

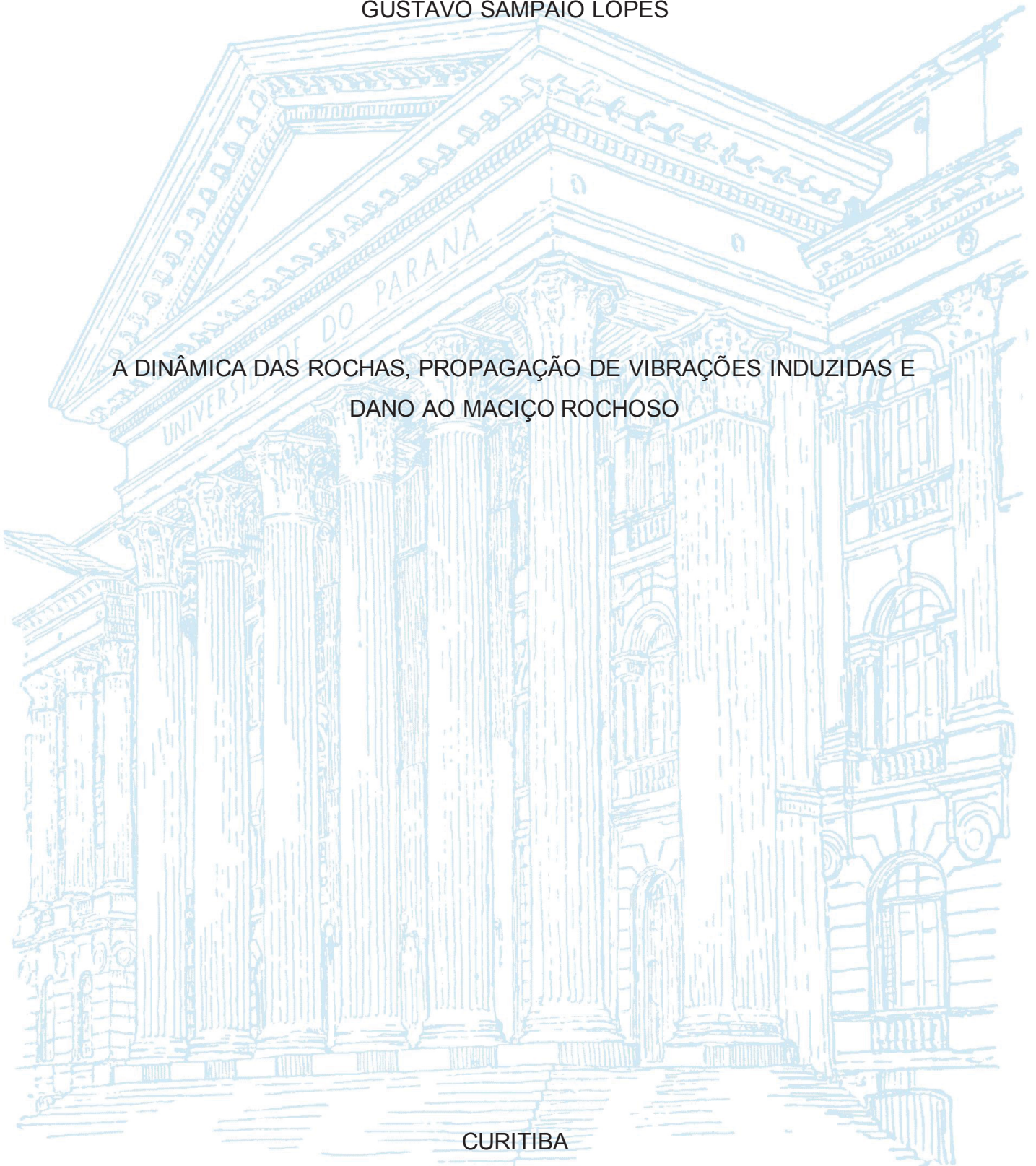
UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARANÁ

GUSTAVO SAMPAIO LOPES

A DINÂMICA DAS ROCHAS, PROPAGAÇÃO DE VIBRAÇÕES INDUZIDAS E
DANO AO MACIÇO ROCHOSO

CURITIBA

2020



GUSTAVO SAMPAIO LOPES

A DINÂMICA DAS ROCHAS, PROPAGAÇÃO DE VIBRAÇÕES INDUZIDAS E
DANO AO MACIÇO ROCHOSO

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Geologia, Setor de Ciências da Terra, Universidade Federal do Paraná, como requisito parcial à obtenção do título de Mestre em Geologia

Orientador: Profa. Dra. Barbara Trzaskos

Co-orientador: Prof Dr. rer. nat. Germán Vinueza

Catálogo na Fonte: Sistema de Bibliotecas, UFPR
Biblioteca de Ciência e Tecnologia

L864d Lopes, Gustavo Sampaio
A dinâmica das rochas, propagação de vibrações induzidas e dano ao maciço rochoso
[recurso eletrônico] / Gustavo Sampaio Lopes Curitiba, 2020.

Dissertação - Universidade Federal do Paraná, Setor de Ciências da Terra, Programa de Pós-Graduação em Geologia, 2020.

Orientadora: Barbara Trzaskos
Coorientador: Germán Vinueza.

1. Taludes (Mecânica do solo) - Estabilidade. 2. Rochas. I Universidade Federal do Paraná. II. Trzaskos, Barbara. III. Vinueza, Germán. IV. Título.

CDD: 624.162

Bibliotecária: Vanusa Maciel CRB- 9/1928



TERMO DE APROVAÇÃO

Os membros da Banca Examinadora designada pelo Colegiado do Programa de Pós-Graduação em GEOLOGIA da Universidade Federal do Paraná foram convocados para realizar a arguição da Dissertação de Mestrado de **GUSTAVO SAMPAIO LOPES** intitulada: **A DINÂMICA DAS ROCHAS, PROPAGAÇÃO DE VIBRAÇÕES INDUZIDAS E DANO AO MACIÇO ROCHOSO**, sob orientação da Profa. Dra. BÁRBARA TRZASKOS, que após terem inquirido o aluno e realizada a avaliação do trabalho, são de parecer pela sua APROVAÇÃO no rito de defesa.

A outorga do título de mestre está sujeita à homologação pelo colegiado, ao atendimento de todas as indicações e correções solicitadas pela banca e ao pleno atendimento das demandas regimentais do Programa de Pós-Graduação.

CURITIBA, 18 de Dezembro de 2020.

Assinatura Eletrônica

18/12/2020 14:11:24.0

BÁRBARA TRZASKOS

Presidente da Banca Examinadora (UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARANÁ)

Assinatura Eletrônica

18/12/2020 14:27:05.0

HERNANI MOTA DE LIMA

Avaliador Externo (UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO)

Assinatura Eletrônica

21/12/2020 09:40:00.0

ADRIANA AHRENDT TALAMINI

Avaliador Externo (UNIVERSIDADE FEDERAL DO PARANÁ)

AGRADECIMENTOS

A presente dissertação de mestrado não teria chegado a um bom porto sem o precioso apoio de inúmeras pessoas para as quais eu faço os meus agradecimentos.

Agradeço, primeiramente, àqueles que dão sentido à minha vida, minha mãe, pai e irmão, que me ensinaram muito mais que valores e me dão forças de seguir lutando por um mundo mais justo, humano e feliz

À minha parceira, Ana Luisa, que me acompanhou por toda essa jornada e que, pra além de dar apoio, preencheu o caminho com muito amor e felicidade.

Agradeço ao José Valter, Rosely, Ana Julia e Guilherme, partes muito importantes dessa caminhada, muito obrigado a vocês que além de me acolherem, fizeram de Curitiba minha nova casa.

Aos meus orientadores, Profa. Dra. Barbara Trzaskos e Dr. rer. nat. Germán Vinueza, muito obrigado por toda a paciência, empenho e sentido prático com que sempre me orientaram neste estudo. Muito obrigado por terem me corrigido quando necessário, mas sem nunca me desmotivar. Muito obrigado também a todo o Programa de Pós-Graduação em Geologia da Universidade Federal do Paraná por oferecer todos os meios para o desenvolvimento do conhecimento em geociências e realização deste estudo.

Desejo igualmente agradecer a todos os meus colegas de guerra da Enaex, em especial àqueles do EMTS, por todo apoio e entrega na execução do trabalho que aqui foi desenvolvido. Menção especial ao Augusto, que teve participação fundamental no desenvolvimento deste projeto.

Por último, quero agradecer aos meus amigos que são parte fundamental da leveza da vida. Em especial, Pedro, Mari, Mateus, Edson, André, Paulo, Leandro, Danilo, Harold e que sempre estiveram presente nessa caminhada.

Viver é bem melhor que sonhar (Lopes, G S, 2020)

RESUMO

A estabilidade do talude é uma das maiores preocupações para as práticas de mineração hoje e considerar a resposta do maciço rochoso à detonação de cargas explosivas é fundamental para obter a geometria da cava planejada. O desafio é determinar um desenho de desmonte, que alcance a fragmentação da rocha sem prejudicar os taludes. Assim, correlacionar as vibrações induzidas pelo desmonte aos danos e construir um modelo representativo para determinar o plano de fogo é fundamental para ultrapassar este desafio. Este estudo consiste no desenvolvimento de uma metodologia que conecta o comportamento dinâmico do maciço rochoso às vibrações induzidas pela detonação com o objetivo de determinar a melhor configuração da malha de perfuração, configuração de carga, temporização e sequenciamento dos desenhos de detonação aplicados em uma mina de cobre neste particular maciço rochoso. O elemento central deste estudo foi a construção do modelo de atenuação de vibrações e onda elementar que, em conjunto com propriedades geomecânicas, permitiu a caracterização deste maciço rochoso e dos fenômenos de atenuação de vibração. O novo plano de fogo foi desenvolvido a partir das simulações do modelo, uma vez que foi possível reconhecer quais parâmetros do projeto afetam a maior parte dos danos induzidos pela detonação. Para garantir a representatividade do modelo, foram realizados dois desmontes teste: um com o plano de fogo usual e outro com o novo. Além disso, furos foram feitos a jusante dos desmontes e foram inspecionados antes e depois de cada desmonte para comparar o fraturamento produzido com o fraturamento esperado pelo modelo. Os resultados obtidos nestes testes mostram uma forte correlação entre o modelado e o real. A modelagem provou ser uma ferramenta útil para a previsão de danos induzidas pela detonação e para gerar um plano de fogo, que gere paredes estáveis.

