



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Análise comparativa de modelos de fragmentação e vibração de desmonte subterrâneo para aplicação no desenvolvimento de um *software*

Daniel Fonseca de Castro



isep Instituto Superior de Engenharia do Porto

P. PORTO

2021

(página propositadamente em branco)



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

Análise comparativa de modelos de fragmentação e vibração de desmonte subterrâneo para aplicação no desenvolvimento de um *software*

Comparative analysis of fragmentation and vibration models of underground blasting for application in software development

Daniel Fonseca de Castro

1150664

*Dissertação apresentada ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação do Doutor João Paulo Meixedo, Professor Coordenador do Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

(página propositadamente em branco)

[esta folha só será preenchida pelo director do mestrado na versão final:

NÃO COLOCAR NA VERSÃO FINAL PROVISÓRIA]

Júri

Presidente

Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé
Professor Coordenador com Agregação, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor João Paulo Meixedo dos Santos Silva
Professor Coordenador, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor Miguel Fernando Tato Diogo
Professor Auxiliar, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto

Eng. Luís Carlos Correia Ramos
Assistente convidado, Instituto Superior de Engenharia do Porto

[esta folha será o verso da folha anterior e
só é preenchida pelo director do mestrado
e a incluir APENAS na versão final]

A dissertação de mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente (MEGG) foi defendida em prova pública, pelo(a) Licenciado(a) XXXXXXXX, no Auditório de Geotecnia do Departamento de Engenharia Geotécnica (ISEP) em XX de XXXXX de 2019 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de XX (XXXXXXX) valores, cuja fundamentação se encontra em acta.

Dedico esta dissertação à minha família...

(página propositadamente em branco)

Agradecimentos

Começo por agradecer aos meus Pais por me terem colocado neste mundo e terem proporcionado uma educação onde o amor é rei e pela liberdade que tive para escolher os meus próprios caminhos sem ser influenciado a ser uma pessoa que não queria ser. Devido a estes ensinamentos a segunda pessoa que agradeço é o meu irmão que partilhou tudo que a vida tem de melhor comigo e sempre esteve presente quando mais precisei sendo a pessoa mais importante na minha vida e que mais me influencia e, por certo, inspira.

Queria mencionar o meu amigo que é como o meu segundo irmão Domingos Silva que me ensinou a viver a vida ao máximo e partilhou comigo dos momentos mais bonitos da minha vida assim como os seus Pais e família que sempre me trataram como um da família.

Quero agradecer o meu orientador Doutor João Paulo Meixedo por ter aceitado este desafio de orientar esta dissertação e ter acreditado até ao fim que conseguia apesar das dificuldades que o Covid-19 impôs, e agradecer, ainda, ao Professor Helder I. Chaminé que, desde o primeiro dia, me motivou e influenciou a ser um melhor aluno... Obrigada Professores, por acreditarem nas minhas capacidades e me deixarem agir e pensar, quase sempre, “fora da caixa”...

Um agradecimento ainda muito especial ao professor Veljko que apesar de estar na Sérvia através de redes sociais conseguimos estabelecer uma relação especial que influenciou no desenvolvimento da tese de uma forma imprescindível.

Agradecer ao ISEP que permitiu viver as melhores experiências da minha vida começando por conhecer os meus colegas de curso que levo bem perto comigo sempre, a oportunidade de fazer parte de uma Tuna que sempre foi um sonho desde pequeno e por todos que me acompanharam nesta jornada, e poder fazer ERASMUS que foi o maior salto que poderia ter para me conhecer a mim melhor e poder conhecer novas realidades expandindo-me horizontes. Agradecimento especial ao Javier e Lukasz que partilharam um quarto comigo tornando-se a minha família durante os 6 meses fora na Polónia; sem vocês não era capaz de ter superado este desafio.

Quero agradecer pela oportunidade única de ter realizado a dissertação em ambiente empresarial, na O-Pitblast, onde tive o privilégio de conhecer pessoas com visões altamente empreendedoras que desejam modernizar a indústria mineira. Agradecimento especial às minhas colegas Bianca Saraiva e Andressa Valadares que ajudaram a começar um estágio de casa onde foi difícil conectar com a equipa à distância, mas os três conseguimos superar isso juntos, e ao Auã Khiala por me ter gentilmente recebido e ensinado em sua casa enquanto os escritórios estavam fechados devido ao confinamento.

A todos que me ajudaram a superar obstáculos e que partilharam amizade e amor um muito obrigado.

Como escreveu Fernando Maldonado: *“Que no hay que llegar primero, pero hay que saber llegar.”*

(página propositadamente em branco)

Palavras-chave

FRAGMENTO, SWEBREC, KUZ-RAM, Veljko, Fragmentação, Software UG

Resumo

Este trabalho foi realizado em contexto de estágio na empresa O-Pitblast, no âmbito de um processo de criação e desenvolvimento de um software UG. Durante o trabalho foram abordados temas como a previsão da fragmentação do maciço rochoso, tanto em túnel como em Ringblast, assim como também a previsão de vibração do desmonte a realizar. Numa primeira fase do presente documento será introduzida uma breve explicação sobre explosivos e os parâmetros geomecânicos e geotécnicos que influenciam a fragmentação do maciço, assim como a importância do dimensionamento dos furos e das técnicas usadas no desmonte subterrâneo; partindo-se depois para a explicação do funcionamento dos diferentes modelos, ao longo da qual é abordado todo o seu fluxo de trabalho e assim como as fórmulas utilizadas por cada um deles. Foram estudados os modelos Kuz-Ram e Swebrec para prever a fragmentação do desmonte em túnel no qual foi usado um caso de estudo na Finlândia na mina Kittila e comparadas as curvas modeladas com a curva real retirada de um desmonte. Foram também estudados o modelo FRAGMENTO assim como o modelo Veljko para previsão de fragmentação em ringblast. Neste caso foi usado um caso hipotético para comparar os dois, enquanto nos modelos de vibração são apresentados vários, apesar de o único modelo aplicado ser o modelo Holmeberg–Persson para medições próximas. Para medições a maiores distâncias foi testado o modelo Langefors e Kilhstrom.

Keywords

FRAGMENTO, SWEBREC, KUZ-RAM, Veljko, Fragmentation, UG software.

Abstract

This work was carried out in the context of an internship at the company O-Pitblast, as part of creating and developing UG software. During the work, topics such as the prediction of rock mass fragmentation, both in a tunnel and in Ringblast, were addressed, as well as the vibration forecast of the blast. In the first phase of this document, there is a brief explanation of explosives and the geomechanical and geotechnical parameters that influence the fragmentation of the rock mass, as well as the importance of the design of holes and the techniques used in underground blasting; moving on to explaining the functioning of the different models, along with the entire workflow and the formulas used by each of them are addressed. The Kuz-Ram and Swebrec models were studied to predict tunnel blast fragmentation, in which case study of a Finish mine (Kittila) was used, and the modelled curves were compared with the actual curve taken from a blast. The FRAGMENTO model and the Veljko model for predicting ring blast fragmentation were also studied. In this case, a hypothetical case was used to compare the two, while in the vibration models, several are presented. However, the only model applied is the Holmberg – Persson model for close measurements. For measurements at greater distances, the Langefors and Kihlstrom model was tested

(página propositadamente em branco)

Índice

1. Introdução.....	3
1.1 Considerações iniciais.....	3
1.2 Objetivos	6
2. Propriedades dos explosivos.....	8
2.1 O que é um explosivo?	8
2.2 Tipos de explosivo	8
2.3. Principais propriedades dos explosivos.....	9
2.4. Reação de um explosivo.....	10
2.5. Transmissão e detonação.....	11
2.6 Altas temperaturas.....	12
2.7 Fumos	13
3. Propriedades geomecânicas	15
3.1 Propriedades geomecânicas que influenciam os modelos de fragmentação.....	15
3.2 Fator de Rocha(A).....	16
3.3 Velocidade da onda	18
3.4 Densidade.....	18
3.5 X in situ	19
3.6 Índice de vazios	19
3.7 Presença de água.....	19
4. Design de túnel e Ringblast	21
4.1 Túnel.....	21
4.2 Ring Blast.....	22
4.3 Sublevel caving	24
4.4 Segurança do método	26
4.5 Desvios dos furos.....	26
5 Fragmentação.....	30
5.1 Modelo Kuz-Ram	30
5.1.1 Equação de Kuznetsov.....	31
5.1.2 Equação de Rosin-Rammler	31
5.1.3 Equação do Índice de uniformidade.....	31
5.2 KCO model.....	32
5.2.1 Equação SWEBREC.....	32
5.3 FRAGMENTO.....	34
5.3.1 Estimativa da Região dos Grossos	36
5.3.2 Zona dos Finos.....	38
5.3.3 Modelação da zona triturada (Crushzone) em redor do furo	39
5.4 Modelo de estimação de fragmentação (Veljko Lapcevic)	40
5.4.1 Fraturas de tensão radial.....	40
5.4.2 Fraturas de tensão subparalelas com a frente livre	42
5.4.3 Impacto das propriedades estruturais do maciço rochoso na propagação das fraturas de tensão	45
5.4.4 Fragmentação da rocha causada pelos explosivos	46
5.4.5 Modelo Versão 3D	47
6. Vibração.....	51
6.1 Holmberg-Persson Modelo	52
6.2 Langefors e Kihstrom Model (far-field)	53
6.3 Airblast	55
7. Caso de estudo	57

7.1 Kuz-Ram vs KCO.....	57
7.1.1 Geologia da mina de Kittila na Finlândia.....	57
7.2 Fragmento vs Veljko.....	63
7.2.1 FRAGMENTO	65
7.2.2 Modelo Veljko	66
7.3 Possíveis Misfires e desvios.....	69
7.4 Previsão da Vibração.....	70
8.Conclusões	73

(página propositadamente em branco)

Índice de figuras

Figura 1. Representação Ciclo de desmonte subterraneo (López Jimeno, 2003)	4
Figura 2. Principais características que influenciam os modelos de fragmentação	5
Figura 3. Impacto ambiental vs grau de fragmentação adaptado de (Rosales-Huamani et al., 2020)	5
Figura 4. Representação plano C-J (desenhada pelo autor e adaptada Lopez Jimeno)	11
Figura 5. Detonação por simpatia (desenhada pelo autor e adaptada pelo autor (Zou,2017))	11
Figura 6 O-Pitblast software exemple DECK	12
Figura 7. Diagrama de expressão das secções do túnel.....	22
Figura 8 Abertura de túnel com <i>ringblast</i>	23
Figura 9. Diagrama de furação em Ringblast	24
Figura 10. Diagrama de operação em sublevel caving com uso de Ringblast (desenhado pelo autor).....	25
Figura 11. Medição de desvio com ferramenta O-PitDev (autoria O-Pitblast)	26
Figura 12. Exemplo de medição (autoria O-Pitblast)	27
Figura 13. Ilustração de planeamento mal realizado no desmonte em leque (desenhado pelo autor).....	27
Figura 14. Fluxograma de utilização do modelo FRAGMENTO (I. Onederra, 2004a).....	34
Figura 15. Curva granulométrica obtida usando modelo FRAGMENTO (I. Onederra et al., 2010)..	35
Figura 16. Zona de material esmagado em redor do furo (I. Onederra, 2004a).....	39
Figura 17. Ilustração esquemática da formação de fraturas por tensão radial (Torbica & Lapčević, 2018)	41
Figura 18. Diferentes secções representadas por r_c (Torbica & Lapčević, 2018)	42
Figura 19. Distância B de acordo com o r_c (Torbica & Lapčević, 2018)	43
Figura 20. Formação de limites de rocha a partir de duas fissuras de tensão radial (Torbica & Lapčević, 2018).....	44
Figura 21. Formação de fraturas subparalelas com a frente livre. (Torbica & Lapčević, 2018).....	44
Figura 22. Fragmentação da frente livre(Torbica & Lapčević, 2018)	45
Figura 23. Formação de fissuras de tensão em rocha com descontinuidades(Belgrade, n.d.).....	45
Figura 24. Geometria dos furos e principais blocos	46
Figura 25. Blocos fragmentados formados (Belgrade, n.d.).....	47
Figura 26. a) Reconstrução do cilindro depois da explosão b) Rocha fragmentada de acordo com o modelo (Torbica & Lapcevic, 2016).....	48
Figura 27. Comparação de dados reais com dados modelados (Torbica & Lapcevic, 2016)	48
Figura 28. Modelo Ringblast.	49
Figura 29. Resultado da fragmentação do leque.	49
Figura 30. (Torbica & Lap, 2015) Adaptado , Calculo visual do %PPV _{breakage}	52
Figura 31 Distribuição do PPVbreakage no desmonte.....	53
Figura 32. Geometria de furação do túnel em estudo.....	59
Figura 33. Fotos usadas no Split Desktop.....	59
Figura 34. Curva real do desmonte usando no Split Desktop.	60
Figura 35 Resultados das diferentes secções com modelo Swebrec.....	60
Figura 36. Previsão das curvas granulométricas Swebrec vs Real.	61
Figura 37. Resultados das diferentes secções com modelo Kuz-Ram.	62
Figura 38. Previsão das curvas granulométricas Kuz-Ram vs Real.....	62
Figura 39. Comparação dos resultados obtidos dos modelos com a curva real.....	63
Figura 40. Plano de fogo usado em Ringblast para comparação dos modelos.....	63
Figura 41. Plano de fogo completo da massa mineral a desmontar.....	64
Figura 42. Resultado da %PPVbreakage do desmonte.	65
Figura 43. Modelação 3D do caso de estudo usando o modelo Veljko.	66
Figura 44. Desmonte simulado com o modelo Veljko (a e b).	67

Figura 45. Comparação de resultados entre modelo FRAGMENTO e Veljko.....	68
Figura 46. Representação do desmonte com desvios e misfires.	69

(página propositadamente em branco)

Índice de quadros

Tabela 1. Categoria dos volumes de gases nocivos.....	13
Tabela 2. Valores de UCS para cada resistência da rocha (López Jimeno, 2003a).....	15
Tabela 3. Valores de RMD consoante o tipo de rocha	17
Tabela 4. Valores de JPS entre diferentes espaços de descontinuidades.....	17
Tabela 5. Valores de JPA.....	17
Tabela 6 Relação entre PPV e PPV_{crit} e a criação de novas fraturas.....	37
Tabela 7 Número de fraturas radiais e a distância de área de influência.....	42
Tabela 8. Plano de fogo para as quatro secções do túnel.....	58
Tabela 9. Plano de fogo do túnel.....	58
Tabela 10. Comprimento e inclinação dos furos.....	64
Tabela 11. Comprimento e quantidade da carga explosiva.....	65
Tabela 12. Valores previsto de PPV em relação com distancia e carga.....	71

(página propositadamente em branco)

Índice de fórmulas

<i>Equação 1</i>	16
<i>Equação 2</i>	16
<i>Equação 3</i>	16
<i>Equação 4</i>	17
<i>Equação 5</i>	18
<i>Equação 6</i>	18
<i>Equação 7</i>	18
<i>Equação 8</i>	31
<i>Equação 9</i>	31
<i>Equação 10</i>	32
<i>Equação 11</i>	33
<i>Equação 12</i>	33
<i>Equação 13</i>	33
<i>Equação 14</i>	33
<i>Equação 15</i>	36
<i>Equação 16</i>	36
<i>Equação 17</i>	36
<i>Equação 18</i>	37
<i>Equação 19</i>	37
<i>Equação 20</i>	37
<i>Equação 21</i>	38
<i>Equação 22</i>	38
<i>Equação 23</i>	38
<i>Equação 24</i>	39
<i>Equação 25</i>	40
<i>Equação 26</i>	40
<i>Equação 27</i>	40
<i>Equação 28</i>	41
<i>Equação 29</i>	41
<i>Equação 30</i>	41
<i>Equação 31</i>	42
<i>Equação 32</i>	43
<i>Equação 33</i>	44
<i>Equação 34</i>	52
<i>Equação 35</i>	54

(página propositadamente em branco)

Índice de acrónimos ou abreviaturas

A - Fator de rocha

Bu - *Breakage uniformity index*

C - Número de fraturas radiais Katsabanis (1996)

C-J - Chapmant-Jouget

CI - Extensão das fraturas radiais

CZI - *Crushing Zone Index*

E - Módulo Young estático

E_d - Módulo Young dinâmico

F - Fator fragmentação

fc - Percentagem material <1,18 mm

Fr - Fator de correção dos finos

H - Comprimento do furo

H_c - Número de furos carregados e detonados

ISRM - International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering

JCF - Fator de Condição Articular

JF - Fator descontinuidade

JKMRC - Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre

JPA - Descrição do mergulho com relação a frente livre

JPS - Espaçamento das fraturas

K - Dureza da rocha

K - Holmberg-Persson constante de atenuação

L_b - Comprimento de carga de fundo no furo

L_c - Comprimento da carga de coluna

LHD - *Load haul dump*

L_{total} - Carga total no furo

N - Índice de uniformidade

nc - Uniformity index zona dos grossos

nf - Uniformity index zona dos finos

Nn - Fator uniformidade normalizado

Pb - Pressão no furo

PPV - *Peak particle velocity*

PPV_{breakage} - *Peak particle velocity breakage threshold*

PPV_{crit} - *Critical peak particle velocity*

Q - Quantidade média de explosivos nos furos

QA/QC- *Quality assurance / Quality Control*

Q_{max} - Carga máxima no furo

R - Distancia até a detonação

R(x)- Percentagem de material passando por x na distribuição Rosin-Rammler

r_c - Raio da Crushzone

RDI - Influencia da densidade da rocha

RMD - Descrição do maciço rochoso

R_o - Raio do furo

RWS- *Relative Weight Strength of the explosive*

SD - Desvios no furo

SLC - *Sublevel caving*

T_d - Resistência a tração dinâmica

T_s - Resistência à tração estática

UCL - *Undercut level*

UCS - Resistência à compressão uniaxial

UG - Underground

V_b - Volume do breakage

V_c - Volume da Crushzone

VOD - *Confined velocity of detonation*

VOD - Velocity of detonation

v_p - Velocidade das ondas p

v_s - Velocidade das ondas s

V_t - Total de volume desmontado

X_{50} - Percentagem material 50% passados

X_{insitu} - Distancia entre descontinuidades

α - Holmberg-Persson constante de atenuação

b - Parâmetro de ondulação

ρ - Densidade da rocha

σ_c - Resistência à compressão uniaxial

ν - Coeficiente de Poisson

ν_d - Coeficiente de Poisson dinâmico

(página propositadamente em branco)

Capítulo 1

Apresentação dos modelos de fragmentação para desmonte subterrâneo

(página propositadamente em branco)

1. Introdução

1.1 Considerações iniciais

Este capítulo justifica o desenvolvimento de um estudo de modelos de fragmentação para desmonte subterrâneo com recurso a explosivo em furos de produção e em furos de túnel. É fornecida uma visão geral da motivação do trabalho, objetivos principais e abordagem da investigação, juntamente com uma descrição da estrutura principal e dos componentes desta dissertação.

O procedimento de detonação é relativamente simples: os furos perfurados são preenchidos com explosivo que é detonado. A detonação e os produtos gasosos daí resultantes induzem pressão na rocha que resulta na sua fragmentação e destaque. O plano de fogo é um processo que inclui a seleção do explosivo adequado, desenho da distribuição e dimensionamento dos furos a carregar e definição da sequência de iniciação.

Práticas de perfuração e detonação mal dimensionadas e executadas são caracterizadas por *over-break*¹ excessivo, diluição, fragmentação em tamanho não desejado, acessos restritos e requisitos de reforço estrutural aumentados. Contribuem assim para o aumento dos tempos e custos do ciclo de mineração e podem ter um efeito negativo na eficiência das atividades de mineração como um todo. (Singh 1993)

O ciclo básico de escavação é constituído pelas seguintes operações e seus respetivos tempos em percentagem de execução: perfuração de uma malha de furos (10 a 30%), carregamento dos explosivos (5 a 15%), disparo da pega, evacuação de fumos e ventilação (5 a 10 %) , saneamento dos hasteais, carga e transporte dos escombros (15 a 35%), sustimento (5 a 10%) e retoma de uma nova pega. (López Jimeno, 2003a)

¹ Zona desmontada para além da calculada que vai influenciar os parâmetros de suporte do túnel.

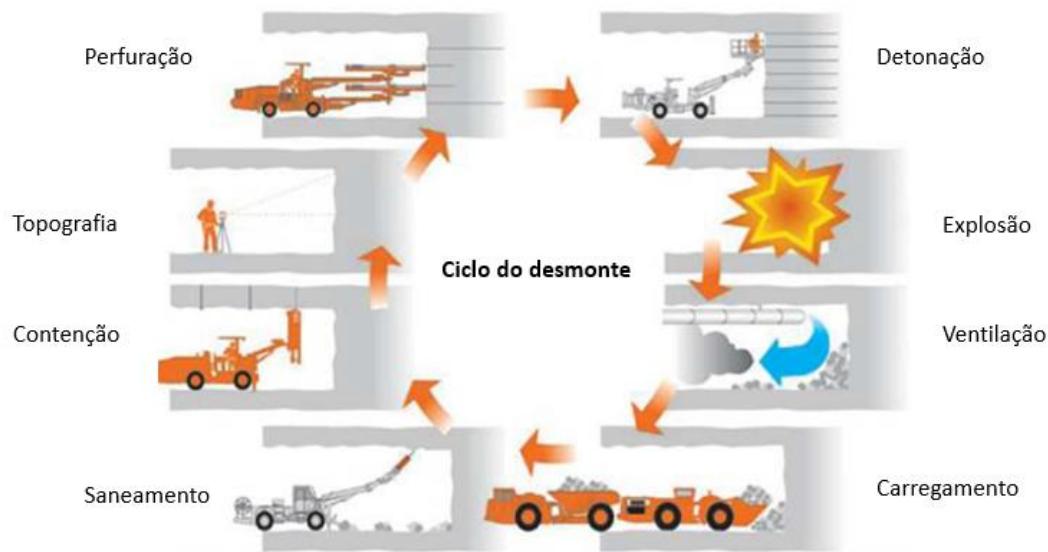


Figura 1 Representação de um ciclo de desmonte subterraneo (López Jimeno, 2003).

