneira efetiva. Diferente da krigagem, os métodos de simulação geoestatística têm como objetivo reproduzir a variabilidade *in situ*, e a continuidade espacial dos dados originais, pela geração de imagens equiprováveis condicionadas aos dados que reproduzem as características estatísticas de 1ª e 2ª ordem dos dados amostrais. Desse modo, a intensidade de incerteza associada às estimativas pode ser avaliada (GOOVAERTS, 1997). O objetivo da krigagem e da simulação são muito diferentes: enquanto a krigagem busca a minimização do erro associado ao valor previsto localmente, a simulação tem como objetivo construir modelos de incerteza que devem reproduzir as características de variabilidade natural dos fenômenos. Os mapas provenientes da krigagem fornecem a visualização das melhores estimativas locais, porém quando analisados globalmente apresentam alguns desvios. Por outro lado, o modelo simulado é capaz de reproduzir estatisticamente os dados originais, ou seja, reprodução de histogramas e modelos de variogramas mais próximos e semelhantes aos dos dados originais.

Os métodos de simulação estocástica foram desenvolvidos originalmente para corrigir o efeito de suavização e outros artefatos exibidos nos mapas produzidos através de estimativa por krigagem (DEUTSCH & JOURNAL, 1998 citado por DIEDRICH, 2012). Ao contrário da interpolação, métodos de simulação estocástica não resultam em uma única estimativa do mapa da variável de interesse, mas sim em cenários equiprováveis de ocorrência.

Segundo Capponi (2012), a simulação estocástica condicional é a ferramenta para geração de modelos de blocos para um depósito mineral baseado e condicionado aos mesmos valores e estatísticas dos dados originais. Esses modelos representam o mesmo depósito e são todos condicionados a reproduzir os dados originais e, portanto, passam a ser representações igualmente prováveis do verdadeiro depósito. Uma série de modelos simulados do depósito pode representar ou capturar a incerteza sobre a descrição do verdadeiro depósito mineral, ou seja, o grau de incerteza associado às estimativas pode ser avaliado.

Quanto ao impacto da diluição na reconciliação de dados, pouco é visto a respeito de metodologias de controle e quantificação de tal fator em lavra a céu aberto, especialmente quando se trata de planejamento de lavra operacional. Shaw (2013) diz que a diluição e as perdas de minério são consequências dos limites de mineralização e estes são representados localmente pela forma do bloco. O trabalho de Roldão et al. (2012) trata do tema da incerteza

dos contatos litológicos entre minério e estéril e propõe o uso de simulação geoestatística para definir litologias e teores em um depósito de ferro. Os resultados das simulações foram comparados com a reserva oficial calculada a partir do modelo de blocos determinístico para medir o risco do projeto e o impacto das diluições internas da estimativa na qualidade do produto. O estudo de Dagasan et al. (2019) também se enquadra na linha de definição dos limites do corpo de minério, onde é proposta uma metodologia aplicada a um depósito de bauxita laterítico visando um equilíbrio entre diluição e perdas de minério, utilizando para isso técnicas de simulação *multi-point*. Já o trabalho de Amirá, Morales e Cáceres (2019) é focado em encontrar um tamanho ótimo de bloco que permita uma menor diluição em corpos altamente estratificados e em formatos de veios, também utilizando técnicas de simulação para gerar os diferentes cenários. Para a escolha do melhor cenário, são utilizadas técnicas de planejamento a longo prazo para avaliar o risco da diluição contra os maiores valores resultantes dos planos (NPV). Os referidos trabalhos focam na definição dos limites de zonas mineralizadas para minimização da diluição, o que é uma abordagem diferente ainda da diluição operacional.

Geralmente, os trabalhos encontrados a respeito da diluição na lavra são referentes à mineração subterrânea, como por exemplo Elbrond (1994), Pakalnis, Poulin e Hadjigeorgiou (1995) e Villaescusa (1998); mais recentemente, também pode ser citado Xingwana (2016), que faz uma revisão de como a diluição e perdas impactam no MCF, visando melhorar posteriormente a qualidade da minério extraído e fornecido à usina. A maior quantidade de trabalhos para mineração subterrânea quando comparada aos trabalhos em lavra a céu aberto pode ser explicada pela seletividade dos métodos subterrâneos e o impacto da diluição em suas operações. Algumas técnicas utilizadas para o controle de diluição em lavra subterrânea podem ser utilizadas em mineração a céu aberto, com as devidas adaptações.

Alguns trabalhos mais recentes no tema de diluição em lavra a céu aberto como Domingo et al. (2015) e Eshun e Dzigbordi (2016) apontam para o uso de sistemas de controle de movimento do material durante o desmonte de rocha por explosivos, a fim de minimizar a perda de minério, diluição e, às vezes, erros de classificação. Ambos trabalhos focam na minimização da diluição através de métodos que propõem um melhor sequenciamento no desmonte, utilizando para isso detonadores eletrônicos e modelos que preveem o movimento dos materiais desmontados. Estes estudos mostram que o uso de tais sistemas pode contribuir eficientemente para o controle da diluição, porém, o custo de sua aplicação pode ser bastante alto.

Zarnshenas e Saeedi (2016) fazem uma avaliação do risco da diluição em minas a céu aberto através de um modelo que quantifica o risco de diluição de acordo com características específicas da mina, no que diz respeito a riscos ambientais, econômicos, técnicos, sociais (comunidade), de saúde e segurança, etc. Cada um destes riscos principais irá receber um peso de acordo com seus subitens, por exemplo: o risco social e comunidade, onde a agricultura entra como um subitem e os riscos associados à mesma se referem à poluição na água, ar e solo. Outro exemplo é a respeito do risco econômico, onde a diluição pode influenciar de maneira direta. Ainda segundo Zarshenas e Saeedi (2016), se as propriedades do minério e do estéril forem diferentes, a planta, equipamentos e todo o sistema que é feito baseado no minério irão encontrar problemas. Da mesma forma, problemas técnicos como erros no destino do material (despacho) poderão acontecer se as propriedades físicas do estéril forem muito semelhantes às do minério.

O trabalho referido no parágrafo acima segue na mesma linha que a dissertação de mestrado de Câmara (2013), onde também foi proposto um sistema de quantificação da diluição, porém neste caso o que era determinado era um fator de diluição, também baseado em características do depósito e da operação. A quantificação dos riscos, neste caso, levou em consideração que diversos aspectos específicos da lavra e intrínsecos ao depósito levariam a uma diluição baixa, média ou alta e associava a esta classificação um percentual variável entre 5, 10 e 15%.

Os trabalhos encontrados na área de estudo como: Bertinshaw e Lipton (2007), Rossi (2009), Ebrahimi (2013), Amirá, Morales e Cáceres (2019), dentre outros, demonstram que apesar do conhecimento do quanto a diluição pode impactar no planejamento e operação de lavra, existem poucas metodologias desenvolvidas nesta área, principalmente em se tratando de lavra a céu aberto e horizontes de planejamento a curto prazo.

1.2 Justificativa

Conforme já citado anteriormente, é notório que a falta de entendimento nos processos geradores de diluição, da forma como abordar o problema e do apontamento das consequências que a incorporação de materiais estéreis extraídos e incorporados ao minério, pode ser significativo aos planos de lavra e resultados de uma operação. Para reforçar o apelo científico e a necessidade do estabelecimento de uma técnica para essa finalidade se soma a existência de poucas referências quando se trata de metodologias que visam resolver a questão da diluição

operacional em lavra a céu aberto. Logo, a justificativa deste trabalho se dá pela proposição de uma análise e rotina que permita calcular a diluição operacional e utilizar esta informação para adequações no planejamento de lavra de curto prazo.

1.3 Meta

Esta tese de doutorado tem como meta desenvolver uma metodologia para quantificação da diluição operacional em lavra a céu aberto, utilizando para isso informações referentes a modelos de blocos e planos mensais de produção.

1.4 Objetivos específicos da tese

Para atingir o objetivo geral e meta propostos, os seguintes objetivos específicos serão buscados:

- i. Desenvolver uma rotina para quantificar a diluição operacional.
- ii. Criar um procedimento que automatize a rotina desenvolvida no item anterior, de maneira que a tarefa seja simples e de rápida execução.
- iii. Testar a metodologia em diferentes tipos de minérios e diferentes abordagens de desmonte (por explosivos e escavação mecânica).
- iv. Investigar as consequências do uso de modelos de incertezas de teores como dado de entrada para o cálculo da diluição.
- v. Quantificar a probabilidade de ocorrência da diluição utilizando modelos de teores simulados.

1.5 Metodologia

A primeira etapa do trabalho consiste em determinar uma metodologia para calcular a diluição causada pela ineficiência da operação de lavra a céu aberto. A avaliação é feita para os blocos que estão inseridos nos planos de lavra e os seus adjacentes, verificando os seus teores e calculando a diluição. Se um bloco de minério está em contato com um bloco de estéril, logo o bloco de minério irá sofrer diluição e perda, devido à configuração dos blocos e do método de lavra. Baseado nas poligonais de planejamento de lavra e na relação de contato entre blocos de minério com blocos de estéril, é possível estimar a diluição para o período desejado. Estas poligonais representam as bancadas a serem desmontadas, seja por desmonte mecânico ou com

o uso de explosivos. A exemplo de mineração subterrânea, a diluição é calculada bloco a bloco, porém é contabilizada dentro do painel ou do avanço programado para um determinado período, ponderando os resultados pelas massas lavradas.

Uma forma de melhorar a análise da diluição operacional é automatizar tal cálculo, pois a automatização irá realizar as operações necessárias de maneira mais rápida, efetiva e correta, uma vez que os processos envolvidos no cálculo estarão sistematizados e não sujeitos a possíveis erros de execução. Existem algumas ferramentas que auxiliam na sistematização de processos que são executados rotineiramente. Os próprios software de planejamento de lavra permitem gravar uma sequência de processos, para que os mesmos possam executados de maneira rápida e direta posteriormente, as chamadas *macros* ou *scripts*. Além de facilitar no quesito execução, os processos compilados e automatizados são executados em menor tempo. JavaScript, Python e C++ são exemplos de linguagens de programação que podem ser usadas, associadas ao software de planejamento de lavra.

Para a análise proposta neste trabalho, a automatização do cálculo da diluição operacional foi realizada primeiramente através da utilização de ferramentas disponíveis em um software de planejamento comercial, associado à linguagem JavaScript e HTML. Na evolução do trabalho, esta automatização passou a ser via *script* desenvolvido em linguagem Python, possibilitando a inclusão da informação advinda dos modelos simulados na rotina.

A etapa final do trabalho consistiu na construção de mapas de probabilidades de ocorrência da diluição, visando identificar as áreas com maior propensão a ter diluição operacional, utilizando para isso os resultados das análises dos cenários estocásticos, fornecidos através do uso do *script* Python. A partir da informação das áreas de maior probabilidade de ocorrência de diluição, é possível redefinir ou ajustar locais previamente planejados, permitindo maior controle sobre este fator.

1.6 Contribuição da tese

A importância científica desta tese de doutorado consiste no desenvolvimento de uma metodologia para quantificar diluição operacional em lavra a céu aberto. A diluição operacional demonstra ter grande impacto no planejamento de lavra, porém os poucos estudos no tema geralmente são voltados para mineração subterrânea ou à diluição devido a erros de estimativa dos blocos. Além da quantificação da diluição operacional, a consolidação da metodologia em

uma rotina de fácil uso permitirá a sua aplicação em casos práticos, contribuindo assim para melhorar resultados do planejamento de mina.

1.7 Organização da tese

O formato de tese em modelo escandinavo é regulamentado pelo Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica da Universidade Federal do Rio Grande do Sul (PPGE3M - UFRGS), o qual exige que para a apresentação da tese em tal formato, a mesma deve ser composta por 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.

Seguindo a regulamentação do PPGE3M, esta tese é composta por dois artigos científicos publicados e um artigo aceito na sua forma final para publicação. Os três artigos foram publicados em periódicos classificados na Plataforma Sucupira da Qualis - Sistema brasileiro de avaliação de periódicos, mantido pela Coordenação de Aperfeiçoamento de Pessoal de Nível Superior (CAPES). Além dos três artigos, o documento da tese é composto pelo Resumo, Abstract, e capítulos de Introdução, Integração de artigos, Conclusões e Referências. Os três artigos científicos serão incluídos conforme as suas versões finais de publicação, de acordo com as normas das respectivas revistas. As referências bibliográficas também já serão apresentadas no corpo dos artigos científicos, salvo as referências presentes no restante da tese.

O Capítulo 1 apresenta a introdução deste trabalho, mostrando um breve estado da arte do tema estudado, justificativa, meta e objetivos específicos para atingir os resultados propostos, além da metodologia, contribuição e organização da presente tese. O Capítulo 2 é chamado de integração de artigos, onde os três artigos publicados são apresentados, demonstrando a continuidade e evolução do estudo. O Capítulo 3 apresenta as conclusões obtidas ao longo do desenvolvimento do trabalho e as recomendações. Além destes capítulos, os apêndices A e B listam as demais publicações realizadas durante o período de doutorado.

CAPÍTULO 2

2. INTEGRAÇÃO DE ARTIGOS

O corpo da presente tese é composto pelos seguintes artigos publicados em periódicos internacionais:

- Câmara, T. R., Peroni, R. L. Quantifying dilution caused by execution efficiency. REM: Int. Eng. J., v. 69, n. 4, p. 487–490, 2016.
<http://dx.doi.org/10.1590/0370-44672014690006>
- Câmara, T.R., Leal, R.S., Peroni, R.L. and Capponi, L.N. Controlling operational dilution in open-pit mining. Mining Technology, v. 128, Issue 1, p. 1-8, 2018 (TIMM A), 2018. <https://doi.org/10.1080/25726668.2018.1470275>
- Câmara, T.R., Leal, R.S. and Peroni, R.L., Accounting for operational dilution by incorporating geological uncertainties in short-term mine planning. DYNA, 87(213), pp. 178-183, April - June, 2020.
<http://doi.org/10.15446/dyna.v87n213.83661>

Os artigos 1 e 2 estão publicados nos periódicos REM - International Engineering Journal e Mining Technology (TIMM A), respectivamente, e o terceiro foi aceito formalmente para publicação no periódico DYNA, e estão formatados de acordo com as normas exigidas por tais periódicos. Os artigos serão apresentados nas suas versões originais, no idioma de publicação (inglês), para garantir a confiabilidade das informações e formato da tese escolhido. Cada artigo possui conteúdo próprio e apresenta revisão bibliográfica, metodologia, estudo de caso, análise de resultados e conclusões. O conjunto dos três artigos demonstra a sequência e continuidade e a integração entre os trabalhos. A seguir, breve resumo dos principais resultados obtidos em cada artigo.

O Artigo 1, publicado no periódico REM - International Engineering Journal, mostra a quantificação da diluição operacional em lavra a céu aberto devido à ineficiência de operação. Esta primeira abordagem levou em consideração aspectos como a diluição interna dos blocos e a ineficiência da operação foi medida de acordo com a capacidade do equipamento em lavar o bloco de maneira fidedigna e seletiva. Neste trabalho, a partir da informação correspondente às poligonais de planejamento e modelo de teores, a diluição interna dos blocos foi calculada de forma não automática, quantificada para cada poligonal de planejamento de forma individual. A principal contribuição do Artigo 1 é a de evidenciar que a utilização de um fator fixo de diluição para corrigir planos de lavra e posteriores reconciliações é suplantada pela utilização de um fator baseado em informações específicas do plano em questão e que esses valores variam ao longo do tempo.

