

CONTROLE DE DANOS EM PAREDES FINAIS RESULTANTES DE DESMONTES DE ROCHAS

¹Manuel Pedro Tomo Simbe, ^{1,2}Carlos Enrique Arroyo Ortiz, ¹Adilson Curi

¹ Departamento de Engenharia de Minas -UFOP

² Programa de pós-graduação em Engenharia Mineral PPGEM - UFOP

Resumo

Colapso de taludes representa um dos principais riscos geotécnicos em minas a céu aberto, especialmente em paredes finais, podendo manifestar-se em diferentes escalas — desde pequenas rupturas até instabilidades de grande magnitude — com impactos diretos sobre a segurança de pessoas, equipamentos e a continuidade operacional. Este estudo realiza uma revisão dos principais modelos de previsão de danos em paredes finais decorrentes de desmontes de rocha, com o objetivo de avaliar a aplicabilidade e a eficiência de diferentes abordagens utilizadas para estimar a estabilidade de taludes finais em operações a céu aberto.

A metodologia adotada baseou-se em uma revisão bibliográfica sistemática e na análise comparativa de modelos numéricos, analíticos e baseados em inteligência artificial, com ênfase nas Redes Neurais Artificiais (RNA), além da consideração de técnicas convencionais de controle de desmonte, como o pré-corte.

Os resultados indicam que as abordagens fundamentadas em inteligência artificial, particularmente as Redes Neurais Artificiais, apresentaram desempenho superior na previsão de danos em paredes finais quando comparadas aos modelos numéricos e analíticos tradicionais. Ademais, ressalta-se a relevância da integração entre técnicas inovadoras e métodos convencionais, como o pré-corte, visando aprimorar o planejamento e a execução de desmontes controlados em cavas finais.

Palavras Chaves: Taludes, Parede final, Minas á Céu Aberto, desmonte de Rochas.

Abstract

Slope failures represent one of the major geotechnical risks in open-pit mining, particularly in final pit walls, and may occur at multiple scales—from minor sloughing to large-scale instabilities—directly affecting personnel safety, equipment integrity, and operational continuity. This study reviews the main damage-prediction models for final walls resulting from rock blasting, with the objective of assessing the applicability and effectiveness of different approaches used to estimate the stability of final slopes in open-pit operations.

The adopted methodology was based on a systematic literature review and a comparative analysis of numerical, analytical, and artificial-intelligence-based models, with emphasis on Artificial Neural Networks (ANNs), in addition to considering conventional blast-control techniques such as pre-splitting.

Results indicate that artificial-intelligence-based approaches, particularly Artificial Neural Networks, showed superior performance in predicting blast-induced damage in final pit walls when compared to traditional numerical and analytical models. Furthermore, the study highlights the importance of integrating innovative techniques with conventional methods such as pre-splitting to improve the planning and execution of controlled blasting in final pit slopes.

Keywords: Slopes, Final Wall, Open-Pit Mines, Rock Blasting.

1. Introdução

Os taludes em minas e pedreiras, que podem atingir centenas de metros de profundidade, devem ser tratados como obras geotécnicas de alta complexidade, equivalentes às obras de engenharia civil ou de mineração. O projeto e a execução dessas estruturas devem seguir os princípios e práticas consolidados da engenharia geotécnica, de forma a definir uma geometria estável e economicamente

viável, minimizando o volume de material escavado e, conseqüentemente, os custos associados. Além dos aspectos técnicos e econômicos, é indispensável considerar questões ambientais e de sustentabilidade, sobretudo nos procedimentos de fechamento e abandono de mina, nos quais podem surgir problemas de estabilidade de longo prazo (FLEURISSON, 2012).

Essas estruturas devem ser compreendidas essencialmente como sistemas geotécnicos, cuja

estabilidade é controlada pela estrutura geológica, pelas propriedades dos materiais constituintes e pelo comportamento mecânico do maciço rochoso. A íntima relação entre esses fatores exige a caracterização geológica detalhada como etapa inicial do projeto, permitindo o uso adequado de métodos de investigação, modelagem e cálculo (FLEURISSON, 2012).

A reconciliação geotécnica de taludes constitui um desafio central nas operações de lavra a céu aberto, uma vez que a falha dessas estruturas pode causar interrupções na produção, perda de equipamentos e riscos à vida humana. Um projeto confiável de taludes em empreendimentos civis e minerários não apenas garante maior segurança operacional, mas também reduz custos imprevistos associados a instabilidades e colapsos. Na avaliação da estabilidade, destacam-se como fatores determinantes a geometria do talude e as propriedades mecânicas do maciço rochoso fraturado, que envolvem tanto a resistência da rocha intacta quanto o comportamento das descontinuidades estruturais — elementos que, por representarem as zonas mais fracas do maciço, exercem papel crítico na propagação da instabilidade.

A instabilidade de taludes em minas constitui, portanto, um problema geotécnico de grande relevância, uma vez que deslizamentos e rupturas podem resultar em consequências severas, incluindo fatalidades, destruição de infraestrutura, danos a equipamentos e perdas financeiras significativas (FRANCISCO et al., 2024).

A manutenção da estabilidade das paredes finais é essencial para a segurança e continuidade das operações. Segundo Langefors e Kihlstrom (1963), a utilização de técnicas de detonação controlada permite alcançar uma condição mais estável da face final do talude, possibilitando ângulos de inclinação 5° a 10° mais íngremes em comparação a taludes resultantes de desmontes convencionais (HOEK e LONDE, 1974).

Por outro lado, danos gerados por detonações mal executadas podem comprometer significativamente a integridade do talude. Desmontes descontrolados tendem a produzir contornos irregulares, sobre-escavação, saliências e trincas de tração, além de favorecer a abertura de planos de descontinuidade e o fraturamento excessivo das rochas, estendendo-se além do limite de projeto. Essas condições facilitam a infiltração de água superficial, aumentando as pressões de poro e potencializando problemas de instabilidade (SINGH; SINGH, 1995).

A estabilidade das paredes de cava é fundamental para a criação de ambientes de trabalho seguros e produtivos. Estudos realizados na mina de ouro de Tasiast demonstraram que as falhas mais recorrentes ocorreram nas zonas superiores das cavas, manifestando-se por modos de ruptura circular, planar, em cunha e por tombamento — geralmente atribuídos à baixa qualidade do maciço rochoso e aos danos excessivos causados por detonações. Embora as falhas observadas tenham sido de pequena escala, os resultados obtidos forneceram subsídios importantes para melhorias operacionais e de projeto (TASOREN; GARDHOUSE, 2016).

2. Análise da encosta de alta parede

A análise da estabilidade de taludes da parede final é realizada para avaliar o design seguro de taludes em minas a céu aberto e as condições de equilíbrio. O termo estabilidade de taludes pode ser definido como a resistência de uma superfície inclinada à falha por deslizamento ou colapso (SATYANARAYANA et al., 2017).

Segundo Brady e Brown, 2004 o design bem-sucedido de taludes requer informações geológicas e características do local, como:

Propriedades do solo/massa rochosa,
Geometria do talude,
Presença de água e condições de lençol freático,
Alteração dos materiais devido a falhas, sistemas de juntas ou descontinuidades,
Movimentos e tensões em juntas,
Carregamento dinâmico causado por detonações, atividades sísmicas etc.