Os desmontes em túneis e galerias são caracterizados pela inexistência, pelo menos no início dos desmontes, de uma frente livre. O método utilizado para a sua execução passa por realizar um caldeiro com furos largos e furos carregados que detonam em primeiro lugar abrindo espaço para que o processo de desmonte ocorra na gênese do desmonte desta secção.

As criações de modelos de fragmentação servem para que haja uma estimativa aproximada da granulometria após um desmonte, no entanto não existem métodos exatos para previsão da curva granulométrica.

Existem 3 grupos de parâmetros que influenciam a fragmentação desejada, a fig.2 representa-os. O tipo de rocha que é trabalhada assim como as suas características estruturais entram como parâmetro principal no estudo dos modelos de fragmentação que vão influenciar a escolha do explosivo e sua quantidade assim como a geometria do plano de fogo.

(Rosemary Ayala & André Assis, 2016)

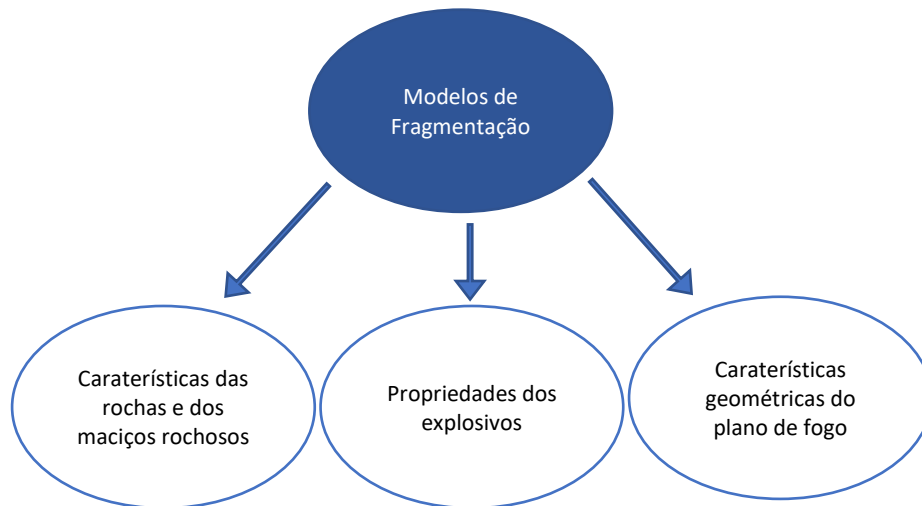


Figura 2. Principais caraterísticas que influenciam os modelos de fragmentação.

Na ação de desmonte de rocha com explosivo seja ela a céu aberto ou subterrâneo existem sempre impactos ambientais que podem ser controlados e associados com o grau de fragmentação alcançado com o plano de fogo executado.

Na fig.3 podem ser correlacionados exemplos de impactos associados à detonação de explosivos no maciço rochoso. Os impactos associados ao desmonte primário são *back break*², vibrações e poeiras. Impactos como o ruído são associados a um desmonte secundário. Um grau de fragmentação ótimo permite obter um equilíbrio desejado entre a utilização do desmonte primário e secundário, baixando ainda o nível de impacto ambiental associado.

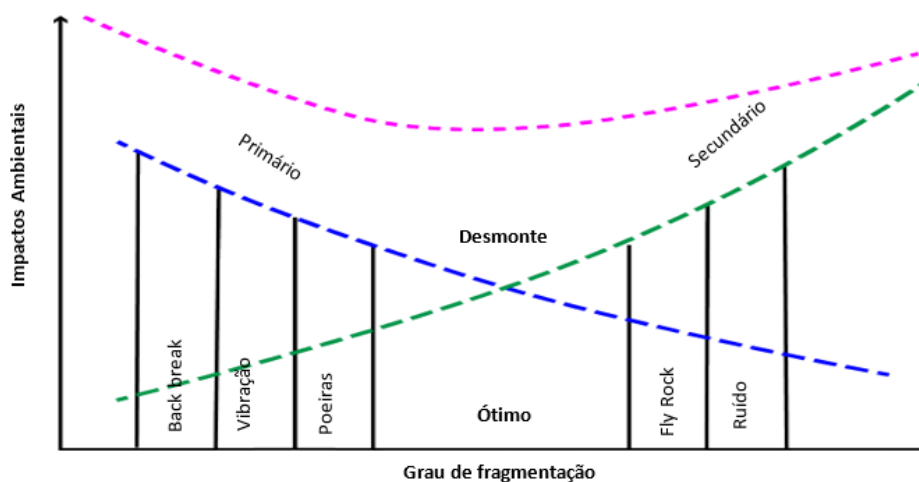


Figura 3. Impacto ambiental vs grau de fragmentação adaptado de (Rosales-Huamani et al., 2020)

² Desmonte de rocha que ocorre fora do padrão desenhado.

1.2 Objetivos

Como objetivo do desenvolvimento deste tema, foi-me dada a possibilidade de integrar a equipa da O-Pitblast que está a desenvolver um *software* de desmonte subterrâneo. Neste *software* será possível importar topografia e fazer o *design* de túnel e *Ringblast*³ em *sublevel caving*⁴, assim como prever uma possível fragmentação consoante os parâmetros que forem inseridos. O meu trabalho focou-se em estudar dois modelos de fragmentação *Swebrec* e *Fragmento*, para posteriormente poder integrar a equipa de desenvolvimento no qual procederemos à criação do *software*.

Já com o presente trabalho a decorrer foi-nos dado a conhecer um outro modelo mais recente desenvolvido pelo professor Veljko Lapcevic da Belgrade Faculty of Mining and Geology. Foi também estudado e comparado com o *Fragmento* de modo a entender-se as diferenças entre o modelo *Fragmento* que não tem em atenção as descontinuidades da massa mineral e o modelo Veljko que ainda está em desenvolvimento, mas no qual as descontinuidades da massa mineral influenciam na projeção da curva granulométrica.

Para realização deste estudo contactei diversos professores e o próprio autor do modelo *Fragmento* pois a literatura é escassa. O contacto foi bem acolhido e foi-nos fornecida uma série de documentos revelando informação crucial para o desenvolvimento do presente trabalho. O estudo do modelo Veljko foi realizado com supervisão do próprio autor com resultados discutidos com o próprio e com acompanhamento semanal.

A pesquisa consistiu em entender todos os parâmetros que vão influenciar o desmonte e que entram nas fórmulas utilizadas e desenvolvidas pelos autores, para integração da programação de um *software* para eficiência e controlo de desmonte subterrâneo a ser lançado em 2022.

³ Desmonte em leque ou abanico

⁴ Método de desmonte subterrâneo

Capítulo 2
Propiedades dos explosivos

2. Propriedades dos explosivos

O desempenho da detonação de explosivos baseia-se na capacidade de estes funcionarem adequadamente nas condições especificadas. Há muitos tipos de explosivos disponíveis sendo que estes diferem de muitas maneiras, isto é, cada explosivo tem certas características ou propriedades específicas/diferenciadoras. Propriedades que os caracterizam como a capacidade de resistir à pressão da água e da água, geração de vapores, energia de entrada necessária para iniciar a detonação, capacidade de fragmentação e deslocamento.(Bhandari, 1997)

2.1 O que é um explosivo?

Pode-se considerar um explosivo qualquer substância química, mistura de substâncias ou dispositivo que quando ativadas/estimuladas por uma fonte energética térmica ou mecânica (impacto, fricção ou choque) podem sofrer bruscamente e rapidamente o processo de detonação, libertando um elevado volume de gases a alta temperatura e pressão dentro do furo. Geralmente é constituído fundamentalmente por substâncias combustíveis (ricas em carbono) e substâncias comburentes (ricas em oxigênio) que quando decompostas num curto intervalo de tempo produzem mais substâncias estáveis.

Conhecer as propriedades dos explosivos é fundamental para entender o desempenho (*performance*), e previsões significativas podem ser feitas no projeto de desmonte: como por exemplo saber-se antecipadamente quais são os resultados da fragmentação, deslocamento do material desmontado e vibrações prováveis.

2.2 Tipos de explosivo

No processo de seleção do explosivo importa saber que existem 4 classes diferentes (Mansfeld & Runia, 2010):

- Dinamites (incluindo dinamite granular) e dinamite gelatinosa;
- Emulsões e Hidrogel - Podem ser encartuchados ou bombeados;
- Agentes a seco - Consistindo em ANFO derramado ou a granel, ANFO aluminado, ANFO densificado e ANFO embalado (à prova de água);

-
- Explosivos Binários - Composto por produtos de dois componentes que são misturados no campo para formar um explosivo.

Diferentes de tipos explosivos apresentam diferentes *VOD*⁵. Os explosivos comerciais que são mais utilizados em desmonte de rocha apresentam uma *VOD* entre 2000 a 7000 m/s ou 2500 a 7500m/s.

Explosivos comerciais atualmente variam mais ou menos de 1500m/s por exemplo. ANFO em furos de pequenos diâmetros e por exemplo cordões detonantes e primeiros admitem mais do que 6700m/s. No geral, a maioria dos explosivos situa-se dentro do alcance de 3000 a 5000m/s. Cada explosivo tem uma velocidade final ou ideal conhecida como velocidade hidrodinâmica, que é a velocidade de estado constante do explosivo (Bhandari, 1997).

Como regra geral, quanto maior a velocidade, maior o efeito de quebra; assim, quando mais dura for a rocha mais difícil é de ser desmontada, devendo neste caso ser escolhido um explosivo de maior velocidade de detonação. Deve-se notar que a velocidade não é uma propriedade solitária que influencia o poder de um explosivo (Bhandari, 1997).

Explosivos com mesma força, mas *VOD*'s diferentes podem ter uma performance, —muito diferente num desmonte. Geralmente uma *VOD* mais alta indica uma taxa mais rápida de liberação de energia, assim causando um maior efeito destrutivo o qual é mais útil em rochas mais resistentes massivas. Explosivos com baixa *VOD* tendem a liberar energia mais lentamente causando mais “elevação” a qual pode ser útil para deslocar rochas menos resistentes (moles).

2.3. Principais propriedades dos explosivos

É importante assinalar que para um determinado explosivo, tais propriedades variam de acordo com o fabricante. Para além das propriedades também deve ser levado em conta o tipo de desmonte que se deseja realizar e as condições a ser realizado. Algumas das propriedades principais dos explosivos que são tidas como características mais importantes e que influenciam na sua escolha são (Bhandari, 1997; López Jimeno, 2003):

- Potência e Energia desenvolvidas;
- Velocidade de detonação;
- Densidade;

⁵ Velocidade de detonação.

-
- Pressão de detonação;
 - Resistência à água e sensibilidade.
 - Vida útil;
 - Classes de fumo;
 - Segurança no manuseio;
 - Qualidades de armazenamento;
 - Resistência a água;
 - Resistência ao congelamento;
 - Sensibilidades;
 - Aspectos médicos.

Outras propriedades que afetam o uso de explosivos e que precisam ser levadas em conta são: a produção de vapores, resistência a baixas e altas temperaturas, dessensibilização por ações externas, etc (López Jimeno, 2003).

2.4. Reação de um explosivo

A detonação consiste na propagação de uma reação química que se move através do explosivo a uma velocidade maior que a do som no referido material, transformando-o em novas espécies químicas. A característica básica dessas reações é que são iniciadas e apoiadas por uma onda de choque que se propaga a uma velocidade supersônica.

Conforme descrito na fig.4, um choque puro viaja na cabeça que inicia a transformação química do explosivo, que ocorre através da zona principal de reação, para terminar no plano denominado Chapmant-Jouguet (C-J) onde é admitido o equilíbrio químico; isto em detonações ideais.

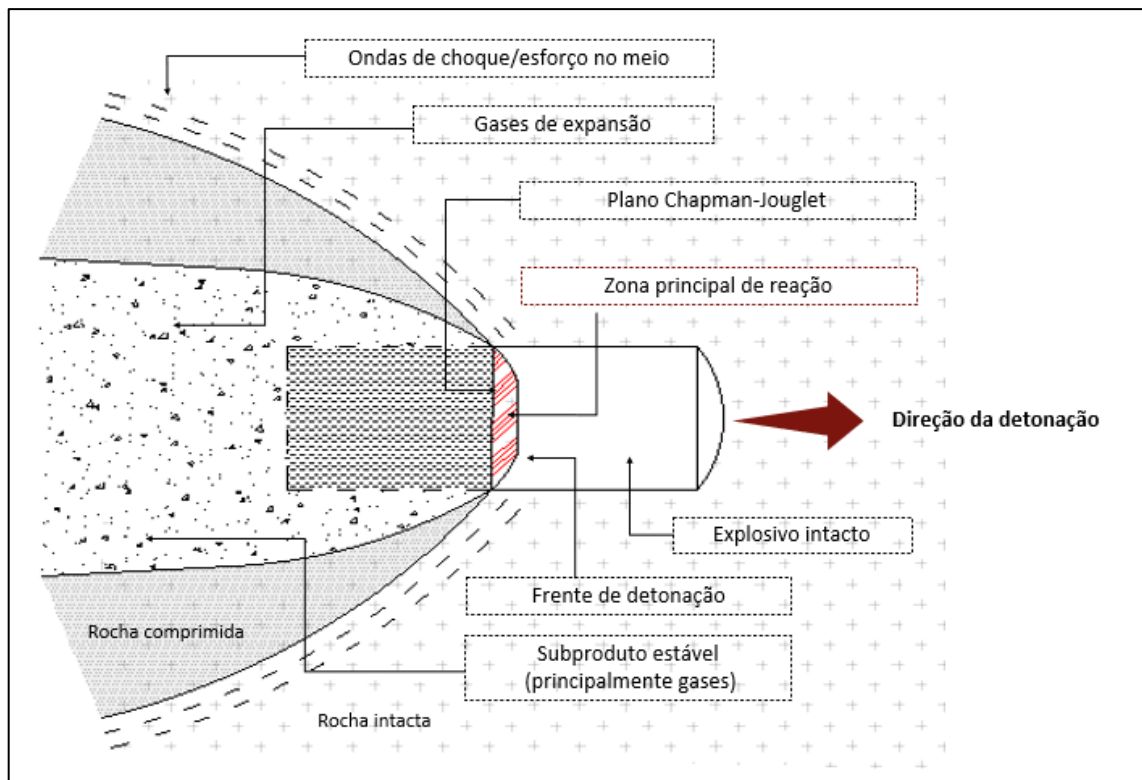


Figura 4. Representação plano C-J (desenhada pelo autor e Apaptada Lopez Jimeno)

A estabilidade ou taxa de detonação pode ser influenciada em explosivos comerciais, pelas reações de grandes partículas de combustíveis metálicos. Esta reações acontecem no plano C-J e afetam severamente o desempenho de um denominado explosivo.

2.5. Transmissão e detonação

A transmissão por simpatia é o fenómeno que ocorre quando um cartucho ligado a um detonador induz a explosão de outro próximo. Isso é causado pela transmissão entre cartuchos explosivos quando a onda de detonação desse cartucho que foi detonado é transmitida. O explosivo inicial é denominado explosivo doador, e o iniciado é conhecido como explosivo recetor. No caso de uma detonação em cadeia, um explosivo recetor pode se tornar um doador. (Zou, 2017)

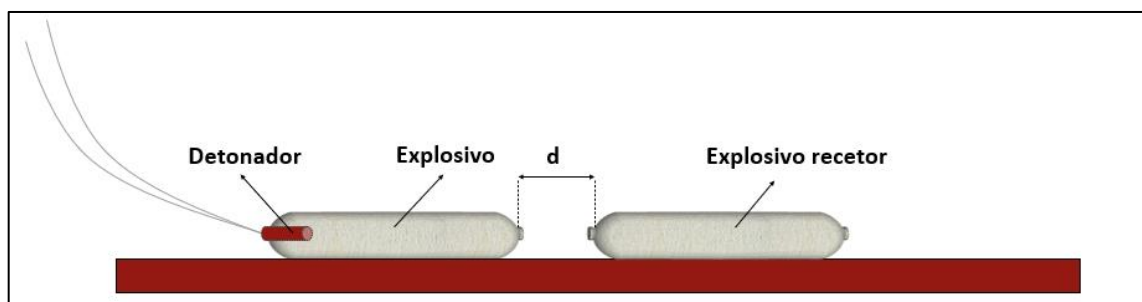


Figura 5. Detonação por simpatia (desenhada pelo autor e adaptada do autor (Zou,2017))

Uma transmissão bem sucedida dentro dos furos é a garantia para se conseguir a detonação completa das colunas de explosivos. Mas quando esses furos estão próximos ou as cargas dentro deles estão espaçadas, a detonação por simpatia pode ser produzida por meio da transmissão da onda de tensão através da rocha, pela presença de águas subterrâneas e descontinuidades estruturais ou pela pressão do material inerte dos tamponamentos intermédios sobre as cargas adjacentes (fig.5). Em todos esses casos os resultados de fragmentação e vibrações serão seriamente prejudicados.

Uma vez usada a técnica de *DECKS* é preciso colocar mais um detonador para que esta transmissão não seja interrompida. A fig.6 exemplifica o uso de decks que são constituídos por material inerte que impede a detonação por simpatia. O uso de um segundo booster ligado a um novo detonador vai permitir a continuação da detonação da coluna. É principalmente usado em minas de carvão para evitar a fragmentação da camada a explorar e em alguns casos usado para controlo de vibração.

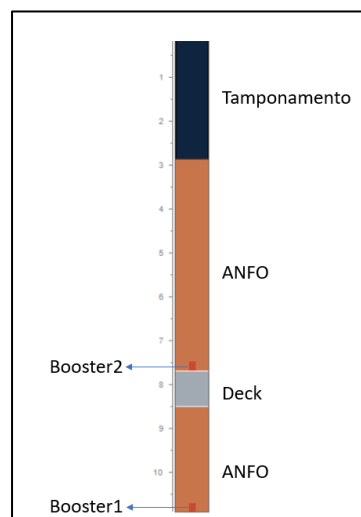


Figura 6 O-Pitblast software exemplo DECK.

2.6 Altas temperaturas

Temperaturas elevadas (ou seja, temperaturas acima de 55°C) afetarão produtos explosivos a granel, embalados e iniciados ao longo do tempo, aumentando a taxa de degradação e possível falha que pode levar a um erro de incêndio ou a uma explosão. Alguns dos principais perigos associados ao solo de temperatura elevada podem ser resumidos da seguinte forma (Inc., 2017):

- exposição dos operadores a altas temperaturas;
- exposição dos operadores a vapores tóxicos;

-
- ignição de vapores associados a produtos do tipo emulsão e ANFO;
 - amaciamento de componentes plásticos de produtos iniciantes;
 - derretimento e decomposição de produtos a granel, embalados e iniciados;
 - detonação após decomposição.

2.7 Fumos

A detonação de todos os explosivos comerciais produz vapor de água, nitrogénio e dióxido de carbono. Para além dos gases inofensivos mencionados, há sempre uma certa percentagem de gases tóxicos como o monóxido de carbono e os óxidos de nitrogénio.

O conjunto de todos esses produtos resultantes é usualmente denominado por "fumos". De acordo com a proporção prejudicial de gases nocivos, uma escala de classificação por grau de toxicidade foi estabelecida para a exposição dos operadores após a detonação Tabela1.(López Jimeno, 2003b)

Tabela 1. Categoria dos volumes de gases nocivos

Categoria	Volume de gases nocivos (CO-NO₂) dm³
1ª	0-4,53
2ª	4,53-9,34
3ª	9,34-18,96

Esses números referem-se aos gases produzidos pelo disparo de uma carga de explosivo de 200g, com a sua embalagem de papel, na chamada "bomba Bichel". De acordo com esta classificação, explosivos de primeira classe, em teoria, podem ser usados em qualquer trabalho subterrâneo.

Capítulo 3
Propriedades geomecânicas

3. Propriedades geomecânicas

Para realizar operações de detonação de forma otimizada é essencial que a influência das propriedades da rocha no processo de detonação, nas operações e nos resultados seja totalmente compreendida.

Como é sabido, nenhuma propriedade isolada caracteriza uma massa rochosa.

A criação de um sistema de classificação quantificava, correlacionando a fragmentação com várias propriedades geotécnicas foi apenas moderadamente bem sucedido no entanto é preciso continuar a estudar entender como a previsão de fragmentação e as propriedades das rochas se relacionam é essencial. (Bhandari, 1997)

3.1 Propriedades geomecânicas que influenciam os modelos de fragmentação

As propriedades do maciço rochoso são fundamentais, sendo que para que os modelos funcionem estes parâmetros devem ser medidos e calculados nas melhores condições. Pequenas alterações nestes parâmetros influenciam o diagrama de fogo e os resultados obtidos pelos modelos.