O Artigo 2, publicado na revista Mining Technology (TIMM A), mostra uma evolução considerável na metodologia desenvolvida no primeiro artigo. Além da diluição interna dos planos, neste artigo também foi considerada a diluição que ocorre pela influência do ângulo de face de bancada. Outro ponto de grande contribuição foi a sistematização do cálculo da diluição de forma automática, apresentado através de um *script* (baseado em funções presentes no software comercial de planejamento de lavra e uso de linguagem JavaScript e HTML) que é capaz de calcular a diluição de maneira a garantir a confiabilidade e rastreabilidade das informações, em curto período de tempo. O segundo artigo também mostrou duas diferentes abordagens para o cálculo de diluição, a depender se o desmonte das frentes é realizado via explosivos ou escavação mecânica.

O Artigo 3, formalmente aceito pela revista DYNA, acrescenta aos resultados dos artigos anteriores as medidas de incerteza sobre os teores do depósito. O artigo apresenta como principais contribuições o desenvolvimento de uma rotina de cálculo de diluição (*script* Python), independente do software comercial de planejamento de lavra e, principalmente, a abordagem do uso de informações de incertezas geológicas para a previsão e controle da diluição. Neste trabalho, a quantificação da diluição utilizou informações de modelos de blocos simulados, com n-teores (equiprováveis), onde a partir destas informações foi possível identificar locais com maior probabilidade de ocorrência de diluição dentro de um plano de lavra. A informação de áreas com maior propensão de ocorrência de diluição é muito útil para possíveis correções de tais planos, caso as condições operacionais permitam. Mais uma vez, neste trabalho é salientado que a informação da diluição não precisa ser utilizada somente como

um fator na reconciliação, mas também pode e deve ser usada como parâmetro de entrada no planejamento da lavra.

A evolução do trabalho pode ser percebida na sequência de apresentação dos artigos. O Artigo 1 trata pela primeira vez da quantificação da diluição operacional, demonstrando a importância da sistematização de um cálculo e o benefício de utilizar um fator de diluição baseado nos dados da própria operação. Este é o tema central da tese, que demonstra uma prática comum nas operações de utilizar um fator fixo para consideração da diluição no planejamento de lavra. O primeiro artigo demonstrou que por meio de uma metodologia simplificada, foi possível calcular a diluição, resultando em um fator de diluição de acordo com as características específicas e seletividade da operação. Entretanto, algumas particularidades do cálculo ainda estavam muito incipientes, necessitando de melhorias e ajustes.

O Artigo 2 continuou o estudo, ajustando tais cálculos e sistematizando a rotina definida no Artigo 1, adicionando a questão da influência do ângulo de face da bancada à quantificação da diluição, demonstrando que a diluição dos blocos localizados nas bordas do plano de lavra deveria ser tratada diferentemente do que para os blocos localizados totalmente dentro das poligonais de planejamento. O desenvolvimento de um *script* para o software comercial Studio OP garantiu rapidez para os testes desta metodologia, além de demonstrar grande flexibilidade para diferentes estudos de caso.

Por fim, o Artigo 3 consolidou a técnica desenvolvida nos trabalhos anteriores, primeiramente através da conversão do script para a linguagem Python, o que além de tornar a execução mais simples e rápida, possibilitou que a metodologia não fosse atrelada a software comercial, tornando-a independente. Entretanto, a maior evolução do terceiro artigo se deu por meio do uso da informação que modelos simulados de teores podem fornecer; utilizando tais modelos, foi possível avaliar a probabilidade de ocorrência da diluição nos planos de lavra. Desta forma, áreas com maior potencial de ocorrência de diluição puderam ser mapeadas, e caso tais áreas pudessem ser redefinidas (com mais seletividade), a diluição poderia ser minimizada. Caso não seja possível trabalhar com mais seletividade nos planos em questão, o fator de diluição poderá ser usado mais uma vez, porém com maior confiabilidade do que apenas um valor fixo e não calculado.

Para o desenvolvimento do trabalho, algumas premissas tiveram adotadas, como a consideração de que os blocos analisados são blocos homogêneos, o que significa assumir que

o teor do bloco é igual em toda a sua extensão. Desta forma, foi possível quantificar a diluição causada pela influência do ângulo de face de bancada e a diluição interna, uma vez que foi assumido que o teor correspondente às porções adicionadas (ou deixada de ser lavrada, no caso da perda) era o mesmo do que o bloco inteiro. Outra premissa assumida foi a respeito da abordagem utilizando o método de desmonte via explosivos. Geralmente, o desmonte de rochas com uso de explosivos resulta em maior diluição do que o método de escavação mecânica, porém no estudo de caso apresentado no Artigo 2 foi assumida a premissa que, após o desmonte via explosivos, a separação dos materiais dentro de uma mesma poligonal se torna inviável. Desta forma, tal abordagem considerou o cálculo da diluição apenas para os blocos localizados na borda das poligonais planejadas. Para que o resultado não seja interpretado de maneira equivocada, é importante ressaltar que para utilizar a metodologia de cálculo da diluição para operações com desmonte de rochas com uso de explosivos, os locais previamente definidos a serem desmontados deverão considerar a melhor separação possível entre áreas de minério e estéril.

A análise dos três trabalhos conjuntamente permite entender o impacto da diluição operacional em lavra a céu aberto. Cada artigo utilizou um estudo de caso com um tipo de minério diferente, mostrando a adaptabilidade da metodologia em diferentes situações. Os três artigos apresentados mostram que uma análise nos polígonos de lavra planejados pode levar à identificação de locais com maior probabilidade de ocorrência de diluição. Nem sempre será possível diminuir esta diluição, porém tendo posse destas informações antecipadamente, um melhor plano de lavra pode ser definido. O estudo em questão é de grande importância uma vez que, dentre os diversos tipos de diluição que podem ocorrer em lavra a céu aberto, a diluição operacional é a que pode ser controlada.

Quantifying dilution caused by execution efficiency

<http://dx.doi.org/10.1590/0370-44672014690006>

Taís Renata Câmara

Pesquisadora assistente de Lavra de Minas
Instituto Tecnológico Vale
Ouro Preto – Minas Gerais - Brasil
taiscamara@gmail.com

Rodrigo de Lemos Peroni

Professor Associado
Universidade Federal do Rio Grande do Sul – UFRGS
Departamento de Engenharia de Minas
Porto Alegre – Rio Grande do Sul – Brasil
peroni@ufrgs.br

Abstract

In open pit mining, dilution is not always a factor systematically analyzed and calculated. Often it is only an adjusted number, for example, calculated or even empirically determined for a certain operational condition perpetuating along time in the form of a constant applied to calculating reserves or mine planning in attendance of audit requirements. Dilution and loss are factors that should be always considered for tonnage and grade estimates. These factors are always associated and can be determined considering several particularities of the deposit and the operation itself. In this study, a methodology was determined to identify blocks adjacent to the blocks previously planned to be mined. Thus, it is possible to estimate the dilution caused by poor operating efficiency, taking into account the inability of the equipment to perfectly remove each block, respecting its limits. Mining dilution is defined as the incorporation of waste material to ore due to the operational incapacity to efficiently separate the materials during the mining process, considering the physical processes, and the operating and geometric configurations of the mining with the equipment available.

Keywords: dilution, mine planning, efficiency.

1. Introduction

All mining operations experience dilution at some time and in most cases, the elimination of the waste within the ore blocks is impossible. However, experience has shown that dilution can be controlled to acceptable levels by the implementation of correct mining engineering principles (Butcher, 2000). According to Pakalnis *et al.* (1996), ore losses and dilution are present at all stages of mining and while several models can investigate the influence of dilution, it is its quantification that represents the most serious challenge. Furthermore it is now recognized that what is considered acceptable dilution is a function of ore grade, percentage of dilution, production costs and ultimately of ore selling prices. Consequently the degree of acceptable dilution differs from site to site.

A definition for dilution is a portion of waste material incorporated into the ore during its extraction and transport to the processing plant, thus reducing the grades of ore previously

estimated. And the loss, according to Villaescusa (1998), is defined as the economical material that is not mined due to geological aspects and operating conditions.

Dilution can be subdivided into two categories: internal and external to the ore. According to Sinclair and Blackwell (2004), both categories of dilution can be further subdivided on the basis of geometric considerations about the deposit itself or of the diluting material. External dilution can be related to minimum mining width, contact dilution and overbreak of wallrock relative to planned mining margins. Internal dilution can be considered from the perspective of volumes of barren rock within an ore zone or the inherent diluting effect resulting from either increasing the size of SMUs or the effect of blocks misclassification resulting from sampling and analytical errors occurring in grade control.

External dilution is a result of the mining method chosen, as well as

the complexity of the contact between ore and waste, while the degree of influence will be dependent on how abrupt is the change in grades in this contact. External dilution can also be a result of the size and position of the block to be mined. In a block model representation, each one of the six blocks contiguous to the considered one have influence on a type of dilution, that can be horizontal or vertical (Figure 1). If the block to be mined is in contact with blocks that are not mineralized (or if they are of low grade ore), the dilution will occur in this contact when imperfect separation methods are used or to maintain the geotechnical slope angle of the wall face.

Rarely can the block be removed without incorporating any part of the lateral blocks. Also, considered must be the fact that the operator should have full control of positioning, and that the equipment selected for the block extraction should be properly sized, thus minimizing the dilution.

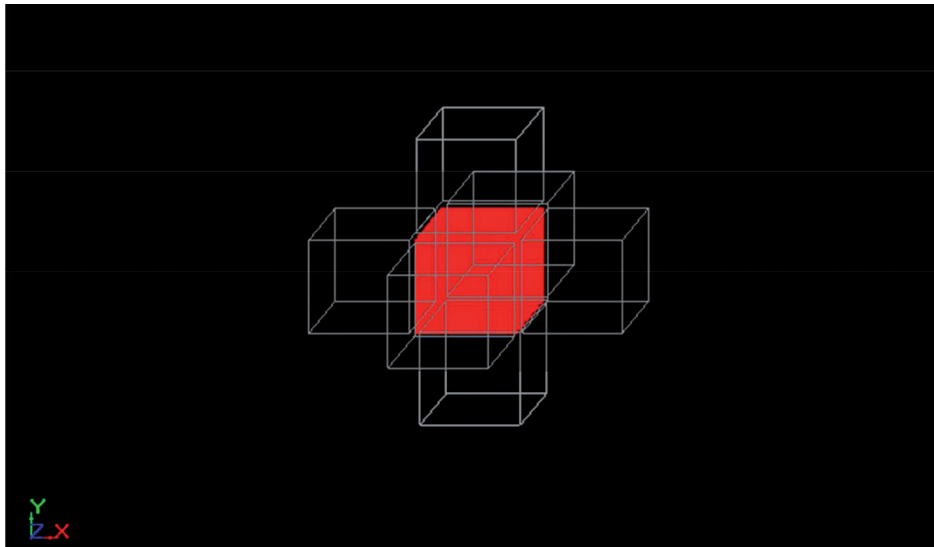


Figure 1
Block to be mined and the six blocks contiguous to the considered one.

2. Material and methods

In short term planning, polygons are usually defined to delineate the locations where mining should be made based on the processing plant requirements or product specification, such as average head grade, contaminants, rock hardness and total milling capacity (Câmara, 2013). The delimitation of these areas in the field can be made through the use of flags or any

other physical marking on site.

In some companies that use more technology in their operations, many mining machines have Global Positioning Systems (GPS) installed. However, even with the use of technological resources, often due to operating problems (such as equipment's selectivity or, operator's skills) these polygons are not strictly followed,

causing differences in relation to planning. This aspect can certainly be cited as one of the factors that cause differences during the reconciliation process. The dilution that occurs due to these problems in the execution can be calculated using the methodology shown in this study and this dilution can be associated as short term mine planning dilution.

Methodology

To apply the methodology, the first step is to select the blocks falling within the polygons of the monthly plan. Thus, the type of rock that is present in each polygon planned to be mined can be determined. These polygons are contained in a given reference level, normally associated with the base of the blocks. After, the polygons are projected to a distance equivalent to the

block's height or to the bench height, depending on the operation approach. The union of the base and top polygons now sets a solid that represents the volume to be removed from the block (or portion) and weighted average considering the masses, allowing one to calculate the value of the variables of interest that are expected to be accomplished according to targets defined

by the mine planning. Figure 2 shows a plan view of the deposit, where it can be observed that the model is represented in the colored blocks in the background representing different rock types that occur in the ore deposit, according to the legend provided. In pink, are representations of what would be the mining areas planned for a given period (monthly plans, for example).

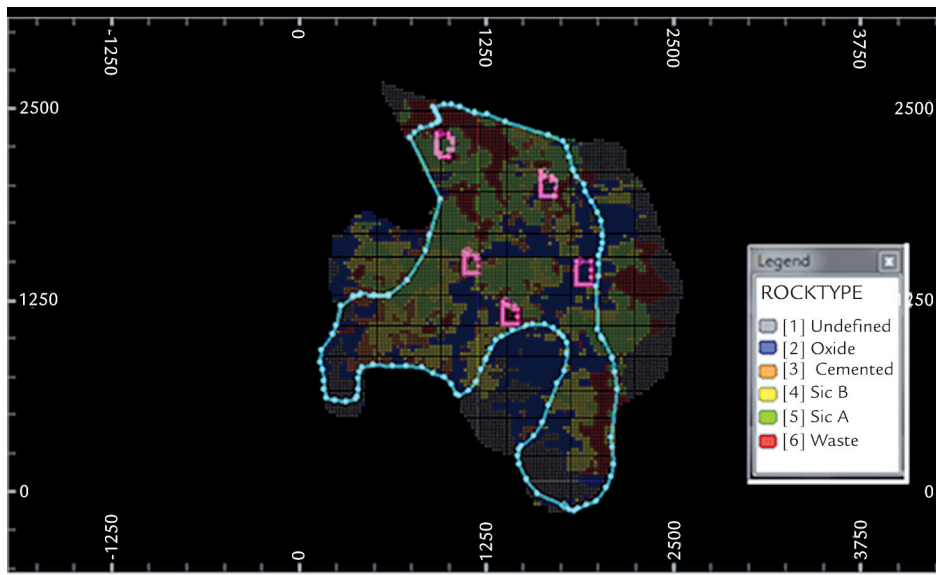


Figure 2
Planning polygons superposed to the block model.