Segundo GOODMAN, 1989, os métodos comumente utilizados para análise de estabilidade de taludes incluem:

Métodos de equilíbrio limite,
Análise cinemática,
Modelagem numérica,
Modelagem física,
Métodos probabilísticos,
Análise retroativa,
Métodos empíricos,
Modelagem analítica

Aplicação de redes neurais artificiais.

Cada método é escolhido com base nas condições geológicas e geotécnicas do talude, na disponibilidade de dados e nos recursos do projeto.

3. Metodologias

3.1 Modelos de danos em paredes finais resultantes de desmontes de rochas

Os modelos de danos em paredes finais resultantes de desmontes de rochas são ferramentas analíticas e

empíricas utilizadas para prever e minimizar os impactos negativos da detonação em áreas adjacentes a uma frente de lavra. Esses modelos buscam avaliar e prever danos causados pela energia sísmica, vibrações e fragmentação excessiva, visando preservar a estabilidade das paredes finais e otimizar a segurança e a eficiência do desmonte (LU & LATHAM, 1999).

3.1.1 Modelos Numéricos

Existem três níveis de sofisticação em problemas de estabilidade de encostas, propostos pelo STEAD et al. (2006). Os métodos de equilíbrio limite e os métodos cinemáticos formam o primeiro nível de complexidade. Esses métodos são simples e bem adaptados a problemas de estabilidade de encostas. No entanto, a análise de equilíbrio limite não pode representar as deformações e o deslocamento da massa de rocha em falha. Muitos problemas de estabilidade de encostas rochosas envolvem complexidade, como geometria, anisotropia do material, comportamento não linear, tensões in situ etc (Eberhardt, 2003). A análise de equilíbrio limite e cinemática não consegue abordar tal complexidade em problemas de estabilidade de encostas. Nesses casos, o uso de métodos mais sofisticados (nível 2 ou nível 3) pode ser necessário (LUPOGO, 2017). Os modelos numéricos podem ser divididos em três grupos principais:

Contínuos: Modelos dos Elementos Finitos (FEM), Modelos das Diferenças Finitas (FDM), Modelos dos Elementos de Contorno (BEM).

Descontínuos: Modelos dos Elementos Discretos (DEM), Modelos de Redes de Fraturas Discretas (DFN).

Híbridos: Modelos Híbridos FEM/BEM, Modelos Híbridos BEM/DEM, Modelos Híbridos FEM/DEM.

3.1.1. Modelos Contínuo

No método de contínuo, a massa rochosa dentro de um domínio é dividida em elementos simples com propriedades de material assumidas. O comportamento coletivo desses elementos simples modela o comportamento mais complexo da massa rochosa dentro do domínio (LUPOGO, 2017).

3.1.2. Modelos Descontínuo

No método de descontinuidade, a massa rochosa é dividida em blocos por descontinuidades. Os blocos são então subdivididos em elementos menores. Cada bloco é atribuído com propriedades únicas. O comportamento geral da massa rochosa é determinado pela interação entre os blocos

individuais ao longo das descontinuidades. A abordagem de descontinuidade pode ser aplicada para modelar a influência de fraturas induzidas por explosões na resposta da massa rochosa em uma encosta. Devido à natureza complexa das geometrias das fraturas, é difícil representar explicitamente fraturas individuais causadas por explosões em um modelo de descontinuidade (SHARMA, 2017).

3.1.3. Modelos Híbridos

Métodos híbridos são uma combinação das abordagens de contínuo e descontínuo. Nesse método, a zona danificada é tratada como descontínua, enquanto a zona não danificada é tratada como contínua. No entanto, devido às dificuldades na geração de fraturas usando códigos híbridos, métodos mais avançados para a geração de fraturas podem ser utilizados. A modelagem numérica do dano por detonação é uma ferramenta importante para entender os mecanismos complexos envolvidos, incluindo a iniciação, propagação e coalescência das fraturas após a detonação. Como mencionado anteriormente, códigos de contínuo e descontínuo muitas vezes falham em representar realisticamente a geometria complexa das fraturas geradas pelo processo de detonação. Modelos numéricos baseados em elementos híbridos finitos/discretos (MAHABADI et al., 2010) têm sido usados para simular realisticamente a falha progressiva de uma massa rochosa.

Uma das dificuldades na modelagem da influência da detonação na estabilidade de taludes é o tipo de geometria a ser incorporada nos modelos. Atualmente, na literatura, três geometrias de um talude com dano induzido por detonação foram observadas. A primeira geometria, considerada mais realista, foi apresentada por LITTLE et al. (1999) (Figura 1). A segunda geometria foi sugerida por HOEK (2012) (Figura 2) e a terceira geometria foi utilizada por LI et al. (2011) (Figura 3).

LITTLE et al. (1999) apresentaram uma descrição abrangente do dano causado pela detonação em um talude de mina. Essa geometria foi usada para descrever a influência da detonação em taludes em escala global ou inter-rampa. No entanto, não houve uma descrição de como atribuir o dano da detonação no modelo. Em sua descrição, o talude foi subdividido em quatro zonas principais: I. Zona de dano por detonação, II. Zona de controle de estruturas menores, III. Zona de controle da massa rochosa, IV. Zona de controle de estruturas maiores, como mostra a (Figura 1).

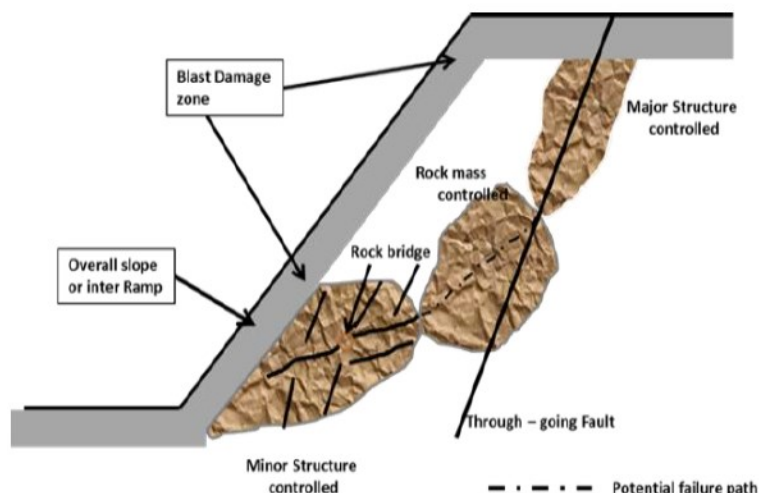


Figura 1 Geometria do talude global ou inter-rampa e classificação zonal (após LITTLE, 1999).

HOEK (2012) sugeriu uma geometria na qual o modelo é dividido em duas zonas principais (conforme mostrado na Figura 2): a zona de dano por detonação e a zona não danificada. A espessura da zona de dano por detonação depende da altura do talude, conforme sugerido por HOEK E KARZULOVIC (2000). A geometria é adequada para taludes em escala de bancadas, uma vez que pode gerar zonas de dano por detonação irreais quando usada para taludes em escala global.