- a) **Rigidez da rocha:** Controla qualquer distorção que possa existir nas paredes do furo.
- b) **Resistência à compressão:** controla a ruptura da rocha nas paredes do furo. UCS= Resistência a compressão uniaxial (Mpa)

Tabela 2. Valores de UCS para cada resistência da rocha (López Jimeno, 2003a)

UCS	Resistência da Rocha
$120 \leq \sigma_c$	Muito alta
$80 \leq \sigma_c < 120$	Alta
$50 \leq \sigma_c < 80$	Média
$20 \leq \sigma_c < 50$	Baixa
$0 \leq \sigma_c < 20$	Muito baixa

- c) **Propriedades de atenuação:** Fornece a informação quanto à atenuação das ondas sísmicas.
- d) **Tensão dinâmica:** Tem a sua influência na abertura de novas fissuras para gerar fraturas de ruptura no maciço
- e) **Característica, frequência e orientação de fraturas in situ:** A sua influência ocorre no tamanho dos blocos que são mostrados naturalmente.

f) O constante "A", é um parâmetro que é dado por (Lilly 1986) e a partir do qual podem ser obtidos fatores de carga.

g) **Propriedades mecânicas.** Existem dois parâmetros que podem ser medidos:

- **O módulo de Young** representa o comportamento da deformação à tensão e tração linear sofrida pela rocha. E= Módulo de Young (Gpa)
- **O coeficiente de Poisson** expressa a relação da tensão lateral com o stress longitudinal num stress uniaxial. Os valores dinâmicos podem ser calculados da seguinte forma.

Módulo de Young dinâmico

Equação 1

$$E = \frac{Vs^2 \times \rho \times \{3 \times (Vp/Vs)^2 - 4\}}{\{(Vp/Vs)^2 - 1\}}$$

Onde:

E - Modulo de Young

V_p - Velocidade da onda "p"

V_s - Velocidade da onda "s"

ρ - densidade da rocha

Coefficiente Poisson dinâmico

Equação 2

$$\nu = \frac{\{(Vp/Vs)^2 - 2\}}{\{(Vp/Vs)^2 - 1\}}$$

Onde:

ν - Coeficiente de Poisson

V_p - Velocidade da onda "p"

V_s - Velocidade da onda "s"

3.2 Fator de Rocha(A)

Equação 3

$$A = 0,06(RMD + JF + RDI + HF)$$

- RMD= Descrição do maciço rochoso = 10 (friável), JF (se existir descontinuidades verticais) ou 50 (maciço)
- JF= fator descontinuidade = JPS + JPA = plano descontinuidade espaçamento + angulo do plano descontinuidades

- JPS= 10 (se o espaçamento <0,1m; 20 se 0,1m *oversize* x0) ou 50 (>*oversize*))
- (F. Ouchterlony & Sanchidrián, 2019)
- JPA= 20 (mergulho fora da frente livre) 30 (caso cruze a frente livre perpendicularmente) 40 (se mergulhar na frente)
- RDI= influencia da densidade da rocha = $0,025 \times \rho \text{ kg m}^{-3} - 50$
- HF= Fator dureza
- HF= $E/3$ se $E < 50$ e $\frac{\sigma}{5}$ se $E > 50$

Tabela 3. Valores de RMD consoante o tipo de rocha

Tipo de rocha	RMD
Friável	10
Descontinuidades verticais	JF
Maciça	50

JF depende do ângulo do plano conjunto (JPA) e do espaçamento das descontinuidades verticais (JPS),

Equação 4

$$JF = (JCF \times JPS) + JPA$$

Onde:

JCF - Fator de Condição da fratura

JPS - Espaçamento das fraturas

JPA Descrição do mergulho com relação a frente livre

Tabela 4. Valores de JPS entre diferentes espaços de descontinuidades

Espaço entre descontinuidades	JPS
<0,1m	10
0,1 < 3 m	20
0,3 < 0,95P	80
>P	50

Onde $P = (B \times S)^{0,5}$

Tabela 5. Valores de JPA

Ângulo do plano de fratura	JPA
Inclinação para fora da frente	20
Perpendicular com a frente	30
Inclinação em direção a frente	50

RDI representa um fator dependente da densidade da rocha e é determinado por:

$$RDI = 25 \times RD - 50$$

Onde:

$$RD = \text{Densidade de rocha (t/m}^3\text{)}$$

O último fator é o da dureza onde para E (Módulo de Young) $\geq 50\text{GPa}$ resulta:

$$HF = E/3$$

Para $E < 50\text{GPa}$

$$HF = UCS/5$$

UCS= Resistência à compressão uniaxial (MPa)

3.3 Velocidade da onda

As propriedades elásticas das rochas são definidas tanto pela elasticidade dos seus minerais constituintes como pelas descontinuidades, tais como fissuras e fraturas, e ainda pela morfologia das mesmas. A propagação das ondas sísmicas (longitudinais - ondas P ou transversais - ondas S), é profundamente influenciada pela presença de descontinuidades podendo a sua velocidade ser medida através de inúmeros métodos tais como ensaios não destrutivos em provetes seguidos de ensaios de compressão uniaxial.

3.4 Densidade

Em geral, a facilidade ou dificuldade em quebrar a rocha é influenciada pela densidade da mesma. Indica a energia necessária para deformar e deslocar a rocha e afeta as propriedades de propagação de energia da rocha.

Geralmente, as rochas de baixa densidade sofrem deformação facilmente e precisam de energia explosiva relativamente baixa para uma boa fragmentação.

Rochas mais densas precisam de explosivos com maior velocidade de detonação e pressão de detonação. No entanto, as rochas porosas de menor densidade absorvem energia e dificultam a fragmentação. (Bhandari, 1997)

3.5 X in situ

É uma medida do tamanho médio dos blocos *in situ* formados pela rede de descontinuidades no maciço rochoso local.

3.6 Índice de vazios

Com esse parâmetro, utilizado na caracterização mecânica de solos, é possível classificar esse tipo de solo em areias soltas e areias compactas, interferindo na sua resistência mecânica e assentamentos.

O índice de vazios pode ser relacionado com o índice de uniformidade de uma curva granulométrica.

Uma fragmentação não equilibrada origina que as partículas que compõem a pilha apresentem um grande índice de uniformidade. Isto indica que as partículas são todas semelhantes apresentando granulometrias muito próximas, isso vai prejudicar em grande medida o fator de enchimento do balde. Quando o material é carregado após o desmonte o balde não é totalmente carregado devido ao índice de vazios elevado, prejudicando assim a produtividade do ciclo. (Dotto & Pourrahimian, 2018)

3.7 Presença de água

A presença de água pode influenciar a transmissão de detonação e interferir com a posição dos cartuchos, dependendo do caudal do lençol este pode expelir os cartuchos pelo furo. Também, durante o processo de perfuração subterrânea a água pode ter grande impacto e inundar o espaço de trabalho sendo necessário o uso de bombas para desviar a acumulação de água.

Capítulo 4
Design de túnel e ringblast

4. Design de túnel e Ringblast

A geometria dos furos em túneis e na metodologia de Ringblast são baseados nos seguintes fatores:

- Dimensões do túnel;
- Geometria do túnel;
- Diâmetro dos furos;
- Requerimentos finais de qualidade;
- Geologia e geomecânica da rocha;
- Disponibilidade de explosivos e meios de detonação;
- Fugas de água inesperadas;
- Restrições de vibração;
- Equipamento de perfuração;

4.1 Túnel

Para o estudo a realizar-se serão estudadas 4 secções no desmonte em túnel: soleira, caldeiro, furos de produção e furos de contorno (fig. 7).

1. Caldeiro.
2. Furo de contorno.
3. Furos de produção.
4. Soleira.

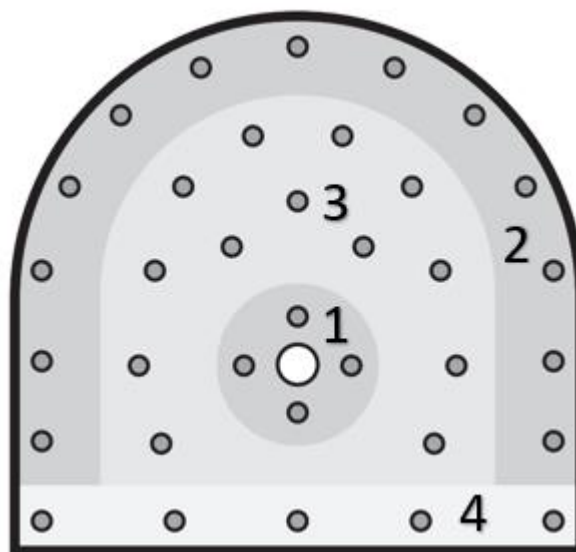


Figura 7. Diagrama de expressão das secções do túnel.

Há dois tipos de túneis que podem ser dimensionados, o túnel suave no qual o plano de fogo terá uma carga menor pois é responsável por avançar no maciço rochoso até a zona da massa mineral a ser extraída; e um de características diferentes que surge quando para perfurar a zona de massa mineral é necessário proceder a um desmonte convencional que alcança valores de carga maiores assim como terá um aumento do valor da perfuração específica.(Subterr, n.d.)

Em ambos a secção do caldeiro é constituída por um ou mais furos largos que são furos com um diâmetro maior que qualquer outro furo do design do túnel. Em redor dos furos largos, furos com diâmetros semelhantes aos das seguintes secções são realizados, mas com espaçamentos bastantes mais curtos. Esta secção será a primeira a ser detonada permitindo a criação de uma frente livre do túnel. Devido à sua grande carga específica e furação específica a granulometria obtida como resultado da detonação da secção do caldeiro levará à criação de uma grande *Crushzone*⁶, obtendo-se assim material esmagado e por consequência grande percentagem de material fino (menor do que 1,18mm).

O furo de contorno tem um diâmetro mais reduzido que permitem romper o material do maciço sem que este seja gravemente danificado evitando assim custos desnecessários no sustimento do maciço. Serão os últimos da sequência de disparo a serem detonados.

A secção dos furos de produção são os mais importantes pois ocupam a maior área de todo design e onde o espaçamento e distancia a frente assim como a carga específica vai interferir de forma mais acentuada na curva de fragmentação.

4.2 Ring Blast

Após realização dos túneis de acesso, por vezes é necessário proceder à abertura do leque, que serve para criar espaço suficiente para que a coluna do carro de perfuração realize furos transversos à área mineralizada. Também serve para que os equipamentos consigam movimentar-se e manobrar dentro da área.Fig.8

⁶ Crushzone

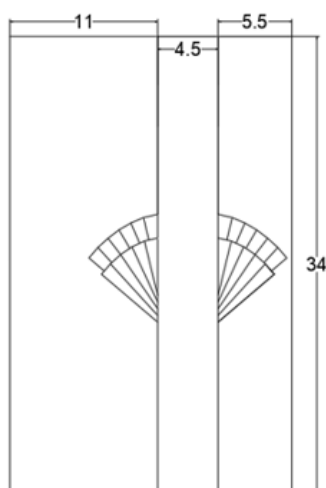


Figura 8 Abertura de túnel com *ringblast*.

No entanto o estudo que será realizado refere-se ao uso do *Ringblast* para furos de produção e não de abertura de túnel.

O projeto do *Ringblast* requer uma compreensão e descrição adequadas das condições geotécnicas e de mineração prevalentes, e o provável impacto do plano de fogo na massa rochosa remanescente.

Na prática, a escolha do diâmetro é geralmente influenciada pela mineração ou método escolhido para o uso dos explosivos, o comprimento máximo de perfuração e a orientação dos furos (por exemplo, furo vertical vs furo abaixo).

O diâmetro da abertura também pode ser influenciado pelo tipo de explosivos a ser usado, e. ANFO vs emulsões em massa.

Atualmente, para a detonação de furos longos, os diâmetros mais comuns usados variam de 64 a 115 mm, com os diâmetros mais comumente usados sendo 89 e 102 mm, particularmente na perfuração vertical. Nesses casos, esses diâmetros podem ser facilmente carregados com ANFO e produtos de emulsão. Furos de diâmetro menor (64 ou 76 mm) são geralmente restritos a atividades como desmonte com técnica de *drawbell*, onde o objetivo do projeto é minimizar danos aos pilares. (Malovichko et al., 2018)

Quando se dimensiona um desmonte em leque (fig.9) o primeiro passo consiste em representar o furo mais comprido. O próximo furo é representado abaixo de forma que o espaçamento entre os pés seja medido em uma perpendicular a este, que é mais curto.

Os seguintes furos são representados da mesma forma, de forma que a distância perpendicular dos furos mais curtos aos longos seja igual ao espaçamento máximo entre os pés ou

extremidades dos furos. Se ao representar o último furo ele cair além da massa mineral a ser explorada, então os espaçamentos entre os pés dos furos serão reduzidos para se adaptar à geometria do reservatório.

Os ventiladores de seções sucessivas serão girados em uma dimensão equivalente a metade do espaçamento mencionado, conseguindo assim uma melhor distribuição da energia dos explosivos. (López Jimeno, 2003b)

Com este método de desmonte não se podem carregar os furos todos de igual forma. Assim como tamanho dos furos é diferente a carga de igual forma é variável, para que não existam desperdícios de energia e tentar alcançar a melhor distribuição de energética pela massa mineral a desmontar.

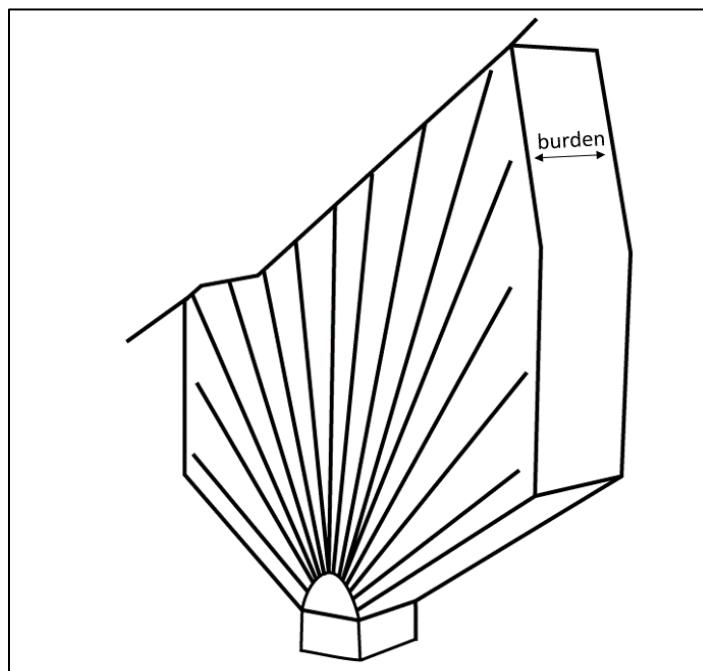


Figura 9. Diagrama de furação em Ringblast

4.3 Sublevel caving

Segundo (López Jimeno, 2003a) este sistema é aplicado em depósitos subverticais com frentes que possuem boas características geomecânicas, de forma que uma vez extraídos os minerais formam-se câmaras abertas de grandes dimensões.

A perfuração realiza-se a partir das galerias de preparação dos subníveis em forma de leque com furos ascendentes e/ou descendentes formando anéis em ambos os sentidos, e o seu comprimento varia e é adaptável à forma da massa mineral. Com o propósito de diminuir os trabalhos de preparação que são dispendiosos o furo deverá ser de grande comprimento.

Subníveis adjacentes são extraídos ao mesmo ritmo, contudo os subníveis superiores devem ser mantidos à frente dos subníveis inferiores, para preservar a segurança da galeria de exploração. Cada leque perfurado é rebentado separadamente, caindo o minério para a galeria juntamente com material estéril da rocha encaixante, sendo removido pela LHD⁷ até que a diluição atinja o limite estabelecido.

Após a remoção do material desmontado por um leque, a LHD inicia a operação noutra galeria de produção e um novo leque é executado e rebentado. O processo de transporte executado pelas LHDs é de elevada eficiência pois estas são mantidas em trabalho contínuo. A diluição varia entre os 15% e os 40% e as perdas de minério entre os 15% e os 25%.

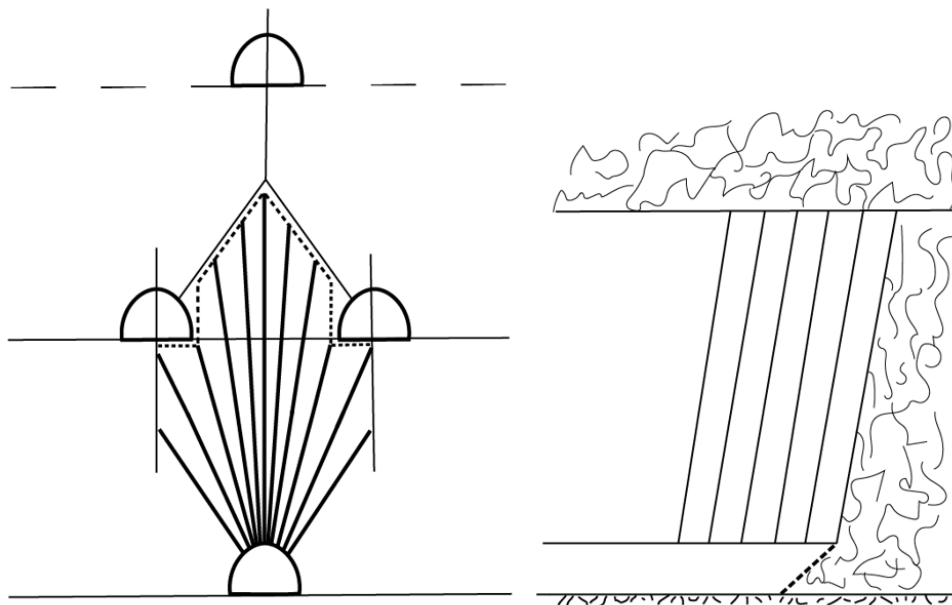


Figura 10. Diagrama de operação em sublevel caving com uso de Ringblast (desenhado pelo autor)

Para furos com comprimentos superiores a 25m existe a necessidade de se estudar a orientação e desvio dos furos para que o desmonte seja eficiente.

Os inconvenientes presentes neste esquema são os seguintes:

- A distribuição da energia explosiva só é ótima dentro de um cilindro de rocha de raio r . À medida que essa magnitude diminui, o esquema torna-se cada vez mais inadequado;
- Um leque com ângulo inferior a 360° vai originar problemas na fragmentação, pois nos furos situados mais nos extremos a distribuição de energia é deficiente;
- À medida que a distância entre as cargas num ventilador diminui, há um aumento na probabilidade de que uma carga comece a afetar negativamente o desmonte.

⁷ Load haul dump (transporte do material da pilha em subterrâneo)

4.4 Segurança do método

O *Sublevel Caving* é um método de extração relativamente seguro, uma vez que as operações ocorrem em pequenas áreas de cada vez, e são altamente mecanizadas. Para aumentar a estabilidade das galerias em rocha competente podem ser utilizadas técnicas de *Smooth Blasting*⁸ e projeção de betão, enquanto em rocha menos competente geralmente é utilizado *Smooth Blasting* e técnicas de sustimento como ancoragens, pregagens, cabos e projeção de betão. A exploração contínua da massa mineral leva à subsidência da superfície e a formação de zonas não preenchidas por material pode ocorrer. Deve ter-se especial atenção a este fenómeno pois o colapso repentino destas cavidades pode danificar as instalações da mina.

4.5 Desvios dos furos

A sonda de desvio promove de uma forma rápida e eficiente a medição da inclinação 360º do furo em pedreira e mina céu aberto; funciona com comunicação *wireless* conectado com o telemóvel. Com isto permite inovar a indústria mineira tornando a operação menos dispendiosa.

Apesar de ser recorrente o uso desta ferramenta em ambiente céu aberto, pode também ser usada para a medição de furos subterrâneos. Esta atividade é de alta importância, mas de dificuldade acrescida. Os furos sendo ascendentes a gravidade atua sobre a sonda logo complica mais o seu uso.

Foram então desenvolvidas duas articulações que enroscam, uma com a vara do carro perfurador e a segunda no tubo de flexível para bombagem de betão. Estes adaptadores permitem maior estabilidade no uso da sonda para medição dos furos ascendentes. Fig. 12.

Na fig. 11 está representado como num desmonte com Ringblast a operação pode ser realizada.

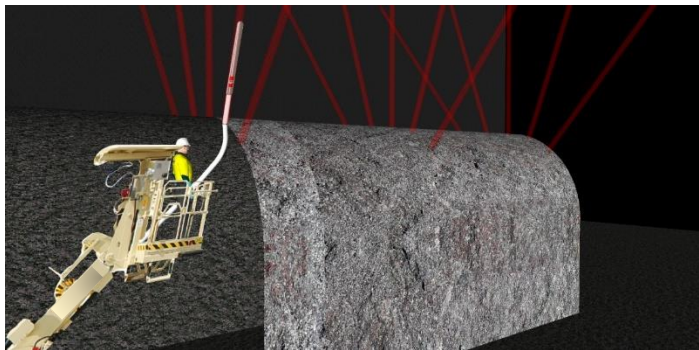


Figura 11. Medição de desvio com ferramenta O-PitDev (autoria O-Pitblast)

⁸ Técnica de desmonte usada em subterrâneo e em superfície onde são usadas cargas desacopladas.