After creating the solids from planning polygons, it is possible to identify the blocks that are inserted within these solids and the blocks that are in contact with the boundary blocks. Considering that the process of mining is imperfect, contact blocks will be diluted because the equipment is not able to select the block exactly where it ends or at the dig line previously determined, if this line does not coincide exactly with the boundary of the blocks. For the definition of the dilution, it was considered that the mining equipment

includes 1 meter of each block that is in the contact area. For a block with dimensions of X, Y and Z corresponding to 25m, 25m and 10m, respectively, this addition of 1 meter represents 4% of the total mass to be mined. In this example it was considered that the equipment removes more material to calculate dilution, but the equipment could also remove less material, thus causing losses. Therefore, this methodology allows defining both dilution and losses in a block inside a planned area. To identify which blocks are on the external limit

of the polygon, i.e., the blocks that will cause dilution if they are in contact with the planned blocks, considering they are low-grade ore or waste, the polygon was expanded horizontally taking into account the block dimensions in X and Y directions and transformed into a solid using the same process described above to select the planned blocks. After performing the step of selecting the blocks planned, the process is repeated for the expanded polygon, so that the contact blocks and their grades can be identified (Figure 3).

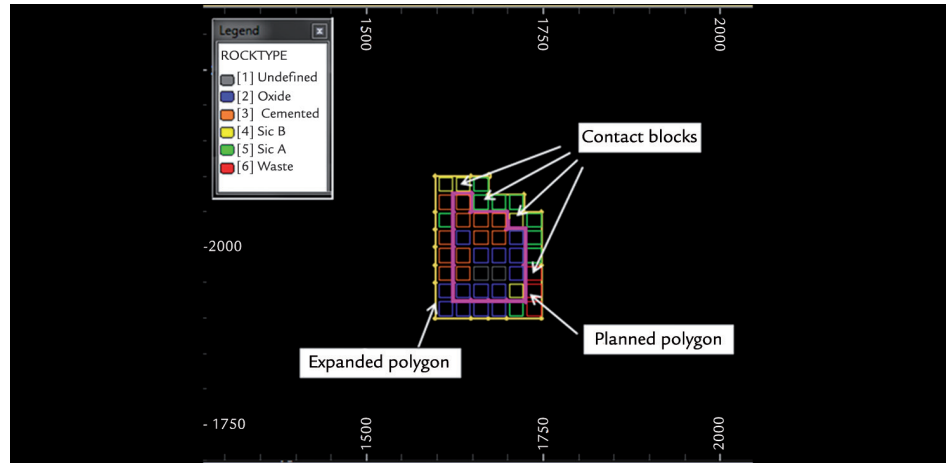


Figure 3
Blocks located in the dig line contact limit.

The selections of blocks are exported to an Excel spreadsheet. The first step is to analyze in the worksheet of the expanded model, which blocks are of the

contact and which are not. Then, for the contact blocks, identify which blocks are the adjacent ones, and if they are blocks of ore or waste. To those blocks

that are in contact with blocks of waste or low-grade ore, dilution is calculated and a new grade is now applied to that diluted block.

3. Results and discussions

Considering that the dimensions in the X and Y directions are of 25 m and

that XC and YC represent the coordinates of the centroid of each block, the neigh-

boring blocks can be identified using the calculation shown in Table 1.

Table 1
Identification of adjacent blocks.

	NORTH (N)	SOUTH (S)	EAST (E)	WEST (W)
XC	XC block	XC block	XC block + 25	XC block - 25
YC	YC block + 25	YC block - 25	YC block	YC block

After identifying the block, it is possible to query other important fields related to these blocks, such as ROCK TYPE and P₂O₅AP grade (apatite phosphate grade). By knowing the contacts and the corresponding grades, dilu-

tion can be calculated for each block analyzed. This analysis process evaluates each block individually, but the results can be computed together for the whole dig line. Table 2 shows an example of analysis for a specific block. As shown,

the block located to the North of the original block is identified as low-grade ore, and it will cause dilution in the grade of the original block. This analysis is repeated for all the blocks that are in the contact region.

Table 2
Identification of location, P₂O₅AP grades and rock type of adjacent blocks.

	XC (m)	YC (m)	ZC (m)	P ₂ O ₅ AP (%)	ROCK TYPE
Analyzed block	1687.5	2037.5	1015	18.49	3
North	1687.5	2062.5	1015	9.03	5
South	1687.5	2012.5	1015	17.37	3
East	1712.5	2037.5	1015	9.03	4
West	1662.5	2037.5	1015	20.10	3

First of all, the location of the block is evaluated along upon direction this block has contact with unplanned blocks. Secondly, the rock type and P_2O_5 AP grade of the contact is analyzed and if the rock type of the contact block is different from the rock type of the analyzed block, then dilution is calculated. As stated earlier, it is considered that the mining equipment incorporates 1 meter of the adjacent block in the mined block, a value that is also incorporated into the calculation of the total mass mined. This 1 meter was defined

4. Conclusions

Controlling dilution in a systematic way allows for a better understanding of problems during mass and grade reconciliation processes and where they occur. According to Câmara *et al.* (2013), ore losses and dilution are problems that are often difficult to locate and quantify, but with a good method of control, it is possible to minimize them. The calculation proposed within this methodology is a way to

5. Acknowledgements

The authors acknowledge the post-graduating program (PPGE3M) of Federal University of Rio Grande do Sul (UFRGS); LPM (Mine planning and Min-

according to the mining equipment selectivity for this specific operation; however, it can vary according to the characteristics of each operation.

With the grades diluted according to the type of contact, the total dilution of the planned polygon can be calculated. In the example tested in this case, the plan was to mine the total mass with an average grade of 10.82%. After calculating the dilution, the new average grade was of 10.48%. The difference in grades is 0.34%, a value that corresponds to a dilution of P_2O_5 AP

grades of about 3.12%.

The dilution results show considerable values, which demonstrate that even where the reconciliation adherence is quite satisfactory, dilution may occur. In this example it occurs due to the lack of the selectivity capacity of the equipment and/or operator skills and mining delimitation practices. This demonstrates the importance of reconciliation between planning and execution in mining to control dilution, and if there are problems in reconciling these, the dilution will be much higher.

systematically approach this subject that is commonly neglected or masked during mining. It was attempted to make a simple and direct approach to a parameter that is notoriously complex and difficult to control. It is known that most mining companies either simply disregard this effect or use a factor without considering the particularities of the deposit, just applying a fixed number for the entire deposit along the

mine life without considering that the origin and consequences of this choice can lead to differences in reconciliation and generalizing to deposits that have different contexts. The analysis of the dilution caused by the execution efficiency proved to be quite satisfactory and with this methodology, it is possible to identify the contacts of the planned blocks and after determining their grades, calculate the dilution.

6. References

eral Research Laboratory) from DEMIN/UFRGS, for the support and infrastructure to develop this study. The company Vale Fertilizantes S.A., for providing data

and support during the work. And to CNPq, National Council of Technology and Science Development – Brazil, for the scholarship grant.

- BUTCHER, R. J. *Dilution control in Southern African mines*. Brisbane, Australia: MassMin, 2000. p. 113 – 118.
- CÂMARA, T. R. *Sistematização do cálculo de diluição e perdas operacionais para reconciliação de teores e massas em lavra a céu aberto*. Rio Grande do Sul: Universidade Federal do Sul, 2013. 89p. (Deissertação).
- CÂMARA, T. R., PERONI, R. L., FONTOURA, D. M., CAPPONI, L. N.. *Controlling dilution and mine planning performance indicators to improve reconciliation*. In: 36th APCOM - Applications of Computers and Operations Research in the Mineral industry. Porto Alegre: Fundação Luiz Englert, 2013. v. 1. p. 561-569.
- PAKALNIS, R. C., POULIN, R., HADJIGEORGIOU, J. Quantifying the cost of dilution in underground mines. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*. v.33, n. 5, p. 1136 - 1141, 1996.
- SINCLAIR, A. J., BLACKWELL, G. H. *Applied mineral inventory estimation*. Cambridge: Cambridge University Press, 2004. 401 p.
- VILLAESCUSA, E. Geotechnical design for dilution control in underground mining. *Proc. Seventh International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection*. Calgary, Balkema, Rotterdam, 1998. p.141-149.

Received: 13 June 2014 - Accepted: 18 December 2014.



Controlling operational dilution in open-pit mining

Taís Renata Câmara^{a,b}, Ronald Scheffer Leal^c, Rodrigo de Lemos Peroni^b and Luciano Nunes Capponi^c

^aInstituto Tecnológico Vale (ITV), Avenida Juscelino Kubitschek, Ouro Preto, Brazil; ^bMining Engineering Department, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, Brazil; ^cVale Fertilizantes – Complexo de Mineração de Tapira, Tapira, Brazil

ABSTRACT

Dilution and ore loss are important factors that can affect costs and profitability of a mining operation by lowering the quantity of mineral or metal that can be produced from each ton of processed ore. When discussing open-pit mining, dilution and ore loss are sometimes assumed as fixed factors in geostatistical block models and cut-off grade calculations, without considering specific particularities of the deposit and operation. This paper proposes to quantify the dilution caused by operational inefficiency through identifying the ore blocks that are a part of the short-term plans and mapping their neighbourhood, considering the nature of the contacts and the differences in grades. This technique enables the operational dilution to be calculated. It is applicable for operations using mechanical excavation and/or blasting. The results demonstrate that operational dilution can be measured and controlled to improve the tonnage and grade reconciliation between planning and production.

ARTICLE HISTORY

Received 3 August 2017
Revised 26 March 2018
Accepted 23 April 2018

KEYWORDS

Dilution; ore loss; control; open-pit; mining; operational; reconciliation; short-term

Introduction

Dilution refers to the material below the cut-off grade that is mixed with ore during mining, thereby reducing the grade of the excavated material (Tommila, 2014). Dilution can be classified into two categories according to Sinclair and Blackwell (2004): internal or external with regard to the ore. Internal dilution is the waste material that is necessary to extract the ore and its separation during mining is considered impossible, and it is intrinsic to the mining method and equipment used. Ebrahimi (2013) defined external dilution (also called contact dilution) as the waste that is mined within the mining block. External dilution varies based on the geology, shape of the orebody, drilling and blasting techniques, scale of operation and equipment size. Villaescusa (1998) defined ore loss as the economical material that is not mined or that is mixed with the waste material because of geological factors and operating conditions.

Dilution is extremely important in some types of underground mining because of the higher selectivity of those mining methods compared to open-pit mining methods. In the case of open-pit mining, the most common way to represent dilution is through the use of resource/reserve models, but in such models, blocks can be misclassified in the estimates or simulations. Ebrahimi (2013) demonstrated the importance of calculating dilution in open-pit mining considering this factor when designing or evaluating mines.

Câmara (2013) defined operational dilution as the incorporation of the waste material into the ore due

to the operational inefficiency of separating materials during mining, considering the physical processes, operational and/or geometric configurations of mining with the available equipment. Short-term operational dilution that occurs during mining is quantified according to the contact between the planned blocks and their neighbourhood, and according to the way the blocks are mined, primarily considering whether the dig line limits (i.e. mine plans) are respected.

In mechanical excavation, dilution depends on the selectivity of the mining equipment, skill of the operator and correct identification of blocks in the field. If the blocks are correctly identified and the mining equipment has Global Positioning System (GPS) control, the errors tend to be smaller and dilution therefore tends to be reduced. For operations that use drill and blast disaggregation, dilution can be measured by the amount of waste incorporated in the ore after blasting. In this case, dilution can be caused by problems in drilling patterns, detonation times or by operational problems, such as back break, sub-drilling and hole deviation (Fernberg, 2008).

According to Pakalnis, Poulin, and Hadjigeorgiou (1996), dilution and ore losses can be present at all stages of mining and the degree of acceptable dilution differs from site to site. Dilution cannot be completely avoided, but it can be controlled at acceptable levels by implementing correct mining engineering principles (Butcher, 2000). This study aims to quantify operational dilution in open-pit mining by evaluating the effect of inefficiency in mining on the planned masses and grades.

Materials and methods

In short-term mine planning, mine plans are defined to extract specific areas in a given period, aiming to meet masses and grades targets. The proposed methodology is used to analyse these mine plans to verify if there are differences between the planned and actual measurements; thus, the dilution can be calculated.

The calculus of the dilution begins by determining the operational dilution inside the mine plans for ore blocks that are in contact with waste blocks within the planned areas, based on the premise that equipment imprecision will keep the blocks from being extracted perfectly. Figure 1 shows an example of an ore block surrounded by three waste blocks, where the dashed lines represent the portion of the contact blocks (light grey) that are extracted together with the ore block (dark grey) during mining. To calculate dilution, each portion of the waste blocks is incorporated to the ore block (due to the excavation imperfection, delimitation, etc.), and the diluted grade is weighted by this new mass, according to Equation (1). These portions will only be added if the contact between blocks is ore waste, because it is assumed that if the contact between blocks is ore–ore, the blocks will be entirely extracted anyway and sent to the processing plant.

Ore loss is not considered in this part of the equation, because the methodology assumes that it is better to recover more ore tonnage, even at the expense of higher dilution, than having ore losses. Crawford (2004) showed that conversely, reducing dilution through more selective mining often results in higher ore losses. This type of dilution can occur when a portion of the planned area is composed of blocks of waste, which cannot be separated due to operational conditions or inaccuracies in the equipment (and operator) by the time of extraction, even with equipment that has GPS devices (Rossi, 2009).

$$\begin{aligned} \text{Diluted Grade} = & \\ & ((\text{ore block mass} \times \text{block grade}) \\ & + (\text{adjacent portion} \times \text{waste block grade})) \\ & \frac{}{(\text{ore block mass} + \text{adjacent portion})} \end{aligned} \quad (1)$$

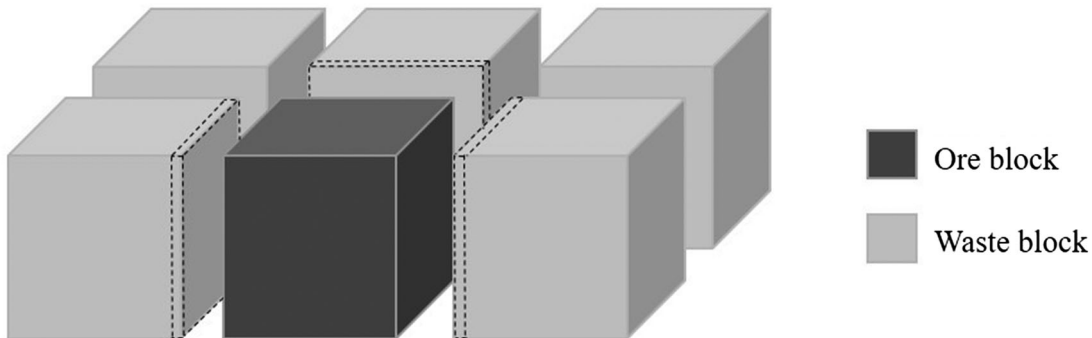


Figure 1. Ore block surrounded by waste blocks. The dashed lines represent the portion of the waste blocks that will be added to the ore block during mining.