Palavras-chave: VPP crítica, estabilidade de taludes, dano induzido, vibrações induzidas por explosivos

ABSTRACT

Slope stability is one of the biggest concerns for mining practices today and to consider the rock mass response over blasting is fundamental to achieve pit geometry as planned. The challenge is to determine a blast design, which address the rock fragmentation without harm, the slopes. Thus, correlate blasting induced vibrations to damage and build a representative model to determine the blast design is fundamental to overlap this challenge This study consists in developing a methodology which connects the dynamic behavior of one lithological domain to the blasting-induced vibrations aiming to determine the best configuration of drilling pattern, charge configuration, timing and sequencing of the blast designs applied at a copper mine in this particular rock. The central element of this study was the construction of vibration attenuation and seed wave model which, in conjunction with geomechanical properties, has allowed the characterization of this particular rock mass and the vibration attenuation phenomena. The new blast design was developed from the model simulations, once it was possible to recognize which parameters of the blast design affect most of the damage induced by blasting To guarantee model representativeness, two blast tests were conducted: one with the usual blast design and another using the new one. Furthermore, holes were drilled behind the blasts, which were inspected before and after each blast to compare the produced fracturing with the fracturing expected by the model The results obtained in these blast tests show a strong correlation between the modeled and the real. The modeling proved to be a useful tool for prediction of blasting-induced providing manners to stablish a blast design, which generates stable walls.

Keywords: Critical PPV, slope stability, induced damage, blasting-induced vibrations

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Condições dos taludes da mina em estudo	12
Figura 2 Critério Hoek-Brown comparando o GSI da rocha intacta e perturbada pelo desmonte	15
Figura 3. Influência do fator de dano D no modulo de deformação do maciço rochoso Fonte: Hoek (2012)	16
Figura 4 Fluxo da metodologia desse estudo	23
Figura 5. Disposição dos furos e geofones no teste de cross hole	25
Figura 6. Instalação do geofone em cano de PVC em campo.....	26
Figura 7. Geofones instalados no dia do teste.....	26
Figura 8. Câmera de furo utilizada na inspeção dos furos de prova	29

LISTA DE TABELAS

Tabela 1. Relação PPV e Dano	18
Tabela 2 Propriedades geomecânicas do maciço estudado - Biotitito	23
Tabela 3 Parâmetros geométricos do talude	24
Tabela 4. Propriedades da emulsão gaseificada utilizada	25
Table 5. Relationship between damage and PPV Error! Bookmark not defined.	

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	10
2 OBJETIVOS.....	12
2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	13
3 REVISÃO DE CONCEITOS.....	13
3.1 MECANISMOS DE DANO.....	13
3.2 MODELOS DE ATENUAÇÃO DE VIBRAÇÕES.....	18
3.3 A ONDA ELEMENTAR.....	19
4 CONTEXTO GEOLÓGICO.....	21
5 METODOLOGIA.....	22
5.1 CARACTERIZAÇÃO SÍSMICA DO TERRENO.....	23
5.2 MODELAGEM DE ATENUAÇÃO DE VIBRAÇÕES, ONDA ELEMENTAR E DANO AO MACIÇO ROCHOSO.....	27
5.3 SIMULAÇÕES.....	27
5.4 DESMONTES TESTES E FILMAGEM EM CAMPO.....	28
6. RESULTADOS.....	30
7. CONCLUSÃO.....	43
8 REFERÊNCIAS.....	44

1. INTRODUÇÃO

Na economia mineral atual alguns obstáculos para a alta produtividade chamam a atenção: o valor mais baixo dos metais, o alto custo de diluição e a expansão da dependência de depósitos minerais estreitos. Tais fatos requerem a busca por uma exploração mineral otimizada na qual se tenha controle de cada operação, inclusive o controle dos danos gerados pelos desmontes para escavação de rocha, tema do presente estudo.

Na mineração moderna, o desmonte de rochas com explosivos é uma peça fundamental, de acordo com Singh (2001). Ele relata que o desmonte com explosivos continua sendo o método mais barato de fragmentação de rocha, mesmo trazendo consigo danos indesejáveis em uma cadeia de produção de alta performance.

O desmonte de rochas por explosivos foi, por muitos anos, baseado apenas na experiência e perícia dos operadores e *blasters*. Na atualidade, e em virtude das altas exigências produtivas e ambientais, é necessário aplicar procedimentos científicos e fundamentos baseados em conceitos da Mecânica das Rochas e principalmente compreender como os maciços se comportam frente aos efeitos dos explosivos (Singh 2010). De acordo com McKenzie (2016), o desmonte de rocha com explosivos em minas à céu aberto deve ser considerado como um processo mineiro com demandas bem definidas, as quais são: frota de escavadeiras e caminhões, planta de processamento e o departamento de geotecnia. Além destes, temos alguns outros requisitos a atender como comunidades próximas, estradas públicas e até mesmo a infraestrutura mineira. Nos atuais padrões da economia, engenheiros responsáveis pelo desmonte têm uma árdua tarefa de satisfazer todas essas demandas anteriormente citadas e atingir uma alta produtividade da mina, além de uma completa conformidade com o desenho de cava previamente entregue.

Dentre todas essas demandas, a estabilidade dos taludes remanescentes, objeto de interesse desse estudo, e o cumprimento da linha de avanço planejado são de suma importância para a exploração mineral eficiente e segura. O aumento da inclinação do talude propicia o aumento da relação estéril minério e consequentemente o maior custo da extração mineral. Essa afirmação vai de

acordo com Adamson & Scherpenisse (1998), que afirmam que o desenvolvimento das operações de mina em céu aberto depende, entre outros fatores, da criação de taludes estáveis

Para atingir as demandas operacionais expostas anteriormente é de suma importância compreender um fator que é costumeiramente ignorado nos planos de fogo: que a rocha é um meio heterogêneo, de características únicas e locais (Singh, 2001) Portanto, é importante considerar os parâmetros geológicos, estruturais e mecânicos do maciço rochoso Os fatores litológicos, estruturais e as características dinâmicas do maciço, bem como características do plano de fogo, como sistema de iniciação, temporização e sequenciamento, razão de carga, tipo de explosivo, entre outros, exercem forte influência e determinam os efeitos colaterais das operações de desmonte de rocha, sendo a estabilidade de taludes incluída nestes.

Para a preservação dos taludes, é necessário entender melhor a geração de fraturas no maciço rochoso. Assim, para se obter a mitigação dos efeitos gerados pelas detonações é necessário criar modelos representativos que combinem os fatores geomecânicos com os parâmetros utilizados na detonação, para assim dimensionar planos de fogo que atendam aos requisitos de avanço e estabilidade de taludes

Vários autores como Ash (1963), The Atlas Powder Co (1987), Silva (2019) expõem cálculos e metodologias para definição de plano de fogo que ajudam no dimensionamento inicial dos parâmetros necessários. Ainda que essas metodologias sejam úteis, elas dependem, muitas vezes, da experiência de quem a está utilizando (uma vez que a definição de fatores como afastamento e espaçamento, ocorre de maneira empírica). A coleta de dados referentes aos resultados, como fragmentação da pilha desmontada e produtividade dos equipamentos de carga, e observações de campo, como a qualidade das taludes remanescentes e formato da pilha, são primordiais para melhoria dos desenhos aplicados, sendo a modificação desses planos de fogo realizada por tentativa e erro. Assim, surge a necessidade de desenvolvimento de uma metodologia que se baseie em medições de campo, tendo como produto final meios de como dimensionar não somente fogos de produção, mas também linhas de amortecimento para cuidado de taludes

Esse estudo busca suprir a necessidade de uma mina de cobre no Brasil, onde tem-se o desafio de obter taludes mais estáveis que cumpram o avanço planejado. A Figura 1 ilustra alguns taludes dessa mina e expõe os desafios desse estudo. Ficam claro, nesta figura, problemas de geometria, como a perda das cristas, a presença de blocos e o alto grau de dano gerado pelo desmonte.

Figura 1. Condições dos taludes da mina em estudo. Observar o alto grau de dano gerado pelo desmonte (A), a presença de blocos (B) e a geometria, com perda das cristas (C)



Fonte: O autor (2019).

2 OBJETIVOS

A proposta central deste estudo foi propor uma metodologia exequível para determinação da intensidade do dano gerado pelo desmonte de rocha, seguindo um plano de fogo determinado. Buscou-se entender a relação entre vibração induzida por explosivos e o aparecimento e extensão de fraturas no maciço rochoso em estudo.

2.1 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Caracterizar a propagação e atenuação de onda em um domínio litológico específico;
- Calcular dos limites de vibração baseado na geração de danos para este domínio litológico - VPPc;
- Criar modelo representativo do dano induzido, com base em simulação computacional baseada no método da Onda Elementar conectando esses modelos aos limites de VPPc, correlacionando vibração e faturamento;
- Criar diferentes cenários de simulação e computando a extensão do dano esperado baseado no VPPc através do uso de mapas de calor;
- Realizar desmontes testes e caracterização da zona de dano, em campo, a partir da filmagem e inspeção de furos de prova;
- Determinar o plano de fogo ótimo e reconhecimento dos parâmetros que mais afetam a zona de dano.

3 REVISÃO DE CONCEITOS

3.1 MECANISMOS DE DANO

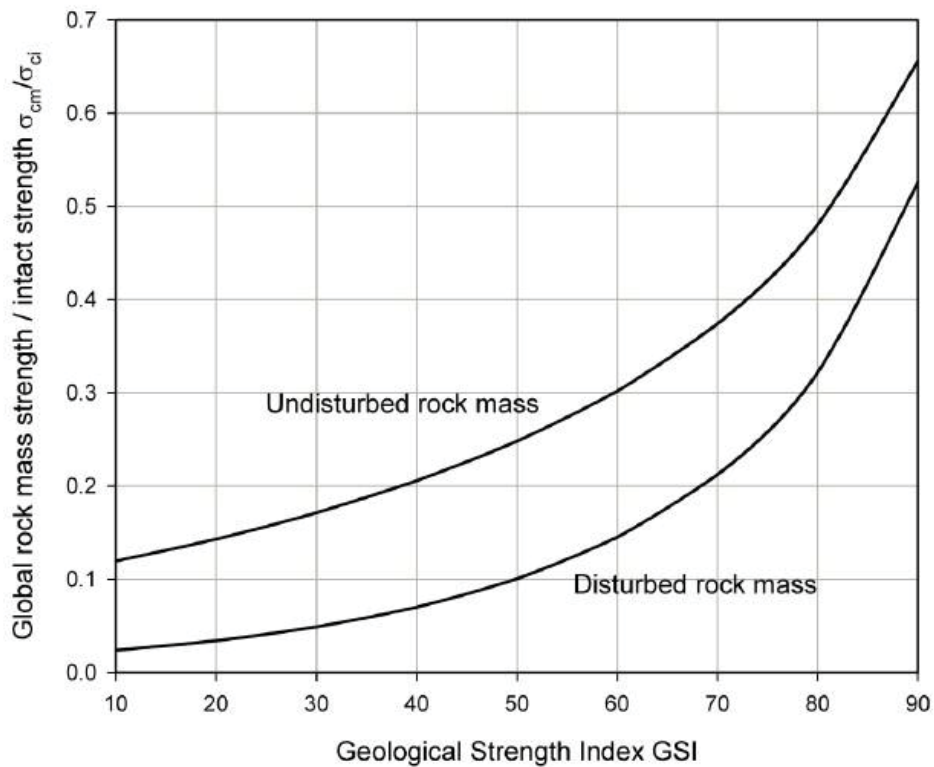
As classificações dos maciços rochosos como o RMR (Bieniawski, 1973) Q (Barton et al., 1974) e GSI (Hoek, 1994) são de suma importância na mineração, não somente para as áreas de geotecnia, mas também para outras áreas como perfuração, desmonte e planejamento. Os fatores considerados por esses diferentes critérios são de suma importância no dimensionamento assertivo de um plano fogo, estabilidade de taludes e consequente plano de lavra. Muitos autores, vale citar Padula (2016) e Dos Santos (2015), destacam a importância desse levantamento para uma mina e segundo Dos Santos (2015), devido a impossibilidade de ensaiar esses maciços em laboratório, o uso de classificações geomecânicas pode ser usado na estimativa de parâmetros dos maciços rochosos, ainda que com cuidado.