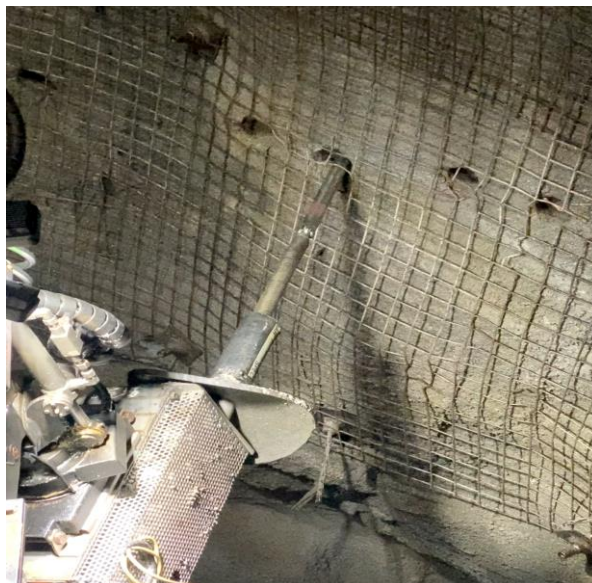


Figura 12. Exemplo de medição (autoria O-Pitblast)

Devido às condições extremas que são enfrentadas na operação subterrânea, a sonda é à prova de água e aguenta a exposição a temperaturas que variam desde -25° até 75° . Para satisfazer as necessidades ambientais cada vez mais complexas a sonda é constituída por 90% de material reciclável.

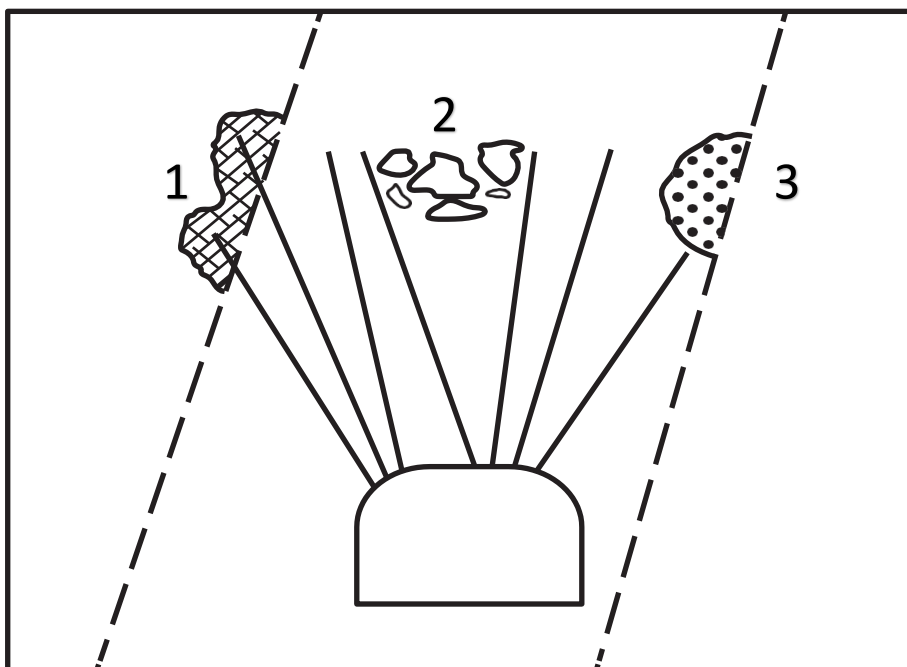


Figura 13. Ilustração de planeamento mal realizado no desmonte em leque (desenhado pelo autor)

Na operação de *Ringblast* é preciso haver uma avaliação QA/QC para que a sua execução se torne viável. Na fig. 13 podem ser observados três grandes problemas se a geometria do furo for

mal dimensionada e/ou executada: diluição, formação de blocos e perdas da exploração da massa mineral.

Por esses motivos é que o controlo de desvio dos furos é um trabalho essencial para que a recuperação do mineral seja a mais rentável.

O desvio de furos exemplificada na figura 12 pela zona número dois acontece, pois, a carga dos furos não será suficiente para atingir o *PPVbreakage*⁹ da rocha.

Os comprimentos dos furos em profundidades exageradas promovem a mistura de material estéril com material mineral provocando uma diluição na percentagem mineral do material explorado. No entanto, furos com comprimentos inferiores aos estipulados resultam num desmonte incompleto e conseqüentemente na formação de zonas na massa mineral que não serão desmontadas, resultando assim num desaproveitamento da massa mineral a explorar.

⁹ Previsão da velocidade com que a rocha é fragmentada

Capítulo 5
Fragmentação

5 Fragmentação

Um padrão de furação bem elaborado assim como a escolha do tipo de explosivo e sua quantidade podem levar a uma fragmentação ótima ou a uma fragmentação não desejada.

Quando a fragmentação obtida no desmonte é não desejada, vai obrigar à movimentação de maquinaria pesada para que esta realize uma fragmentação mecânica. A consequência da falta de planejamento eleva os custos da operação e o tempo para que se possa começar a remoção do material desmontado. Todo o ciclo de carga e transporte é afetado, refletindo-se em maiores custos e menores produtividades.

Por isso é preciso prever uma possível fragmentação através dos parâmetros geométricos da malha, tipo de explosivos e seus parâmetros, e as características geotécnicas e geomecânicas da rocha.

À medida que o avanço se vai dando no túnel é preciso identificar quais as características geológicas e geotécnicas que vamos enfrentar, para que sejam efetuados os ajustes necessários na malha da perfuração e na carga de explosivo, para se obter a fragmentação desejada.

Para prever a fragmentação existem diversos modelos matemáticos que têm em consideração todos os parâmetros do plano de fogo. A partir desta previsão podemos alterar o plano de fogo de modo a obtermos tamanhos diferente de acordo com a necessidade da operação.

5.1 Modelo Kuz-Ram

O modelo Kuz-Ram foi desenvolvido para detonação em desmonte em céu aberto, portanto, devem ser esperados resultados diferentes no caso de detonação subterrânea. (Finn Ouchterlony, 2005)

Embora a fragmentação dos detritos na detonação do túnel não seja um fator tão importante quanto no desmonte em céu aberto, sempre que possível, é interessante avaliar a viabilidade do modelo Kuz-Ram para detonação subterrânea.

O modelo Kuz-Ram não cobre todos os aspectos de detonação e nunca foi desenvolvido para fazê-lo. É um modelo determinístico não tomando em consideração o tempo de retardo entre furos, que tem influência na fragmentação da rocha e nem tem a capacidade de prever a quantidade de finos da pilha.

As propriedades das rochas, as propriedades dos explosivos e as variáveis geométricas do plano de fogo são combinadas usando cinco equações que compõem o modelo de fragmentação Kuz-Ram.

5.1.1 Equação de Kuznetsov

Uma correlação entre o tamanho médio do fragmento e a energia de detonação aplicada por unidade de volume de rocha (razão de carga) foi desenvolvida por Kuznetsov (1973) como uma função do tipo de rocha. Essa equação foi modificada por Cunningham (1983) e é dada por:

Equação 8

$$X_{50} = A \times K^{-0,8} \times Q^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{RWS}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Onde:

X_{50} é o tamanho médio de partícula (cm).

A é o fator da rocha.

K é a razão de carga (kg/m^3).

Q_e é a massa do explosivo utilizado (kg).

RWS representa a energia relativa em massa (RWS) do explosivo comparada ao ANFO (ANFO=100).

5.1.2 Equação de Rosin-Rammler

Com a seguinte equação é possível definir uma curva granulométrica que permite visualizar o tamanho das partículas do desmonte.

Equação 9

$$R(x) = 100 \times \left[1 - e^{-0,693 \times \left(\frac{x}{X_{50}}\right)^n} \right]$$

Onde:

X é o tamanho da malha da peneira.

X_{50} é o tamanho médio de partícula, n é o índice de uniformidade.

$R(X)$ é a percentagem de material passante na peneira de tamanho X .

5.1.3 Equação do Índice de uniformidade

Essa expressão foi desenvolvida através de testes de campo por Cunningham (1987). Ela correlaciona todos os parâmetros geométricos do plano de fogo, como segue:

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right]^{0,5} \times \left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \left(\frac{|L_B - L_c|}{L} + 0,1 \right)^{0,1} \times \frac{L}{H}$$

Onde:

B é o afastamento (m).

S é o espaçamento (m).

D é o diâmetro do furo (mm).

W é o desvio da perfuração (m).

L é o comprimento total de carga (m).

H é a altura do banco (m).

5.2 KCO model

Ouchterlony (2005) afirmou que o modelo Kuz-Ram não foi suficiente para definir as frações granulométricas finas e grosseiras. A fraca capacidade do modelo proposto por Cunningham para descrever finos foi uma das principais razões pelas quais o Two-Component-Model (1999) e o Crush Zone Model (1999) foram desenvolvidos. Ambos combinam duas distribuições ou componentes Rosin-Rammler, uma para a parte grosseira da curva e outra principalmente para os finos.

Ouchterlony sugeriu uma nova abordagem paralelo ao TCM e CZM, chamando o seu modelo de KCO. Neste modelo o tamanho médio do fragmento e o índice de uniformidade são calculados pela equação proposta por Cunningham (1987). A função que antes era apresentada por Rosin-Ramler para definir a distribuição granulométrica, agora passa a ser substituída pela Swebrec.

5.2.1 Equação SWEBREC

Tal como a equação Rosin-Rammler, usa o valor de 50% dos passados X_{50} como o parâmetro central, mas acrescenta um valor limite máximo para o tamanho de fragmentação X_{max} .

O terceiro parâmetro b é um parâmetro calculado que define a ondulação da curva. (Finn Ouchterlony, 2005)

$$P(x) = \frac{1}{1 + \left(\frac{\ln\left(\frac{x_{max}}{x}\right)}{\ln\left(\frac{x_{max}}{x_{50}}\right)} \right)^b}$$

Onde:

$P(x)$ - Representa a percentagem de material passante em uma peneira de tamanho "X" (%).

X - Tamanho da malha corresponde a peneira (mm);

X_{50} - Abertura da peneira onde 50% do material fragmentado é passante (mm).

b - Parâmetro de ondulação;

$X_{máx.}$ - Valor máximo do bloco que será gerado. Geralmente é o mín. $\left(S, B \text{ ou } \frac{S+B}{2}\right)$, (mm).

O Tamanho do material com 50% de passantes é calculado pela seguinte equação:

$$X_{50} = \left[\frac{g(n) \times A \times Q^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{115}{S_{ANFO}}\right)}{q^{0,8}} \right]$$

O parâmetro b , denominado de expoente de ondulação ou algumas vezes de expoente de característica natural de quebra (Ouchterlony, 2009a).

$$b = \left[2 \ln 2 \times \ln\left(\frac{X_{max}}{X_{50}}\right) \right] \times n$$

Para que a equação que permite obter a curva de fragmentação seja resolvida é necessário obter o n (índice de uniformidade) pela seguinte equação:

$$n = \frac{(2,2 - 0,014B)}{\phi_h} \times \left(\frac{1 - SD}{B}\right) \times \sqrt{\left[\frac{\left(1 + \frac{S}{B}\right)}{2}\right]} \times \left[\frac{|L_b - L_c|}{L_{tot} + 0,1}\right]^{0,1} \times \left(\frac{L_{tot}}{H}\right)$$

O novo modelo Swebrec tem três grandes parâmetros e permite obter um ajuste bom a excelente para diferentes tipos de dados de fragmentação com coeficientes de correlação de pelo menos 0,997 ou melhores ($r^2 > 0,995$) para uma variedade de tamanhos de fragmentos de duas a três ordens de magnitude. Este modelo tem a capacidade de atingir uma previsão do tamanho dos finos de forma muito eficaz. (F. Ouchterlony & Sanchidrián, 2019)

5.3 FRAGMENTO

Este modelo desenvolvido por Italo Onederra descreve uma modelagem de fragmentação para aplicações de desmonte com a técnica em *ringblast*. A abordagem é baseada na análise de dados geotécnicos, do desmonte e fragmentação apurados na operação de *sublevel caving* (SLC) numa mina denominada por Ridgeway.

A base do modelo consiste em relacionar um limite de quebra de velocidade de pico de partícula (PPV) com um índice de uniformidade de quebra; modelação da extremidade grosseira da distribuição de tamanho com a distribuição de Rosin-Rammler; e modelar a formação de finos com uma abordagem que permite a previsão do volume de esmagamento em redor dos furos carregados.

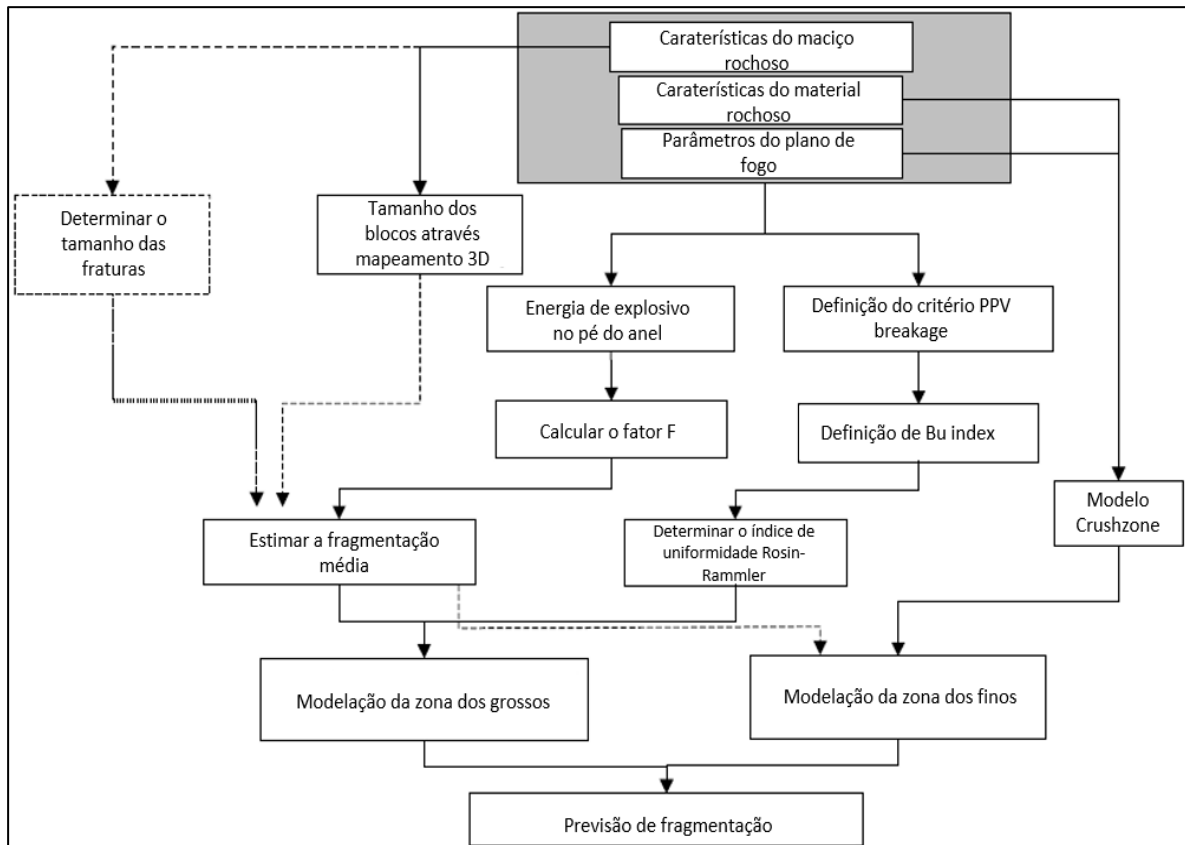


Figura 14. Fluxograma de utilização do modelo FRAGMENTO (I. Onederra, 2004a)

No topo do diagrama estão definidos os principais parâmetros de entrada que influenciam o processo de fragmentação, que incluem as características estruturais do maciço rochoso, as propriedades físicas e mecânicas do material rochoso assim como os parâmetros nominais do projeto de desmonte, geometria, condições de carga e condições de contorno.

Para definir a percentagem de finos é utilizado o modelo *Crushzone*¹⁰ que nos indicará a percentagem de finos inferiores a 1,18mm.

Para construir a curva de granulometria superior a 1,18mm é preciso avaliar a vibração do campo próximo, que permite obter o PPVbreakage. Este valor é essencial para chegar se ao valor de Bu índice que vai se relacionar com a fórmula final de Rosin-Rammler.

Mas só depois de se obter o fator fragmentação F podemos executar a fórmula Rosin-Rammler para criação de uma curva granulométrica de previsão de fragmentação.

No entanto este modelo modela duas curvas com o ponto de interseção o X_{50} ; teremos então uma curva para o material mais fino com um índice de uniformidade, enquanto a modelação da curva do material mais grosso (acima dos X_{50}) terá um outro índice de uniformidade alterando o trajeto da curva.

A curva é obtida com a conjugação da percentagem de material menor que 1,18mm obtido a partir do *Crush zone*, com as duas curvas obtidas que unem no ponto X_{50} (fig.15).

O efeito de diferentes níveis de confinamento e a influência de tensões *in situ* não são considerados neste modelo assim como a influência do ângulo dos furos do Ringblast não foi incluída na estrutura de modelação. No entanto existem informações empíricas que indicam que as inclinações dos furos influenciam a uniformidade da fragmentação.

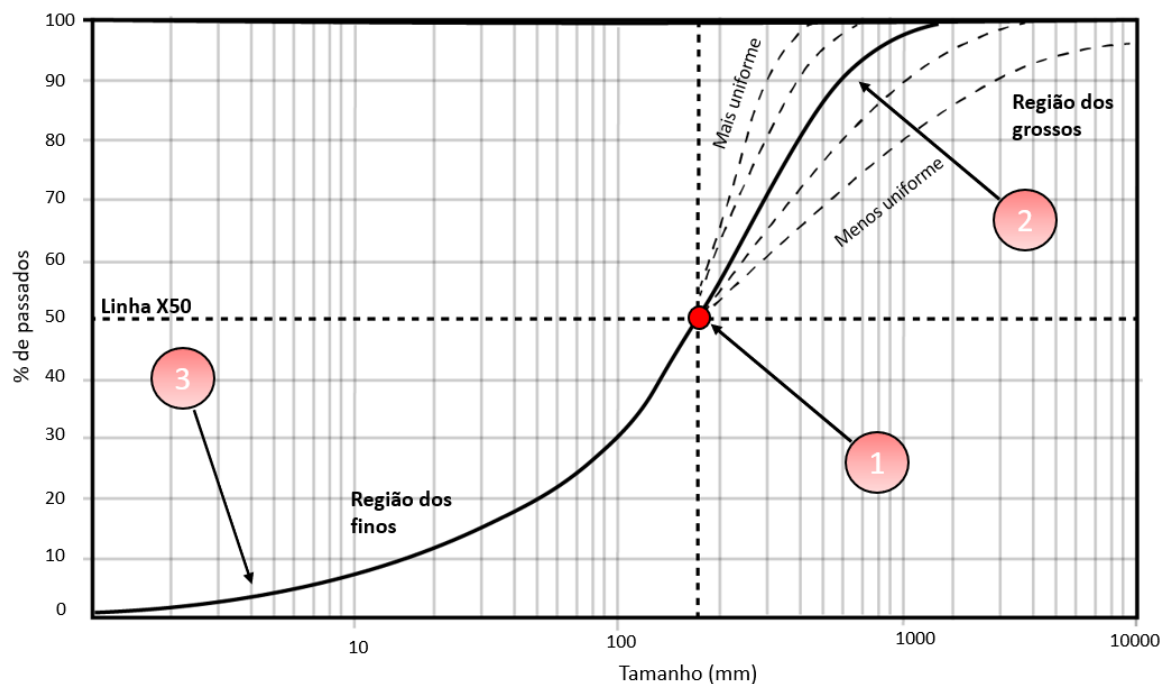


Figura 15. Curva granulométrica obtida usando modelo FRAGMENTO (I. Onederra et al., 2010) adaptada

¹⁰ Permite calcular a percentagem de material esmagado em redor do furo

5.3.1 Estimativa da Região dos Grossos

A distribuição de partículas fragmentadas na região grosseira é assumida pela distribuição Rosin-Rammler num formato semelhante ao adotado por Cunningham.

Equação 15

$$R(x) = 1 - e^{-0,693\left(\frac{x}{x_{50}}\right)^n}$$

Parâmetros:

R(x) - Percentagem de material passando por x

X - Tamanho da partícula

X₅₀ - Tamanho médio da partícula

n - Índice de uniformidade

Dentro da estrutura proposta, o tamanho médio do fragmento pós-detonação (X₅₀) é assumido como sendo controlado principalmente pelas características "locais" da massa rochosa e pela concentração de carga explosiva dentro do volume da massa rochosa.