When a deposit is estimated, the result is a block model, usually represented as prismatic blocks with X, Y and Z coordinates and orthogonal faces without inclination. However, when designing a pit, it is necessary to consider geotechnical parameters, such as slope angle and bench face angle, in order to respect operational conditions and rock stability. Using trigonometry, it is possible to calculate the mass of the triangular prism formed by the influence of the bench face angle that will result in lost and diluted material (Figures 2 and 3 and Equation (2)). The lower triangular prism is part of the planned block, but due to the bench face angle, it will not be extracted, so it will be designated as ore loss (Equation (3)). The upper triangular prism is part of a non-planned block in contact with the block planned to be extracted and will be designated as dilution (Equation (4)).

$$\tan \alpha = \frac{\text{ZINC}}{x} \quad x = \frac{\text{ZINC}}{\tan \alpha} \quad (2)$$

$$\begin{aligned} \text{Mass of lower triangular prism} \\ = \frac{\left(\frac{x}{2} \times \frac{\text{ZINC}}{2}\right) \times \text{YINC} \times \text{Density}}{2} \end{aligned} \quad (3)$$

$$\begin{aligned} \text{Mass of upper triangular prism} \\ = \frac{\left(\frac{x}{2} \times \frac{\text{ZINC}}{2}\right) \times \text{YINC} \times \text{Density of adjacent block}}{2} \end{aligned} \quad (4)$$

To calculate the diluted grade, the mass of the triangular prism designated as dilution will be added to the block mass, and the mass of the triangular prism designated as ore loss will be subtracted from it. Equations (5)–(8) show the steps to calculate ore loss, dilution, total block mass and the diluted grade due to the influence of bench face angle.

$$\text{Ore loss} = (\text{Mass of lower triangular prism} \times G1) \quad (5)$$

$$\text{Dilution} = (\text{Mass of upper triangular prism} \times G2) \quad (6)$$

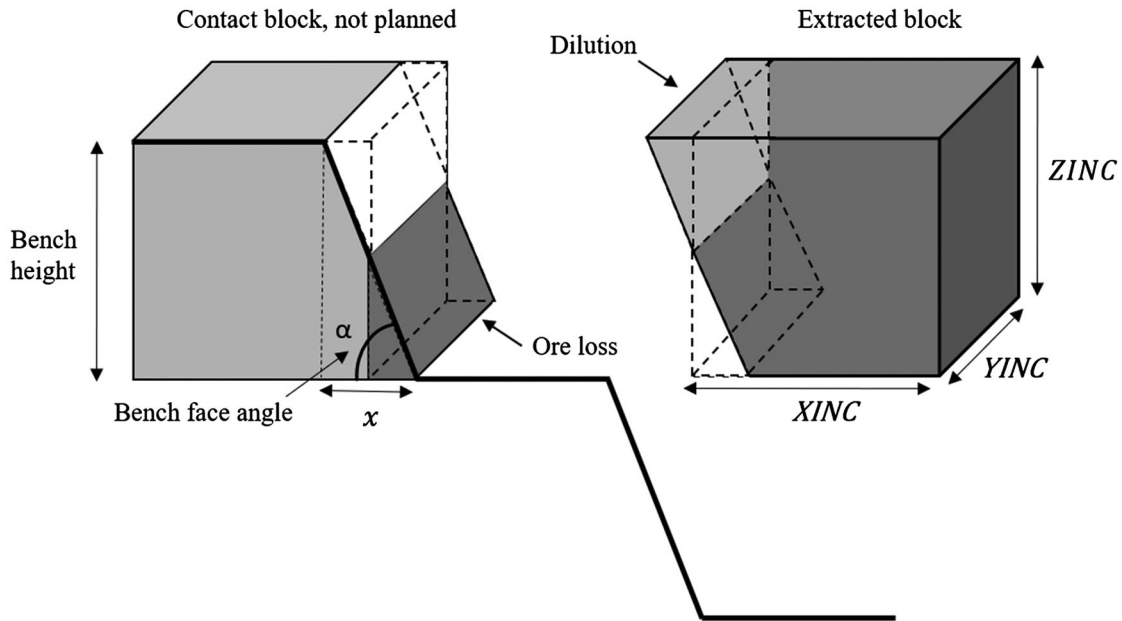


Figure 2. Dilution for the blocks located at the borders of the mine plans due to the influence of bench face angle.

$$\begin{aligned} \text{Total block mass} &= (M1) + (\text{Mass of upper triangular prism}) \\ &- (\text{Mass of lower triangular prism}) \end{aligned} \quad (7)$$

$$\text{Diluted grade} = \frac{(M1 \times G1) + \text{Dilution} - \text{Ore loss}}{\text{Total block mass}} \quad (8)$$

where

- XINC, YINC and ZINC are the block dimensions in X, Y and Z, respectively;
- M1 is the ore block mass, calculated by:

$$\text{Block mass} = XINC \times YINC \times ZINC \times \text{Density}$$

- G1 is the ore block grade;
- G2 is the contact block grade.

The influence of the bench face angle will only occur in the blocks located at the borders of the mine plans, since the blocks entirely within the plan will be completely extracted. The dilution is calculated by period, so

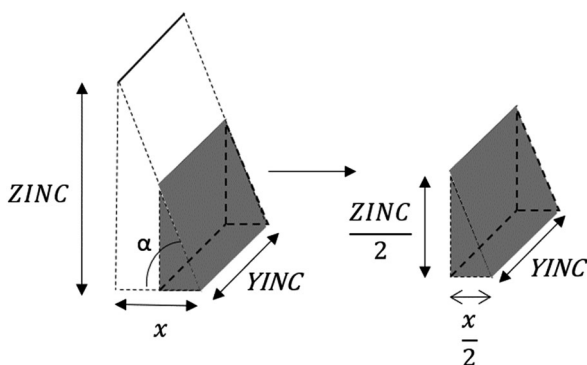


Figure 3. Trigonometry to calculate the mass of upper and lower triangular prisms.

even if in the next lay back the lower triangular prism is extracted, for the analysed period it will be considered as loss and will affect the previously planned mass and grade.

The proposition and implementation of this technique is based on the methodology of Câmara and Peroni (2016). These researchers' methodology is improved using an algorithm with HTML and JavaScript languages, making it possible to quantify dilution by considering specific operational conditions for short-term mine planning purposes. The interface of the algorithm is shown in Figure 4. The major advantage of using an automated algorithm is the execution speed of the processes and the reproducibility of the results, if necessary.

The first step of the routine is to identify the blocks located inside the mine plan polygons and their corresponding grades. The mine plan polygons are usually composed of blocks classified according to the rock type, densities, chemical and mineralogical properties due to the characteristics of the deposit.

The polygons are located at a given reference level, normally associated with the bottom of the blocks (or bench floor). The projection of these polygons defines a solid representing the volume to be removed from the block (or portion of the block), and the grades are weight-averaged considering the masses.

As input data, the script needs

- Mine plans: polygons to be transformed into solids;
- Block Model: 3D deposit representation, considering the information about block size, spatial location (X, Y and Z), grades and density;
- Definition of the variable that corresponds to the ore and its respective cut-off grade.

DILUTION

INPUT DATA

MINE PLANS

BLOCK MODEL

ORE COLUMN ▼

CUT OFF GRADE

MINING METHOD

MECHANICAL

DRILL AND BLAST

OPERATIONAL PARAMETERS

THICKNESS

BENCH FACE ANGLE

BENCH HEIGHT

OUTPUT

BLOCK MODEL

Figure 4. Script interface.

After inserting the input data, the user must choose the disaggregation method, set the bench height and bench face angle, according to the operational conditions. If mechanical excavation was chosen as the disaggregation method, the portion of the contact blocks that are extracted together with the ore block during mining (as shown in Figure 1) must be set too, in metres. This portion is called ‘thickness’ in the script interface and must be chosen according to block dimensions and the precision of the equipment used to excavate. For example, if the equipment is properly dimensioned, it is recommended using approximately 5% of the X/Y dimension to determine the slice of waste that will be incorporated to the ore block.

When drill and blast method is used to mine an area, it becomes difficult to separate the material planned for the whole polygon after blasting, due to

the material displacement. For this reason, if drill and blast was chosen as the disaggregation method, it is not necessary to enter a value of thickness, because only the dilution due to bench face angle is calculated.

Using the input data, the script calculates the operational dilution inside the mine plans and the dilution/ore loss due to the influence of bench face angle. Table 1 shows an example of the output model, that will be the block model inserted as input containing the block indexes (IJK), centroid coordinates (XC, YC, ZC), planned grade (P₂O₅AP), DENSITY containing the density of each block and a new column added corresponding to the P₂O₅ diluted grade (DIL_GRADE). The calculation of the diluted grade is given by combining the two types of dilution and ore loss, calculated block by block but computed for the whole period, as shown in Equation (9):

$$\text{Diluted grade} = \frac{\sum (\text{Masses} \times \text{Grades})}{\sum (\text{Masses})} \quad (9)$$

The methodology was applied on two different phosphate deposits mined by open-pit methods but employing different types of disaggregation: mechanical excavation was performed for the first deposit (deposit 1); drilling and blasting was performed for the second (deposit 2).

Deposit 1 is composed of rock types that do not need to be disaggregated by explosives, and extraction is performed by mechanical excavation. The definition of whether a block is ore or waste is based on its percentage of P₂O₅AP (apatitic phosphate), with the calculation considering the block to be ore if it has a P₂O₅AP grade $\geq 5\%$ or waste if it has a P₂O₅AP grade $< 5\%$. Figure 5 shows a plan view of deposit 1, where the white lines correspond to the mine plans and the squares are the blocks coloured according to the grade of the block.

For deposit 1, a 60° bench face angle was considered, and the block dimensions were 25 m, 25 m and 10 m, in the X, Y and Z directions, respectively. The bench height used was the block height (Z), 10 m. The adjacent portion of the contact blocks (dashed lines in Figure 1) that will be mined with the ore block is defined based on the block size (X

Table 1. Example of the output block model.

IJK	XC (m)	YC (m)	ZC (m)	P2O5AP (%)	Density (t m ⁻³)	DIL_GRADE (%)
624750	790,195	265,625	-95	7.28	2.83	7.28
624751	790,195	265,625	-85	6.71	2.83	6.71
624811	790,195	265,635	-85	5.68	2.83	3.80
761246	790,305	265,275	-135	5.10	2.8	2.34
963209	790,465	265,335	-105	5.05	3	3.41
973407	790,475	264,935	-125	5.98	2.81	5.98
973467	790,475	264,945	-125	6.61	2.81	6.61
1000469	790,495	265,245	-105	7.53	2.82	4.84

Note: The column DIL_GRADE was added to the block model inserted as input and corresponds to the results of Equation (9).

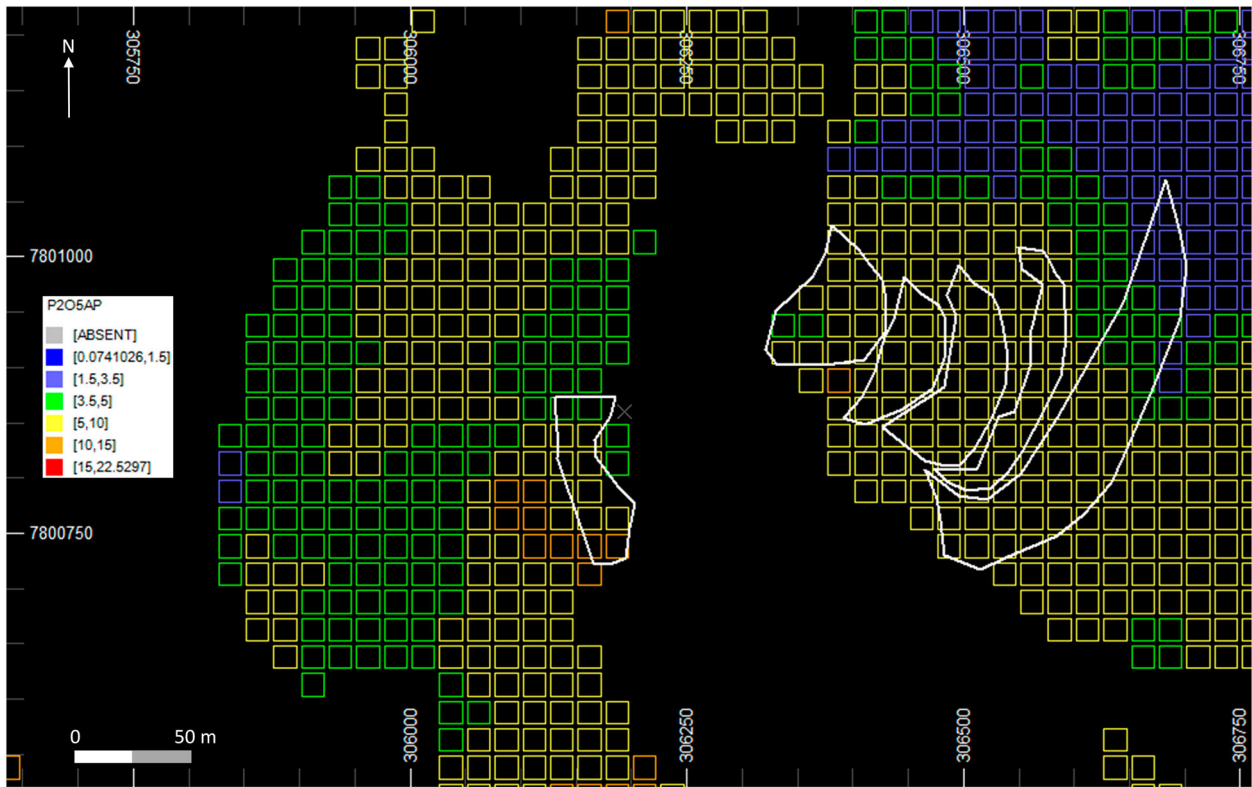


Figure 5. Planning polygons superposed on block model estimates.

and Y dimensions) and in the equipment selectivity, which was chosen to be 1 m in this case. The mine plans used are the monthly advances represented by the polygons (as shown in Figure 5) with 700–1500 planned blocks in the evaluated months. The total planned mass varies according to the periods and areas available to access.