LI et al. (2011) avaliaram o papel do dano por detonação em um talude, atribuindo o fator de dano como contornos que diminuem em direção ao centro do talude (Figura 3). Os autores utilizaram essa geometria (com profundidade de talude de 50m e 80m) na modelagem contínua de um talude

danificado por detonação utilizando o SLIDE (ROCSCIENCE 2010 APUD LUPOGO, 2017). Não há diretrizes sobre como usar essa geometria e, até onde se sabe pelos autores, ela tem aplicação muito limitada ou nenhuma na prática de engenharia. A escala na qual os métodos propostos para o dano por detonação foram aplicados aos dados recebeu pouca atenção, e as diretrizes práticas para o uso dos valores "D" são extremamente limitadas. Dada a importante implicação para simulações realistas de modelos de taludes, tanto para o valor do distúrbio da detonação assumido quanto para a extensão do dano por detonação atrás de um talude de cava, os autores consideram esse tópico uma área importante para pesquisas futuras. Essa abordagem aparentemente subjetiva para o dano por detonação foi um fator importante para a pesquisa atual.

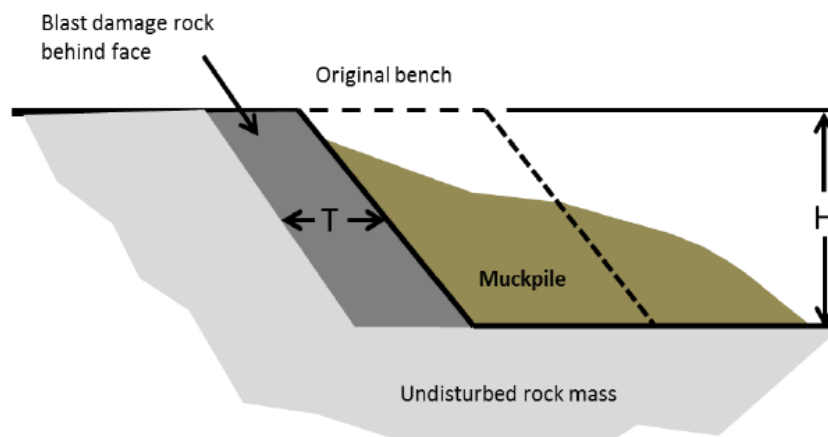


Figura 2. Bancada com zona induzida por detonação, conforme sugerido por HOEK E KARZULOVIC (2000).

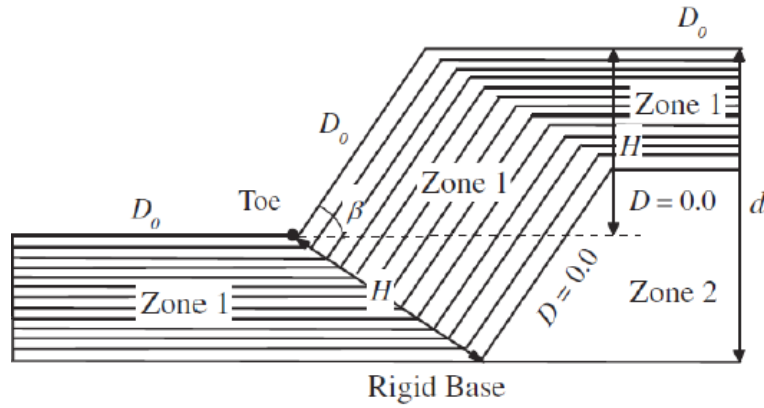


Figura 3. Contornos de distúrbio em um talude rochoso não homogêneo (escala de bancada) por LI et al. (2011).

3.2 Abordagem Analítica

Nas abordagens analíticas, uma característica de um modelo é selecionada como um parâmetro principal, e determina-se como esse parâmetro é distribuído ao redor do furo de detonação (SHADABFAR et al., 2021).

A fórmula de Sadowski é a fórmula mais antiga e amplamente aplicável para calcular a velocidade de vibração gerada por detonações em engenharia prática, capaz de descrever a lei de atenuação de vibrações de detonação e fornecer grande conveniência para as pesquisas iniciais em engenharia de detonação. No entanto, com a aplicação dessa fórmula na engenharia prática, muitos estudiosos monitoraram as ondas de tensão geradas por detonações em diferentes condições de engenharia por meio de monitoramento em campo e concluíram que a propagação das ondas de tensão de detonação em maciços rochosos não é apenas influenciada pelos parâmetros físicos e mecânicos da rocha, mas também pelas condições topográficas e geomorfológicas (WU et al., 2024).

3.2.1 Fórmula Convencional de Sadowski

É geralmente comum coletar dados de campo e realizar análise de regressão de acordo com a fórmula de Sadowski na Eq. (1) para investigar o efeito da elevação na vibração gerada por detonação. A Eq. (1) é principalmente baseada na fórmula de Sadowski obtida por regressão para prever a velocidade da vibração de detonação (LI et al., 2017).

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha$$

onde K é um coeficiente relacionado às propriedades da rocha, às condições do local de detonação e outros fatores; Q é a maior seção transversal da carga explosiva no desmonte, em kg; R é a distância do centro de detonação, ou seja, a distância do ponto de

medição até o centro da fonte, em metros; e α é o coeficiente de atenuação da vibração de detonação.

Esta fórmula leva em consideração apenas os efeitos da velocidade de vibração V e da distância R do centro de detonação, o que apresenta alta precisão para condições de terreno plano. No entanto, a modificação da fórmula não reflete o efeito da elevação. Portanto, esta fórmula foi modificada ao introduzir um fator de elevação. HU E WU (2004) introduziram um fator de diferença de altura na fórmula de Sadowski e modificaram a fórmula da velocidade de vibração como:

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha \left(\frac{R}{S} \right)^\beta$$

onde S é a distância horizontal entre o ponto de medição e o centro de detonação, em metros; e β é o fator de impacto da elevação. WANG E LU (1994) E ZHU et al. (1988) apresentaram um tratamento adimensional do coeficiente de influência da elevação H sobre a velocidade de vibração. A velocidade de vibração é considerada ter um efeito de amplificação ao longo da elevação, e assim, a equação de cálculo é dada por:

$$V = K \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{H} \right)^\beta$$

onde H é a diferença de altura relativa entre o ponto de medição e o centro de detonação, em metros.

CHEN et al. (2011) apud (WU et al., 2024) concluíram que taludes multi estágios em minas a céu aberto, durante o desmonte, apresentam um grau maior de vibração próximo à superfície de suspensão livre. O banco do talude da mina a céu aberto produziria o efeito chicote, resultando em um efeito de amplificação mais óbvio nas rochas do banco do talude. Em resumo, estudos anteriores confirmaram o efeito de amplificação dos bancos de talude durante

a vibração de detonação ao introduzir parâmetros de elevação, mas o fator de forma do talude não foi introduzido. O estudo estabelece a fórmula modificada do efeito de amplificação ao introduzir o fator de forma do talude, e os dados medidos da mina a céu aberto são utilizados para validar os resultados da análise.