Além das classificações clássicas do maciço rochoso, é fundamental entender o efeito dos desmontes nos parâmetros considerados. O efeito das detonações em terrenos e nas estruturas circundantes podem ser expressos em

termos de deslocamentos permanentes e transitórios das partículas constituintes (Dowding, 2003). Os efeitos permanentes são constituídos essencialmente por degradações da integridade e deslocamentos efetivos, com a deformação não recuperável de partes do maciço ou da estrutura Segundo Gama (1998), somente entre 5 a 15% da energia explosiva liberada no desmonte de rochas são efetivamente aproveitadas para fragmentar a rocha. A maior parte da energia contida nos explosivos é transferida ao ambiente circundante, o que pode causar impactos negativos na mina e também no meio ambiente Esse fato torna preponderante a necessidade de controlar essa liberação de energia e maximizar o seu aproveitamento para fragmentar e movimentar o maciço, fato não considerado em muitos dos cálculos e metodologias analisadas.

Hoek & Brown (2012) buscou entender o efeito do desmonte sobre o maciço rochoso, ilustrado pela figura 2, o qual atualizou a versão do critério Hoek-Brown e introduziu o conceito de distúrbio do maciço rochoso pelo desmonte de rocha. Assim, as “novas” propriedades deste maciço danificado pelo desmonte regem o controle da estabilidade de taludes remanescentes após a escavação da pilha

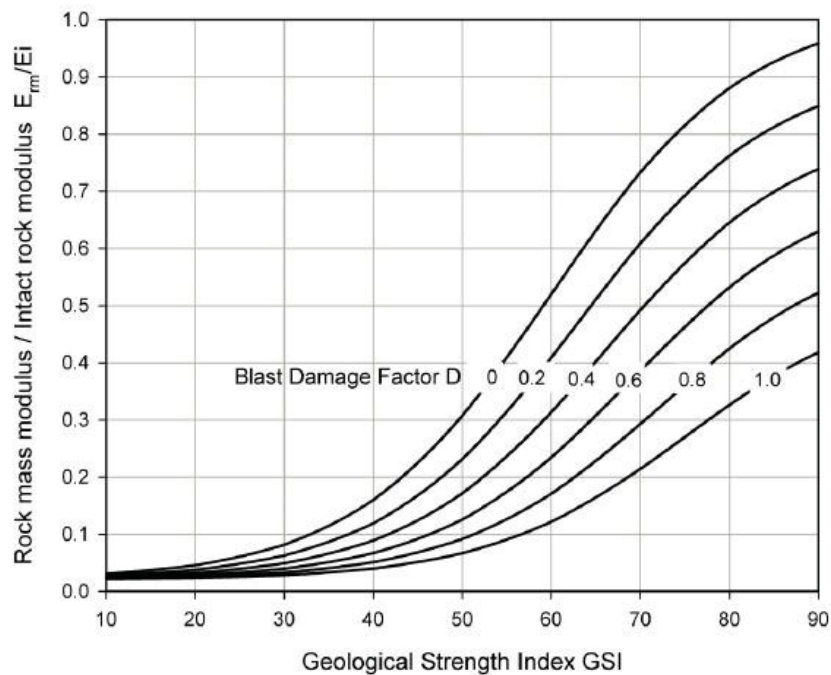
Figura 2. Critério Hoek-Brown comparando o GSI da rocha intacta e perturbada pelo desmonte.



Fonte: Hoek & Brown (2012).

Hoek (2012) introduz o fator de dano (D), o qual tem um valor entre 0 e 1, onde 0 representa rochas não danificadas e 1 representa um maciço muito danificado pelo desmonte de rocha com explosivos. Esse dano afeta as variáveis de classificação do GSI (*Geological Strength Index*) (Figura 3), em especial degradando o módulo volumétrico. Essa degradação ocorre principalmente pelo aparecimento ou alargamento de fraturas, sendo que ambos acontecem devido ao desmonte.

Figura 3. Influência do fator de dano D no módulo de deformação do maciço rochoso.



Fonte: Hoek (2012).

De acordo com Hoek (2012), a extensão, T , da zona danificada vai depender do plano de fogo. Baseado na experiência, Hoek & Karzulovic (2000), sugerem que as relações, aproximadas, podem ser usadas como ponto de partida para avaliar a extensão da zona, em relação à altura do banco (H), de dano resultado de um desmonte de produção, conforme a seguir:

- Extenso desmonte de produção, confinado e com pouco ou nenhum controle – $T = 2$ a $2.5H$;
- Desmonte de produção sem nenhum controle, mas com face livre – $T = 1$ a $1.5H$;
- Desmonte de produção, mas com algum controle (uma fila de amortecimento, por exemplo) – $T = 1$ a $1.2H$;
- Desmonte de produção com algum controle e face livre – $T = 0.5$ a $1H$;
- Desmonte cuidadosamente controlado com face livre – $T = 0.3$ a $0.5H$.

Sendo assim, o conceito de dano utilizado nesse estudo é aquele definido por McKenzie (2016) e consiste na mudança na matriz da rocha ao qual leva a

redução de sua resistência e do módulo volumétrico, que inclui a formação de novas fraturas e dilatação daquelas já existentes (essa definição é compatível com o fator de dano por desmonte de Hoek) McKenzie (2016) afirma que antes de se realizar o desenho para mitigar os impactos dos desmontes nos taludes é fundamental entender os mecanismos que o geram, pontuando os três principais: vibrações induzidas (responsável pela criação de novas fraturas), pressão extrema dos gases (responsável pela dilatação de fraturas) e a amplitude das forças de reação contra os taludes (liberação do carregamento das forças)

Muitos outros estudos levantaram a relação entre desmonte, velocidade de vibração de partícula (VPP) e dano: Ouchterlony (1996), Adamson & Scherpenisse (1998) McKenzie & Holley (2004), da Silva & Silva (2006), McKenzie (2012), Wahyudi et al. (2010), Onederra et al. (2013) e Mckenzie (2016), entre outros. Estes estudos detalham os mecanismos de dano mencionados anteriormente e servem como base deste estudo.

Dentre os estudos citados anteriormente, é importante destacar que Adamson & Scherpenisse (1998) e Mckenzie (2016) expõe os efeitos relativos à vibração de acordo com a lei de Hooke e explicam o conceito de velocidade de vibração de partícula crítica (VPP_c), assumindo o comportamento elástico da rocha Segundo este conceito, a VPP crítica refere-se ao nível de agitação que pode ser suportado pela rocha antes de ocorrer dano por tração e esse valor depende da resistência à tração, módulo de Young e velocidade de propagação de ondas primárias (V_p) Nesses estudos são mostradas correlações entre os picos de vibração e a extensão do fraturamento Assim, é definido, de acordo com McKenzie et al. (1995) a VPP crítica como o nível de vibração onde novas fraturas e sobre quebra podem ser esperados. Em resumo, VPP crítica é definida como:

$$VPP_c = \frac{\sigma_t \times V_p}{E} \quad (1)$$

Onde σ_t é a resistência a tração da rocha intacta (MPa), V_p a velocidade de propagação de ondas primárias e E módulo de elasticidade (módulo de Young).

A velocidade de partícula crítica, nesse caso, tem como unidade mm/s. De acordo com Adamson & Scherpenisse (1998) a sobre quebra é esperada em

níveis de 4 a 8 vezes o VPPc, novas fraturas aparecem em até um VPPc e dilatação de fraturas ocorre com níveis de até $\frac{1}{4}$ o VPPc. A Tabela 1 descreve a relação entre VPP e dano, de acordo com Adamson & Scherpenisse (1998)

Tabela 1 Relação VPP e Dano Induzido

Relação VPP	Nível de perturbação
$\frac{1}{4}$ VPPc	Dilatação de fraturas
VPPc	Aparição de novas gretas
4xVPPc	Fraturamento intenso - dano notório
8xVPPc	Pulverização e sobre quebra

Sendo assim, dentro do contexto de geração de danos por vibração, um fator muito importante para a proteção de taludes é entender como as vibrações se atenuam com a distância. Entender as particularidades e os fatores de cada terreno que contribuem para essa atenuação são de suma importância para contenção de danos aos taludes

3.2 MODELOS DE ATENUAÇÃO DE VIBRAÇÕES

É senso comum em desmonte de rochas que é possível se prever a vibração resultante da detonação de cargas explosivas assumindo que cada carga de um determinado tipo de explosivo detonada em um determinado maciço gera uma onda de vibração com forma regular e amplitude relacionada com a quantidade de explosivos. Um ponto importante nesse processo é a atenuação desta onda com a distância. Diversos fatores contribuem para atenuação de ondas, de acordo com Sarsby (2010): a expansão geométrica das ondas, a progressiva separação das três componentes (que provém das diferentes velocidades de propagação), a presença de descontinuidades nos maciços (causando reflexões, refrações, difrações e dispersões) e o atrito interno dinâmico característico das rochas.

Vários são os modelos e equações oriundas de diversos autores, os quais buscaram maneiras de caracterizar o fenômeno de atenuação de vibrações com

a distância. Por exemplo, Wiss (1981) propôs um modelo para caracterização do fenômeno de propagação de vibrações, utilizando a equação (2):

$$V = k \times D^n \quad (2)$$

Onde: “V” é a velocidade de vibração de partículas, levando em conta a distância (D) e o coeficiente K que representa o valor de v para unidade da distância e o coeficiente de atenuação n. Os valores dos coeficientes k e n são determinados através do processo estatístico de regressão, em bases a registros de uma campanha de medições em terreno de vibrações produzidas por detonações de cargas explosivas conhecidas, utilizando geofones, a distâncias conhecidas.

Devine et al., (1966), propuseram o modelo utilizado nesse estudo, por sua fácil aplicabilidade e representatividade, com base na distância escalonada ilustrado na equação (3):

$$VPP = K \times \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{-n} \quad (3)$$

Onde K é a constante de interação entre maciço rochoso e explosivo, W é carga máxima por espera detonada e n é a constante de atenuação do terreno. Sendo K e n determinados de maneira similar à proposta por Wiss (1981).

Outro trabalho a se destacar é aquele realizado por Canedo et al. (2015) no qual se realizou extensa campanha de monitoramento para chegar à curva de atenuação característica de acordo com a direção de interesse Além disso, os autores construíram mapas isovelocidades de vibração, indicando pontos de interesse e suas respectivas expectativas de vibração induzida devido ao desmonte. Mostrando um alto grau de previsibilidade desse modelo.