Altos valores de n indicam uma pilha de resíduos mais uniforme (partículas grossas estão dentro de uma faixa de tamanho mais estreita), enquanto baixos valores de n indicam que a distribuição dos fragmentos é menos uniforme. A literatura atual indica que o índice de uniformidade n para maciços rochosos explodidos geralmente se situa entre os valores de 0,6 e 2,2.

5.3.1.1 Estimativa do fragmento médio pós-detonação (x50):

Equação 16

$$x_{50} = \frac{X_{insitu}}{F + 1}$$

Parâmetros:

X₅₀ - Tamanho médio das partículas após detonação

X_{insitu} - Tamanho *in situ* das descontinuidades do maciço rochoso

F - Fator de fragmentação

5.3.1.2 Definição de F fator de fragmentação (F) é determinado pela seguinte expressão:

Equação 17

$$F = K^{0,8} \times Q^{0,254} \times \left[\frac{115}{RWS} \right]^{0,633}$$

Parâmetros:

F - Fator de fragmentação

K - Carga específica no pé do furo (kg/m³),
 Q - Quantidade média de explosivo por furo (kg/furo)
 RWS - força de peso relativa do explosivo

5.3.1.3 PPV crítico

O *Incipient damage* ou *critical peak particle velocity* (PPV_{crit}) pode ser estimado assumindo a equação para o stress num plano sinusoidal de onda.

Equação 18

$$PPV_c = \frac{\sigma_t \times V_p}{E}$$

Parâmetros:

PPV_{crit} - *critical peak particle velocity*
 T_s - resistência à tração da rocha (Pa),
 V_p - velocidade da onda p (mm/s)
 E - Módulo de Young (Pa)

Tabela 6 Relação entre PPV e PPV_{crit} e a criação de novas fraturas

Fracturação intensa	PPV > 4 PPV _{crit}
Criação novas fraturas	PPV _{crit} < PPV < 4 PPV _{crit}
Extensão de fraturas já existentes	0,5 PPV _{crit} < PPV < PPV _{crit}

Depois de definir o limiar de rutura PPV e a atenuação Holmberg-Persson constantes (K e n), em seguida, o índice B_u é calculado por,

Equação 19

$$B_u = \left(\frac{\%PPV_{breakage}}{\frac{V}{H_c}} \right) \times 100$$

Parâmetros:

%PPV_{breakage} - é a proporção média do PPV excedendo o início da quebra num determinado volume
 V - Volume total de rocha desmontada (m³)
 H_c - número de furos detonados
 B_u - B_u índice

Equação 20

$$Nn = \left(\frac{n}{\frac{V}{H_c}} \right) \times 1000$$

Parâmetros:

N_n - Índice de uniformidade normalizado
 N - Rosin-Rammler índice de uniformidade
 V - Volume total de rocha desmontada (m^3)
 H_c - número de furos detonados

5.3.2 Zona dos Finos

Equação 21

$$V_c = V_f - V_b$$

Parâmetros:

V_c - Volume da zona esmagada
 V_f - volume do cilindro do material esmagado
 V_b - volume do furo

Dada a aproximação anterior, uma relação entre a proporção medida de finos (ou seja, material inferior a 1,18 mm) e a proporção volumétrica de material triturado foi estabelecida da seguinte forma:

Equação 22

$$\%Crushed = \left(\frac{m_c}{M}\right) \times 100$$

Parâmetros:

m_c - massa de material esmagado
 M - massa total de material desmontado

A massa de material esmagado pode ser calculada da seguinte forma:

Equação 23

$$m_c = V_c \rho$$

Parâmetros:

m_c - Massa de material esmagado
 V_c - Volume da zona esmagada
 ρ - Densidade do material

Existe uma boa correlação entre proporção de material medido menor que 1,18 mm e a proporção de material esmagado dado pelo volume da cominuição, representado da seguinte forma:

$$\% \text{ menos de } 1,18\text{mm} = 0,79 (\% \text{ crushed}) + 0,026$$

5.3.3 Modelação da zona triturada (Crush zone) em redor do furo

É fundamental e de grande importância a previsão de fragmentação para otimização de toda a operação e para o ciclo de recuperação.

É amplamente conhecido que na detonação uma proporção significativa do material fino presente na pilha se origina a partir da zona de esmagamento produzida durante a detonação.

A presença de finos pode tanto ter uma influência negativa como positiva na eficiência de processos *downstream*.¹¹

De modo de controlar a zona dos finos no modelo foi desenvolvida uma maneira de entender o comportamento da zona de esmagamento afetada pela detonação, prevendo-se assim a zona de finos.

De modo a prever a máxima extensão da zona de esmagamento em redor do furo detonado neste modelo, o raio da zona esmagada r_c (Fig.16) tem em consideração o tipo de explosivo, propriedades do material e o diâmetro do furo.

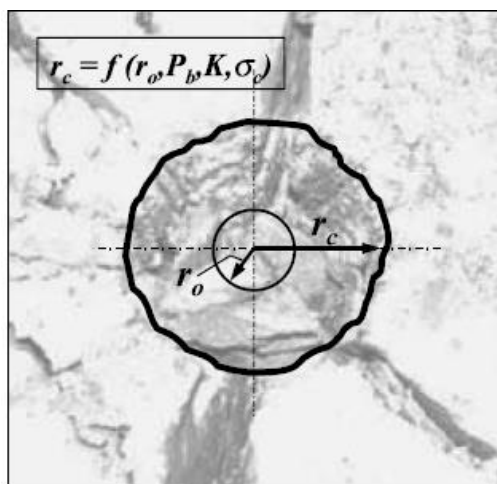


Figura 16. Zona de material esmagado em redor do furo (I. Onederra, 2004a)

A rigidez da rocha – K – é definida assumindo que o material dentro da zona de esmagamento é homogéneo e isotrópico e é dado por,

¹¹ Carregamento, transporte e etapas posteriores.

Equação 25

$$K = \frac{E_d}{1 + \nu_d}$$

Parâmetros:

K - Dureza da rocha

E_d - Módulo de Young dinâmico

ν_d - Módulo de Poisson dinâmico

Equação 26

$$\frac{r_o}{r_c} = 1,231 \times (CZI)^{-0,219}$$

Parâmetros:

r_o - raio original do furo

r_c - raio da zona de material esmagado

5.3.3.1 CZI (Crushing zone index)

CZI é definido como o índice de zona de esmagamento. Este é um índice adimensional que identifica o potencial esmagador de um furo carregado.

Equação 27

$$CZI = \frac{(P_b)^3}{(K) \times \sigma_c^2}$$

Parâmetros:

K - Dureza da rocha

P_b - Pressão no furo (Pa)

σ_c^2 - Resistência a compressão (Pa)

Valores de CZI pequenos correspondem a pequenas pressões no furo. (i.e., cargas desacopladas onde a detonação por simpatia não aconteceu)

5.4 Modelo de estimação de fragmentação (Veljko Lapcevic)

5.4.1 Fraturas de tensão radial

Na figura 17 estão representados os parâmetros que necessários calcular para a modelação Veljko.

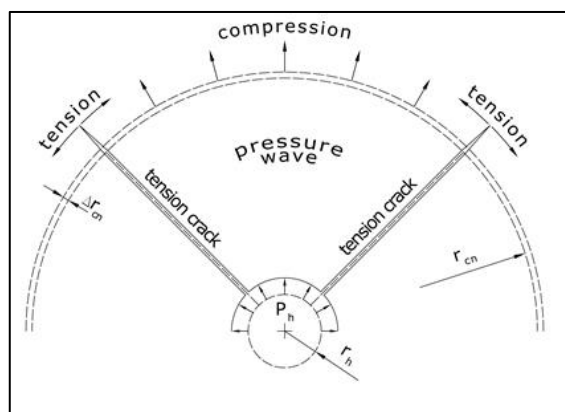


Figura 17. Ilustração esquemática da formação de fraturas por tensão radial (Torbica & Lapčević, 2018)

A uma distância r_{cn} a tensão compressiva do furo na rocha na direção radial é dada por:

(Torbica & Lapcevic, 2014):

Equação 28

$$\sigma_{rc} = P_h \times \frac{r_h}{r_{cn}}$$

Onde:

- σ_{rc} - Tensão radial,
- P_h - Pressão no furo,
- r_h - Raio do furo,
- r_{cn} - Raio da zona fraturada.

A deformação que formará fraturas de tensão radial é a seguinte:

Equação 29

$$e_t = \frac{\sigma_t}{E}$$

Onde:

- e_t - Tensão à tração,
- σ_t - Resistência à tração,
- E - Módulo de Young.

O número de fraturas a uma distância r_{cn} pode ser calculada pela seguinte proporção:

Equação 30

$$n = \frac{e_l}{e_t}$$

Concluindo que:

Equação 31

$$r_{cn} = \frac{P_h \cdot r_h}{k \cdot \sigma_t \cdot n}$$

Para um desmonte com um raio dos furos de $r_h = 0.051m$ e com uma resistência à tração de $\sigma_t = 14MPa$ e com um coeficiente de Poisson $\nu = 0.25$ na figura pode ser observado como as fraturas se vão comportar.

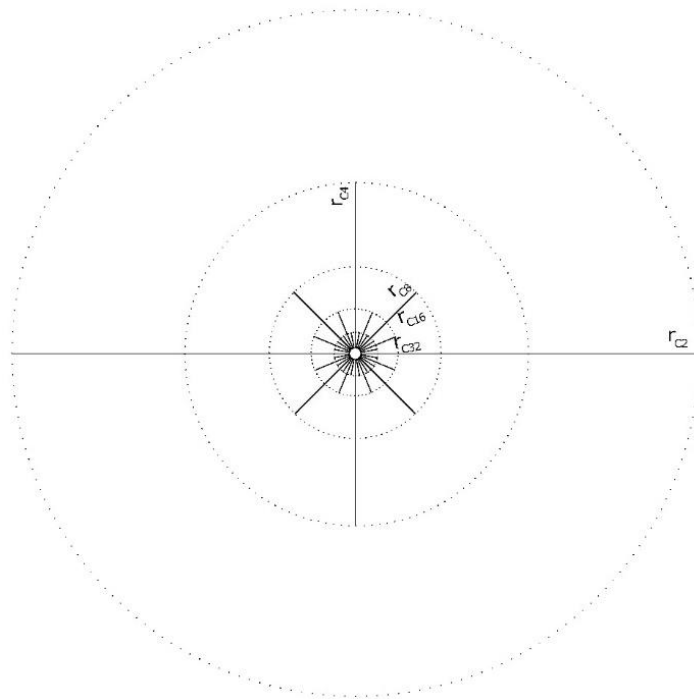


Figura 18. Diferentes secções representadas por r_c (Torbica & Lapčević, 2018)

Tabela 7 Número de fraturas radiais e a distância de área de influência

n	2	4	8	16	32
$r_{cn}(m)$	3.00	1.50	0.75	0.38	0.19

5.4.2 Fraturas de tensão subparalelas com a frente livre

A tensão na direção da propagação da onda de pressão (compressiva) é numericamente igual à tensão no plano da frente da onda (tensionada). Do centro do furo são possíveis identificar 3 zonas:

- A primeira zona é onde a pressão da carga é maior do que a força da rocha onde esta é esmagada. Muitos autores defendem ser denominada como *Crush zone* (Whittaker, et al., 1992),

- Zona onde apenas fraturas oriundas de tensão radial são formadas devido à tensão no plano de pressão da frente de onda e compressão numa direção perpendicular à pressão de frente de onda numa zona elástica. Esta é a zona onde apenas ocorrem falhas de tensão.
- Na terceira zona, todas as deformações são menores do que as que causam a rutura da rocha. Esta é uma zona de deformações elásticas.

Após o declínio de pressão nos furos, passados apenas alguns milissegundos as rochas entre a onda de pressão e a Crush zone que estavam sobre deformações elásticas voltam ao seu estado inicial de deformação.

A carga explosiva cilíndrica, cujo eixo é paralelo à superfície livre, colocada a uma distância “B” da frente livre é a carga com espaçamento a frente normal (Fig.19).

A distância B é a distância a frente (*burden*) da carga explosiva e pode ser calculada usando a expressão:

$$B = r_{c4} \cdot \cos 45^\circ$$

Equação 32

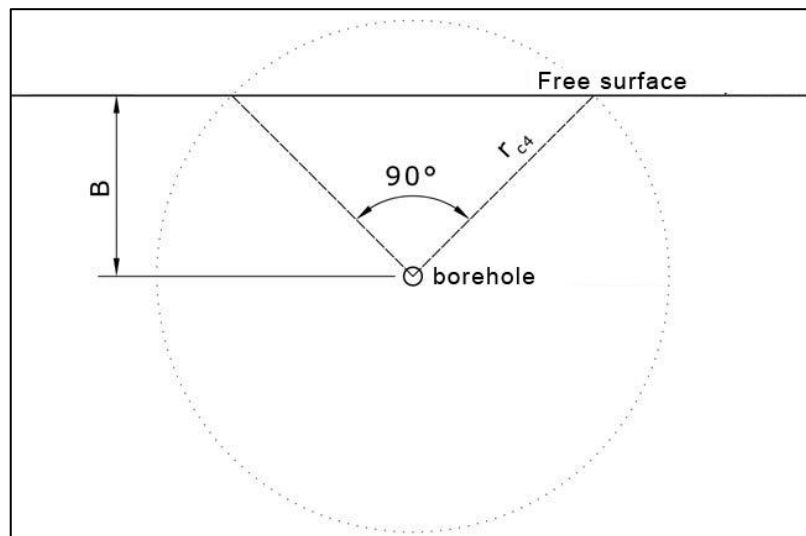


Figura 19. Distância B de acordo com o r_c (Torbica & Lapčević, 2018)

Com uma carga explosiva cilíndrica, com um *burden* normal, a onda de pressão propaga-se de forma cilíndrica e forma fraturas de tensão radial. Quando duas fraturas radiais atingem a frente livre da rocha uma nova cunha é formada.

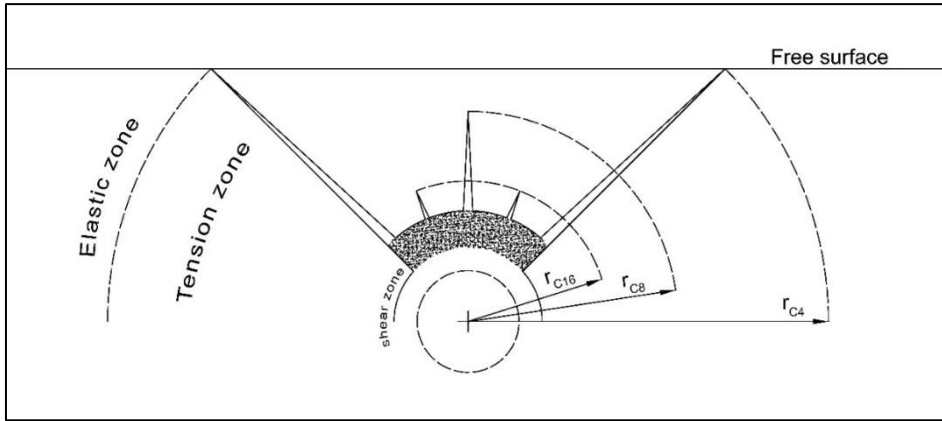


Figura 20. Formação de limites de rocha a partir de duas fissuras de tensão radial (Torbica & Lapčević, 2018)

Portanto, a primeira fratura de tensão subparalela com a frente livre é formada na distância b da superfície livre:

Equação 33

$$b = \frac{B}{n} = \frac{B^2 \cdot k \cdot \sigma_t}{P_h \cdot r_h \cdot I_{sr}}$$

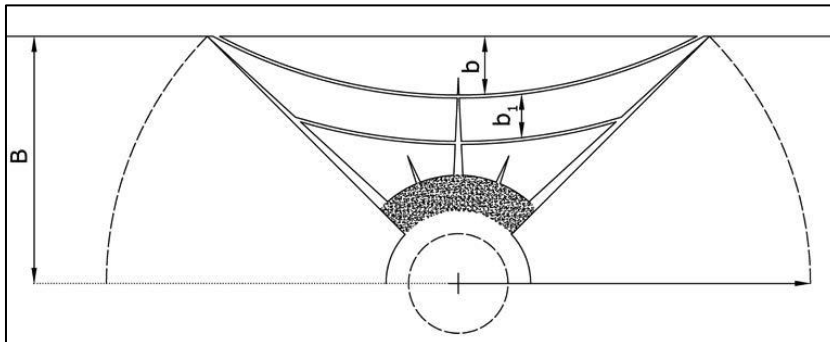


Figura 21. Formação de fraturas subparalelas com a frente livre. (Torbica & Lapčević, 2018)

A próxima fratura de tensão vai-se formar a uma distância b_1 que é de dimensão menor que b pois as fraturas são de maiores comprimentos; então a distância b_2 é de tamanho inferior a b_1 assim sucessivamente.

Se a carga explosiva estiver localizada à distância:

$$B + b < r_4$$

a fragmentação só ocorreria se a carga explosiva estivesse mais longe do que B e as fraturas radiais não alcançassem a superfície livre e o limite da rocha não estivesse separada.

De qualquer forma, se a rocha for dotada de uma energia de deformação recuperável, então b é muito pequeno e essa parte da rocha já se encontra fraturada.

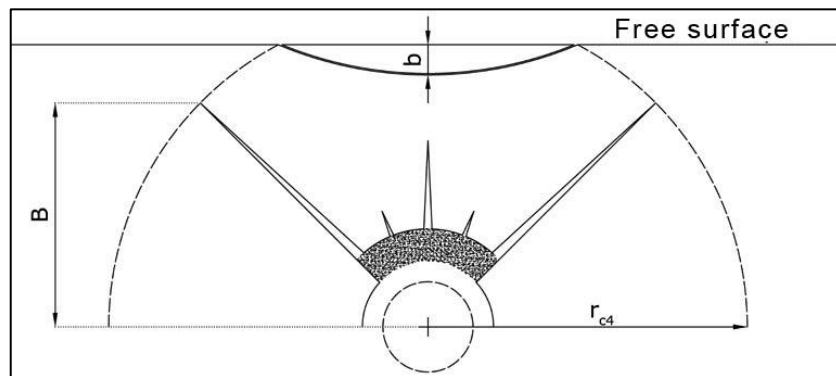


Figura 22. Fragmentação da frente livre(Torbica & Lapčević, 2018)

5.4.3 Impacto das propriedades estruturais do maciço rochoso na propagação das fraturas de tensão

É bem conhecido que as descontinuidades estruturais limitam a propagação da onda de compressão dentro da massa rochosa. Isso ocorre se houver um espaçamento entre as paredes da descontinuidade ou se o material de preenchimento desta tiver propriedades mecânicas muito diferentes das da rocha principal. Portanto, o bloco rochoso, criado por descontinuidades, será fragmentado pela detonação apenas se furo carregado atravessar o bloco (fig.19).

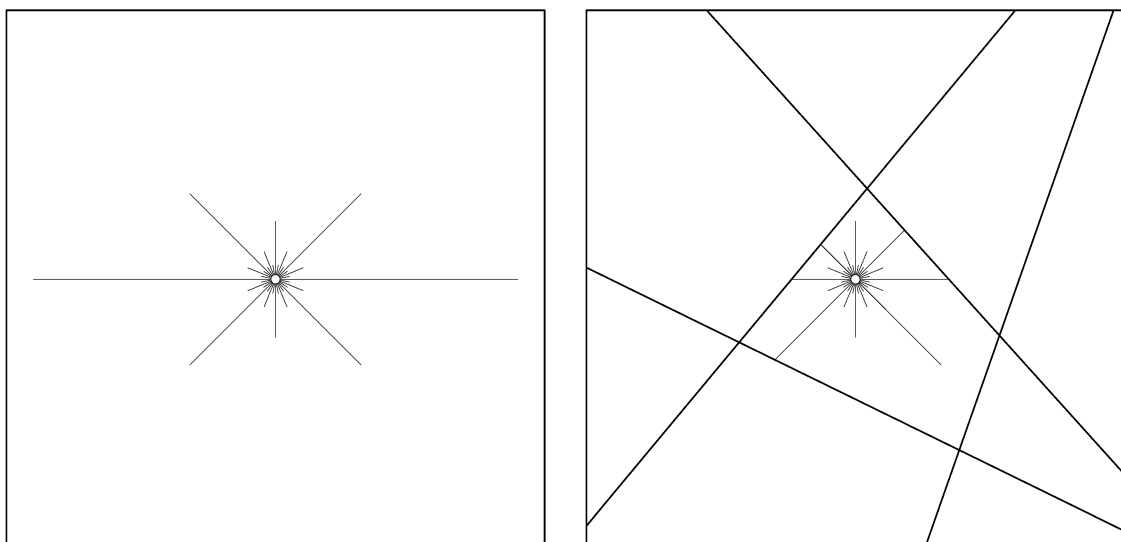


Figura 23. Formação de fissuras de tensão em rocha com descontinuidades(Belgrade, n.d.)

Este fenômeno é relatado na prática e por pesquisas experimentais usando modelação numérica do processo de detonação. Usando métodos de elementos finitos e discretos acoplados para modelar este fenômeno, *Z.L. Wang et al.* mostraram que as descontinuidades na massa de rochosa limitam a propagação da onda de pressão e, portanto, impactam na cominuição da rocha provocada pela detonação.