3.2.2 Fórmula e Modelo Otimizado de Sadowski

O deslocamento da vibração de detonação é calculado ao introduzir a função do tempo de detonação Δt , a integral da velocidade ao longo da função do tempo, a elevação e a distância do centro de detonação na fórmula de deslocamento de vibração de desmonte de talude na Eq. (4). A função do tempo Δt é a função de tempo equivalente. O tempo de ação da onda de choque é de 10^{-6} - 10^{-1} s, e o tempo de aumento da pressão é de 100 μ s. O tempo de pressão positiva é de 600 μ s Zhang et al (2015) apud (WU et al., 2024)

$$\Delta S = \Delta t \cdot K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\alpha \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{H} \right)^\beta$$

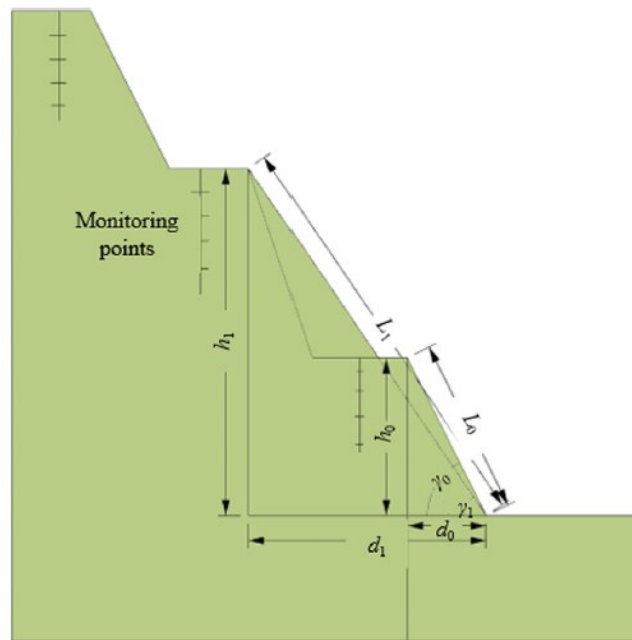


Fig. 4. Modelo simplificado da vibração de detonação em encostas multissetoriais.

$$I = \frac{h_i}{d_i} = \tan \gamma \quad 5$$

$$L = \sqrt{d_i^2 + h_i^2} \quad 6$$

Ao considerar os parâmetros de forma da encosta, tanto a largura d quanto a altura h podem ser determinadas pela taxa de inclinação I e o comprimento da inclinação L . Portanto, a taxa de

Onde ΔS é o deslocamento da vibração durante o processo de detonação; e Δt é o tempo de detonação. Um modelo simplificado do coeficiente de impacto da detonação é mostrado na Fig. 4. A taxa de inclinação I representa o gradiente da inclinação, que é calculado pela Eq. (5). O comprimento da inclinação L indica a distância da base da encosta até o topo da encosta na Eq. (6). Quando consideramos o efeito da forma da encosta na detonação, quanto maior o ângulo da encosta, maior é o deslocamento da vibração. À medida que o comprimento da encosta aumenta, a distância até o ponto de detonação aumenta, a energia gerada pela detonação continua a decair e o deslocamento da encosta diminui. Na área de estudada por WU et al., 2024, a altura de cada plataforma era muito maior que a largura de cada plataforma. Portanto, uma nova encosta é construída conectando o ponto final na base da elevação da detonação ao ponto final no topo da elevação da plataforma de cada plataforma. 4 nova encosta é usada como a inclinação de dife ; plataformas na encosta em múltiplos estágios, a qual pode ser determinada substituindo a fórmula na Eq. (7).

inclinação I e o comprimento da inclinação L são escolhidos como os parâmetros do fator de inclinação p . O fator de inclinação p é usado como um fator que afeta o deslocamento S , variando entre

0 e 1. Quanto maior a taxa de inclinação I , mais íngreme é a encosta e maior será o deslocamento resultante; enquanto quanto maior o comprimento da inclinação L , mais suave será a encosta e menor será o deslocamento. Assim, a taxa de inclinação I , que é proporcional ao fator de inclinação S e ao deslocamento p , é definida como o numerador, e o comprimento da inclinação L , que é inversamente proporcional ao fator de inclinação S e ao deslocamento p , é definido como o denominador. A taxa de inclinação I é o numerador do fator de inclinação S e do deslocamento p . O comprimento da inclinação L é o denominador do fator de inclinação S e do deslocamento p . Em seguida, as constantes c , d , e , e f são somadas, sendo consideradas como uma proporcionalidade linear. As constantes c , d , e , e f são recalculadas a partir do conjunto de dados coletados.

$$\Delta p_i = \frac{cI_i + d}{eL_i + f}, i = (0, 1, 2, \dots, n)$$

Onde Δp_i é o fator de inclinação; I , a taxa de inclinação; L , o comprimento da inclinação; c , d , e e f , os coeficientes de influência de correlação; e i representa o fator de inclinação correspondente ao número de plataformas, conforme mostrado na Fig. 4. Considerando a influência da forma da encosta na vibração causada pela detonação, a Eq. (7) é substituída na Eq. (4) como um fator de influência. A fórmula do deslocamento da encosta sob a detonação é apresentada na Eq. (8), e a Eq. (9) é obtida após simplificação.

$$\Delta S = \Delta t \cdot K \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R}\right)^\alpha \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{H}\right)^\beta \cdot \Delta p_i, i = (0, 1,$$

A taxa de inclinação I é positivamente correlacionada com o deslocamento induzido pela detonação,

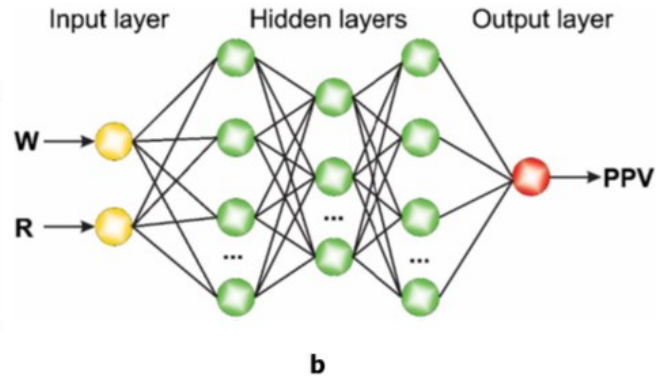
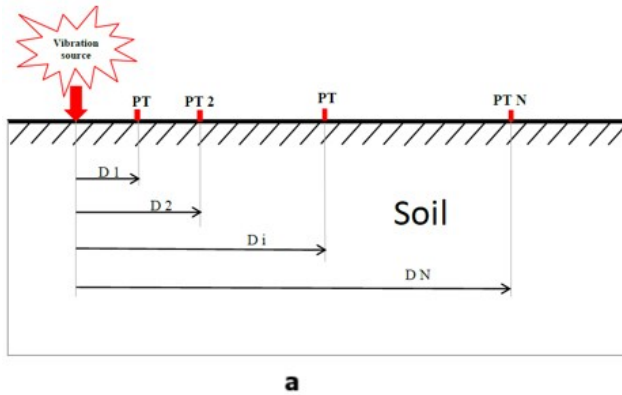


Fig. 5. (a)Princípio do método (b) Estrutura do modelo de ANN para prever o PPV

O histórico temporal da resposta em um ponto do entorno é caracterizado por um atraso de tempo em relação ao sinal de excitação na fonte, devido à

enquanto o comprimento da inclinação L é negativamente correlacionado com o deslocamento induzido pela detonação. Com base na fórmula de Sadowski, introduz-se dois fatores, a taxa de inclinação I e o comprimento da inclinação L , para construir conjuntamente o modelo do efeito de amplificação da inclinação sob a vibração causada pela detonação, conforme mostrado na Eq. (8). Os dados de múltiplos furos de monitoramento são analisados por regressão em combinação com dados de monitoramento anteriores. Os resultados do modelo obtidos a partir de sua regressão são apresentados na Eq. (9). Os valores de cada parâmetro são $K=126,02$, $\alpha=0,97$ e $\beta=-1,03$.