3.3A ONDA ELEMENTAR

Outro fator que colabora positivamente para a predição de vibrações. O comportamento do explosivo está relacionado às condições nas quais ele é

aplicado, devendo respeitar o tipo de rocha, malha de perfuração e sequenciamento. Nesse contexto, vários autores como, Yang (1994), Blair (1999) Hizen (1998), Rorke (2007), Silva-Castro (2012), McKenzie (2012) e McKenzie (2013), tem estudado o comportamento da onda de choque gerada pelo explosivo, determinando suas características (comprimento, velocidade, amplitude, frequência) e correlacionando essas propriedades com dano gerado ao maciço rochoso a curta ou longa distância

À medida que uma onda se propaga pelo maciço, ela causa deslocamento das partículas que compõem o terreno, sendo possível sua medição através de geofones. A onda elementar é aquela gerada por um único furo detonado onde se tem carga conhecida e possui características únicas. Com essa técnica é possível determinar o comportamento da onda sísmica, a qual viaja em um dado maciço rochoso e é gerada devido a uma perturbação ao meio. Ela tem provado ser eficaz porque se correlaciona com as características físicas da rocha, tais como diferentes litologias e presença de descontinuidades, completando assim as informações geomecânicas sobre o maciço rochoso previamente conhecidas

Os modelos de ondas elementares são uma ótima ferramenta para prever e controlar os efeitos da propagação sísmica. Estes baseiam-se no princípio da superposição de ondas e significam que a onda resultante é a somatória das ondas provenientes de diversos furos. Além disso, de acordo com Mackenzie (2013), a modelagem de ondas elementares é uma assistente útil que fornece maneiras de identificar a melhor configuração do desmonte de rocha e extrair a máxima vantagem do fenômeno de interferência de onda (construtiva ou destrutiva) visando amplificar ou mitigar as vibrações induzidas. Esse tipo de modelagem tem dois focos: maximizar a tensão induzida aumentando a interferência construtiva ou aumentar a interferência destrutiva que mitigue a vibração induzida pelo desmonte. Assim, essa modelagem pode ajudar em qualquer um dos objetivos: otimizar a fragmentação ou mitigar o dano ao ambiente alterando apenas parâmetros ajustáveis, como temporização, sequenciamento e tipos de carga.

As principais informações fornecidas por esse tipo de modelo, de acordo com Lopes et al. (2020) são um raio X das famílias de descontinuidades, transmissividade do maciço e as características da onda que viaja nesse terreno

(velocidade, amplitude, comprimento de onda, frequência). O teste feito em campo (*cross-hole*) usando dois geofones e detonando cargas explosivas conhecidas. Ele fornece informação suficiente para se inferir as constantes de k e α (Holmberg & Persson 1979) ou k e n (Devine et al., 1966) e compreender a atenuação com a distância da vibração induzida. A atenuação de vibrações é uma característica que envolve a interação entre explosivo e maciço rochoso, sendo exclusiva do domínio onde foi executado tal medição.

4 CONTEXTO GEOLÓGICO

A região em estudo está localizada entre o Cráton Amazônico a noroeste e o Cráton de São Francisco a sudeste, dentro do arco metavulcano-sedimentar Mara Rosa, que faz parte de um grande sistema de cinturões móveis. A área é dominada por rochas metaplutônicas de granulação média a grossa e de rochas de composição diorítica a tonalítica que apresentam localmente texturas plutônicas bem preservadas, tais como enclaves e texturas porfiríticas. (Miranda et al. 2018)

Sobre a geologia local, a mina está na Faixa Leste da sequência sedimentar de Mara Rosa (Miranda et al. 2018). Arantes et al. (1991) definiram o Cinturão Leste da região de Mara Rosa como composto de rochas metavulcânicas e metassedimentares divididas em quatro unidades: Amaro Leite, Araras, Posse e Carambolas. Mais especificamente, o domínio escolhido desse estudo foi o biotítico, o qual é caracterizado, segundo Miranda et al. (2018), pela intercalação de biotita xisto e anfibólio xisto e contém lentes anfibolíticas boudinadas, muscovita xistos contendo sericita, bem como biotita gnaisse hidrotermalizada. A sericitização é mais pronunciada na região sudoeste da mina.

A classificação RMR atribui a este domínio uma classe de maciço rochoso tipo II e III, onde as famílias de fraturas são bem definidas e a influência da alteração hidrotermal pode ser observada no maciço rochoso (Miranda et al. 2018).

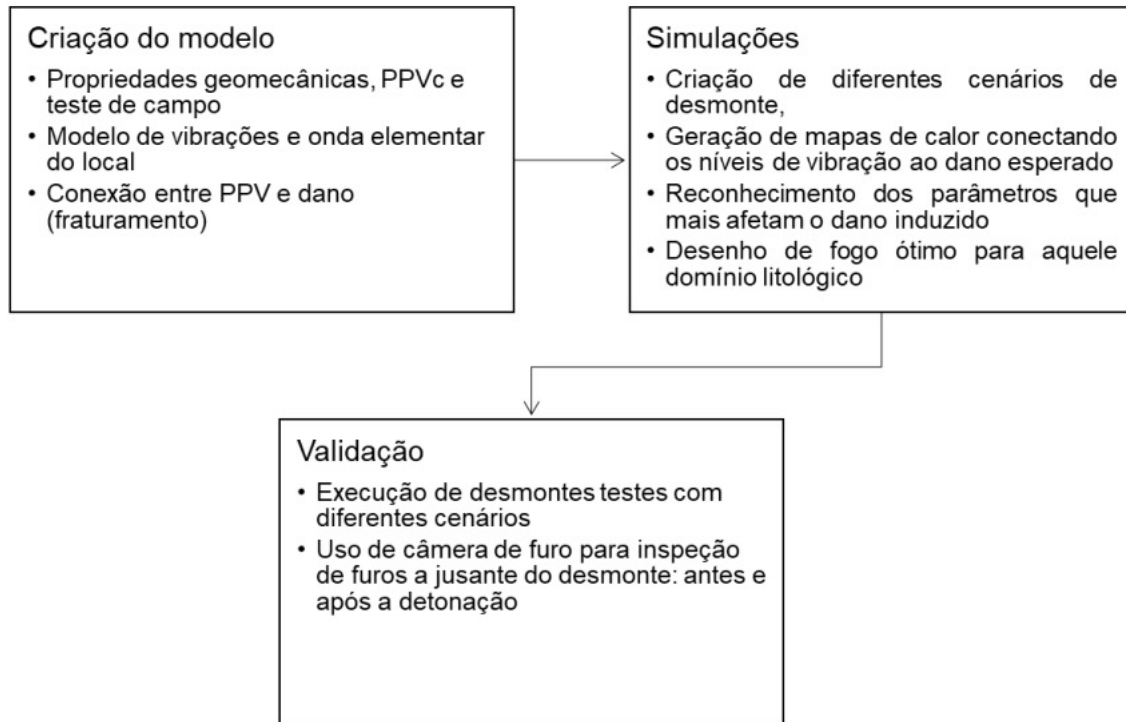
5. METODOLOGIA

A metodologia foi definida de maneira a propiciar a geração de um modelo de danos representativo para testar a simulação de diferentes planos de fogo e assim definir qual o melhor desenho de desmonte para ser aplicado no domínio litológico estudado. Deste modo, foi escolhida a área de estudo, de acordo com a disponibilidade operacional da mina, seguida pelo trabalho de campo/ caracterização sísmica do terreno

Em posse das informações coletadas em campo, foi possível a construção do modelo de vibrações, definição da VPPc e correlação entre vibração e dano induzido, simulações de diferentes planos de fogo, desmontes testes e filmagem de furos a jusante dos polígonos detonados para caracterização do dano induzido. A

Figura 4 ilustra e sumariza o fluxo da metodologia desse estudo.

Figura 4. Fluxograma da metodologia desse estudo.



Fonte: o autor (2020)

5.1 CARACTERIZAÇÃO SÍSMICA DO TERRENO

O primeiro passo desse estudo foi reunir junto à operação de mina os parâmetros geomecânicos que caracterizam o biotitio a ser estudado. A Tabela 2 sumariza as informações relevantes para este estudo coletadas junto ao time de geologia da mina. Outra informação importante a ser considerada são os parâmetros geométricos do talude esperado, descritos na Tabela 3, fornecidas pela equipe de planejamento da mina em estudo.

Tabela 2. Propriedades geomecânicas do maciço estudado fornecidas pela operação de mina

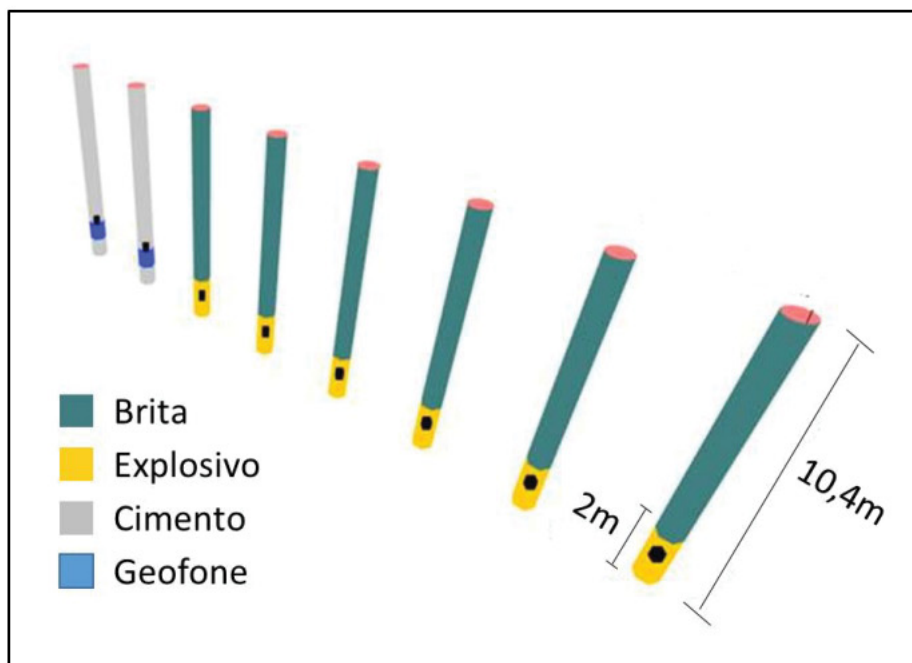
UCS (Mpa)	118
E (Gpa)	54
Poisson	0.37

Tabela 3. Parâmetros geométricos do talude fornecidos pela geotecnia da mina.

Altura do banco	10 m
Ângulo de face do banco	70°
Largura da berma	7 m
Largura da rampa	35 m
Ângulo de inter-rampa	45°

Em seguida, realizou-se um teste de campo para capturar dados sísmicos em curtas distâncias, caracterizando a interação dinâmica entre o maciço rochoso e as cargas explosivas detonadas. O objetivo do levantamento dessas informações foi definir os parâmetros da onda sísmica e como essa onda se atenua com a distância. Para isso, utilizou-se o teste de campo, com os geofones dispostos conforme descrito na Figura 5. Assim foi possível determinar fatores tais como: velocidade de propagação ondas P (V_p), parâmetros geométricos da onda (comprimento, amplitude, período e frequência) e as constantes características desse fenômeno (K e n), conforme equação (3) proposta por Devine (1966).