5.4.4 Fragmentação da rocha causada pelos explosivos

Após a ativação de uma carga as fraturas de tensão são formadas em redor do furo devido à pressão da onda propagadora. É possível prever o número de rachaduras formadas e o seu comprimento de modo a prever a fragmentação da rocha desmontada sendo esta a primeira fase da fragmentação da rocha. A segunda fase por uma pressão posterior que conduz a formação de fragmentos de rochas quase-isométricas.

Por isso existem várias zonas circundantes do furo com diferentes números de fraturas de tensão e diferentes tamanhas de fragmentos de rocha. Os fragmentos mais pequenos são formados na zona r_3 e o seu tamanho é maior consoante a distância ao furo.

Nas figuras 24 e 25 está representado esquematicamente o conceito do modelo.

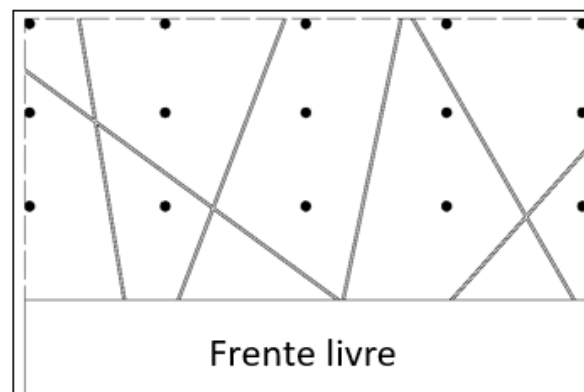


Figura 24. Geometria dos furos e principais blocos

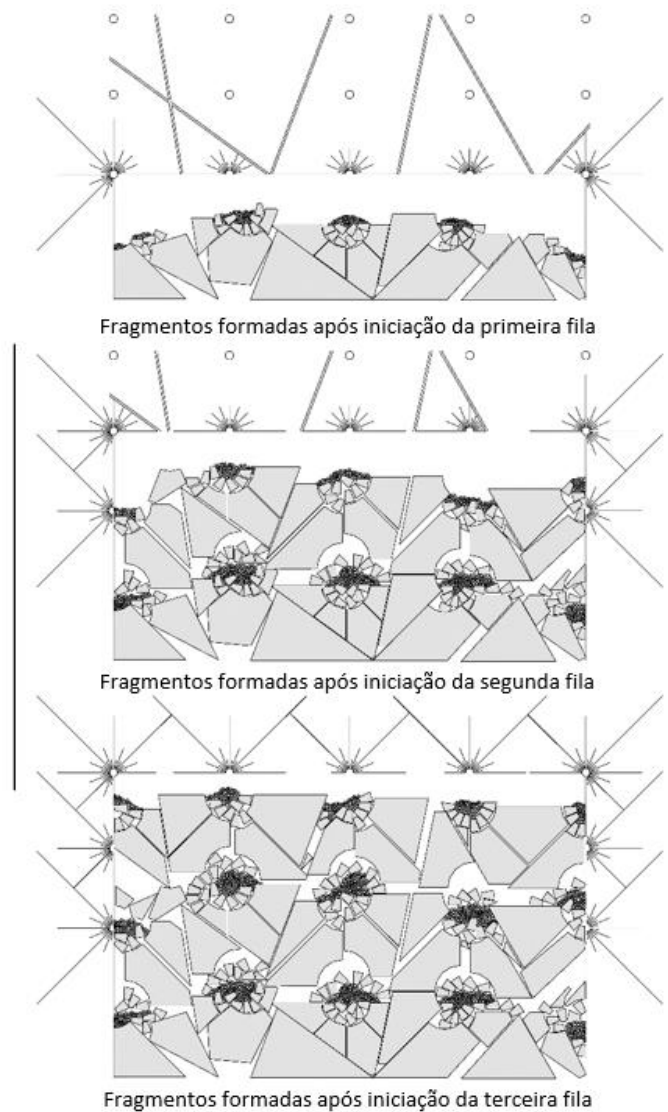


Figura 25. Blocos fragmentados formados (Belgrade, n.d.)

5.4.5 Modelo Versão 3D

5.4.5.1 Detonação do espécimen cilíndrico

O modelo foi expandido para 3D onde os espécimes sólidos de formato monólito são divididos por secções. Na figura 26 está demonstrada a reconstrução da explosão controlada em laboratório. Os resultados demonstram uma grande semelhança entre dados laboratoriais e dados do modelo sem estar calibrado (Fig.27).

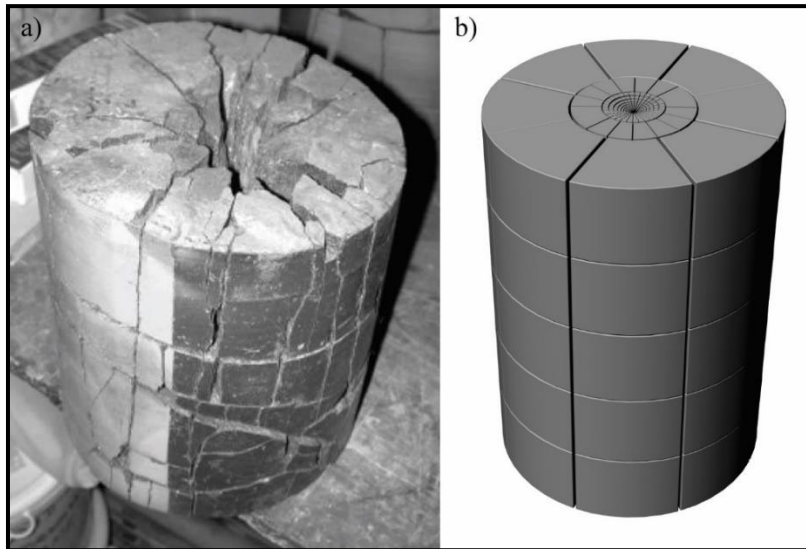


Figura 26. a) Reconstrução do cilindro depois da explosão b) Rocha fragmentada de acordo com o modelo (Torbica & Lapcevic, 2016)

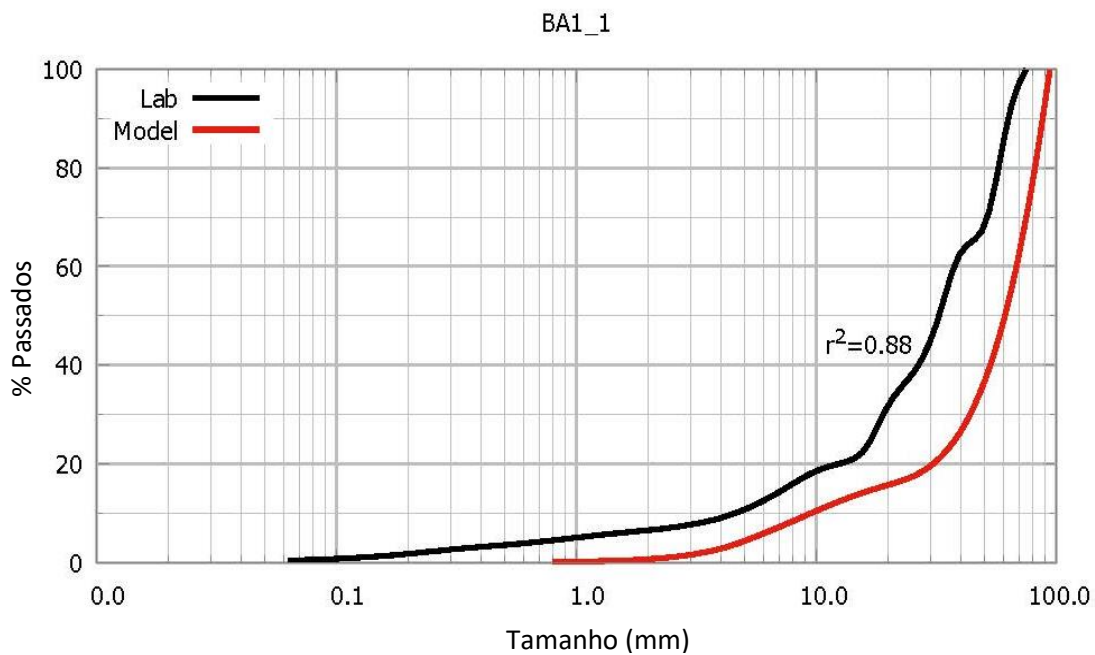


Figura 27. Comparação de dados reais com dados modelados (Torbica & Lapcevic, 2016)

5.4.5.2 Ringblasting em condições geológicas reais

A principal vantagem do modelo apresentado é que as fraturas induzidas pela explosão podem ser calculadas para qualquer orientação espacial das cargas explosivas, tornando possível modelar as condições de detonação do anel de maneira altamente representativa. As condições geológicas são apresentadas na forma de blocos de rocha primária que são reconstruídos por bissecção sólida por rede de fratura discreta, então cada bloco primário é fragmentado pela carga explosiva que o atravessa.

Os resultados finais são dados em um grande número de fragmentos formados em sua posição espacial real (importante na escavação de subnível) e a curva de fragmentação mostrando a distribuição do tamanho. Dessa forma, o modelo analisa aproximadamente 100 000 fragmentos para o caso simples ilustrado nas figuras 28 e 29.

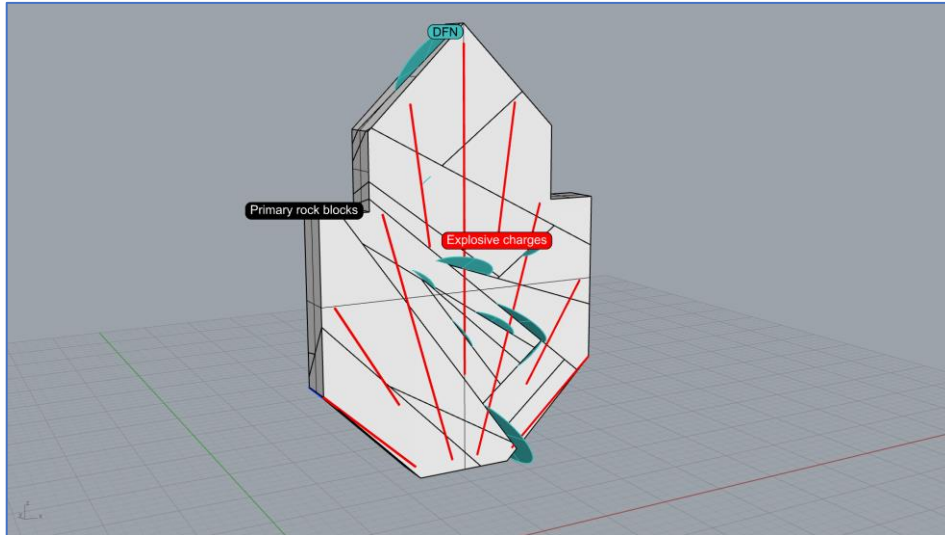


Figura 28. Modelo Ringblast.

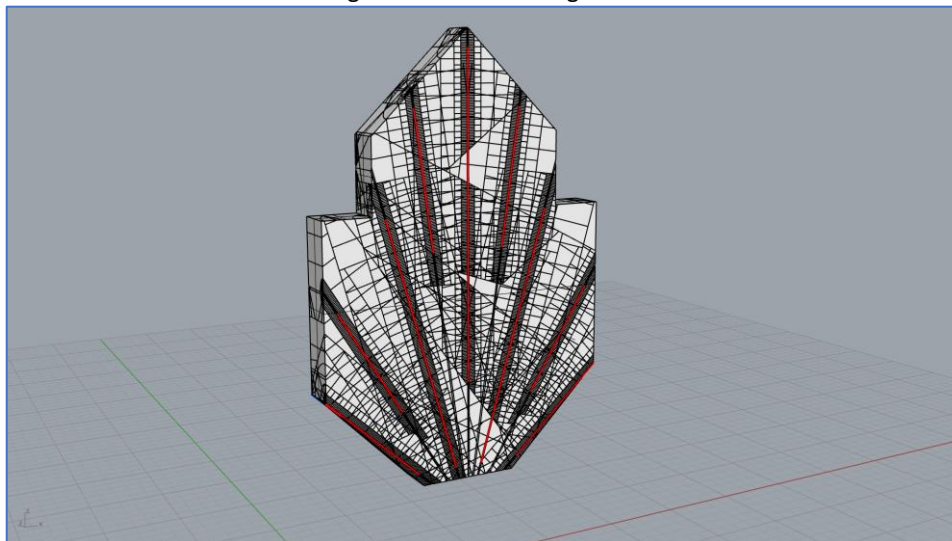


Figura 29. Resultado da fragmentação do leque.



Capítulo 6

Vibração

6. Vibração

Quando um explosivo é detonado num furo, é libertada rapidamente uma grande quantidade de energia num curto espaço de tempo causando um aumento significativo da temperatura e pressão.

A rocha em redor do furo funde, parte e fratura-se. A algumas distâncias da fonte de explosão começa um processo inelástico e elástico. Os distúrbios elásticos propagados pela rocha através da explosão são convertidos em ondas sísmicas.

Estas ondas são rapidamente transmitidas pelo sólido o qual volta ao seu estado original após a passagem dessas mesmas ondas.

São formados vários tipos de ondas sísmicas que podem ser divididas em 2 categorias: ondas de corpo e ondas de superfície.

As ondas de corpo, por sua vez, podem ser divididas entre ondas primárias, que são ondas compressivas que alteram o volume do corpo sem alterar a sua forma e ondas secundárias que são ondas de cisalhamento e que podem alterar a forma do corpo que atravessam.

As ondas de superfície propagam-se através da superfície e causam movimento de torção no solo; estas estão divididas entre ondas Love (L), que causam movimentos transversos horizontalmente sem qualquer componente vertical e ondas Rayleigh (R), que são ondas transversais. (Bhandari, 1997)

Nas regiões próximas à detonação podem sentir-se efeitos da passagem das ondas sísmicas provocando assim distúrbios emocionais ao ser humano assim como à fauna.

No entanto estas ondas podem ser severamente destrutivas e afetar estruturas, danificando-as ou destruindo-as. Por isso, uma monitorização e previsão constante é necessária por parte do engenheiro responsável. Fazer esta previsão correta é não só um dever cívico e um direito da população o requerer, assim como é economicamente mais viável para toda a operação evitar danos colaterais através de vibrações indesejadas, que legalmente o terão de consertar ou reconstruir. (Persson & Holmber, n.d.)

De acordo com Sarsby (2000) a distância vai contribuir para uma diminuição das vibrações e é influenciada pelos seguintes fatores:

- expansão geométrica das ondas no maciço;

- progressiva separação das três componentes (que provém das diferentes velocidades de propagação);
- presença de descontinuidades nos maciços;
- o atrito interno dinâmico característico das rochas.

6.1 Holmberg-Persson Modelo

A abordagem Holmberg-Persson é baseada no facto de que os danos no maciço derivados da explosão estarem relacionados com o pico de velocidade da partícula associada às ondas sísmicas produzidas por esta.

Atualmente, a abordagem de Holmberg-Persson requer a medição do pico de velocidade das partículas em vários locais resultantes de uma fonte explosiva conhecida. O objetivo é a determinação das características de atenuação do maciço rochoso numa determinada direção e para um determinado tipo de explosivo.

O modelo Holmberg-Persson é essencialmente uma abordagem estática, pois é independente do tempo. Não considera a influência do VOD explosivo.

Equação 34

$$PPV = K \left[\left(\frac{l}{r_0} \right) \left(\tan^{-1} \left(\frac{H + x_s - x_0}{r_0} \right) + \tan^{-1} \left(\frac{x_0 - x_s}{r_0} \right) \right) \right]^\alpha$$

$$PPV = K[\alpha]^\alpha$$

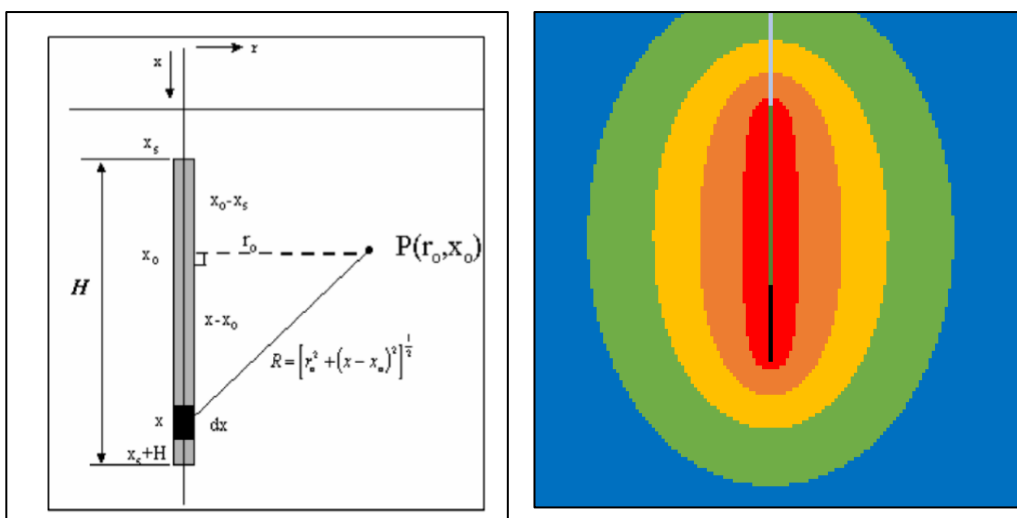


Figura 30. (Torbica & Lap, 2015) Adaptado , Calculo visual do %PPV_{breakage}

O modelo vai permitir medir a libertação de energia em redor dos furos. Com esta medição é realizado o esboço na fig.31, que permite calcular a %PPVbreakage; fator chave para a previsão de fragmentação para o FRAGMENTO. Com esta avaliação podemos verificar se existem furos sobre carregados ou subcarregados.

A %PPVbreakage vai ter influência no cálculo do fator de uniformidade das partículas. Na figura 26a, relativa ao desmonte, será obtido um valor de uniformidade pequeno pois as partículas terão todas o mesmo tamanho ou tamanho muito semelhante, enquanto em 31b devido a cargas sub-dimensionadas, existem zonas representadas a azul que terão uma fragmentação muito pouco elevada podendo existir formação de grandes blocos.

Por esse motivo se justifica a necessidade de se realizar um bom design para o *Ringblast* e a necessidade da realização de simulações 3D no software que se encontra em desenvolvimento, complementando esta simulação com um controlo QA/QC com o uso da aplicação de telemóvel e da sonda de desvio.

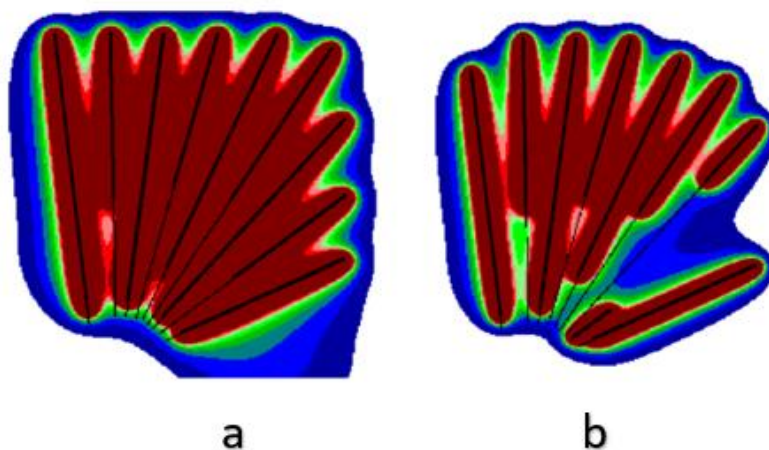


Figura 31 Distribuição do PPVbreakage no desmonte.

6.2 Langefors e Kihstrom Model (far-field)

A escavação de túneis em rocha dura é difícil de ser levada a cabo sem a utilização de explosivos. No caso deste método de escavação, a rocha circundante que representa as paredes do túnel é danificada por esses mesmos explosivos.

A forma como o plano de fogo é concebido determina quão danificado será o maciço rochoso circundante. Muitas pesquisas têm sido conduzidas para descrever e quantificar os danos causados pela explosão do maciço rochoso circundante e muitas técnicas têm sido inventadas para

prevenir estes danos. Muitos testes foram conduzidos pela Swedish Rock Engineering Research Organization (SveBeFo) e estes testes ofereceram novas explicações sobre como ocorre a quebra de rochas por explosivos.

Em (Cardu et al., 2019) foram realizados 12 casos de estudo no qual foram usados os mesmos parâmetros de rocha, de modo a comparar 4 modelos de vibração no qual está incluído o modelo em estudo (Langefors-Kihlstrom).

Equação 35

Ambraseys - Hendron (1968) :

$$ppv = K \times \left(\frac{R}{Q_{max}^{1/3}} \right)^{-n}$$

Duvall e Petkof – USBM (1959) :

$$ppv = K \times \left(\sqrt{\frac{R}{Q_{max}}} \right)^{-n}$$

Langefors – Kihlstrom (1973) :

$$ppv = K \times \left(\sqrt{\frac{Q_{max}^{\frac{3}{2}}}{R^2}} \right)^n$$

Indian standard Institution (1973) :

$$ppv = K \times \left(\frac{Q_{max}^{\frac{3}{2}}}{R^2} \right)^n$$

Segundo o estudo referido, as correlações Langefors-Kihlström e USBM são mais confiáveis quando os testes do desmonte não estão disponíveis. Isto é, quando não existem registos de vibração resultantes do desmonte.