Deposit 2 is also a phosphate deposit but composed of rock types different from the rock types that composed deposit 1. In this case, drilling and blasting was performed to disaggregate the material. The definition of ore and waste was also based on the P_2O_5AP grade. The cell size of the block model used for the evaluation of deposit 2 is 10 m in the X, Y and Z directions; the

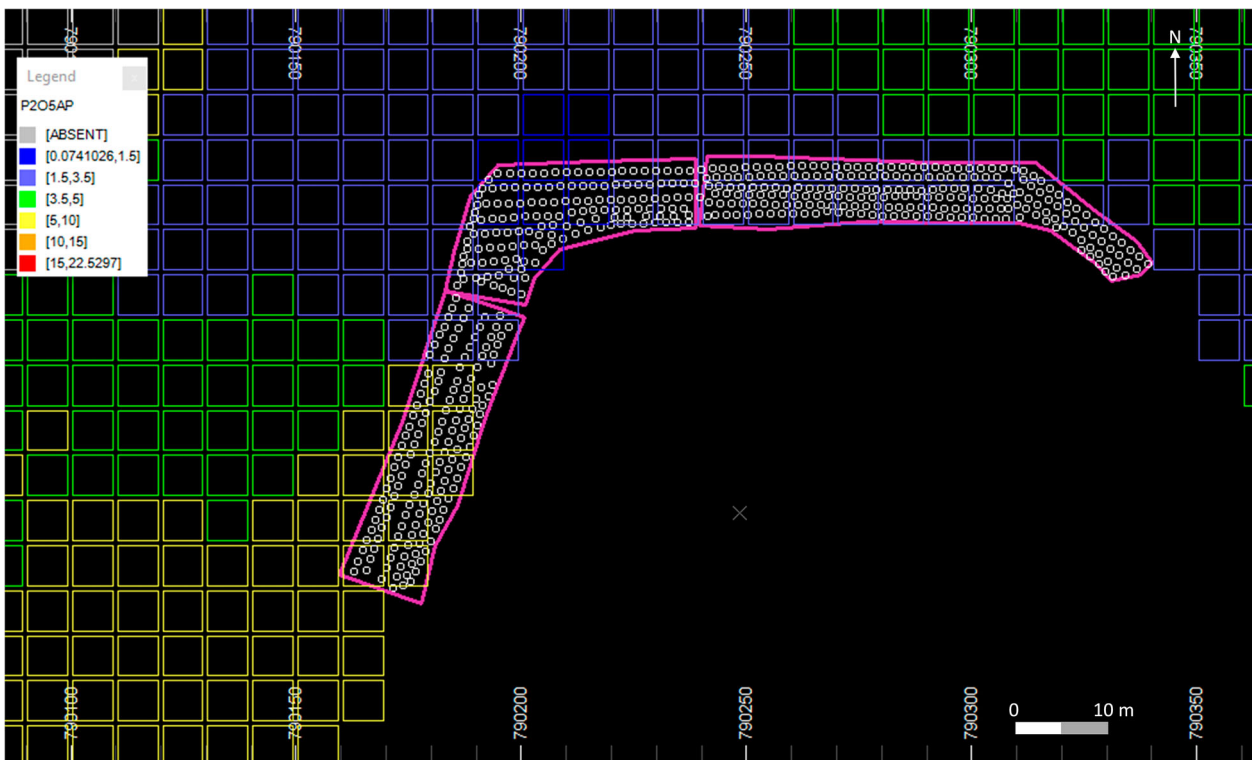


Figure 6. Drill and blast plan represented by polygons and block model.

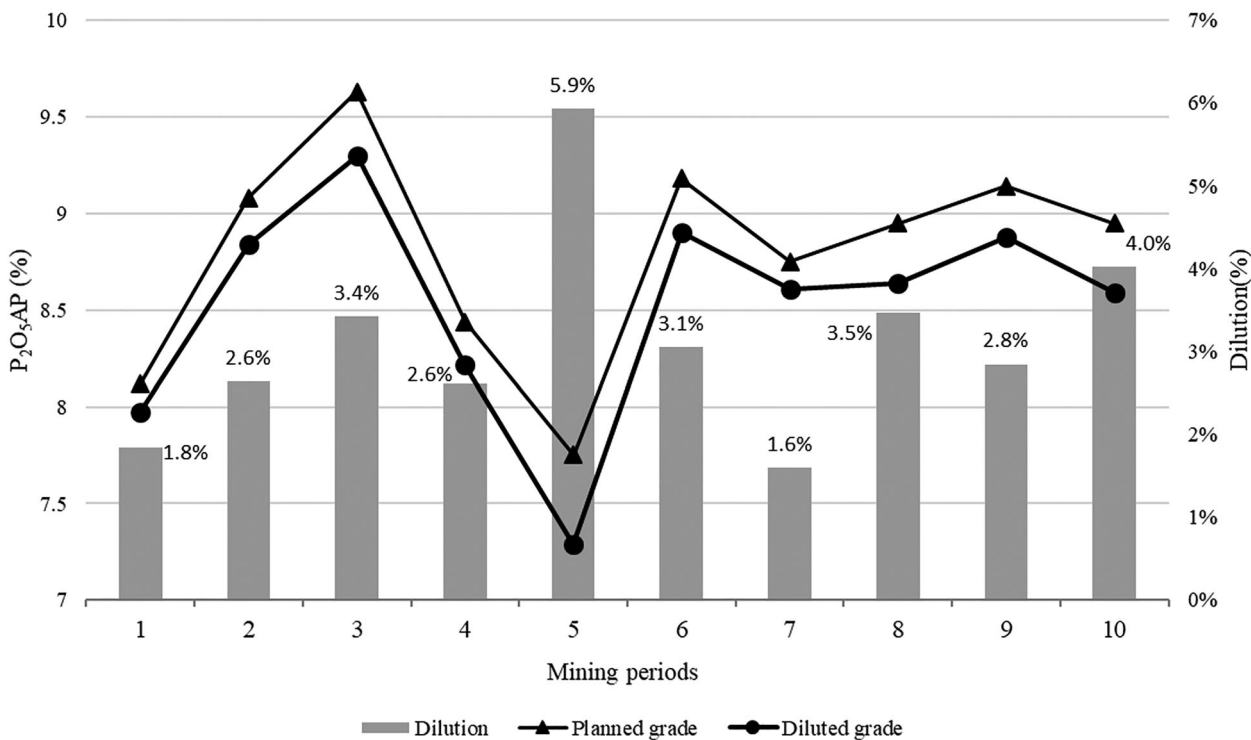


Figure 7. Dilution per month for mechanical disaggregation.

bench height used is the block height (Z), as in deposit 1. Figure 6 shows a plan view of deposit 2, where the white dots represent the drilling pattern,

the pink polygons are the mine plans and the squares are the blocks coloured according to the grades of the blocks.

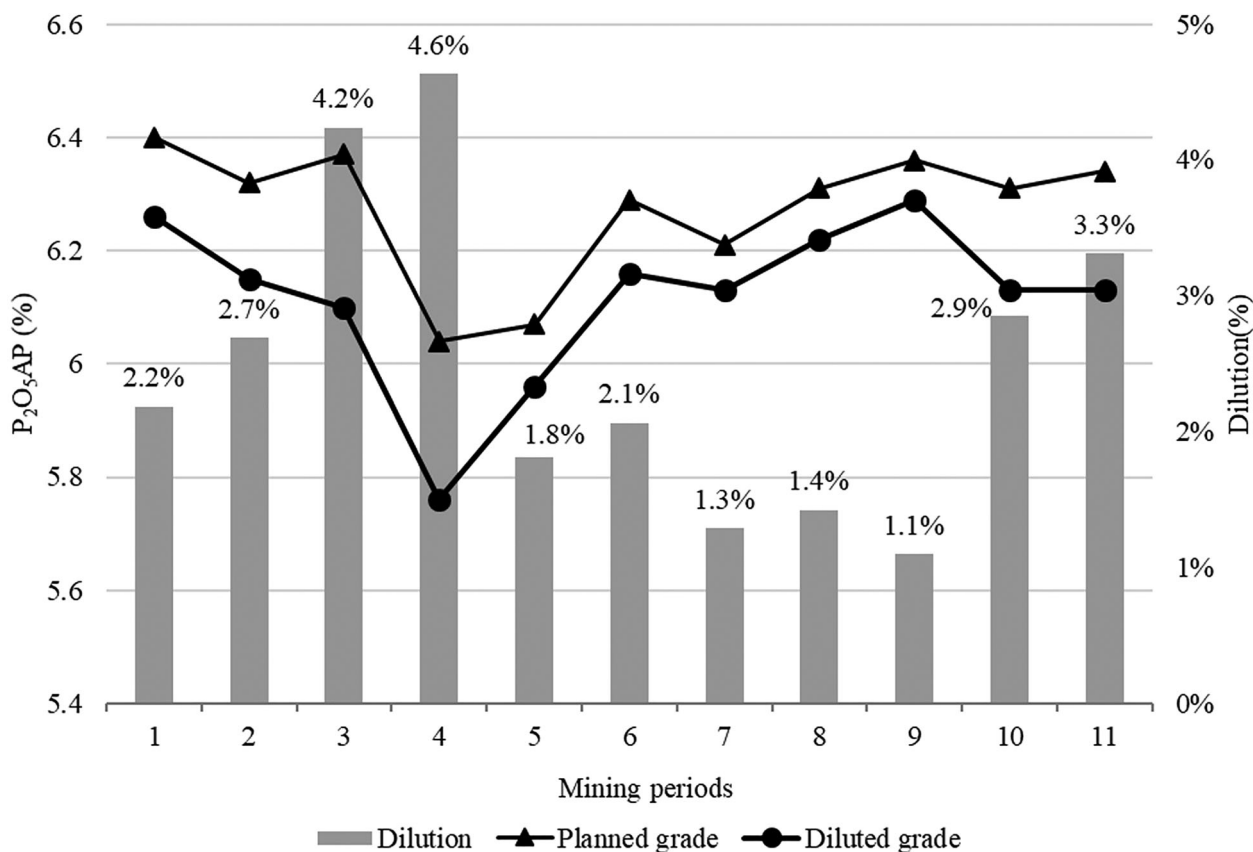


Figure 8. Dilution per month for drilling and blasting.

Results and discussions

To validate the methodology, the script was tested in two case studies using monthly dig lines related to the planning polygons and calculating the dilution and losses based on the block model. All procedures take an average of 1–2 min to execute using the files for the case studies considered in this work.

The first case study, considering mechanical excavation, yielded the data shown in Figure 7. The graph shows a comparison between the planned average grades (triangles) versus the diluted average grades (dots). The bars are related to the calculated dilution for each period that can be read in the right-hand axis, and the solid lines are related to the P_2O_5 grades read in the left-hand axis.

As can be observed in Figure 7, operational dilution occurred in all mining periods, demonstrating to be variable through the periods. The different results obtained for each period may be attributed to different factors, such as the area planned for a particular period being in a region of close contact with waste zones. The highest dilution observed was in a period that had the smallest planned grade (period 5), which could indicate a low-grade polygon or a large ore/waste contact zone.

In the second case study (drill and blast disaggregation), the same test was performed employing the second 'Mining method' option in the script. The results shown in Figure 8 present similar behaviour to that observed in the previous test. For all periods, small differences were observed between the planned and diluted grades, but even these small differences result in grade dilution that must be taken into account. As in the previous case study, the period with the smallest planned ore grade presented higher dilution.

Conclusions

In open-pit mining, dilution is generally accounted for only as the misclassification of blocks in the block model estimates. The results of this work demonstrated that in addition to misclassification in these models, it is important to calculate the dilution that occurs during mining, i.e. the operational dilution. It is clear that using a constant number to express dilution in the operation is not valid, considering the dilution is dependent on a number of factors that vary from period to period. As a general rule, for larger periods (years, semester), it might become easier to estimate dilution, but the operation needs to deal with monthly, weekly or even daily production; hence, providing a way to understand and explain the source of the differences is paramount.

In both case studies presented, the bench heights and bench face angles were set according to the specific characteristics of each operation, demonstrating the adaptability of the routine created. Nevertheless, it is extremely important that the data representing the planning polygons (areas to be mined) be designed correctly such that the blocks (or parts of them) within the polygonal can be identified. Polygons with small grades or with complex contacts between ore waste are more likely to present higher dilution; hence, the use of a constant dilution factor might lead to missing mass of ore in those periods.

The dilution calculated is considered one of the possible causes of the lack of reconciliation between planning and execution. By incorporating dilution in the short-term plans, it is possible to have greater control on the grades and masses fed to the processing plant. The results demonstrate that dilution and ore loss are variable for each mining period, and that they are not small to be disregarded. This work does not suggest that studies like those presented here should be done to find out a dilution factor that will be used ahead, but stimulate that this must be implemented in the operation routine to have the best estimate as possible of the real dilution for a particular operation and possibly reduce that factor to acceptable levels when it is too high.

Acknowledgements

The authors acknowledge Vale Fertilizantes, Inc., for providing data and support during the work. Special thanks are due to the Universidade Federal do Rio Grande do Sul and the Vale Institute of Technology.

Disclosure statement

No potential conflict of interest was reported by the authors.

References

- Butcher RJ. 2000. Dilution control in Southern African mines. Proceedings, MassMin 2000 Conference. Australasian Institute of Mining and Metallurgy. Brisbane, Australia, p. 113–118.
- Câmara TR. 2013. Sistematização do cálculo de diluição e perdas operacionais para reconciliação de teores e massas em lavra a céu aberto [master's thesis]. Federal University of Rio Grande do Sul - UFRGS. 89p. Portuguese.
- Câmara TR, Peroni RL. 2016. Quantifying dilution caused by execution efficiency. *REM*. 69(4):487–490.
- Crawford GD. 2004. Dilution and ore recovery. *Pincock Perspectives*. 60(4):487–490
- Ebrahimi AB. 2013. The importance of dilution factor for open pit mining projects. World Mining Conference 2013, Montreal, Canada, 12p.
- Fernberg H. 2008. Surface drilling – Atlas Copco Reference Book. 4th ed.; p. 15–16. www.fing.edu.com.uy/iq/SurfaceDrilling.pdf.

- Pakalnis RC, Poulin R, Hadjigeorgiou J. 1996. Quantifying the cost of dilution in underground mines. *Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr.* 33(5):1136–1141.
- Rossi ME. 2009. Accounting for dilution in ore resource estimation. Proceedings APCOM 2009. Vancouver, Canada, p. 84–92.
- Sinclair AJ, Blackwell GH. 2004. *Applied mineral inventory estimation*. Cambridge: Cambridge University Press. 401p.
- Tommila E. 2014. Mining method evaluation and dilution control in Kittilä mine [master's thesis]. Aalto University School of Engineering. 63p.
- Villaescusa E. 1998. Geotechnical design for dilution control in underground mining. Proceedings of the Seventh International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Calgary, Balkema, Rotterdam, p. 141–149.

Accounting for operational dilution by incorporating geological uncertainties in short-term mine planning

Consideración de la dilución operativa incorporando incertidumbres geológicas en la planificación minera a corto plazo

Taís Renata Câmara ^a, Ronald Scheffer Leal ^a & Rodrigo de Lemos Peroni ^a

^a Departamento de Engenharia de Minas, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, Brasil. taiscamara@gmail.com, ronaldsleal@gmail.com, peroni@ufrgs.br

Received: November 21th, 2019. Received in revised form: April 3rd, 2020. Accepted: April 13th, 2020

Abstract

Operational dilution in open-pit mining can influence short-term mine planning and affect the adherence between designed and executed plans, impacting the reconciliation results. This type of dilution may occur due to several reasons, such as erroneous assumptions regarding contacts, inefficient mining performance and uncertainties associated with the planned grades. The use of uncertainties enables better predictability and achievement of planned targets. Using the mine planning polygons and grade models, a methodology is proposed to measure the dilution ranges in each region. The methodology considers the uncertainty associated with the ore grades to verify the probability of occurrence of dilution in the short-term mine plan. The results demonstrated that the use of uncertainties enabled identification of the areas with a higher potential of incurring operational dilution. Using this information, the plans can be adjusted to minimize dilution, or the result can be used as a factor to correct the planned data.

Keywords: operational dilution; short-term planning; uncertainties.

Resumen

La dilución operativa en la minería en rajo puede afectar la adherencia entre los planes diseñados y ejecutados, lo que afecta los resultados de la reconciliación. Este tipo de dilución puede ocurrir debido a suposiciones erróneas con respecto a los contactos, desempeño minero ineficiente e incertidumbres asociadas con las leyes planificadas. Utilizando los polígonos de planificación y los modelos de bloques, se propone una metodología para medir los rangos de dilución en cada región. La metodología considera la incertidumbre asociada con las leyes de mineral para verificar la probabilidad de ocurrencia de dilución en el plan de mina a corto plazo. Los resultados demostraron que el uso de incertidumbres permitió la identificación de las áreas con un mayor potencial de incurrir en una dilución operativa. Con esta información, los planes pueden ajustarse para minimizar la dilución, o el resultado puede usarse como un factor para corregir los datos planificados.