Figura 5. Desenho esquemático ilustrando a disposição dos furos e geofones no teste de *cross-hole*



Fonte: o autor (2020)

Foram realizados 8 furos, com diâmetro de 171 mm e profundidade média de 10,4 m e foram carregados com emulsão gaseificada, a qual tem suas propriedades detalhadas na Tabela 4, retiradas do catálogo do fabricante de explosivos. Buscou-se carregar todos os furos com a mesma carga explosiva, essa dimensionada para se obter 2 m de coluna de explosivos, resultando em 53 kg por furo.

Tabela 4 Propriedades da emulsão gaseificada utilizada

Densidade (g/cm ³)	1.15
VOD (m/s)	5400

Fonte: Enaex (2020)

Em dois furos foram instalados dois geofones que foram acoplados em tubos de PVC (Figura 6) para inserção destes nos furos. Estes geofones foram fixados na rocha utilizando cimento de pega rápida para maior aderência ao maciço rochoso e resistência. A figura 6

Fonte: o Autor (2019).

Figura 6. Instalação do geofone em cano de PVC em campo.



Fonte: o Autor (2019).

Figura 7 Fotografia demonstrando os geofones instalados no dia do teste



Fonte: o Autor (2019).

5.2 MODELAGEM DE ATENUAÇÃO DE VIBRAÇÕES, ONDA ELEMENTAR E DANO AO MACIÇO ROCHOSO

Conforme a configuração do teste, além de obter os parâmetros da onda elementar em cada furo (amplitude, comprimento e período), foi possível medir a velocidade de propagação de ondas primárias (V_p) e criar o modelo de atenuação de vibrações. Com a disposição dos geofones, conhecida a distância entre eles e com a diferença de tempo de chegada da onda em cada um deles, foi possível calcular a V_p . Com base na atenuação da amplitude das ondas (cada furo apresentava uma distância diferente até ao geofone), carga explosiva e a distância foram definidas as constantes de Devine (K e n), conforme equação 3, representativas da interação entre o explosivo utilizado e o biotitito estudado. Esse modelo, juntamente com as características da onda elementar capturada, permitiu calcular os níveis de vibração esperados em diferentes posições atrás dos desmontes realizados, baseado na interação/ somatório de ondas elementares e escalada de acordo com as constantes de Devine.

Com as informações geomecânicas, retiradas do banco de dados disponível na mina em estudo, e a V_p obtida dos testes de campo, foi possível calcular o VPP_c , do maciço estudado, conforme equação 1. Assim, foi possível conectar os níveis de vibração esperados (oriundos do modelo de atenuação de vibrações e onda elementar) com os valores de VPP_c para estimar o dano causado pelo desmontes de rocha. Este fato permitiu a criação de mapas de calor que ilustram os níveis de vibração e dano, gerando uma ferramenta útil na decisão de qual plano de fogo seria o mais adequado para a mitigação dos impactos no maciço rochoso frente a detonação de cargas explosivas

5.3 SIMULAÇÕES

Com as informações obtidas nas variações dos planos de fogo foram simulados os fatores chave que afetam a extensão da quebra ao talude. Os seguintes parâmetros foram considerados:

- Tamanho do polígono desmontado;
- Tamanho do banco;
- Diâmetro;
- Afastamento e espaçamento;
- Linha de amortecimento (quantidade).

As simulações buscaram encontrar a configuração de perfuração e desmonte que afete menos a estabilidade das paredes, reduzindo a perda de qualidade do maciço, sempre respeitando os condicionantes operacionais da mina. Buscou-se, nessas simulações, a definição da quantidade ótima de energia e sua melhor distribuição para o maciço e, conseqüentemente melhor fragmentação, sem afetar a estabilidade do talude. Assim, variando os parâmetros listados anteriormente, produziu-se 9 cenários diferentes, os quais são descritos na Tabela 5.

Tabela 5. Cenários simulados

	Diâmetro (mm)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)	N Filas	Altura (m)	Amort.	Temporização
A	171	4	4,5	8	10	0	Perpendicular
B	171	4	4,5	10	10	0	Perpendicular
C	171	4	4,5	12	10	0	Perpendicular
D	171	4	4,5	8	10	0	Paralelo
E	171	4 8	5 5	8	10	0	Perpendicular
F	215	4	4,5	8	10	0	Perpendicular
G	171	4	4,5	8	20	0	Perpendicular
H	171	4	4,5	8	10	1	Paralelo
I	171	4	4,5	8	10	2	Paralelo

5.4 DESMONTES TESTES E FILMAGEM EM CAMPO

Visando comprovar os indicativos obtidos com as simulações, certificar a representatividade do modelo proposto e compreender os fenômenos que ocorrem durante a detonação de cargas explosivas, foram realizados dois desmontes testes. Os testes visaram a inspeção dos furos, localizados a jusante dos bancos detonados, com uma câmera de vídeo, com o objetivo de determinar o grau de fraturamento antes e depois dos dois desmontes testes. O equipamento

de filmagem possui uma câmera TvbTech, com luminosidade de led, cabo de 40m, seu carretel e um contador de metragem.

Esses desmontes seguiram dois planos de fogo distintos. O primeiro desmonte foi realizado com o plano de fogo que minimizasse o dano gerado pela detonação, com base nas simulações realizadas. Já o segundo plano de fogo é aquele comumente utilizado na mina.

Figura 8 Câmera de furo utilizada na inspeção dos furos de prova



Fonte: O autor (2019)

Foram simulados os níveis de vibração gerados reproduzindo de maneira real os desmontes (utilizando as posições e cargas explosivas reais) e os furos de teste com posterior criação de mapas de calor. Nesses mapas foram desenhadas tanto a posição, quanto ângulos planejados dos taludes que em seguida foram sobrepostas sobre a geometria real.

Esse processo possibilitou a caracterização e extensão da zona de dano gerada pela detonação. Foi possível comparar o que era esperado no modelo com o que foi gerado em campo. Uma vez que quanto menor a extensão de dano, menor é o impacto nas características *in situ* do maciço, foi possível entender qual dos desmontes foi aquele que impactou menos a estabilidade dos taludes na região.

6. RESULTADOS

CORRELATING BLAST VIBRATIONS AND GEOMECHANICAL PROPERTIES TO DETERMINE DAMAGE PROFILES AND IMPROVE WALL CONDITIONS IN OPEN PIT MINING

ABSTRACT

Slope stability is one of the biggest concerns for mining practices today and to consider the rock mass response over blasting is fundamental to achieve pit geometry as planned. The challenge is to determine a blast design, which address the rock fragmentation without harm, the slopes. Thus, correlate blasting induced vibrations to damage and build a representative model to determine the blast design is fundamental to overlap this challenge. This study consists in developing a methodology which connects the dynamic behavior of one lithological domain to the blasting-induced vibrations aiming to determine the best configuration of drilling pattern, charge configuration, timing and sequencing of the blast designs applied at a copper mine in this particular rock. The central element of this study was the construction of vibration attenuation and seed wave model which, in conjunction with geomechanical properties, has allowed the characterization of this particular rock mass and the vibration attenuation phenomena. The new blast design was developed from the model simulations, once it was possible to recognize which parameters of the blast design affect most of the damage induced by blasting. To guarantee model representativeness, two blast tests were conducted: one with the usual blast design and another using the new one. Furthermore, holes were drilled behind the blasts, which were inspected before and after each blast to compare the produced fracturing with the fracturing expected by the model. The results obtained in these blast tests show a strong correlation between the modeled and the real. The modeling proved to be a useful tool for prediction of blasting-induced providing manners to stablish a blast design, which generates stable walls.

Keywords: Critical PPV, slope stability, induced damage, blasting-induced vibrations

1. INTRODUCTION

In the current mining economy, some obstacles to high productivity stand out: the lower value of metals, the high cost of dilution and the expansion of dependence on low-grade mineral deposits. Such facts require the search for an optimized mineral exploitation in which each operation is well controlled, including the control of the damages generated by the rock excavations, subject of the present study.

Among all the factors to be considered while mining, the slopes stability and the fulfillment of the planned pit have significant importance and impact at an efficient and safe mineral exploitation. The increase in the angle of the slope provides an increase in the strip ratio and consequently the higher cost of mineral extraction. This statement is in accordance with Adamson & Scherpenisse (1998), who state that the development of an open pit mine operations depends, among other factors, on the creation of stable walls.

In order to overcome the obstacles mentioned before, it is extremely important to understand a factor that is usually ignored in the blast design: the rock is heterogeneous, with unique and local characteristics (Singh, 2001). Therefore, it is important to consider the geo-mechanical parameters and rock mass structures.

Regarding wall protection, classifications of rock masses such as RMR (Bieniawski, 1973), Q (Barton et al., 1974) and GSI (Hoek, 1994) are very important, for both geo-techniques and rock blasting. In this context, Hoek (2012) introduces the blast damage factor D , which describes the damage caused by the blasting in the rock mass, thus affecting its GSI classification, in particular Bulk Modulus. In addition, it correlates this damage to the bench height, according to parameters used in blast design such as buffer rows and confinement. McKenzie (2016) points out the three main mechanisms of damage caused by blasting: induced vibrations (responsible for creating new fractures), extreme gas pressure (responsible for the expansion of fractures) and release of load (responsible for the creation of fractures parallel to the rock movement). Those are very important factors while addressing pit slope stability.

In this context, many studies have discussed the relationship between blasting, induced vibrations and damage: Ouchterlony (1996), Adamson & Scherpenisse (1998) McKenzie & Holley (2004), da Silva & Silva (2006), McKenzie (2012), Wahyudi et al (2011), Onederra et al (2013), and McKenzie (2016). Among these studies, it is important to highlight Adamson & Scherpenisse (1998) and McKenzie (2016), who discussed the effects related to vibration according to Hooke's law and explain the concept of critical peak particle velocity (PPV_c), assuming the elastic behavior of the intact rock. According to this concept, PPV_c refers to the level of agitation that can be supported by the rock before tensile damage occurs and this value depends on the tensile strength, Young's modulus and primary wave propagation velocity. In these studies, correlations between the vibration peaks and the extent of fracturing are shown. Thus, critical PPV is defined as:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t \times V_p}{E} \quad (1)$$

Where σ_t is the tensile strength of intact rock (MPa), V_p the primary wave velocity, and E is the Young's modulus

Furthermore, another very important factor for wall strength preservation is to understand how vibrations and consequently damage are attenuated with distance. Several authors, such as Devine (1966), Blair (1999), Hizen (1998), Silva-Castro (2012), McKenzie (2012), and McKenzie (2013) have studied the behavior of the shock wave generated by the one hole charged with explosive, the seed wave, determining its characteristics (length, velocity, amplitude, frequency) and understanding the relationship between the generation and attenuation of induced vibrations.