$$\Delta S = K \cdot \Delta t \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R}\right)^\alpha \cdot \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{H}\right)^\beta \cdot \frac{23(I+1)}{L+1.02}$$

3.3 Rede Neural Artificial (ANN)

A Rede Neural Artificial (RNA) é uma técnica da Inteligência Artificial capaz de modelar e prever comportamentos complexos e não lineares (NGUYEN; BUI; MOAYEDI, 2019). Inspirada no funcionamento do cérebro humano (TRIPPI; TURBAN, 1992), é formada por camadas de neurônios interconectados que processam e aprendem padrões a partir de dados. Devido à sua capacidade adaptativa, a RNA tem sido aplicada na análise de estabilidade e resposta dinâmica do solo, utilizando como entradas o histórico de aceleração da fonte, a distância fonte-ponto e parâmetros físicos do solo (módulo de Young, coeficiente de Poisson e densidade). Sua saída representa o histórico temporal de aceleração no ponto analisado, mostrando grande potencial para previsão de vibrações e danos em taludes (DERBAL et al., 2024).

sinais de entrada e saída é realizada antes de utilizá-los na rede (DERBAL et al., 2024).

A rede neural genética é baseada em muitas amostras de treinamento. No processo de aprendizado real, a população evolutiva pode ser configurada pelo algoritmo genético, e os dados errados podem ser eliminados, mas a precisão de todo o modelo depende principalmente da precisão dos dados das amostras de treinamento. Se o número de amostras for pequeno, a precisão do modelo será fortemente afetada (LI, 2021).

4. Resultados

4.1 Abordagem de Pré-Corte

A detonação pré-corte (presplit blasting) é uma técnica bem conhecida para produzir uma parede final bem definida em cada bancada. Na prática, no

entanto, a proteção proporcionada ao talude é altamente dependente do cuidado tomado na perfuração, bem como no projeto e implementação da detonação adjacente ao pré-corte (ETCHELLS; SELLERS; FURTNEY, 2013).

No estudo conduzido por (SINGH; SINGH, 1995), aplicaram a técnica de pré-corte que reduziu significativamente irregularidades e descontinuidades na cava final, minimizando a presença de rochas soltas e fragmentação indesejadas. Foi possível aumentar a altura das bancadas de 10m para 20m e o ângulo geral de 45° para 60°, maximizando a recuperação do minério e reduzindo volumes de sobrecarga, a figura 6 mostra o padrão de perfuração e detonação dos furos principais e de pré-corte.

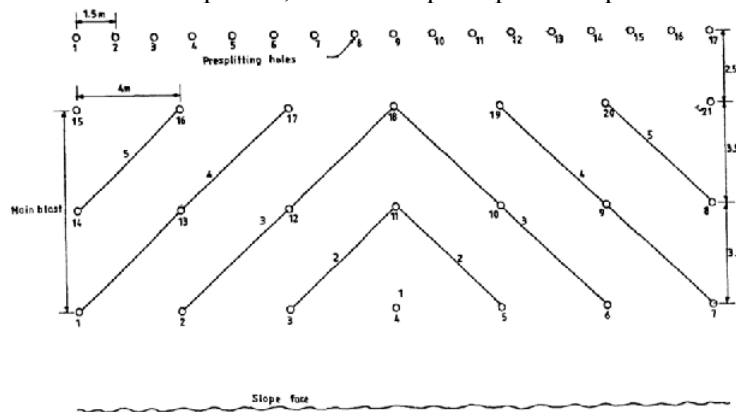


Fig. 6. Padrão de perfuração e detonação dos furos principais e de pré-corte.

4.2 Abordagem numérica

A influência potencial dos danos causados por detonação no colapso de taludes depende da escala do talude. Em minas a céu aberto, o colapso inter-rampa ou o colapso geral do talude pode ser influenciado pelos danos causados por detonação, seja danificando a rocha intacta (overbreak), estendendo descontinuidades pré-existentes ou reduzindo a resistência ao cisalhamento ao longo das descontinuidades (SHARMA, 2017).

No estudo conduzido pelo (LUPOGO, 2017) Investigações de campo e modelagem numérica mostram que a orientação das fraturas causadas por detonação varia com a distância dos furos de detonação. A orientação das fraturas causadas por detonação pode ser dividida em duas zonas:

Zona 1 - caracterizada pela presença de fraturas altamente conectadas (alta densidade de interseções)
Zona 2 - caracterizada por fraturas parcialmente conectadas (densidade de interseção reduzida)

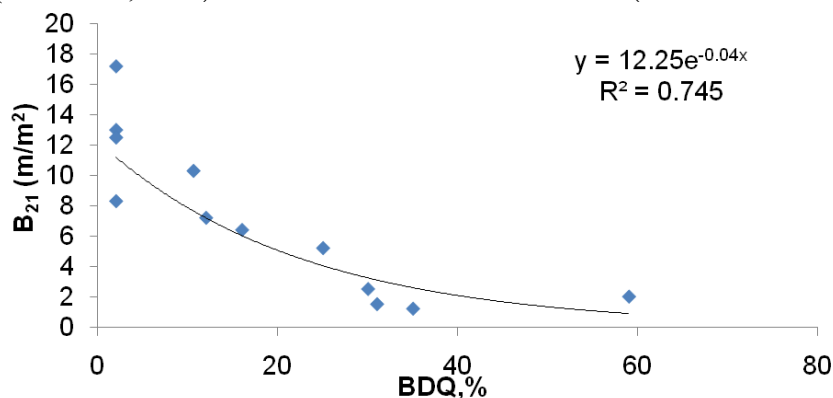


Fig.7 A intensidade das fraturas de explosão como função da qualidade do dano da explosão

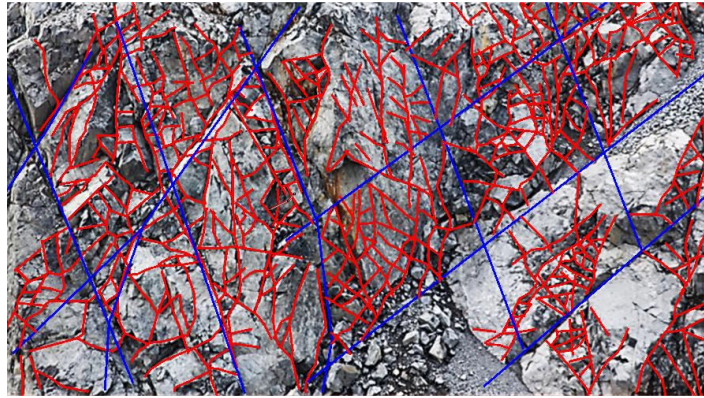


Fig. 8 Observação em campo das fraturas de explosão e descontinuidade pré-existentes.

4.3 Mudanças na velocidade inversa durante as simulações do modelo de talude

A velocidade inversa e o deslocamento de um modelo de talude podem ser analisados ao longo do tempo para entender os mecanismos de falha. A estabilidade do talude é avaliada com base nos dados de velocidade, identificando se o movimento é regressivo (desaceleração periódica, indicando estabilidade) ou progressivo (deslocamentos acelerados, indicando falha).