Palabras clave: dilución operativa; planificación corto plazo; incertidumbres.

1 Introduction

Mine planning can be defined as the strategy of choosing the best set of blocks to be extracted in a period, which will provide the highest financial return to a mining company. Different stages of mine planning (long-, medium- and short-term) aim at different objectives, e.g., to maximize net present value (NPV), reduce costs and reach grade and tonnage targets. According to [1], at each time horizon (daily plans to life-of-mine), a planner selects blocks or regions of material (from a block model) to be extracted in each period (or across multiple periods) of the horizon. The block model is usually generated from the

geological data containing such information as density, tonnage, grade, lithology and geotechnical parameters. The input of conventional mine planning is usually a single estimated orebody model [2].

Optimization addresses the forecasting, maximization and management of cash flows of a mining operation and is the key to the financial aspects of mining ventures [3]. To reach the objectives of an optimization problem, different strategies are envisaged through the use of computational tools, aiming to maximize - or minimize - the objective function. The approaches to mine planning optimization (such as Lerchs & Grossmann [4], Pseudoflow[5] and Direct

How to cite: Câmara, T.R., Leal, R.S. and Peroni, R.L., Accounting for operational dilution by incorporating geological uncertainties in short-term mine planning. DYNA, 87(213), pp. 178-183, April - June, 2020.

Block Schedule [6]) are implemented as several software algorithms that consider as many parameters as possible to obtain results that are more realistic. An optimization model must involve the costs, especially mining and processing costs, and the generated income. The basic input data to the optimization problem is a set of economic block values representing the net value of each block. These block values are determined using the cut-off grade, costs, prices, recovery, dilution, density and operational parameters (e.g., slope angle, capacities, and production) [7].

Over the years and with the technological advances, more variables have been added to the optimization process, making it more realistic and adherent to the operational data. Among these improvements, simulated block models can be cited, i.e., multiple equally probable models considering grade and geological uncertainty. A method for capturing the uncertainty is to create stochastic simulations of the resource model, where the stochastic behaviour expresses the uncertainty or variability of the model's properties [8]. A common technique for creating multiple realizations is through geostatistical simulation procedures, e.g., turning bands, LU decomposition and sequential Gaussian simulation. Simulation also provides a means for incorporating a quantified risk analysis within the planning and design procedures [9].

Considering uncertainties in mine planning is a necessary task for achieving the expected targets, regardless of the planning stage considered. Spleit [10] stated in his thesis that one of the key risks in a mining project was geological uncertainty because the understanding of the geology, spatial distribution and variability of the ore qualities could only be inferred from limited data that was not necessarily representative of the entire deposit. The larger the amount of available information is, the greater the chance of obtaining better results. The use of geological uncertainties is an already well-understood task and is a part of the planner's routine when some variables have not been fully included to date and require more attention. Dilution is an example of a variable with few developments regarding its impact on mine planning, especially in regard to dilution in open-pit mining.

Dilution can be defined as waste or low-grade materials (below the cut-off grade) that are not separated from the ore during the operation; it reduces the quality of the mined ore [11]. Matthews [12] defined ore loss as a reduction of ore volumes in the mining process due to misclassification of ore as waste in the ore control process, exclusion of discontinuous mineralization from mining due to geometry or continuity, and mechanical losses in the mining process. Xingwana [13] affirmed that the inability to minimize ore loss can thus impact negatively on mine output through the loss of revenue. He also cited that ore dilution can impact negatively on the mine profit margin as a result of the extra costs involved in mining and processing of the waste that is treated as ore.

Instead of quantifying dilution in mining studies, it was common to assume a general dilution such as 5% for massive deposits, and 10% for tabular-shaped deposits [14]. The dilution is not always an analysed and systematically

calculated factor, often it is just a factor applied to the whole deposit or some zones of the deposit to satisfy the needs of audits [15]. Dilution as well as ore loss are factors that should be always considered for tonnage and grade estimates during mine planning.

According to Câmara et al. [16], in open-pit mining, dilution is generally accounted for only as a misclassification of blocks in the block model estimates. Rossi [17] showed the importance of incorporating an appropriate amount of dilution in the "undiluted" resource model such that a recoverable reserves model would eventually be obtained. The study of Bertinshaw and Lipton [18] reviewed various approaches to the estimation of dilution and ore loss, as implemented in computer block models, and considered these variables as an essential part of any ore reserve estimate or mine schedule. A probabilistic approach to calculate the dilution and the ore loss of a long-term model, considering the simulation results was presented in [19].

In addition to misclassification of blocks, another type of dilution – operational dilution – should be considered in mine planning, especially over a short-term horizon. An approach to determine operational dilution as the incorporation of waste material into the ore due to the operational inefficiency of separating materials during mining, considering the physical processes and operational and/or geometric configurations of mining with the available equipment was presented in [15].

This paper will show how the use of information of geological uncertainties can contribute to control the operational dilution in open-pit mining, besides enabling the development of mine plans seeking to minimize dilution. To this end, the proposed methodology will present an evolution of the routine presented in [16].

2 Methodology

The methodology developed by [16,20] consisted of an automated routine for calculating operational dilution through the analysis of short-term mine plans (subsets of blocks to be extracted), analysing blocks' grades, contacts and neighbourhoods to verify if there were differences between the planned grades and the measured data. This work proposes improving the mentioned methodology by incorporating the information of grade uncertainty to calculate the operational dilution. Another improvement was to rewrite the previous routine in the Python language to make the routine faster and more flexible, regardless of the mine planning software used. The routine is very straightforward and can be used for different deposits with different numbers of simulation scenarios. To use the proposed routine, it is necessary to input the data on block classification (ore or waste). Typically, this classification is based on rock type and grades prior to model definition. Another necessary input data are the columns that correspond to the grades.

The process of calculating the operational dilution begins by characterizing each block planned to be extracted, and its neighbourhood. Depending on the block position (inside the

mine plans or touching the borders of mine plan polygons), dilution will be calculated differently. For blocks located inside the polygon, dilution will be calculated based on the premise that equipment imprecision will keep the blocks from being extracted perfectly. If the contact between blocks is ore-waste, each portion of the waste blocks in contact with the analysed block will be incorporated with it (Fig. 1). As a result, the diluted grade will be weighed considering the new mass (eq. 1) incorporated in the ore block. The ore loss is not considered at this stage because the methodology assumes that it is better to recover more ore tonnage, even with the consequence of generating higher dilution, than having ore losses [16]. Crawford [21] also showed that reducing dilution through more selective mining often resulted in higher ore losses.

$$\text{Diluted Grade} = \frac{(BM_o \times BG_o) + (BM_{adj} \times BG_w)}{(BM_o + BM_{adj})} \quad (1)$$

Where,

BM_o is the ore block mass;

BG_o is the ore block grade;

BM_{adj} is the adjacent mass portion;

BG_w is the waste block grade;

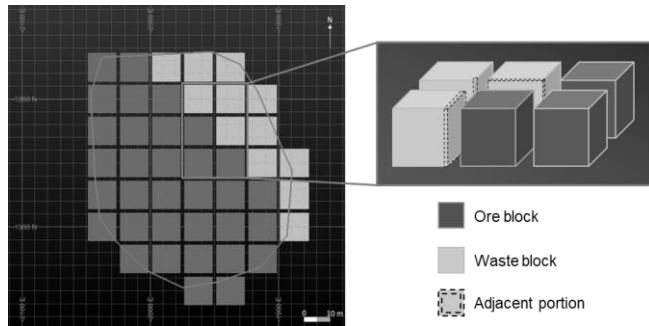


Figure 1. Blocks inside the mine plan and the influence of ore-waste contact. The dashed lines represent the portion of the waste blocks that will be added to the ore block during mining. Source: Adapted from Câmara et al., 2018.

For blocks located at the borders of mine plans, the influence of the bench face angle will be considered. When extracting a block, operational conditions and rock stability must be respected by using a stable bench face angle. Fig. 2 shows how the bench face angle can influence on the planned mass and grade of a block.

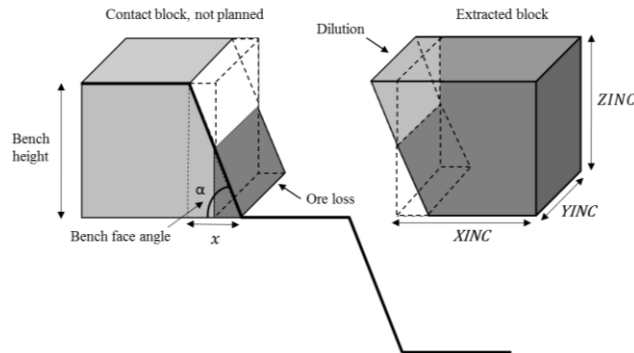


Figure 2. Dilution for blocks located at the borders of mine plans due to the influence of the bench face angle. Source: Câmara et al., 2018.

To calculate the diluted grade due to the influence of bench face angle (eq. 4), the mass of the triangular prism designated as dilution (eq. 2) will be added to the total block mass and the mass of the triangular prism designated ore loss (eq. 3) will be subtracted from it [16].

$$\text{Dilution} = \frac{\left(\frac{x}{2} \times \frac{ZINC}{2}\right) \times YINC \times D_{cont}}{2} \times BG_{cont} \quad (2)$$

Where,

x is the base of the triangular prism formed due to the bench face angle;

$YINC$ and $ZINC$ are the block dimensions in Y and Z, respectively;

D_{cont} is the density of the contact block;

BG_{cont} is the contact block grade;

$$\text{Ore loss} = \frac{\left(\frac{x}{2} \times \frac{ZINC}{2}\right) \times YINC \times D_o}{2} \times BG_o \quad (3)$$

Where,

D_o is the density of the ore block;

$$\text{Diluted Grade} = \frac{(BM_o \times BG_o) + \text{Dilution} - \text{Ore loss}}{BM_{total}} \quad (4)$$

Where,

BM_{total} is the total block mass;

As mentioned above, based on [16] an adjustment was made to incorporate the geological uncertainties. This adjustment refers to the variable corresponding to the cut-off grade. While in the previous methodology this value was fixed and read from a single column, in the presented approach the value is searched for among n columns that the model can have according to the number of simulations being considered.

The diluted grade is calculated by combining the two types of dilution and ore loss, calculated block-by-block but computed for the whole period, as shown in eq. (5).

$$\text{Diluted Grade} = \frac{\sum(\text{Masses} \times \text{Grades})}{\sum(\text{Masses})} \quad (5)$$

Hence, to calculate the diluted grade using eq. (1)-(5), n possibilities of grades will be considered. Depending on the number of simulations, this process could be very slow; however, using the Python application, the solution is obtained in a few minutes.

The result, instead of being a deterministic diluted grade for the whole period, will be a range of possible values of diluted grades according to the information from each simulation. All simulated scenarios have the same probability of occurrence; therefore, the probability distribution can be used to estimate the dilution range for each plan.

3 Results

To validate the methodology, the routine was tested in a case study using monthly mine plans and calculating the dilution and ore losses based on the simulated block model containing 30 equally probable scenarios of grade values. Based on the grades' uncertainty, dilution can have different values according to the analysed scenario.

The results were arranged in a box plot (Fig. 3) to examine the dilution as a function of the grades' uncertainty, for each planned month. Dilution was observed to vary from 1.35% to 4.7% during the 12 months evaluated; however, to understand the influence of the uncertainty, each month must be analysed individually. For instance, the 6th, 10th and 11th months resulted in greater internal variations; the 5th and 8th months had a small variation but presented dilution values higher than 3.5%. Both situations indicated a need for a detailed assessment to understand the reasons for such phenomena.

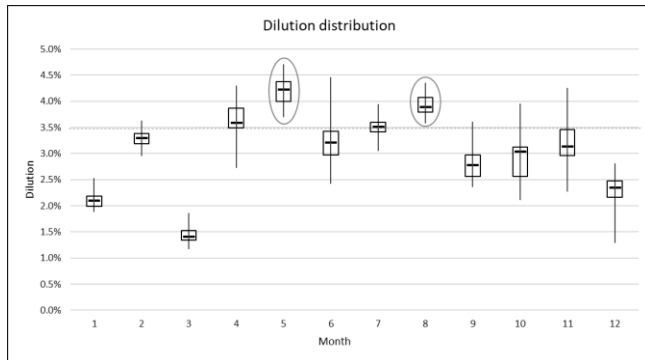


Figure 3. Box plot showing the dilution distribution considering 30 grade simulations per month. Source: The authors.

As each analysed scenario presents a possible distribution of dilution values, to visually analyse the results, a legend was created based on the 90th percentile (P90) of 30 simulations. The value of P90 was chosen because it means that 90% of results were lower than this value, i.e., this scenario would be considered conservative.

3.1 5th and 8th months

The 5th and 8th months presented the highest dilution intervals (represented by the largest box plots) of 12 months analysed. Fig. 4 shows the blocks planned to be mined in the 8th month (right side - dilution legend (P90); left side - rock types). It is observed that all planning polygons have dilutions greater than 3%, exceeding 15% at certain points, indicating that dilution occurred not in a localized way but in the entire plane. When analysing the data on the rock type (ore or waste), it is observed that the high dilution values occur in the contact zones between ore and waste blocks. This observation indicates that such dilution cannot be avoided if the plans are designed with such selectivity. Hence, the choice will be between controlling dilution through smaller extraction polygons, which means more selectivity and

consequently lower productivity or accepting dilution as reasonable and considering it in the planning.

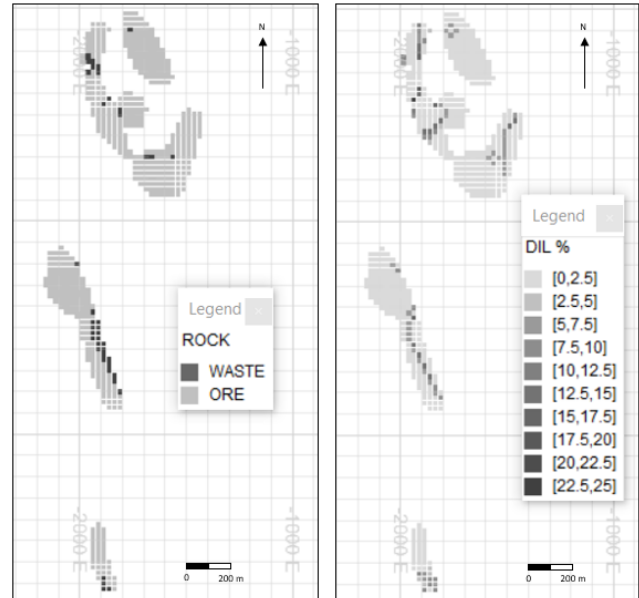


Figure 4. 8th month: P90 of dilution (right) and the rock type (left). Source: The authors.