The biotite domain was chosen for this study, which according to Miranda et al (2018) is characterized by the intercalation of biotite schist and amphibole schist, and contains boudinaged amphibolite lenses, muscovite schists containing sericite, as well as hydrothermalized gneiss biotite. This domain was classified into RMR rock mass types II and III. Furthermore, discontinuities sets are well defined, and the influence of hydrothermal alteration can be observed

Although, the actual blast performance regarding muck pile's size distribution and shape meet the requirements for reasonable plant efficiency. Nevertheless, wall stability and geometry have become an issue due to the high powder factor applied at this domain

This study seeks to assist the staff of an open pit copper mine in Brazil to tackle the challenge of obtaining more stable walls facing blasting induced damage to build a safer and more productive mining operation. The aim is to correlate blasting induced vibrations to damage and build a representative model in order to determine the best blast design to improve wall stability with optimized muck pile's size distribution. Figure 1 illustrates some slopes of this mine and depicts the challenges of this project: geometry bench issues, such as the loss of crests, the generation of large boulders, and the high degree of damage induced by the actual blasting practice. Figure 1 also shows the slope parameters at this lithological domain.

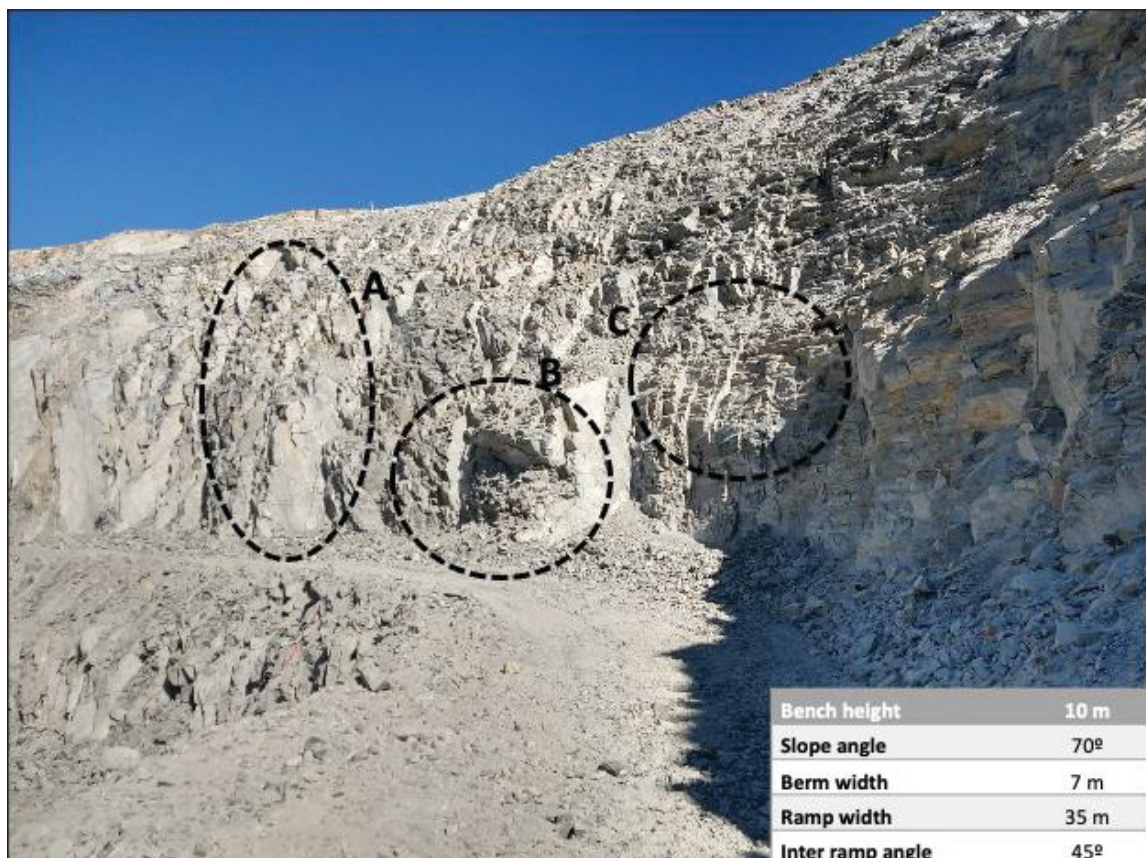


Figure 1. Slope conditions at the mine site and geometrical parameters according to mining staff. A shows geometry issues, B big blocks formed by excessive blast damage and C crest loss

2. METHODOLOGY

This paper discusses the study conducted to generate a vibration attenuation and seed wave model for a certain location used in order to correlate blasting induced vibrations and damage to the rock mass. This correlation is based on the reference values proposed by Adamson & Scherpenisse (1998), who discussed the concept of PPVc

This study simulated different scenarios, contemplating two blasts tests with different blasting designs, and it characterizes the damage of these blasts through the inspection of test holes drilled in the close vicinity of the blasts. Figure 2 illustrates the methodology applied in this study.

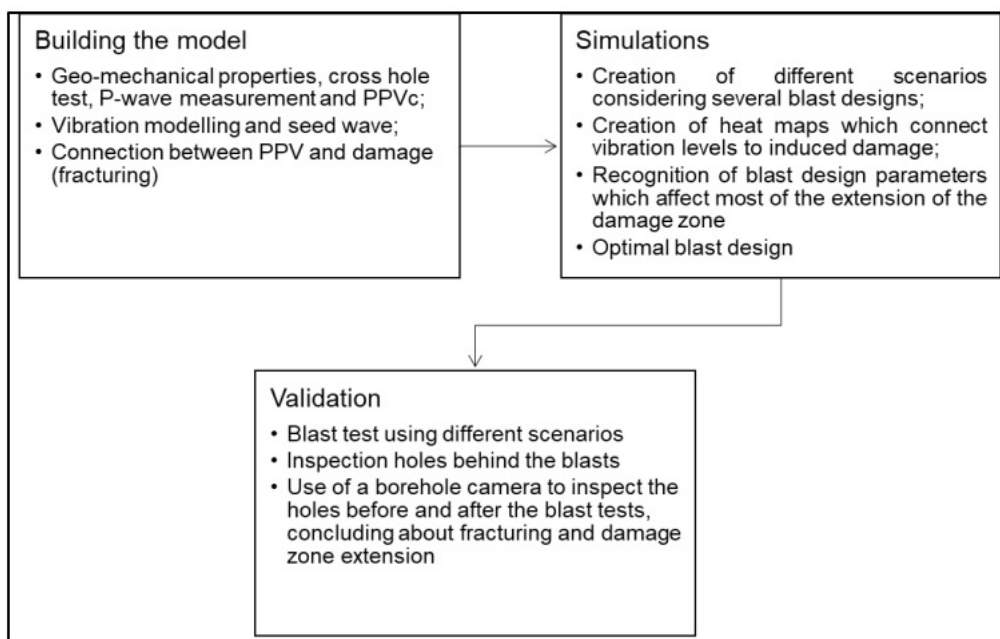


Figure 2 Chart illustrating the methodology steps

2.1 VIBRATION ATTENUATION AND DAMAGE MODEL

As a first step, a cross-hole test was performed to capture seismic data in near field, characterizing the dynamic interaction between rock mass and explosive charges, providing full characterization of seed waves. The aim is to define the seismic waves' parameters and how they attenuate with distance

The field data enabled the creation of a vibration attenuation and seed wave model, which was used to calculate de vibration levels in different positions

upstream the blast. The resultant PPV is gathered from the addition of seed waves (measured in the cross-hole test) considering timing and sequencing and scaling charge and distance, by the equation, proposed by Devine (1969)

Furthermore, the geomechanical properties of the rock mass gathered with geology mining team enabled to calculate the critical PPV. According to Adamson & Scherpenisse (1998), there is a close relationship between fracturing and PPV and is described as shown in Table 1

PPVc ratio	Effects
1/4 PPVc	Fracture dilatation
PPVc	New fractures appearance
4xPPVc	Intense fracturing
8xPPVc	Rock pulverization

Table 1. Relationship between damage and PPV

The author connected the vibration attenuation model and the expected vibration levels with the effect (damage) as a function of the critical PPV. This combination allowed creating vibration heat maps to analyze the damage extension behind the blasts.

2.2 SIMULATIONS

The next step was to conduct simulations to understand damage propagation and define the blast design to be utilized in the blast tests. In accordance with operational restrictions, such as borehole diameter, explosives and bench height, different simulation scenarios were defined as follows:

- Scenario A – currently in use, 171 mm diameter, 4 m burden and 4.5 m spacing, 10 m bench height, echelon timing, using the free face and sequencing parallel to the slope. Without buffer rows and considering 8 rows;
- Scenario B – Same as scenario A, but 10 rows;
- Scenario C – Same as scenario A, but 12 rows;
- Scenario D – Same as scenario A, but timing with sequencing perpendicular to the slope and longer delays between rows;
- Scenario E – Drilling pattern for waste material Same as scenario A, with modified burden and spacing: 4.8 m x 5.5 m;

- Scenario F – Larger diameter. Same as scenario E, although with drilling diameter of 215 mm;
- Scenario G – Same as scenario A, but with 20 m height benches;
- Scenario H – Same as scenario D, but using one buffer row;
- Scenario I – Same as scenario D but using two buffer rows

2.3 BLAST TESTS

Vibration heat maps were generated for each scenario where the expected induced vibration was analyzed and compared with the PPV_c of the studied lithological domain. These heat maps permitted to determine which blast design would provide a better slope condition (reducing the damage), thus permitting to define, within the mine operational restriction, which drilling and blasting configuration should be selected for testing to compare with the currently adopted one (A).

A borehole camera was used to inspect the drillholes specially made upstream of the two blast tests in order to confirm the damage indications of the vibration heat maps, and the effectiveness of the proposed blast design in reducing blasting damage. These images were used to identify the degree of fracturing of the rock mass before and after the blasts, which allowed correlating the modeled levels of vibration with the fracturing increase, therefore permitting to validate the proposed model.

3. RESULTS

The gathered data in the cross-hole testing enabled to obtain an average value of V_p (primary wave propagation velocity) of 4926 m/s. This value, which is considerably high, indicates high competence of the rock mass, corroborated by its geo-mechanical information, gathered from the mine staff: UCS of 118 MPa and Young Modulus of 51 GPa. Thus, using Equation 1, it was possible to determine the critical PPV characteristic of this rock mass. The value found for biotite in site conditions was 1139 mm/s.

The data obtained in the field was sufficient to generate a vibration attenuation model of high correlation. Equation 2 highlights the applicable

equation, according to the reference work of Devine (1966). Thus, the K value found is 725 and the n value is -1.81, with a correlation coefficient (R^2) of 0.92.

$$PPV = 725 \times \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{-1.81} \quad (2)$$

In view of the expected damage as a result of PPVc, heat maps that correlate vibration and damage were generated for each of the considered scenarios. The results of each scenario were compared with scenario A (commonly used in the mine) to determine, within the blast design parameters range, those that contribute most to the rock mass blast-induced damage.

Table 2 presents the relationship between damage extension and bench height, as proposed by Hoek (2012). The damage extension was measured from the slope until the border of the zone where the PPV level was smaller than a quarter of PPVc. It is very important to consider this damage extension as the change of the rock bulk modulus and consider the impacts of this change at the rock mass quality and its effect at slope stability.