As figuras 9a e 9b mostram gráficos da velocidade inversa e deslocamento em x para modelos 3DEC

com e sem fraturas de explosão. O modelo sem fraturas apresenta um deslocamento mais uniforme, enquanto o modelo com fraturas exibe mudanças no gradiente e comportamento de stick-slip, com deslocamentos maiores e mais complexos. O modelo com fraturas requer mais cálculos e tempo de execução devido à maior quantidade de blocos e complexidade. Os resultados indicam que o talude com fraturas apresenta deslocamentos maiores, com um aumento no número de etapas de cálculo e maior interdependência entre os blocos.

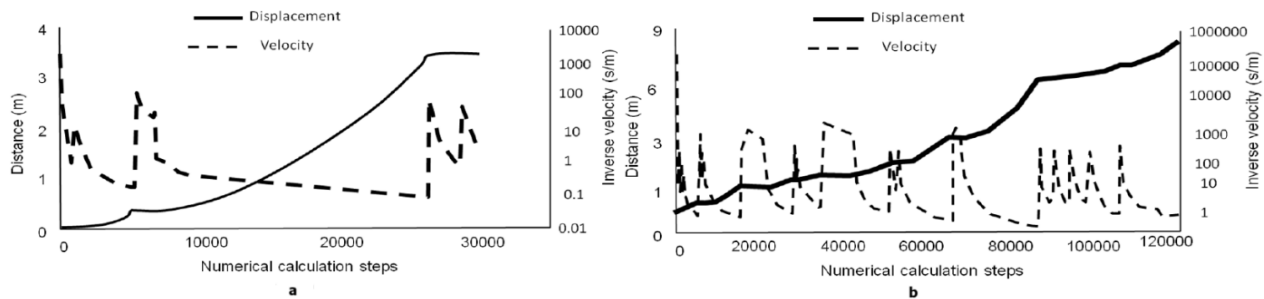


Fig. 9 (a) A relação entre a velocidade inversa calculada e o deslocamento em x para o modelo 3DEC sem danos por explosão. (b) A relação entre a velocidade inversa calculada e o deslocamento em x para o modelo 3DEC com dano por explosão ($B_{32} = 0,15 \text{ m}^2/\text{m}^3$).

4.4 Modelo de Sadowski Modificado

No estudo conduzido por (WU et al., 2024), este estudo proporciona uma melhoria significativa para a fórmula de Sadowski ao incorporar o fator de influência da inclinação, melhorando assim sua capacidade preditiva em relação aos deslocamentos induzidos por vibrações de detonação em encostas. A aplicação da fórmula de Sadowski modificada foi validada com sucesso em cenários de engenharia, oferecendo uma base confiável para garantir a segurança do pessoal envolvido na construção subsequente de encostas em múltiplos estágios.

Conforme mostrado na Fig. 10 o valor do coeficiente de Pearson entre Real e Test1 é 0,408, o que confirma

uma correlação moderada para o caso sem a introdução do fator de forma da inclinação. O valor do coeficiente de Pearson entre Real e Test2 é 0,967, o que demonstra uma correlação muito forte quando a fórmula de Sadowski introduz o fator de forma da inclinação.

A equação linear entre Real e Test1 (Fig. 11a) é $y=0,116x+0,046y$ enquanto a equação linear entre Real e Test2 (Fig. 11b) é $y=1,013x+0,003y$. O deslocamento calculado pela fórmula de Sadowski com a introdução do fator de inclinação apresenta uma correlação altamente positiva com o deslocamento medido.

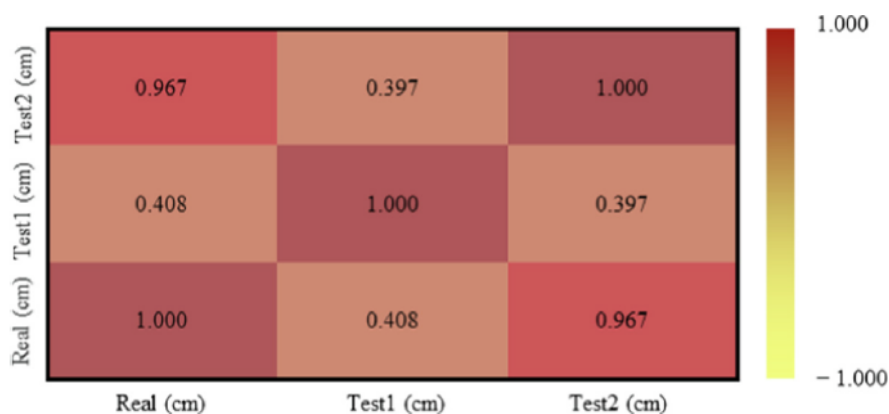


Fig. 10 Mapa dos Valores de Coeficientes de correlação de Person

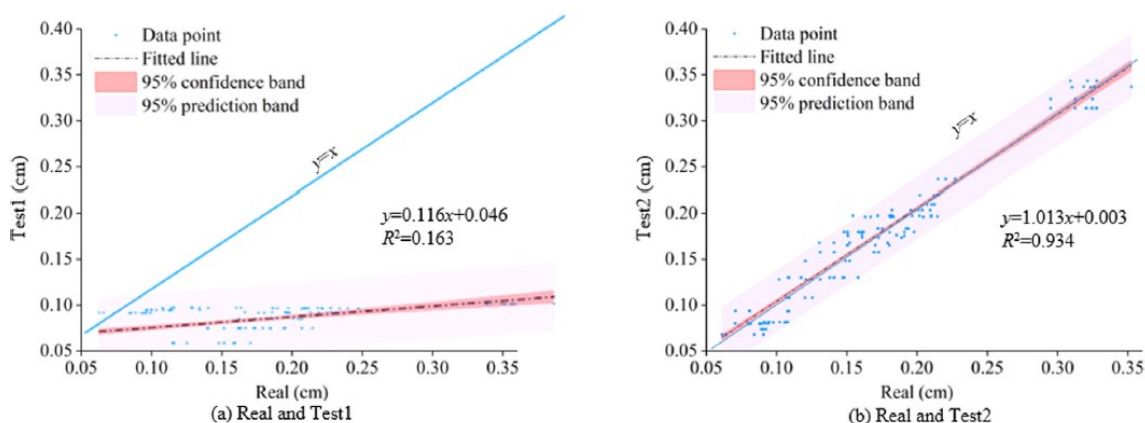


Fig.11 Gráfico de dispersão dos três resultados de Real e Test1 e de Real e Test2.

4.5 Abordagem da Inteligência Artificial

Uma comparação entre modelos computacionais avançados e técnicas experimentais na previsão de vibrações do solo induzidas por detonações em minas a céu aberto de carvão, um estudo conduzido por (NGUYEN; BUI; MOAYEDI, 2019), com base nos resultados obtidos na Tabela 1, o modelo de ANN Rede Neural Artificial (ou seja, ANN 2-6-8-6-1) apresentou o melhor desempenho, com um RMSE de 0,508, R^2 de 0,981 e MAE de 0,405 no conjunto de dados de teste. Além disso, o erro entre o RMSE e o MAE (ou seja, $RMSE - MAE = 0,508 - 0,405 = 0,103$) foi o menor. Isso é a base para concluir

O modelo de ANN foi o mais eficaz na estimativa de vibração do solo induzida por detonação, com RMSE de 0,508, R^2 de 0,981 e MAE de 0,405, sendo capaz de explicar tanto relações lineares quanto não lineares entre W e R. No entanto, encontrar o modelo ideal para prever o PPV em aprendizado de máquina é desafiador e exige um processo de "tentativa e erro". Comparar diversos modelos preditivos ajuda a identificar o melhor para prever com precisão o PPV em detonações em minas a céu aberto. A Figura 10 apresenta o desempenho dos modelos com base no R^2 .