3.2 6th, 10th and 11th months

In the 6th, 10th and 11th months there was a large variation in the dilution results with values considerably lower than the maximum values. This fact indicates that these very distinct values may have occurred in isolated areas. Fig. 5 shows the blocks planned to be extracted in the 10th month (right side - dilution legend (P90); left side - rock types). In contrast to the previous analysis (of the 8th month), the areas with the highest dilution were in this case concentrated at specific points, which leads to the conclusion that it is possible to correct the mining plan at these specific locations.

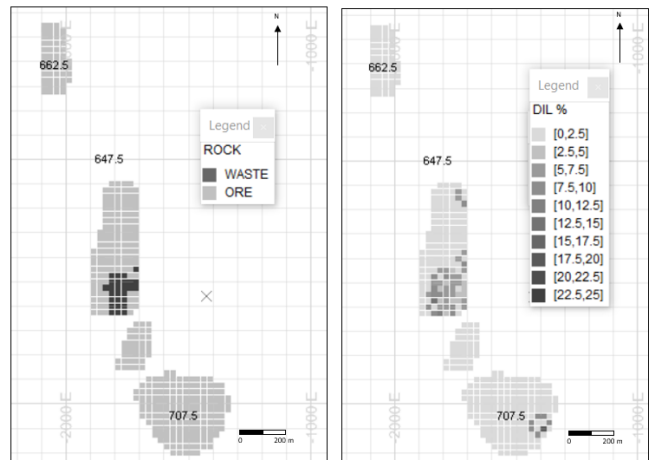


Figure 5. 10th month: P90 of dilution (right) and the rock type (left). Source: The authors.

4 Conclusions

Usually, the block grades are diluted by a given fixed value, considering both operational dilution and dilution related to misclassification of blocks. Quantifying operational dilution through techniques applied to block models and short-term mine plans can better control dilution than merely applying a best-guess factor to the block model.

Through the results of operational dilution calculated using the information of each simulated model, it was possible to understand the probability distribution of dilution, allowing the verification of the areas that were most prone to suffering dilution. With this information, the mine plan can be directed to control these areas through more selective dig lines or a different short-term schedule, aiming to reduce the dilution effect.

It is important to compare the use of information from deterministic block models and that of information from stochastic block models. It is known that deterministic block models, usually estimated by ordinary kriging, result in smoothing. This drawback can be overcome by using stochastic block models that guarantee global accuracy. In the case study presented, the use of stochastic models gives a higher-confidence evaluation of uncertainty, as the result is obtained through a probabilistic analysis and is not limited to a deterministic single value providing the average value and the interval that it can vary within.

In addition to the block grades, density is another parameter that could have a major impact on the dilution result. If there is great variability in the density values, this attribute must also be simulated, to ensure greater precision in the dilution results. However, for this case study, there was no need to simulate the density values, since they were very similar in the blocks, which would result in a non-significant impact to dilution control.

The approach presented in this study demonstrates that it is possible to measure and control operational dilution values resulting from a given mine plan. However, how this information will be used will depend on each specific situation. If the choice is to reduce dilution as much as possible, the consequence will be lower productivity, which can be quite detrimental to the operation, depending on the orebody type. If it is not possible to increase the selectivity of the operation, the obtained results can be used as an adjustment factor to the plans, resulting in better adherence of the planned data to those actually executed.

The dilution calculated in this study is operational, meaning that the observed values are not particularly low; generally, the dilution used in mine plans will take into account factors other than operational. For this reason, it is important to try to minimize the operational dilution as much as possible (or feasible, given the operating conditions and geometry of the orebody), since among the dilution types, this is one that can be controlled.

References

- [1] Blom, M., Pearce, A. R. and Stuckey, P. J. Short-term planning for open pit mines: a review, *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. Taylor & Francis, 0930, pp. 1–22, 2018. doi: 10.1080/17480930.2018.1448248.
- [2] Dimitrakopoulos, R., Farrelly, C. T. and Godoy, M. Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design, *Mining Technology*, 111(1), pp. 82–88, 2002. doi: 10.1179/mnt.2002.111.1.82.
- [3] Dimitrakopoulos, R. Strategic mine planning under uncertainty, *Journal of Mining Science*, 47(2), pp. 138–150, 2011. doi: 10.1134/S1062739147020018.
- [4] Lerchs, H. and Grossmann, I. Optimum design of open-pit mines. *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*, LXVIII:17–24, January 1965.
- [5] Hochbaum, D. A new-old algorithm for minimum cut in closure graphs. *Networks*, 37(4), Anniversary Issue 2001, pp. 171-193, 2001. doi: 10.1002/net.1012
- [6] Johnson, T. Optimum open pit mine production scheduling. In A. Weiss, editor, *A Decade of Digital Computing in the Mining Industry*, chapter 4. American Institute of Mining Engineers, New York, 1969.
- [7] Torres, V. F. N. et al. Classical and stochastic mine planning techniques, state of the art and trends, *REM - International Engineering Journal*, 71(2), pp. 289–297, 2018. doi: 10.1590/0370-44672016710165.
- [8] Birge, J. R. and Louveaux, F. *Introduction to stochastic programming*. Springer Science & Business Media. 2011.
- [9] Dare-Bryan, P. C. and Dowd, P. A. Assessing Ore Loss and Ore Dilution — Quantifying the Effects of Geological and Technical Uncertainties, in *PACRIM 2004*, pp. 19–22, 2004.
- [10] Spleit, M. *Stochastic Long-Term Production Scheduling of the LabMag Iron Ore Deposit in Labrador, Canada*. M. S. Thesis. Mc Gill University, Montreal, Canada, 2014.
- [11] Zarshenas, Y. and Saeedi, G. Risk assessment of dilution in open pit mines, *Arabian Journal of Geosciences*, 9(209), p. 1-11, 2016. doi: 10.1007/s12517-015-2214-8.
- [12] Matthews, T. Dilution and ore loss projections: strategies and considerations, in *SME Annual Meeting*. Denver, Colorado, pp. 1–4, 2015.
- [13] Xingwana, L. Monitoring ore loss and dilution for mine-to-mill integration in deep gold mines: A survey-based investigation, *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 116(2), pp. 149–160, 2016. doi: 10.17159/2411-9717/2016/v116n2a6.
- [14] Ebrahimi, A. The importance of dilution factor for open pit mining projects. 2013. Available at: http://www.srk.com.au/files/File/papers/dilution_factor_openpit_a_ebrahimi.pdf.
- [15] Câmara, T. R. *Sistematização do cálculo de diluição e perdas operacionais para reconciliação de teores e massas em lavra a céu aberto*. M.S. Thesis. Mining Engineering Department, Federal University of Rio Grande do Sul, Porto Alegre, Brasil, 2013.
- [16] Câmara, T. R. et al. Controlling Operational Dilution in Open-Pit Mining, *Mining Technology*, 128:1, pp. 1-8, 2018. doi: 10.1080/25726668.2018.1470275.
- [17] Rossi, M. E. Accounting for dilution in ore resource estimation, in *APCOM 2009*. Vancouver, Canada, pp. 84–92, 2009.
- [18] Bertinshaw, R. and Lipton, I. Estimating Mining Factors (Dilution and Ore Loss) in Open Pit Mines, *Large Open Pit Mining Conference*, (September), pp. 13–17, 2007.
- [19] Roldão, D. et al. Combined Use of Lithological and Grade Simulations for Risk Analysis in Iron Ore, Brazil, in *Geostatistics Oslo 2012*, pp. 423–434, 2012. doi: 10.1007/978-94-007-4153-9

- [20] Câmara, T. R. and Peroni, R. de L. Quantifying dilution caused by execution efficiency. REM: Int. Eng. J., 69(4), pp. 487–490, 2016. doi: 10.1590/0370-44672014690006.
- [21] Crawford, G. D. Dilution and Ore Recovery. Pincock Perspectives, Issue 60, pp. 487-490, 2004.

T. R. Câmara, received the Bs. Eng in Mining Engineering in 2011, the MSc. degree in Mineral Technology in 2013, and is currently a PhD candidate in Mineral Technology, all of them from the Universidade Federal do Rio Grande do Sul. From 2016 to 2018, she worked as assistant researcher for Vale Institute of Technology, ITV. Currently, she is a mining engineer working for VALE S.A., in the Exploration and Mineral Projects area. Her research interests include: mine planning, optimizations algorithms, geostatistical simulation and operational dilution in open pit mining.
ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-7392-7291>

R. S. Leal, Mining Engineer, graduated in 2015 at the Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Currently is a MS candidate in Mineral Technology, also at UFRGS. From 2017 to 2019, he worked as Mining Engineer in Fleet Management for Mosaic. From 2019 to 2020, he worked as Mining Engineer in the Long Term Mine Planning Area for Vale S.A. Currently he works as Mining Engineer in Short Term Mine Planning Area for Mosaic. The research interests are: mine planning, dilution, optimization algorithms, mine scheduling and geostatistics.
ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-4164-9159>

R. L. Peroni, Associate Professor, Universidade Federal do Rio Grande do Sul (UFRGS), Mining Engineering Department. Mining Engineer, graduated in 1994 at the UFRGS. Masters degree obtained in 1998 at the UFRGS, Dr. Eng. obtained in 2002 on Resources Assessment and Mine Planning at the same University. Chief Mine Planning Engineer from 2003 to 2006 at Rio Paracatu Mineração gold mine (Large Open Pit Mine, Rio Tinto Group/Kinross Gold Corp.). Professor at the Mining engineering department at the Universidade Federal do Rio Grande do Sul since 2006 to the present. The expertise and research areas are related to Open Pit Mine Planning and Design, Resources/Reserves Assessment, Computer Aided Methods and Mining Software, Haul Roads Design, Virtual reality and new techniques for topographic data acquisition using UAVs.
ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-0131-5832>

CAPÍTULO 3

3. CONCLUSÕES E RECOMENDAÇÕES

O capítulo final desta tese mostra as conclusões em relação à metodologia de sistematização do cálculo da diluição operacional e como esta informação pode influenciar nas decisões de operação.

O objetivo desta tese foi desenvolver uma rotina para o cálculo da diluição operacional em lavra a céu aberto utilizando informações de planos de curto prazo e modelos de blocos contendo informações de massas e teores. Os três artigos que compõem a tese demonstram que os objetivos previamente definidos no primeiro capítulo foram cumpridos:

- i. Foi desenvolvido um procedimento para determinar a diluição causada pela ineficiência de execução da operação de lavra.
- ii. Tal procedimento foi automatizado em software comercial de planejamento de lavra em um primeiro momento e, posteriormente, atualizado para uma rotina em linguagem Python, para que tal tarefa pudesse ser executada rapidamente e ter rastreabilidade.
- iii. A metodologia foi aplicada em três diferentes tipos de depósitos considerando como *input* tanto informações determinísticas (modelos estimados) quanto informações estocásticas (modelos equiprováveis simulados).
- iv. O valor da diluição operacional foi quantificado de duas diferentes formas: valor médio para cada período e distribuição da probabilidade de ocorrência de diluição por período nas áreas analisadas.

3.1 Conclusões

Analisando os resultados apresentados nos estudos de caso deste trabalho, fica claro que o uso de um número constante para expressar diluição na operação não é a abordagem ideal a ser utilizada, considerando que a diluição depende de vários fatores e que pode ter grande oscilação entre diferentes períodos. Como regra geral, para períodos maiores como anos ou semestres, pode ser mais fácil estimar a diluição. Todavia, a operação precisa lidar com a produção mensal, semanal ou mesmo diária; logo, é fundamental fornecer uma maneira de entender e explicar a fonte das diferenças entre valores planejados e dados obtidos na produção. Os resultados obtidos na aplicação da metodologia demonstraram que a diluição teve bastante variação para cada período analisado e que, em alguns casos, não foram valores baixos que pudessem ser ignorados ou desconsiderados. Geralmente, a diluição usada nos planos de mina leva em consideração outros fatores além dos operacionais, por esse motivo, é importante tentar minimizar a diluição operacional o quanto for possível, dadas as condições de operação e a geometria do corpo de minério, uma vez que, entre os tipos de diluição, a diluição operacional pode ser controlada.

Neste trabalho foram abordadas duas diferentes técnicas para a quantificação e controle da diluição. A primeira delas utilizou a informação vinda de um modelo estimado, ou seja, apenas um valor de teor médio associado a cada bloco. Esta abordagem, chamada de determinística, resultou em uma diluição específica atribuída para cada período analisado. Já a segunda maneira de quantificar a diluição foi a utilização de modelos simulados, onde a resposta obtida foi a probabilidade de ocorrência da diluição, e não apenas um único valor como resultado. A partir do resultado de probabilidade de ocorrência de diluição, foi possível verificar quais áreas dentro de um plano estariam mais sujeitas a sofrer diluição; de posse desta informação, os planos de mina podem ser elaborados de forma a lavrar tais áreas de maneira mais seletiva ou mesmo serem redefinidos em novos locais, visando à minimização da diluição.

A metodologia apresentada neste estudo demonstra que é possível medir e controlar os valores de diluição operacional resultantes de determinado plano de mina. A resposta para o controle da diluição operacional sempre será a mesma: seletividade. Entretanto, esta resposta poderá ser utilizada de diferentes maneiras, a depender dos objetivos e da situação específica. Se a escolha for reduzir a diluição operacional ao máximo possível, será necessário aumentar a seletividade da lavra, o que conseqüentemente acarretará em menor produtividade. Dependendo do tipo de minério que está sendo lavrado, esta escolha poderá ser prejudicial para a operação.

Caso não seja possível aumentar a seletividade da operação, os resultados da quantificação da diluição podem ser utilizados como um fator de ajuste nos planos de mina, para melhorar a aderência da reconciliação entre massas e teores planejados e de fato executados. Em ambos os casos, o importante é ter um método para quantificar a diluição para que o seu impacto possa ser medido e utilizado no planejamento de mina de forma adequada.

Para que a metodologia apresentada neste trabalho possa ter seu uso e aplicação comprovados na esfera operacional, é sugerida uma etapa de reconciliação dos dados de produção *versus* os dados obtidos com a diluição operacional aplicada. Esta etapa seria uma validação da informação teórica com a informação prática, contribuindo para que a metodologia tenha aplicação prática em operações de mina.

3.2 Recomendações e Trabalhos Futuros

A continuidade e conseqüente evolução do estudo da diluição operacional em lavra a céu aberto será relacionada com a qualidade da informação utilizada como dado de entrada. Modelos de blocos simulados, associados com informação de levantamento topográfico detalhado e planos de lavra mais aderentes aos modelos irão facilitar a quantificação da diluição operacional. Utilizando tais informações, a técnica apresentada nesta tese poderá ser utilizada não somente para quantificar a diluição operacional, mas também atuar de forma preditiva, de forma a dar maior controle para a operação.

Uma abordagem adicional que pode ser desenvolvida é a análise de sensibilidade dos parâmetros utilizados como dados de entrada nos estudos de caso aqui apresentados, como por exemplo: o tamanho dos blocos, o desenho das poligonais de planejamento e o ângulo de face da bancada. Desta forma, seria possível verificar o impacto de cada uma das variáveis na quantificação da diluição operacional, o que serviria como ponto de partida para que o engenheiro de planejamento possa corrigir e diminuir a diluição operacional de curto prazo. Algoritmos de detecção de borda também poderiam ser aplicados na definição das poligonais de planejamento, demonstrando ser outra ferramenta de grande contribuição na área de estudo.