Scenarios	Damage extension(m)	Variation	Bench height ratio
A	17.7	-	1.8
B	17.9	+1%	1.8
C	17.4	-1%	1.7
D	16.5	-7%	1.6
E	16.6	-6%	1.7
F	20.0	+13%	2.0
G	21.7	+23%	1.1
H	13.1	-26%	1.3
I	10.1	-43%	1.0

Table 2. Comparison between the expected damage extensions for the different scenarios.

These findings were the fundamentals for the definition of an optimized but feasible blast design considering the existent drilling equipment, however being safer and delivering higher productivity.

The damage extension of each scenario was calculated based on the damage model being compared with the bench height, as suggested by Hoek (2012). The values found are in accordance with Hoek's statements, varying only for scenario G, with a bench height of 20 m and, according to the model, corresponding just to a 23% damage increase in comparison to the base scenario A. Thus, the ratio of bench height and damage extension is 1.1, the smallest value simulated. The results in Table 2 show that adequate timing and sequencing and the use of buffer rows promote a strong impact on damage, corroborating the results stated by McKenzie (2016).

According to the modeling results, scenarios A and H were chosen to be tested in the mine: A is the one that is already in use, while H was chosen due to the considerable reduction of expected damage in contrast with the relatively minimal efforts for its application (since the use of more than one buffer rows would considerably increase the number of drilled holes).

The Figure 3 shows the area of both tests. It illustrates the location of the blasts and the main geological structures of the area. It brings to attention the proximity of both blasts and its similar conditions, presenting the same predominant rock mass and main structures.

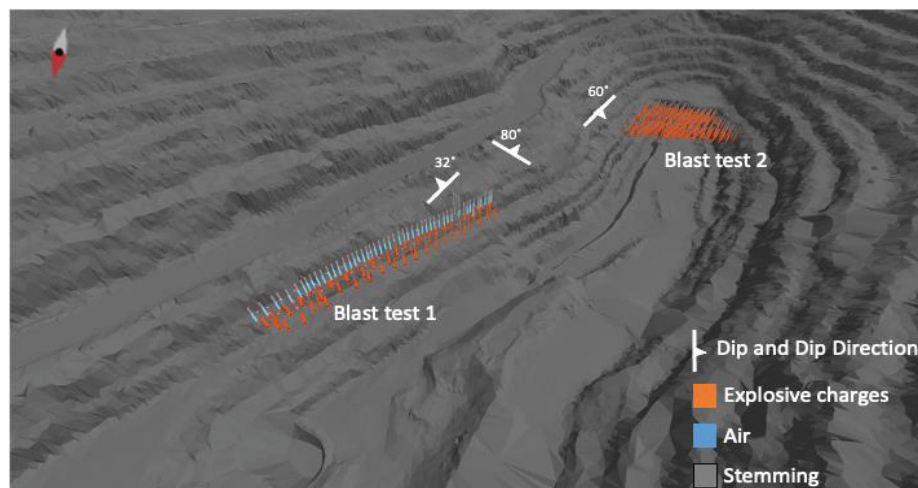


Figure 3. Area of the blast tests and their direction and dip direction of the region's main discontinuity sets

Figure 4 illustrates the first blast test, with the blast design referring to scenario H, and its respective heat map, showing the location of the inspection holes (holes upstream of the polygon) and in black the slope after the blast,

indicating a good geometrical adherence between modeling and reality. The inspected holes are 2m away from each other and the first inspected hole was drilled 7m away from the last row of boreholes

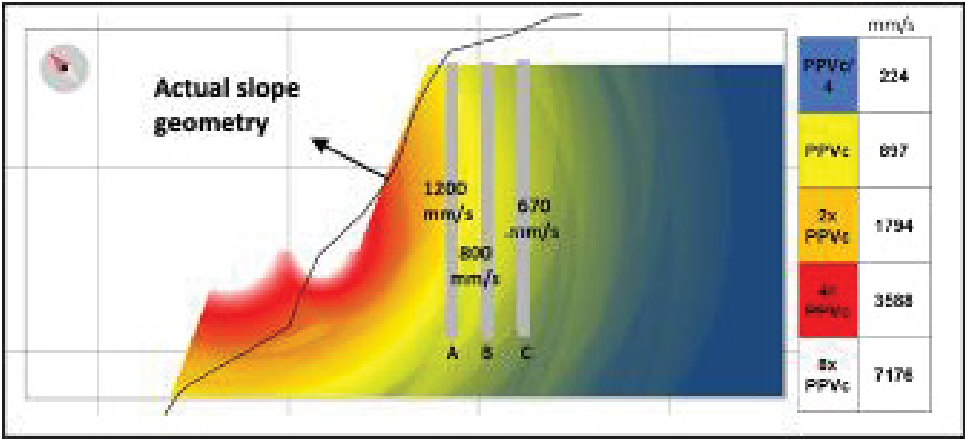


Figure 4. Vibration heat map showing the inspected holes A B C in gray, expected induced damage based on PPVc and the actual slope in black for blast test 1. Fracturing is expected throughout the yellow zone and the distance between the last row of boreholes until its border is around 13 m

Figure 5 shows images captured while inspecting the holes. The inspection of the other two holes suggests a significant reduction in the damage level, illustrated by figure 3B and C

These results corroborate the indications of the damage model, which suggest the more intense appearance of fractures in the first inspection hole (yellow/orange color in Figure 2A) and considerable reduction in the second and third holes (yellow to blue color in Figure 2A). Thus, according to these findings the real damage extension is around 12-13 m due to the reduction of fracturing in the last hole inspected.

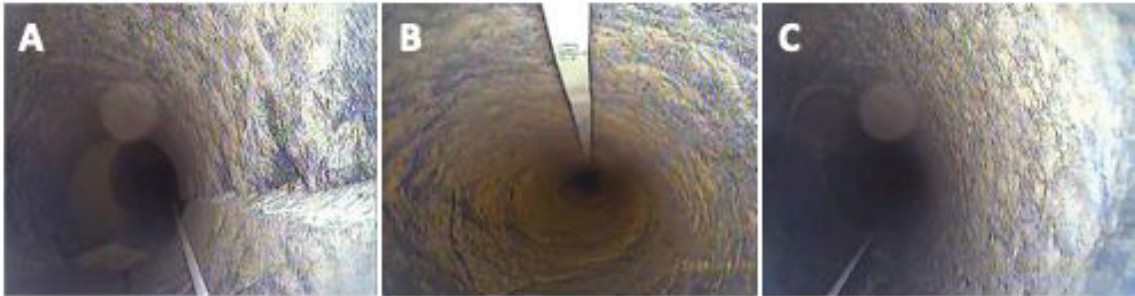


Figure 5. Images from the inspected holes of blast test 1. A has been made in the upper third of hole A, while B and C show the reduction of fracturing of holes B and C, both represented in Figure 3

In the first blast test, where an appropriate buffer row, timing and sequencing were used, only the first third of the inspected holes did not fulfilled the modeling prediction, since it was observed a strong disturbance of the hole shape. It is believed that this fact is a side effect of excessive subdrilling used in the blast of the upper bench, which it has caused a significant damage at the top part of the blast test one Thus, this is supported by the high vibration profile observed at the berms in the heat maps (figure 2, white zone)

The same procedure was repeated in the second blast test using the design described for scenario A and due to operational limitations; just two holes were drilled for inspection Figure 6 shows the heat map of this blast test, highlighting the remaining slope in black, showing a large discrepancy between the planned and the executed.

This time, due to the non-use of buffer rows and appropriated timing and sequencing, very extensive damage was observed causing the collapse of the first hole inspected and very intense fracturing at the second one Figure 7 shows images of the holes inspected, with a high degree of damage and the collapsed hole (5C).

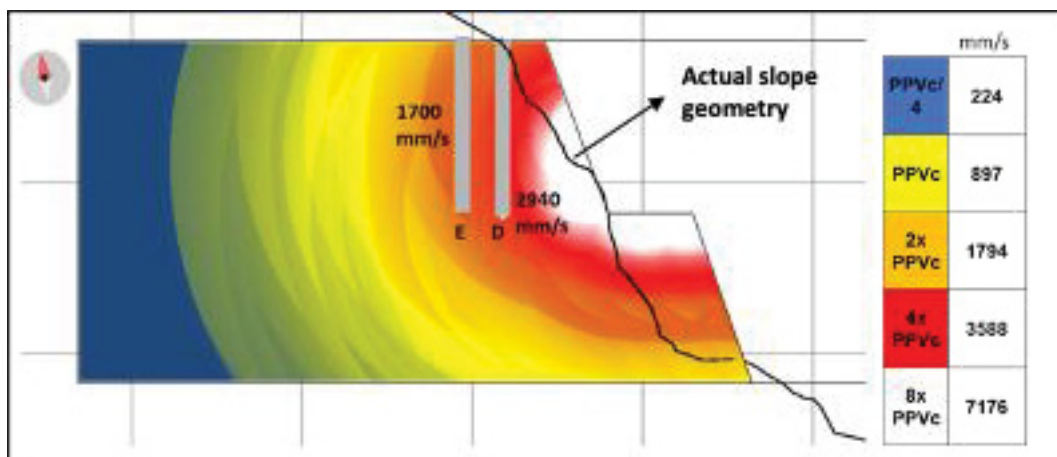


Figure 6 Vibration heat map showing the inspected holes in gray, expected induced damage based on PPVc and the actual slope in black for blast test 2. Fracturing is expected throughout the yellow zone and the distance between the last row of boreholes until its border is around 21 m

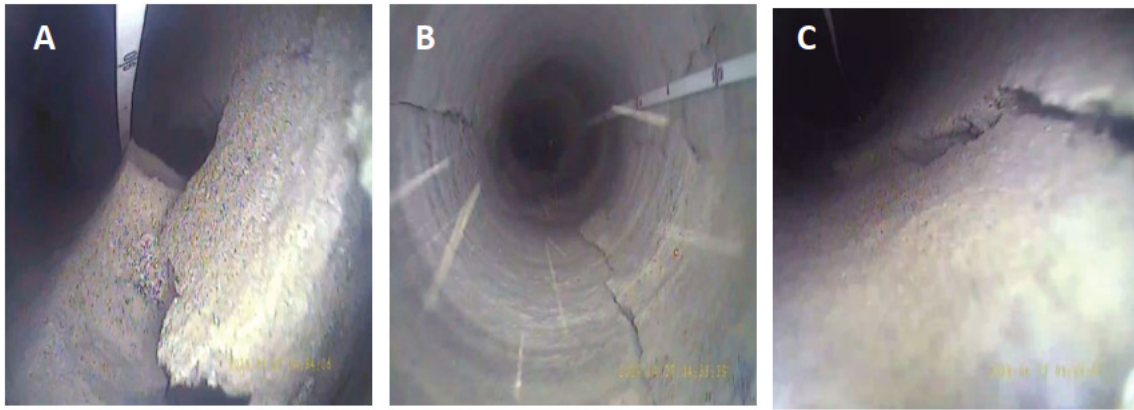


Figure 7 Images from the inspection holes of blast test 2 A has been made in the collapsed hole D, while B and C show the intense fracturing of hole E, both represented in Figure 5.