Por imposição externa à empresa, a opção de escolha de uso do modelo será o modelo de vibração Langefors-Kihlström, por isso será este modelo escolhido a usar na previsão de vibração no caso de estudo para medições *Far-field*¹².

¹² Longas distâncias

6.3 Airblast

Airblast é um importante perigo em alguns métodos de mineração, ocorre quando uma queda do solo força o ar para fora da escavação subterrânea, pode ocorrer em qualquer mina que cria grandes exemplos de aberturas subterrâneas: mineração de longwall¹³ e escavação de blocos.

É cada vez mais importante ser capaz de prever e reduzir a vibração do solo e a *airblast*¹⁴ para que as operações da mina possam atender aos seus requisitos ambientais. A vibração observada e o jato de ar em qualquer local de monitorização são influenciadas por variáveis como a densidade e o tipo de explosivo usado por atraso, a sequência de tempo de atraso, dispersão nessa sequência.

A medição e previsão dos níveis de *airblast* não influencia diretamente nas estruturas em redor da exploração, mas perturba o bem-estar humano.

A *airblast* pode resultar dos seguintes quatro mecanismos associados com o desmonte:

- 1) Impulso de pressão do ar (APP): movimento repentino de rocha que provoca deslocamento do ar;
- 2) Impulsão de libertação do gás (GRP): a ventilação ou libertação de gases através da rocha fragmentada diretamente na atmosfera;
- 3) Impulso libertação do tamponamento (SRP): gás ejetado pela libertação do tamponamento,
- 4) Impulso da libertação da rocha (RPP): a componente vertical da superfície do solo conforme a onda de vibração sísmica do solo se aproxima de uma estrutura

Quando um explosivo é detonado é libertada uma onda de pressão na atmosfera e a onda perde intensidade ao longo da distância assim como a voz de uma pessoa. As ondas de som transmitem-se no ar a uma velocidade muito menor do que as ondas no solo, e são afetadas pela temperatura e a direção de correntes de ar.

¹³ Uma forma de mineração subterrânea de carvão.

¹⁴ Onda de pressão de ar derivada do desmonte.

Capítulo 7
Caso de estudo

7. Caso de estudo

Um caso hipotético foi usado para comparar os modelos de fragmentação para *Ringblast*, sendo que para comparar modelos de fragmentação para túnel foi usado um caso prático com resultados da curva real obtida.

7.1 *Kuz-Ram vs KCO*

Para o estudo dos modelos de fragmentação em túnel foi utilizado um caso real da mina de Kittila na Finlândia que é propriedade da Agnico-Eagle Mines Limited e é dedicada à mineração de ouro.

A secção do túnel tem uma área de 27,7m² em rocha vulcânica e podemos encontrar na tabela10 todos os parâmetros usados na execução do plano de fogo e na tabela 9 os parâmetros que afetam as diferentes secções do túnel.

7.1.1 Geologia da mina de Kittila na Finlândia

A região em torno da mina de Kittila é subjacente por rochas vulcânicas e sedimentares de Kittila Greenstone Belt que tem uma tendência de norte para norte-nordeste e são quase verticais. Este Kittila Greenstone Belt é semelhante àqueles que hospedam os depósitos canadianos na região de Quebec's Abitibi e Nunavut.

O contacto entre zona rica em ferro e zona sedimentar vulcânica rica em magnésio consiste numa zona de transição (the "Porkonen Formation") variando entre 50 e 200 m de espessura. Esta zona está severamente fraturada, caracterizada por uma intensa alteração hidrotermal e mineralização do ouro; características consistentes com as principais zonas de deformação dúctil frágil. A zona faz parte de uma grande zona orientada a norte-nordeste (the "Suurikuusikko Trend"). A Formação Porkonen acolhe o depósito de ouro Kittila, que contém múltiplas zonas mineralizadas que se estendem por um comprimento superior a 25 km.

Tabela 8. Plano de fogo para as quatro secções do túnel.

	Parâmetros	Mina Finlândia
Quadrado	Nº de furos	14
	Volume explosivo cm ³	7204
	kg/ furo	7,6
	densidade(kg/m ³)	1,05
Soleira	Nº de furos	7
	Volume explosivo cm ³	5757
	kg/ furo	6,08
	densidade(kg/m ³)	1,05
Produção	Nº de furos	22
	Volume explosivo cm ³	5033
	kg/ furo	5,3
	densidade(kg/m ³)	1,05
Contorno	Nº de furos	21
	Volume explosivo cm ³	4490
	kg/ furo	4,8
	densidade(kg/m ³)	1,05
	Tamponamento	1,9

Tabela 9. Plano de fogo do túnel.

Descrição	Parâmetros	Mina Finlândia
Desenho	largura(m)	5,3
	altura(m)	4,5
	flecha(m)	1
	diâmetro perfuração (mm)	48
	diâmetro vazio(mm)	140
	long. Perfuração(m)	5
	tamponamento(m)	1,9
explosivo	densidade(g/cm ³)	1,9
	calor explosão (MJ/kg)	3.19
Desenho	Área(m ²)	27,7
	furos carregados	64
	furos vazios	3
	avanço(m)	4,8
Explosivo	kg de explosivo	370,5
	booster (150g kg/m ³)	9,45
	total (kg)	379,95
Geral	volume(m ³)	139
	metros perfurados(m)	315
	perf. especifica(m/m ³)	2,3
	carga especifica(kg/m ³)	2,73

Na seguinte figura (fig.32) foi elaborado o plano de perfuração executado no desmonte do túnel.

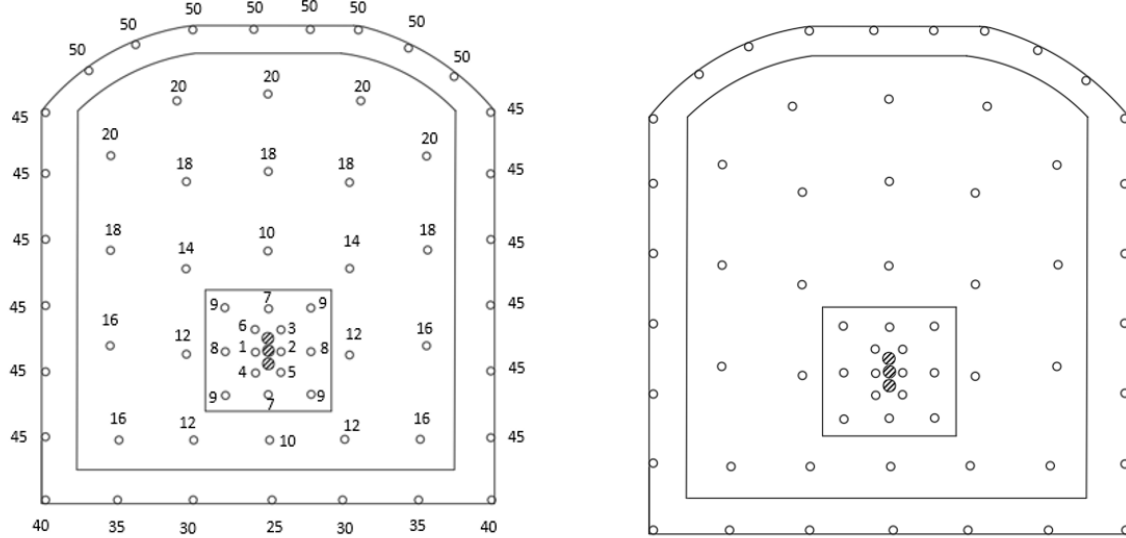


Figura 32. Geometria de furação do túnel em estudo.

Foi realizada, neste caso de estudo, a medição da fragmentação da pilha com a ferramenta *Split desktop* que faz a análise a partir de uma foto da pilha depois de desmontada de modo a medir as partículas fragmentadas e gerar uma curva granulométrica.

Foi realizada uma comparação entre o modelo Kuz-Ram e Swebrec para avaliar qual dos modelos é capaz de produzir uma curva mais aproximada à curva obtida pelas fotos recolhidas e trabalhadas em campo.

O fator rocha pode ser calibrado com a recolha de fotos para construção da curva granulométrica. A calibração vai permitir que os modelos sejam mais eficientes e consigam gerar curvas mais semelhantes à real nos desmontes futuros.

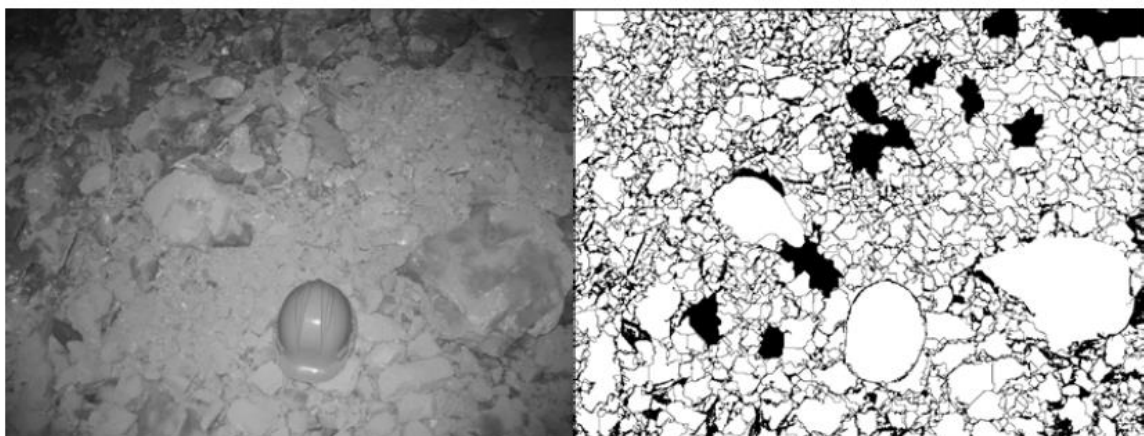


Figura 33. Fotos usadas no Split Desktop.

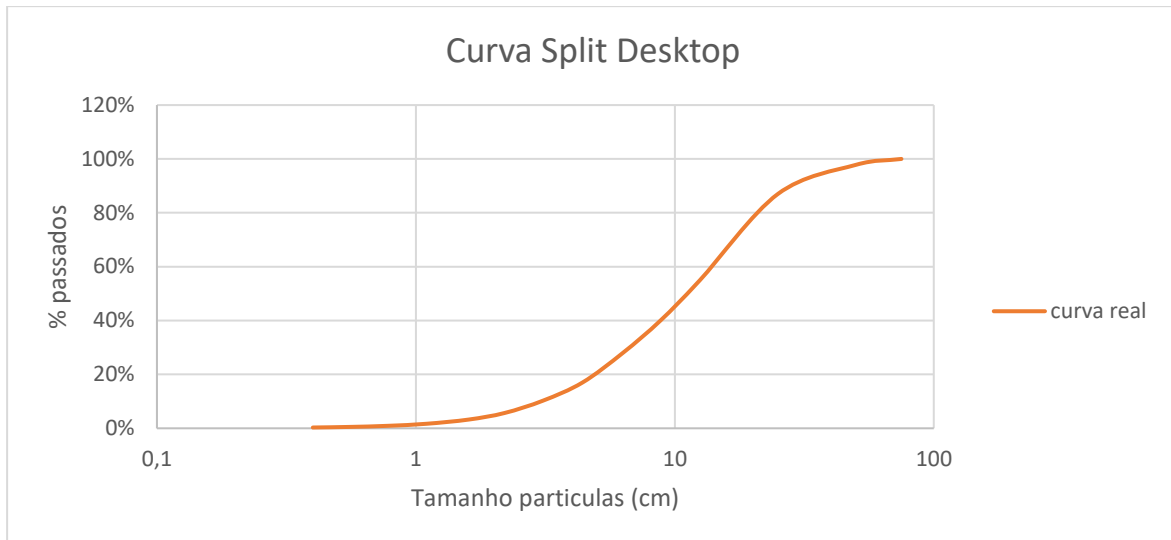


Figura 34. Curva real do desmonte usando no Split Desktop.

Para usar o modelo Kuz-Ram e o modelo Swebrec em mineração subterrânea foi dividida a pega em 4 secções: caldeiro, soleira, contorno e teto. Cada uma destas secções tem uma carga específica diferente o que vai levar a um desmonte com características diferentes. Uma curva granulométrica foi calculada para as diferentes secções.

Depois de modelarmos a curva granulométrica para cada secção foi executada uma média ponderada com a quantidade de volume obtido a partir de cada secção desmontada de modo obter-se uma curva granulométrica resultante que representará o desmonte completo.

7.1.1.1 Curvas das diferentes secções em estudo

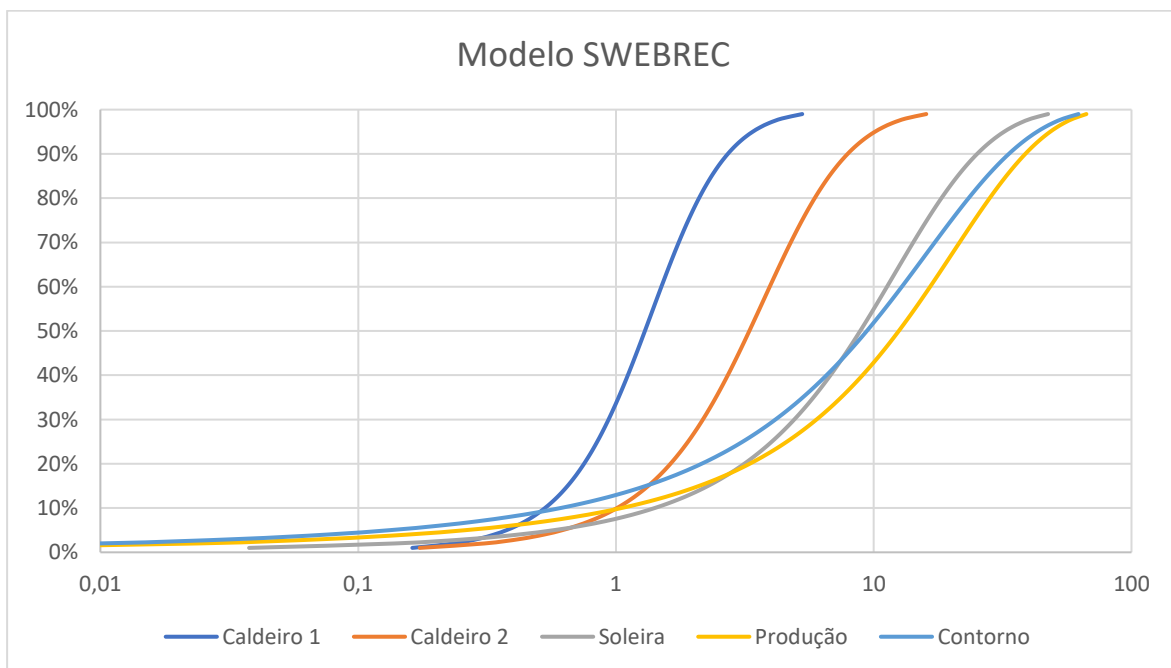


Figura 35 Resultados das diferentes secções com modelo Swebrec

De acordo com a figura 35, a secção do caldeiro é que produz mais quantidade de finos devido à sua alta carga específica, mas como também a secção ocupa pouco volume vai ter pouco influência na curva final, a curva (produção) é a curva que mais vai influenciar na modelação da curva total, devido ao seu grande volume ocupado.

A curva unida das secções é obtida a partir de uma correlação entre os tamanhos e as suas percentagens com o volume ocupado de cada de secção. O volume é obtido multiplicando a área da secção do túnel com o avanço.

No modelo Swebrec, segundo ensaios realizados por (F. Ouchterlony & Sanchidrián, 2019) a modelação de finos é mais eficaz que a modelação de finos do modelo Kuz-Ram.

7.1.1.2 Curva completa Swebrec

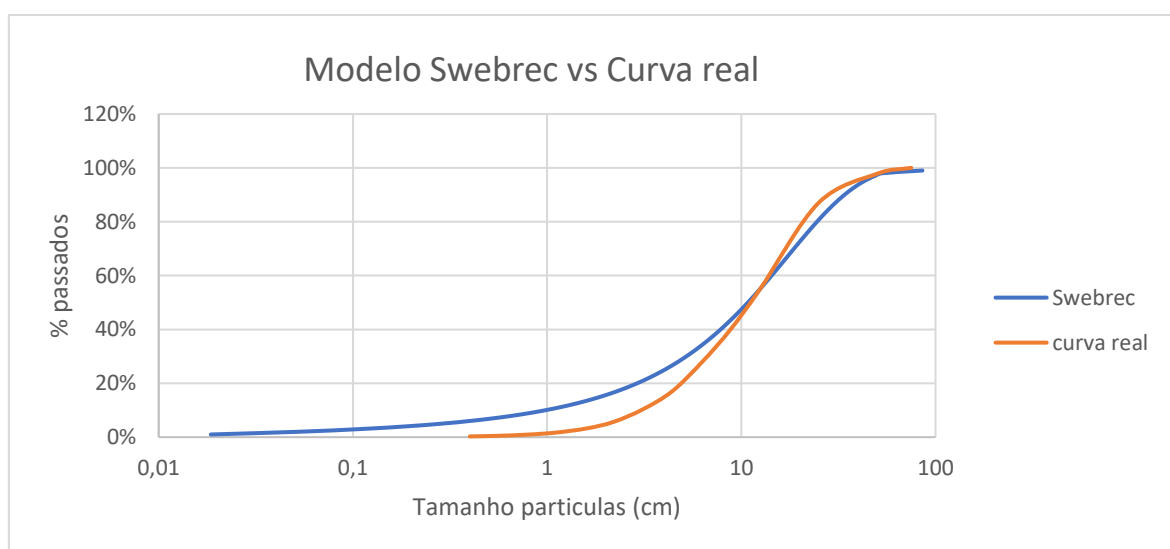


Figura 36. Previsão das curvas granulométricas Swebrec vs Real.

7.1.1.3 Curva secções Kuz-Ram

Tal como acontece no modelo Swebrec, o método usado para poder reunir as curvas numa curva granulométrica resultante foi a utilização da média ponderada das áreas de influência de cada secção.

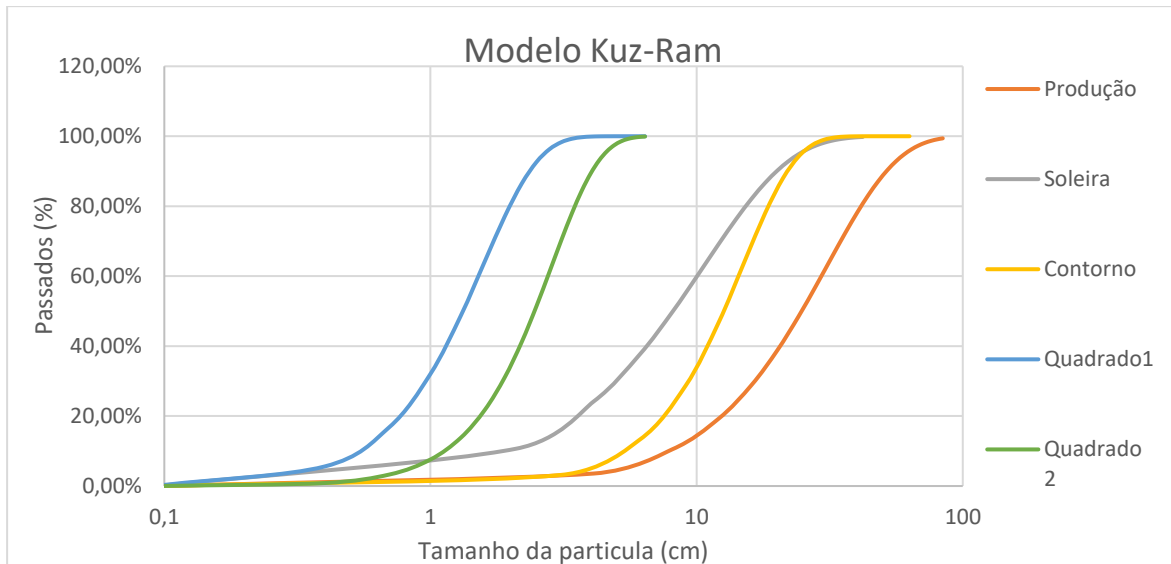


Figura 37. Resultados das diferentes secções com modelo Kuz-Ram.