Method	Training datasets			Testing datasets		
	RMSE	R^2	MAE	RMSE	R^2	MAE
Empirical	1.42	0.94	1.182	1.343	0.933	1.173
SVM	0.806	0.961	0.541	1.192	0.886	0.659
CART	1.471	0.906	1.190	2.820	0.618	1.631
KNN	0.912	0.950	0.601	1.878	0.737	0.762
ANN	0.904	0.948	0.452	0.508	0.981	0.405

Tabela 1. Uma comparação do desempenho dos modelos na previsão do PPV

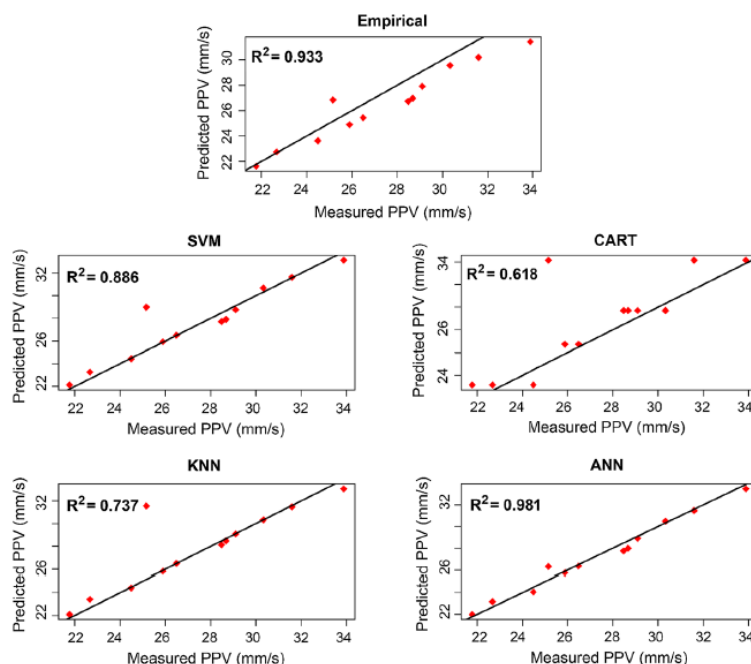


Fig.12. A correlação entre os valores de PPV medidos e previstos por diversas técnicas.

5. Discussão dos Resultados

O estudo enfatiza que a estabilidade dos taludes de paredes finais em minas é significativamente influenciada pelos danos causados pelas detonações, os quais podem comprometer as propriedades mecânicas da rocha e reduzir sua coesão. Esses danos são agravados pela abertura de descontinuidades e pelo aumento da infiltração de água, o que eleva os riscos de instabilidade e deslizamentos.

A técnica de pré-corte (presplit blasting) foi destacada como uma solução eficaz para minimizar os danos nas paredes finais. Os resultados mostraram que, quando bem aplicada, essa técnica reduz a fragmentação indesejada e melhora a geometria do talude, permitindo ângulos mais íngremes sem comprometer a estabilidade.

Um exemplo prático mencionado foi o aumento na altura das bancadas e na recuperação do minério ao utilizar o pré-corte, com ângulos finais otimizados. O uso de modelos numéricos, como FEM, DEM e abordagens híbridas, foi apontado como essencial para simular os efeitos das detonações nas propriedades do maciço rochoso. Esses modelos ajudam a prever a propagação das fraturas e os deslocamentos, sendo fundamentais para análises mais precisas.

A fórmula de Sadowski modificada mostrou-se especialmente útil ao considerar os efeitos da inclinação do talude, melhorando a previsão de deslocamentos induzidos por vibrações, com alta correlação aos dados empíricos.

O uso de Redes Neurais Artificiais (ANN) foi destacado como uma abordagem promissora para prever vibrações e danos causados por detonações, especialmente em cenários com relações complexas e não lineares. Os modelos baseados em IA apresentaram resultados precisos e ampla aplicabilidade prática.

Embora as técnicas apresentadas mostrem grande potencial, a pesquisa aponta a necessidade de maior coleta de dados de campo para refinar os modelos preditivos de danos em paredes finais em minas. A aplicação prática de algumas geometrias de modelos e métodos propostos ainda é limitada, especialmente em condições geológicas complexas.

6. Conclusões

Na prática, os danos na parede final são controlados limitando a velocidade das partículas. O dano é iniciado devido aos grandes deslocamentos e grandes deformações gerados pelas ondas de tensão. Dependendo do tipo de rocha, a ruptura pode ocorrer em velocidades de partículas muito mais baixas. Como o dano causado pela detonação é de natureza cumulativa e, quando o maciço rochoso já foi afrouxado por detonações anteriores, pode, portanto, exigir muito pouca energia de detonação para sofrer danos.

A fórmula de Sadowski modificada, que inclui o fator de inclinação do talude, melhora a precisão na previsão de deslocamentos induzidos por vibrações de detonação. O modelo modificado apresentou alta correlação com dados empíricos, reforçando sua aplicabilidade prática.

A análise da velocidade inversa e do deslocamento nos modelos de talude revela que a presença de fraturas causadas por explosões tem um impacto significativo na estabilidade da estrutura. O modelo sem fraturas apresenta um deslocamento mais uniforme, sugerindo um comportamento previsível e estável. Por outro lado, o modelo com fraturas exhibe variações mais complexas no gradiente de deslocamento e comportamento de stick-slip, indicando maior instabilidade em paredes finais.

Modelos de ANN demonstraram grande precisão na previsão de vibrações e danos causados por detonações. A IA permite análises mais complexas e pode superar métodos tradicionais na previsão de impactos em paredes finais.

Apesar da técnica de inteligência artificial (ANN) ter-se demonstrado robusta na previsão de danos em paredes finais na mina em relação aos modelos numéricos e modelos analíticos, os resultados apresentados reforçam a importância de combinar técnicas tradicionais (como o pré-corte) com avanços tecnológicos, como modelagem numérica e inteligência artificial, para melhorar a segurança e eficiência das operações de mineração. O desenvolvimento de modelos mais refinados e o uso de dados empíricos robustos são áreas que continuam a exigir atenção para otimizar o planejamento e execução de desmontes controlados na cava final.

Apesar dos avanços nos modelos, ainda há limitações na aplicação prática de alguns modelos e geometrias sugeridas. A coleta contínua de dados de campo é essencial para aprimorar modelos preditivos e garantir sua aplicabilidade em diferentes condições geológicas.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

BESIMBAEVA, O. G. et al. Assessment and Prediction of Slope Stability in the Kentobe Open Pit Mine. **Journal of Mining Science**, v. 54, n. 6, p. 988–994, 2018.

BRADY, B. H. G.; BROWN, E. T. Rock mechanics for underground mining. 3. ed. Dordrecht: **Kluwer Academic Publishers**, 2004.

EBERHARDT, E. Rock slope stability analysis utilization of advanced numerical techniques. **Earth and Ocean Sciences at UBC**, Vancouver, Canada, 2003.

DERBAL, I. et al. Ground Vibrations Prediction Using Artificial Neural Networks. **Journal of Soft Computing in Civil Engineering**, v. 8, n. 2, p. 112–118, 2024.