Outro trabalho que pode ser elaborado utilizando modelos de incertezas de teores e a metodologia de quantificação da diluição operacional, é a correlação das informações de probabilidade de incerteza dos teores dos blocos (e conseqüente propensão a ocorrer mais ou menos diluição) com o lucro associado a cada bloco a ser lavrado. O trabalho de Neufeld,

Norrena e Deutsch (2005) apresenta uma metodologia onde os modelos de incertezas de teores são transformados em modelos de lucro esperado, levando em consideração questões operacionais, recuperação do processo, custos e preço de venda. A partir destes modelos de lucro esperado é feita a classificação dos blocos em minério e estéril. Utilizando tal metodologia associada ao estudo apresentado nesta tese, a variação da diluição pode ser mensurada, uma vez que a mesma só é calculada para contatos de blocos de minério com blocos de estéril após a classificação. Esta abordagem também poderia contribuir para o melhor aproveitamento de blocos com classificação imprecisa devido à incerteza dos teores, como minério marginal, por exemplo.

Além destas abordagens sugeridas, como continuidade da pesquisa do trabalho na área de diluição operacional em lavra a céu aberto, um quarto artigo está em fase de construção, porém ainda não submetido a nenhuma revista. Este estudo mostra uma comparação da diluição adotada no planejamento de curto prazo *versus* valores de diluição calculados por meio do modelo de classificação automática aplicada a avanço de lavra. Tal metodologia utiliza informações obtidas por levantamento aéreo e aprendizado de máquina para constituir um modelo de classificação automática de litologia em frentes de lavra de minas a céu aberto. Esta metodologia de geração de modelos de classificação automática foi apresentada por Beretta (2019) em sua tese de doutorado.

REFERÊNCIAS

ABICHEQUER, L. A. **Simulação geoestatística aplicada ao planejamento de pilhas de homogeneização - um estudo de caso de reconciliação**. 2010. 80 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2010.

AMIRÁ, R.; MORALES, N.; CÁCERES, A. Analysis of the impact of the dilution on the planning of open-pit mines for highly structural veined-shaped bodies. In: 27th INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON MINE PLANNING AND EQUIPMENT SELECTION-MPES 2018, 27., 2018, Santiago, Chile. **Proceedings...** Springer, Cham: 2019. p. 187–196.

BERETTA, F. S. **Novas técnicas para mapeamento geológico em planejamento de lavra a céu aberto com sensores aerotransportados**. 2019. 136 f. Tese (Doutorado em Engenharia) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2019.

BERTINSHAW, R.; LIPTON, I. Estimating mining factors (dilution and ore loss) in open pit mines. In: 6th LARGE OPEN PIT MINING CONFERENCE, 6., 2007, Perth, WA. **Proceedings...**2007. p. 13–17.

BEST, J.; GALLANT, K. Reconciliation wars – Who’s data is right? In: SME ANNUAL MEETING, 2004, Denver, Colorado. **Proceedings...**2004. p. 1–5.

CÂMARA, T. R. **Sistematização do cálculo de diluição e perdas operacionais para reconciliação de teores e massas em lavra a céu aberto**. 2013. 89 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2013.

CÂMARA, T. R. et al. Reconciliação: ferramentas de avaliação do fator mina/usina. In: VIII CONGRESSO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO - CBMINA, 8., 2014, Belo Horizonte, MG. **Anais...**2014. p. 1-15.

CAPPONI, L. N. **Introdução de parâmetros de controle de incertezas para planejamento de lavra**. 2012. 148 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia) - Programa de Pós-Graduação

em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2012.

COSTA, J. et al. Incorporating uncertainty associated with prediction of geological attributes in coal mine planning. In: 27th INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON COMPUTER APPLICATIONS IN THE MINERAL INDUSTRIES (APCOM 1998), 1998, Londres, Reino Unido. **Proceedings...**1998. p. 470–477.

DAGASAN, Y. et al. Pilot point optimization of mining boundaries for lateritic metal deposits: finding the trade-off between dilution and ore loss. **Natural Resources Research**, v. 28, n. 1, p. 153–171, 2019.

DIEDRICH, C. **Incorporação da variabilidade dos teores para análise de risco de recursos minerais e sequenciamento de lavra**. 2012. 188 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2012.

DOMINGO, J. et al. Dilution, ore grade and blast movement calculation model. In: 11th INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON ROCK FRAGMENTATION BY BLASTING, 2015, Sydney, Austrália. **Proceedings...** Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2015. p. 71–78.

DOMINY, S. C.; NOPPÉ, M. A.; ANNELS, A.E. Errors and uncertainty in mineral resource and ore reserve estimation: the importance of getting it right. **Exploration and Mining Geology**, v. 11, n. 1–4, p. 77–98, Fev. 2004.

EBRAHIMI, A. The importance of dilution factor for open pit mining projects. In: 23rd WORLD MINING CONGRESS - WMC, 2013, Montreal, Canadá. **Proceedings...** 2013. p. 1–12.

EL HAJJ, T. M. et al. Illusory reconciliation: the importance of sample representativeness. **REM: International Engineering Journal**, v. 66, n. 3, p. 383–389, Set. 2013.

ELBROND, J. Economic effect of ore loss and rock dilution. **CIM Bulletin**, v. 87, p. 1–7, 1994.

ESHUN, P. A.; DZIGBORDI, K. A. Control of ore loss and dilution at AngloGold Ashanti, Iduapriem mine using Blast Movement Monitoring System. **Ghana Mining Journal**, v. 16, n.

1, p. 49–59, 2016.

FOUET, T. et al. Standardising the reconciliation factors required in governance reporting. In: 7th INTERNATIONAL MINING GEOLOGY CONFERENCE, 2009, Perth, WA. **Proceedings...** Melbourne: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2009. p. 127–139.

GOOVAERTS, P. **Geostatistics for natural resources evaluation**. New York: Oxford University Press, 1997.

MATHERON, G. Principles of geostatistics. **Economic geology**, v. 58, n. 8, p. 1246–1266, 1963.

MATTHEWS, T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations. In: SME ANNUAL MEETING, 2015, Denver, Colorado. **Proceedings...**2015. p. 1–4.

MORLEY, C. Beyond reconciliation — a proactive approach to using mining data. IN: 5th LARGE OPEN PIT MINING CONFERENCE, 2003, Kalgoorlie, WA. **Proceedings...**2003, p. 185–192.

NEUFELD, C. T.; NORRENA, K. P.; DEUTSCH, C. V. Guide to geostatistical grade control and dig limit determination. **Guidebook series**, v. 1, 2005, 60p.

NOPPÉ, M. Reconciliation: importance of good sampling and data QA-QC. In: MINING AND RESOURCE GEOLOGY SYMPOSIUM, EGRU Contribution, n. 62, 2004, Queensland, Austrália. **Proceedings...** Queensland: 2004. p. 1–7.

PAKALNIS, R. C.; POULIN, R.; HADJIGEORGIOU, J. Quantifying the cost of dilution in underground mines. **Mining Engineering**, v 47, n.12, p. 1136–1141, 1995.

PARKER, H. M. Reconciliation principles for the mining industry. **Mining Technology**, v. 121, n. 3, p. 160–176, Mai. 2012.

PITARD, F. F. A strategy to minimise ore grade reconciliation problems between the mine and the mill. In: MINE TO MILL, 1998, Brisbane, Australia. **Proceedings...**Brisbane: 1998. p. 77–82.

RICHARD, A.; SULEMANA, A. Ore grade reconciliation techniques – a review. **Journal of**

Geosciences and Geomatics, v. 3, n. 5, p. 116–121, 2015.

RISKE, R.; MARK, P. DE; HELM, S. Mine reconciliation – for better or worse! In: PROCEEDINGS THE CANADIAN INSTITUTE MINING METALLURGY AND PETROLEUM (CIM), 2010, Vancouver, Canada. **Proceedings...** Vancouver, Canada: 2010. p. 1 – 8.

ROLDÃO, D. et al. Combined use of lithological and grade simulations for risk analysis in iron ore, Brazil. In: GEOSTATISTICS OSLO, 2012, Oslo, Noruega. **Proceedings...** Oslo: 2012. p. 423–434.

ROSSI, M. E. Accounting for dilution in ore resource estimation. In: APCOM, 2009, Vancouver, Canada. **Proceedings...** Vancouver, Canada: 2009. p. 84–92.

SCHOFIELD, N. The myth of mine reconciliation. In: MINE TO MILL, 1998, Brisbane, Australia. **Proceedings...** Brisbane: 1998. p. 11–14.

SHAW, W. **Strategic ore control reconciliation of productions with predictions**. 2013. Notas de curso.

SINCLAIR, A. J.; BLACKWELL, G. H. **Applied mineral inventory estimation**. Cambridge, UK: Cambridge University Press, 2004.

SOUZA, L. E. **Estimativa de incertezas e sua aplicação na classificação de recursos minerais**. 2002. 189 f. Tese (Doutorado em Engenharia) - Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2002.

VILLAESCUSA, E. Geotechnical design for dilution control in underground mining. In: INTERNATIONAL SYMPOSIUM ON MINE PLANNING AND EQUIPMENT SELECTION, 7., 1998, Balkema, Rotterdam. **Proceedings...** Rotterdam: 1998. p. 141–149.

XINGWANA, L. Monitoring ore loss and dilution for mine-to-mill integration in deep gold mines: A survey-based investigation. **Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy**, v. 116, n. 2, p. 149–160, Fev. 2016.

ZARSHENAS, Y.; SAEEDI, G. Risk assessment of dilution in open pit mines. **Arabian Journal of Geosciences**, v. 9, n. 3, p. 1–11, Mar. 2016.

APÊNDICE A - OUTRAS PUBLICAÇÕES CIENTÍFICAS – PERIÓDICOS

Este apêndice lista as demais produções científicas publicadas durante o período de doutorado. Tais publicações são relacionadas a diferentes projetos de pesquisa que a aluna participou como pesquisadora do Instituto Tecnológico Vale – ITV e VALE S.A.

- Chaves, L.S.; Carvalho, L.A.; Souza, F. R.; Nader, A. S.; Ortiz, C.E.A.; Navarro-Torres, V. F.; Câmara, T. R.; Napa-Garcia, G. F.; Valadão, G.E.S. Analysis of the impacts of slope angle variation on slope stability and NPV via two different final pit definition techniques. **REM - International Engineering Journal**, v. 73, p. 119-126, 2020. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672019730011>
- Napa-Garcia, G. F.; Câmara, T. R.; Navarro-Torres, V. F. Optimization of room-and-pillar dimensions using automated numerical models. **International Journal of Mining Science and Technology**, v. 29, p. 797-801, 2019. DOI: <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.02.003>
- Souza, F. R.; Câmara, T. R.; Navarro-Torres, V. F.; Nader, A. S.; Galery, R. Mine fleet cost evaluation - Dijkstra's optimized path. **REM - International Engineering Journal**, v. 72, p. 321-328, 2019. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672018720124>
- Napa-Garcia, G. F.; Câmara, T. R.; Navarro-Torres, V. F. Development and application of a flexible numerical model to evaluate the safety of room-and-pillar mines. **REM - International Engineering Journal**, v. 72, p. 133-139, 2019. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672018720030>
- Souza, F. R.; Câmara, T. R.; Navarro-Torres, V. F.; Nader, A. S.; Galery, R. Optimum mine production rate based on price uncertainty. **REM - International Engineering Journal**, v. 72, p. 625-634, 2019. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672018720093>
- Souza, F. R.; Burgarelli, H.R.; Nader, A. S.; Ortiz, C.E.A.; Chaves, L.S.; Carvalho, L.A.; Navarro-Torres, V. F.; Câmara, T. R.; Galery, R. Direct block scheduling technology: analysis of avidity. **REM - International Engineering Journal**, v. 71, p. 97-104, 2018. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672017710129>
- Burgarelli, H.R.; Souza, F. R.; Nader, A. S.; Navarro-Torres, V. F.; Câmara, T. R.; Ortiz, C.E.A.; Galery, R. Direct block scheduling under marketing uncertainties. **REM**

- **International Engineering Journal**, v. 71, p. 275-280, 2018. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672017710128>
- Navarro-Torres, V. F.; Nader, A. S.; Ortiz, C.E.A.; Souza, F. R.; Burgarelli, H.R.; Chaves, L.S.; Carvalho, L.A.; Câmara, T. R.; Zanetti, E.; Galery, R. Classical and stochastic mine planning techniques, state of the art and trends. **REM - International Engineering Journal**, v. 71, p. 289-297, 2018. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672016710165>
 - Carvalho, L.A.; Souza, F. R.; Chaves, L.S.; Nader, A. S.; Câmara, T. R.; Navarro-Torres, V. F.; Galery, R. Impact of grade distribution on the final pit limit definition. **REM - International Engineering Journal**, v. 71, p. 621-629, 2018. DOI: <https://doi.org/10.1590/0370-44672017710150>

APÊNDICE B - OUTRAS PUBLICAÇÕES CIENTÍFICAS – CONGRESSOS

Este apêndice lista as demais produções científicas publicadas durante o período de doutorado, em anais de congressos. Tais publicações são relacionadas a diferentes projetos de pesquisa que a aluna participou como pesquisadora do Instituto Tecnológico Vale – ITV e VALE S.A., bem como relacionadas ao tema do doutorado.

- Napa-Garcia, G. F.; Navarro-Torres, V. F.; Tropia, I.R.; Capelli, R.B.; Câmara, T. R.; Three-dimensional integral modeling of large open-pit slopes: an innovative stability analysis. In: MPES 2018, 2018, Santiago. 27th MINE PLANNING AND EQUIPMENT SELECTION INTERNATIONAL SYMPOSIUM, 2018.
- Napa-Garcia, G. F.; Navarro-Torres, V. F.; Câmara, T. R.; Capelli, R.B. Recuperação de minério na lavra por câmaras e pilares através de método convencional e método numérico. In: 9th BRAZILIAN CONGRESS ON OPEN PIT MINES AND UNDERGROUND MINES, 2018, Belo Horizonte. 9th Brazilian Congress on Open Pit Mines and Underground Mines, 2018.
- Navarro-Torres, V. F.; Câmara, T. R.; Nader, A. S. Planejamento estocástico na lavra de Minas – Uma abordagem inovadora. SODEBRÁS, v. 12, p. 141-144, 2017. Disponível em: <http://www.sodebras.com.br/edicoes/N141.pdf>
- Câmara, T.R.; Leal, R.S.; Peroni, R.L.; Capponi, L.N. Dilution caused by mine execution inefficiency in open pit mining. In: 24th WORLD MINING CONGRESS, 2016, Rio de Janeiro. 24th WORLD MINING CONGRESS PROCEEDINGS, 2016. p. 68-75.
- Câmara, T.R.; Kuckartz, B.T.; Peroni, R.L.; Fontoura, D.M.; Capponi, L.N. Reconciliação: ferramentas de avaliação do fator mina/usina. In: 8º CONGRESSO BRASILEIRO DE MINA A CÉU ABERTO, 2014, Belo Horizonte. 8º Congresso Brasileiro de Mina a Céu Aberto, 2014. v. 1.