In the second blast test, with no buffer rows and where the direction of the blast was parallel to the slope, strong adherence between modeling and reality was observed, since high vibration levels were expected in the first inspection hole, as shown in figure 5. The collapse of the closest inspected hole highlights this fact and strengthens the representativeness of the damage modeling indications.

The results observed in field for these two blasts tests showed a strong correlation with the modeling results, as registered in the images obtained with the borehole camera This fact proves that this methodology is a useful tool for building a blast design to reduce wall damage. Thus, the results of simulations and the blast test has shown the importance of the use of buffer rows and appropriated timing and sequencing.

Furthermore, the reduction of the vibration levels by using buffer rows and appropriated timing reduced the impact of blasting at the rock mass, not affecting the bulk modulus as much as blasting without any control Due to this fact, the use of this technique helped to improve slope stability as the damage zone extension is smaller. The model helped to identify the changes of damage zones according to the blast design providing guidance to address the challenge of more stable walls.

4. CONCLUSION

This study has presented a feasible methodology to achieve more stable walls taking into account site particularities. The results were in accordance with the studies presented in the introduction section. The Blast Damage Factor is a great guide to geotechnical teams at mines, which can improve their modeling using this methodology to consider site-specific assessments.

The results obtained in the simulations and blast tests showed a strong correlation between the modeling results and the field observations, validating the values presented in Table 2.

This methodology can help to implement new practices to promote wall control blasting and consequently more stable slopes. This is because the model can be used to analyze the extension and level of damage zones (consequently rock bulk modulus degradation) created behind the blasts and the influence of each blast design parameters.

Furthermore, the key factors which influences most fracturing and consequently damage at pit walls were presented in respect of the studied domain. Upon the review of literature and as stated by authors, it has been proven significant influence of blast design factors, such as sequencing and buffer rows, at the PPV levels and consequently induced damage.

As a further work, it is proposed to conduct the same methodology to other domains in this mine site and other mine sites to support the findings presented here.

7. CONCLUSÃO

Este estudo apresentou uma metodologia viável para alcançar taludes mais estáveis levando em conta as particularidades locais da mina estudada. Os resultados estão, em sua maioria, de acordo com outros estudos citados na revisão dos conceitos

Comprovou-se que o fator de dano por desmontes é um ótimo guia para a equipe de geotecnia de mina. Isto foi evidenciado pelos resultados obtidos nas simulações e nos desmontes testes que mostraram forte correlação com as observações de campo, como indicado na Tabela 2.

Foi comprovado que a conexão entre a modelagem de atenuação de vibração com os conceitos de VPPc pode ajudar a implementar novas práticas para promover o controle no maciço rochoso, conseqüentemente, taludes mais estáveis. Isso ocorre porque o modelo pode ser usado para analisar a extensão e o nível de zonas de dano criadas a montante dos desmontes e a influência de cada parâmetro do plano de fogo. Assim foi possível dimensionar um plano de fogo que reduziu a área afetada pelas vibrações induzidas, obtendo taludes mais estáveis.

De acordo com este estudo, os fatores que mais influenciaram o fraturamento e, conseqüentemente, os danos nos taludes foram apresentados em relação ao domínio estudado.

Como estudo posterior, propõe-se conduzir a mesma metodologia a outros domínios litológicos na mina em questão e em outras para apoiar os resultados aqui apresentados

8. REFERÊNCIAS

ADAMSON, W.R & SCHERPENISSE C.R. **The measurement and control of blast induced damage of final pit walls in open pit mining**” International Society of Explosive Engineers, 1998

ARANTES, D , BUCK, P S , OSBOURNE, G A , PORTO, C G **A Sequência Vulcanosedimentar de Mara Rosa e Mineralizações Auríferas Associadas** Boletim Informativo da SBG, Núcleo Centro-Oeste, 27-40, 1991.

ATLAS POWDER CO., **Explosives and Rock Blasting**, Maple Press, USA, 647 pp, 1987

ASH, R.L. **The mechanics of rock breakage. Standards for blasting design.** Pit and Quarry 56(3). p 18-122, 1963.

BARTON, N.R., LIEN, R., LUNDE, J. **Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.** Rock Mech, 6 (4), pp.189-239, 1974.

BIENIAWSKI, Z T **Engineering Classification of Jointed Rock Masses**, Trans. S. Afr. Inst. Civ. Eng., 15, pp. 335-344, 1973.

BLAIR D P. **Statistical Models for Ground Vibrations and Airblast.** International Journal of Blasting and Fragmentation. Rotherdam, Netherlands, 1999.

BLAIR, D. P. AND ARMSTRONG, LW. **The influence of burden on blast vibration**, Fragblast – Int J for Blasting and Fragmentation (Balkema: Rotterdam). 2001.

CANEDO, G.R, SERGIO, M.E, IRAMINA W.S., SCHARGE, M. W. **Iso-velocity Maps. A Vibration Control Tool in Quarries.** REM: R. Esc. Minas, Ouro Preto, 68(3), 313-318, 2015

DA SILVA, J.C.R.M & Silva, Costa e Silva. **Avaliação dos danos causados pelo desmonte com explosivos no contorno de galerias subterrâneas a partir de um modelo baseado em medidas de velocidade de partícula** REM: R Esc Minas, Ouro Preto. 2006

DEVINE, J F, BECK R H & MEYER A V C & DUVALL W I **Effect of Charge Weigth On Vibration Levels from Quarry** United States Department of The Interior. Washington USA. 1966.

DINIS DA GAMA, C. **Ruídos e Vibrações Ligados à Utilização dos Explosivos e Equipamentos.** Comunicações do 1º Seminário de Auditorias Ambientais Internas. Divisão de Minas e Pedreiras do Instituto Geológico e Mineiro de Portugal. 1998.

DOS SANTOS, T.B. **Aplicabilidade Das Classificações Geomecânicas E Retroanálises Para Estimação Das Propriedades Dos Maciços Rochosos.** Dissertação (Mestrado) - Universidade Federal de Ouro Preto. Escola de Minas. Departamento de Engenharia de Minas Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral Brasil, 2015

DOWDING, C.H **Effect of blast design on crack response,** Explosives and Blasting Technique 2003.

ENAEX. Catálogo de produtos. 2020

HIZEN. K. G. **Modeling of Blast Vibration.** Int. J. Rock. Mech. Sci. & Geomech. Abstr Vol 25 No 6, p 439 445, 1998

HOEK, E. **Strength of Rock and Rock Masses**. News Journal of ISRM, Vol. 2, nº 2, pp. 4-16. 1994

HOEK, E, **Blast Damage Factor, D**, Technical note for Rocscience, 2012.

HOEK E & BROWN E.T. **The Hoek-Brown failure criterion - a 1988 update**. Proc. 15th Canadian Rock Mech. Symp. (ed. J.H. Curran), pp. 31-38, 1988.

HOEK, E AND KARZULOVIC, A. 2000. **Rock mass properties for surface mines, in Slope Stability in Surface Mining**, Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgical and Exploration (SME), pages 59-70 2000

HOLMBERG, R, & PERSSON, P-A, 1979. **Design of tunnel perimeter blasthole patterns to prevent rock damage**, Proc. Tunnelling '79, pp 280-283 (IMM, London).

LOPES, G S, OLIVEIRA, D B M, CORSINI J S, GARCIA A M & CARVALHO L F 2020 **Vibration Data Analysis to Optimize the Blast Design and Improve Shovel Productivity**. International Society of Explosives Engineers. Denver USA. 2020.

LOURO, A.F.F.C. **Novas formulações para leis de propagação de vibrações, em maciços rochosos, baseadas nas propriedades termodinâmicas dos explosivos**. Lisboa, Instituto Superior Técnico. 2009.

MCKENZIE, CK, **Blasting near open pit walls**, Proceedings of the First Asia Pacific Slope Stability in Mining Conference, Australian Centre for Geomechanics, Perth, pp. 83-94, 2016.

MCKENZIE C.K. **Seed Wave Modelling Applications for Fragmentation, Damage, and Environmental Impact Control**. Blasting in mines – New Trends. 2013.

MCKENZIE, CK. **Limits Blast Design: Controlling Vibration, Gas Pressure & Fragmentation**, Proc. 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blast, Fragblast 10 (Eds: Singh & Sinha), New Delhi, India 2012

MCKENZIE, CK, & HOLLEY, K. **A study of damage profiles behind blasts**, Proc. 30th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, International Society of Explosives Engineers, Volume 2, New Orleans, LA 2004

MCKENZIE, CK, Scherpenisse, CR, Arriagada, J, and Jones, J. **Application of computer assisted modelling to final wall blast design**. AusIMM Explo '95 Conference, Brisbane, 4-7 Sep, pp 285-292, 1995

MIRANDA, H. M., MOORE, C. M., PATEL, A. & PIGNATARI, L. E. C. **Technical Report on The Chapada, Mine Goiás State, Brazil**. NI 43-101 Report, Toronto. pp 7-14, 2018

NBR 9653:2005 - **Guia para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivos nas minerações em áreas urbanas – Procedimento**. Rio de Janeiro: Associação Brasileira de Normas Técnicas, 2005.

PADULA, R C **Determinação De Fatores De Correlação A Partir Da Caracterização Do Maciço Rochoso Na Mina De Cuiabá Sabará/Mg**. Dissertação (mestrado) – Universidade Federal de Ouro Preto. UFOP. Escola de Minas. Nucleo de Geotecnia – Nugeo. Brasil, 2016.

RORKE, A.J. **An evaluation of precise short delay periods on fragmentation in blasting**. Vienna Conference Proceedings, A257 – A263. 2007.

ONEDERRA, A Catalan & G Chitombo. **Modelling fracturing, disturbed and interaction zones around fully confined detonating charges**, Mining Technology. 2013.

OUCHTERLONY, F, NIE, S, NYBERG, U AND DENG, J. **Monitoring of large open cut rounds by VOD, PPV and gas pressure measurements**, Proc. 5th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting - Fragblast 5 (Ed: B Mohanty) 1996

SARSBY, R “**Environmental Geotechnics**” Thomas Telford, Londres Reino Unido 2000

SILVA-CASTRO J. J. **Blast Vibration Modeling Using Improved Signature Hole Technique for Bench Blast**. College of Engineering at the University of Kentucky Lexington, USA 2012

SINGH, S.P, **The influence of geology on blast damage**. Sudbury, Laurentian University. 2001.

WAHYUDI, S H SHIMADA, T SASAOKA, S KUBOTA, Y OGATA AND K MATSUI. **Prediction of Near Field Rock Damage Due to Production Blasting in Limestone Quarries**. Mine planning and equipment selection (mpes) conference, Fremantle, 2011.

WISS, J.F. **Construction vibrations: State-of-the-Art**. American Society of Civil Engineers, **ASCE Journal of Geotechnical Engineering**, Vol. 107 No. GT2 1981

YANG, R L, Rocque, P, Katsabanis, P and Bawden, W F. 1994. **Measurement and analysis of near-field blast vibration and damage**, **Geotechnical and Geological Engineering**, 12:169-182.