ETCHELLS, S.; SELLERS, E.; FURTNEY, J. Understanding the blast damage mechanisms in

slopes using observations and numerical modelling. p. 1359–1372, 2013.

FLEURISSON, J. A. Slope design and implementation in open pit mines: Geological and geomechanical approach. **Procedia Engineering**, v. 46, p. 27–38, 2012.

FRANCISCO, C. S. et al. Study of Slope Stability of the Mining Wall in an Open-Pit Coal Mine by the Paste Cut-and-Backfill Method. **Applied Sciences (Switzerland)**, v. 14, n. 14, 2024.

GOODMAN, R. E. Introduction to rock mechanics. 2. ed. New York: Wiley, 1989.

HOEK, E. Blast damage factor D. *RocNews*, Winter Issue, 8 p., 2012.

HOEK, E.; KARZULOVIC, A. Rock mass properties for surface mines. In: Slope Stability in Surface Mining. Littleton: **Society for Mining, Metallurgical and Exploration (SME)**, 2000. p. 59–70.

HOEK, E.; LONDE, P. The design of rock slopes and foundations. **General Report for 3rd Congress ISRM**, Denver, p. 1–40, 1974.

HU, G.; WU, Y. L. A new method of the control of the earthquake vibration caused by explosive. **Coal Technology**, 2004.

LANGFORS, U.; KIHLOSTROM, B. The modern technique of rock blasting. New York: John Wiley & Sons, 1963.

LI, A. J.; MERIFIELD, R. S.; LYAMIN, A. V. Effect of rock mass disturbance on the stability of rock slopes using the Hoek–Brown failure criterion. **Computers and Geotechnics**, v. 38, p. 546–558, 2011.

LI, H. Stability Rating of Mine Rock Slope Based on Artificial Intelligence. **Advances in Civil Engineering**, v. 2021, 2021.

LI, X. et al. An analytical study of blasting vibration using deep mining and drivage rules. **Cluster Computing**, v. 20, n. 1, p. 109–120, 2017.

LITTLE, T. The reliability of blast damaged slopes. In: **Proceedings of AusIMMEXPLO '99**, 9 p., 1999.

LU, P.; LATHAM, J. P. Development of a numerical modelling approach for the prediction of blast-induced damage in rock slopes. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, v. 36, n. 8, p. 973–994, 1999.

LUPOGO, K. Characterization of blast damage in rock slopes: An integrated field-numerical modelling approach. p. 361, 2017.

MAHABADI, O. K. et al. Y-Geo: new combined finite-discrete element numerical code for geomechanical applications. **International Journal of Geomechanics**, 2012.

MIAO, S. et al. Numerical modelling of destress blasting – a state-of-the-art review. **Journal of Sustainable Mining**, v. 21, n. 4, p. 278–297, 2022.

NGUYEN, H.; BUI, X. N.; MOAYEDI, H. A comparison of advanced computational models and experimental techniques in predicting blast-induced ground vibration in open-pit coal mine. **Acta Geophysica**, v. 67, n. 4, p. 1025–1037, 2019.

REZAEINESHAT, A. et al. Optimization of blasting design in open pit limestone mines with the aim of reducing ground vibration using robust techniques. **Geomechanics and Geophysics for Geo-Energy and Geo-Resources**, v. 6, n. 2, p. 1–14, 2020.

SATYANARAYANA, I. et al. Stability evaluation of highwall slope in an opencast coal mine-a case study. **Advances in Modelling and Analysis A**, v. 78, n. 3, p. 253–273, 2017.

SHADABFAR, M. et al. Estimation of Damage Induced by Single-Hole Rock Blasting : **Energies**, v. 14, n. 1, p. 1–24, 2021.

SHARMA, A. UKnowledge HIGH-WALL STABILITY. 2017.

SINGH, V. K.; SINGH, D. P. Controlled blasting in an open-pit mine for improved slope stability. **Geotechnical and Geological Engineering**, v. 13, n. 1, p. 51–57, 1995.

STEAD, D. et al. Developments in the characterization of complex rock slope deformation and failure using numerical modelling techniques. **Engineering Geology**, v. 83, p. 217–235, 2006.

TASOREN, K.; GARDHOUSE, G. ISMS 2016 Lessons in slope stability management from Kinross ' Tasiast mine ,. v. 00, n. 15, 2016.

TRIPPI, R. R.; TURBAN, E. Neural networks in finance and investing: using artificial intelligence to improve real world performance. New York: McGraw-Hill Inc, 1992.

WANG, X. et al. Study of BP and RBF neural networks applied to the prediction of vibration characteristics in static blasting of dry ice powder. **KSCE Journal of Civil Engineering**, v. 28, n. 4, p. 1452–1460, 2024.

WU, X. et al. Modified Sadowski formula-based model for the slope shape amplification effect under multistage slope blasting vibration. **International Journal of Mining Science and Technology**, v. 34, n. 5, p. 631–641, 2024.

ZHU, C. T.; LIU, H. G.; MEI, J. Y. Selection of fórmulas for the propagation law of seismic wave parameters along the slope face of a slope. 1988.

Artículo recibido en: 08.08.2025

Artículo aceptado: 20.08.2025

Revista de Medio Ambiente Minero y Minería 10 (2): 32 - 48, diciembre 2025. ISSN 2519-5352

LOS EFECTOS BIOLÓGICOS DE LA CONTAMINACIÓN MINERA EN LAS CUENCAS QUE CONFORMAN LA HIDROGRAFÍA DE BOLIVIA: RELEVAMIENTO DE LOS ESTUDIOS RECIENTES

¹Roger Carvajal Saravia

¹Unidad de Biomedicina Experimental, Instituto de Servicios de Laboratorio de Diagnóstico e investigación en Salud (SELADIS). Facultad de Ciencias Farmacéuticas y Bioquímicas, Universidad Mayor de San Andrés. La Paz.

Resumen

Existen abundantes estudios que caracterizan la contaminación minera en las diferentes cuencas que conforman la hidrografía boliviana. Solo algunos de ellos inciden en las consecuencias sobre los seres vivos que están en contacto con las actividades mineras. Desde hace dos décadas se han descrito múltiples aspectos de esta situación en investigaciones diversas, las cuales han crecido en número, manejo metodológico y recursos tecnológicos y en sitios específicos. Sin embargo, este caudal de información no se ha constituido en una herramienta que pueda incidir en las políticas del sector, dado que cada estudio analiza un aspecto específico de esa realidad cuya transformación requiere un enfoque integral, dada la complejidad de este hecho.

Por lo anterior, en este trabajo se hace un relevamiento de los estudios recientes, mismos que han avanzado en complejidad procedimental, aunque gran parte de las conclusiones ya se conocía desde el inicio de estos emprendimientos académicos. Sin embargo, resalta el hecho de que, no obstante estas constataciones científicas, las causas y las consecuencias de esta contaminación siguieron creciendo de manera incontenible, aun existiendo tecnología que puede modificar la situación. Por tal hecho, en este trabajo, además de mostrar el escenario actual sobre la contaminación minera y sus consecuencias, se plantea la necesidad de encontrar soluciones a la contradicción entre la necesidad de mantener el sistema productivo y la de conservar la vida.

Palabras Clave: Contaminación minera, Cuencas hidrográficas, daño ambiental por minerales, afectación de la salud por contaminación.