7.1.1.4 Curva completa Kuz-Ram

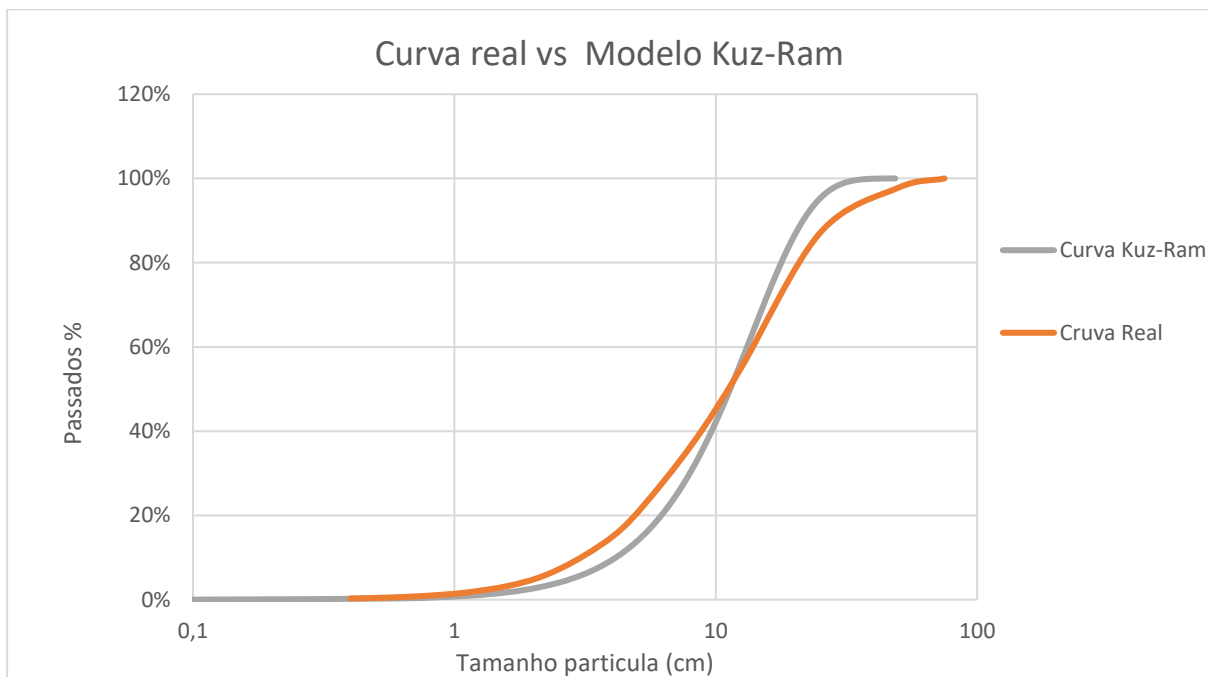


Figura 38. Previsão das curvas granulométricas Kuz-Ram vs Real.

7.1.1.5 Comparação das duas curvas

Os dois modelos completam-se: comparando os resultados dos dois com a curva real, o modelo Kuz-Ram modela melhor a curva de finos enquanto o modelo Swebrec modela melhor a zona de grossos superior X_{50} , no entanto a curva real foi definida a partir de fotogrametria que não consegue fazer uma previsão completa da zona dos finos, pois esta modela partícula a partícula não conseguindo por vezes identificar partículas com tamanho inferior.

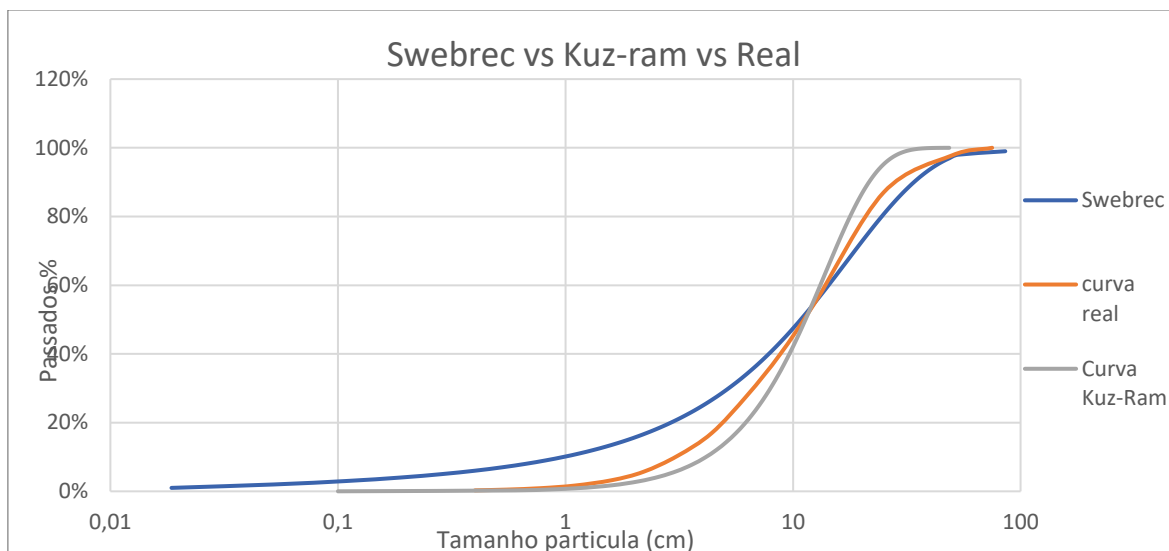


Figura 39. Comparação dos resultados obtidos dos modelos com a curva real.

7.2 Fragmento vs Veljko

Depois de apresentados os dois modelos para previsão de fragmentação usando a técnica de leque em *sublevel caving*, vai ser realizada a modelação da seguinte massa mineral (fig.40) com o afastamento de 1m e com 11 furos com cargas diversas. Com o objetivo de entender como se comportam as curvas granulométricas dos dois modelos, nas tabelas 10 e 11 estão descritos as quantidades de explosivos e a geometria dos furos. As duas são abordagens diferentes; enquanto o *FRAGMENTO* usa o índice de uniformidade e uma equação Rosin-Rammler para descrição da zona de grossos, o modelo Veljko modela como a massa mineral se vai fragmentar peça a peça.

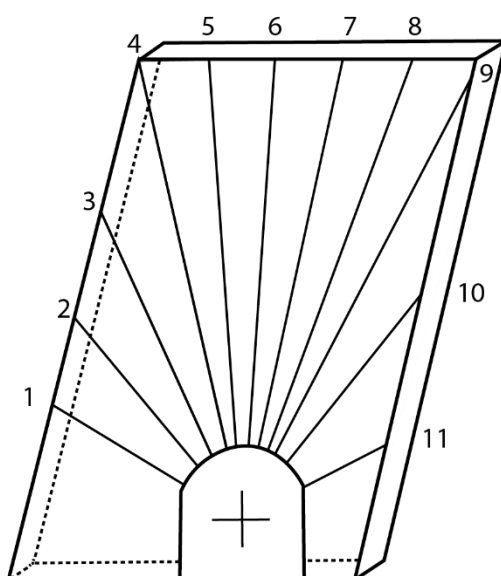


Figura 40. Plano de fogo usado em Ringblast para comparação dos modelos.

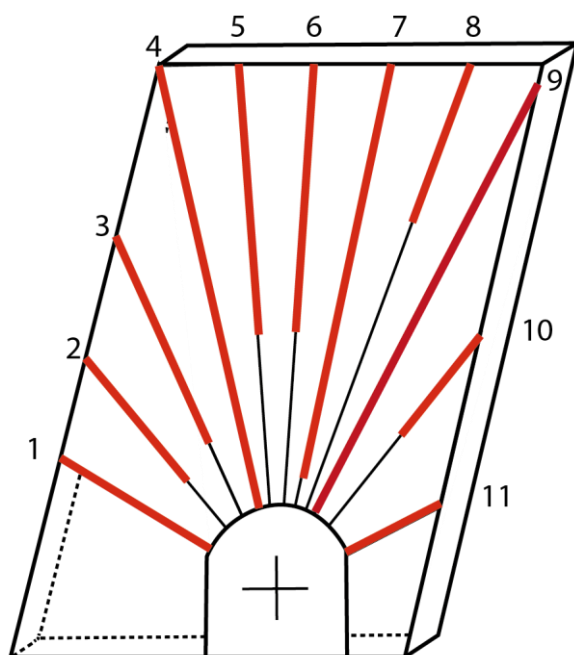


Figura 41. Plano de fogo completo da massa mineral a desmontar.

Na figura 41 estão representados os 11 furos que completam o *Ringblast* com as cargas de explosivo desenhadas a vermelho.

Tabela 10. Comprimento e inclinação dos furos.

Furo nº	Comprimento(m)	Inclinação (%)
1	3,92	148
2	4,96	127
3	6,86	112
4	10,44	100
5	10,15	92
6	10,05	86
7	10,24	78
8	10,75	70
9	11,42	63
10	5,63	52
11	2,46	28

Todos os furos têm um comprimento diferente e inclinação diferente o que dificulta a execução dos mesmos. Deve ser efetuada uma medição dos desvios com uma sonda de desvio e um controlo de *QA/QC* controlo qualidade e segurança da quantidade de explosivo que é carregado.

Tabela 11. Comprimento e quantidade da carga explosiva.

Furo nº	Comprimento da Carga (m)	Quantidade explosivo(kg)
1	3,21	9,81
2	2,8	8,56
3	3,78	11,54
4	9,72	29,68
5	4,82	14,72
6	9,28	28,36
7	4,63	14,14
8	4,39	13,41
9	10,71	32,72
10	2,27	6,93
11	1,67	5,1

7.2.1 FRAGMENTO

Na figura 42 encontram-se os resultados da medição do % PPV_{breakage} obtida através do cálculo do PPV_{critico} que permitiu calcular o valor de PPV_{breakage} de 5159 mm/s. Valores inferiores a estes que atravessem a rocha não têm capacidade para fraturar a rocha.

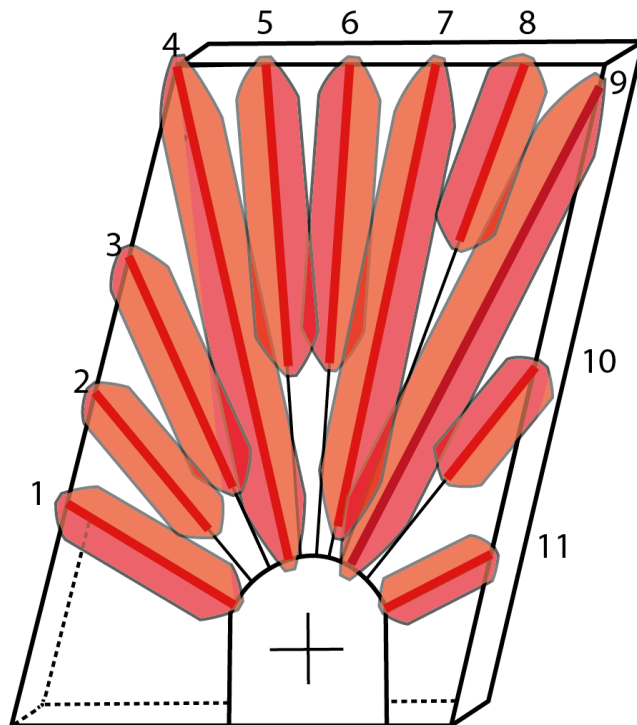


Figura 42. Resultado da %PPV_{breakage} do desmonte.

7.2.2 Modelo Veljko

A modelação Veljko realizada no software Rhino 3D demora várias horas a realizar, uma vez que a medição é feita partícula a partícula. Foram analisadas cerca de 20.000 partículas na seguinte modelação observada na figura 43.

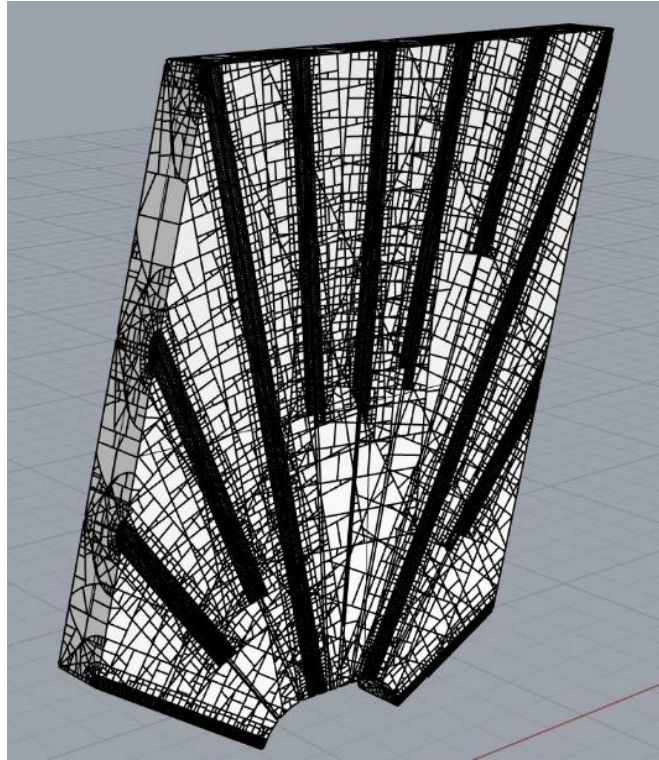


Figura 43. Modelação 3D do caso de estudo usando o modelo Veljko.

Na primeira modelação, o furo 7 continha carga em minoria e depois de realizada a simulação é possível visualizar a formação de grande blocos entre os furos 6, 7 e 8. Para contrariar esta mal formação a carga foi aumentada de modo a que a energia de influência fosse maior e não existisse a formação de grandes blocos.

Nas seguintes imagens podemos observar na primeira a distância entre fraturas de 0,8m que também tem influência no modelo FRAGMENTO, no entanto no modelo Veljko estas estão espaçadas no maciço com as devidas orientações. Na segunda imagem estão representados todos os fragmentos desmontados no maciço rochoso e a sua Crushzone em redor dos furos.

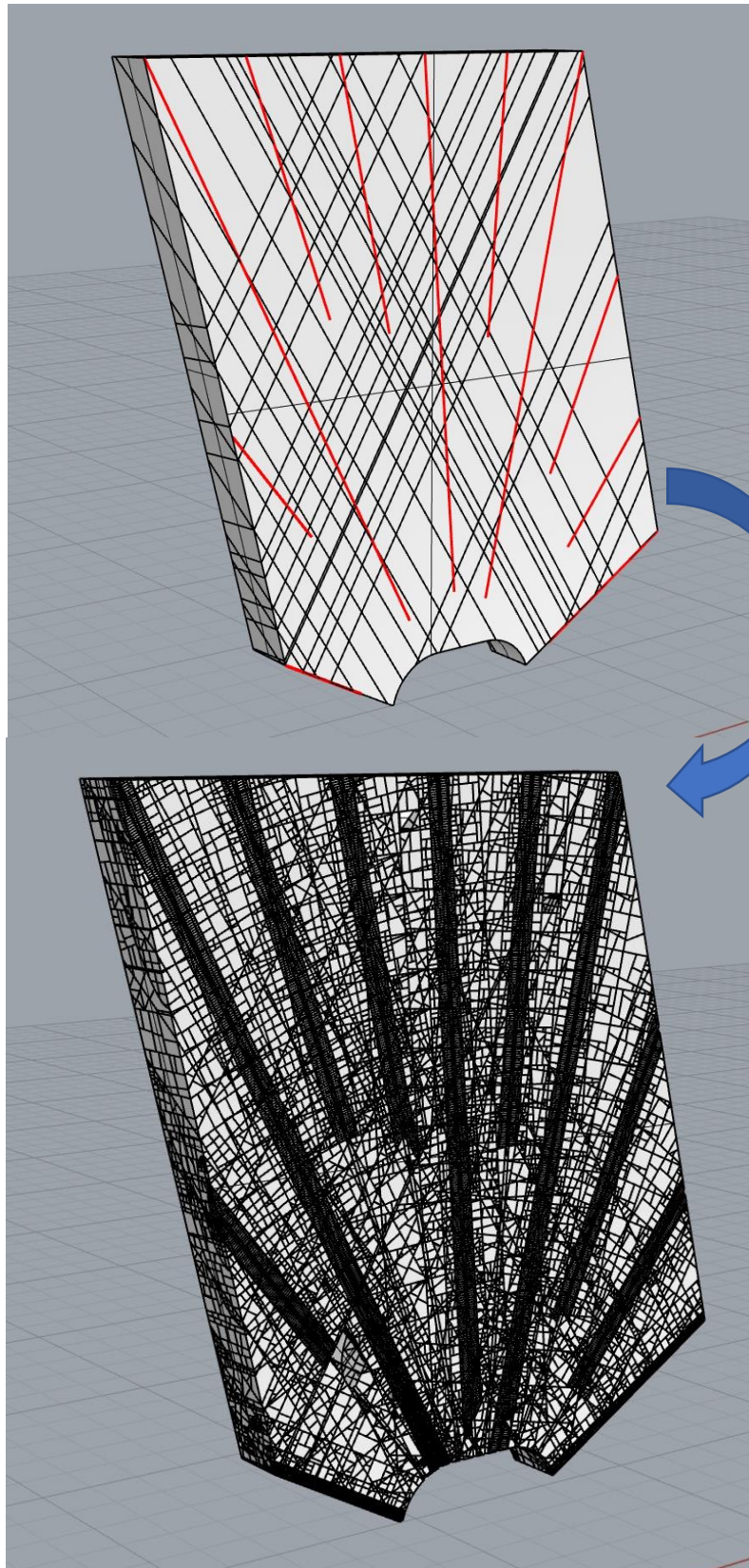


Figura 44. Desmonte simulado com o modelo Veljko (a e b).

7.2.2.1 Comparação FRAGMENTO e Veljko

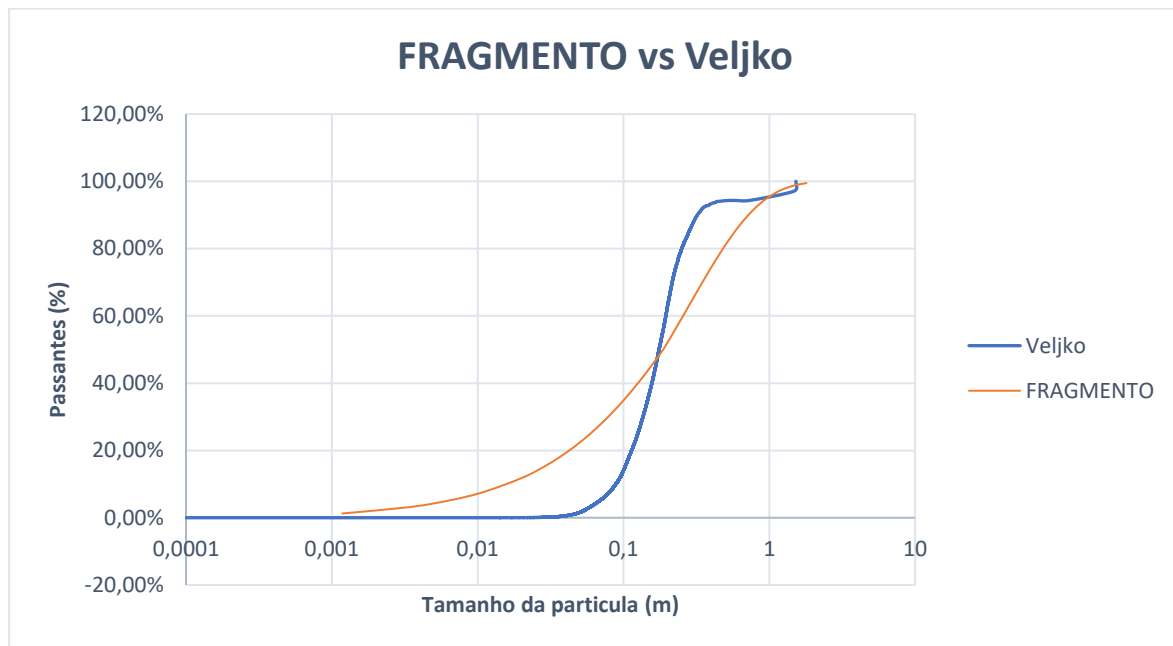


Figura 45. Comparação de resultados entre modelo FRAGMENTO e Veljko.

De acordo com o gráfico de comparação pode ser observado (fig. 45) que as duas curvas têm algumas discordâncias, mas sem a curva real não se poderá definir qual a mais correta. Os valores do topo da curva, ou seja, do X_{100} o máximo tamanho das partículas são semelhantes e começam a diferir a partir dos 95% dos passados até que voltam a entrar em concordância na medição do X_{50} , onde existe a percentagem de 50% de material passante. De acordo com teste realizados e apresentados anteriormente o modelo Veljko comparado com dados reais realizou uma medição quase correta do tamanho das partículas acima do X_{50} , mas falha na medição das partículas finas.

Os dados usados para o valor X_{intu} foi de 0,8m para os dois, no entanto no modelo Veljko a direção das descontinuidades é tida em conta enquanto no modelo FRAGMENTO apenas as distâncias entre elas.

O modelo Veljko não utiliza valores de UCS em consideração, ao passo que na curva do modelo FRAGMENTO o valor de UCS tem um grande peso na modelação da curva: valores mais altos de UCS levariam a curva de entrar conformidade com a curva Veljko. Maiores valores de UCS são responsáveis pela produção de material mais grosseiro.

Como o modelo Veljko faz uma leitura de partícula a partícula numa modelação 3D, partículas mais pequenas de tamanha inferior na casa dos milímetros apresentam-se mais difíceis de modelar.

No modelo FRAGMENTO é calculada a percentagem de material de granulometria inferior a 1,18mm com base no modelo *Crush zone* em redor dos furos tendo em conta a pressão de detonação em redor de este obtendo um valor de 3,88% de material passante.

Em ambos foram usados valores para o *burden* de 1m e um volume total a desmonte de 100 m³.

7.3 Possíveis Misfires e desvios

Na seguinte figura está exemplificado um possível exemplo de como o desvio dos furos e a existência de *misfires*¹⁵ estão conjugados.

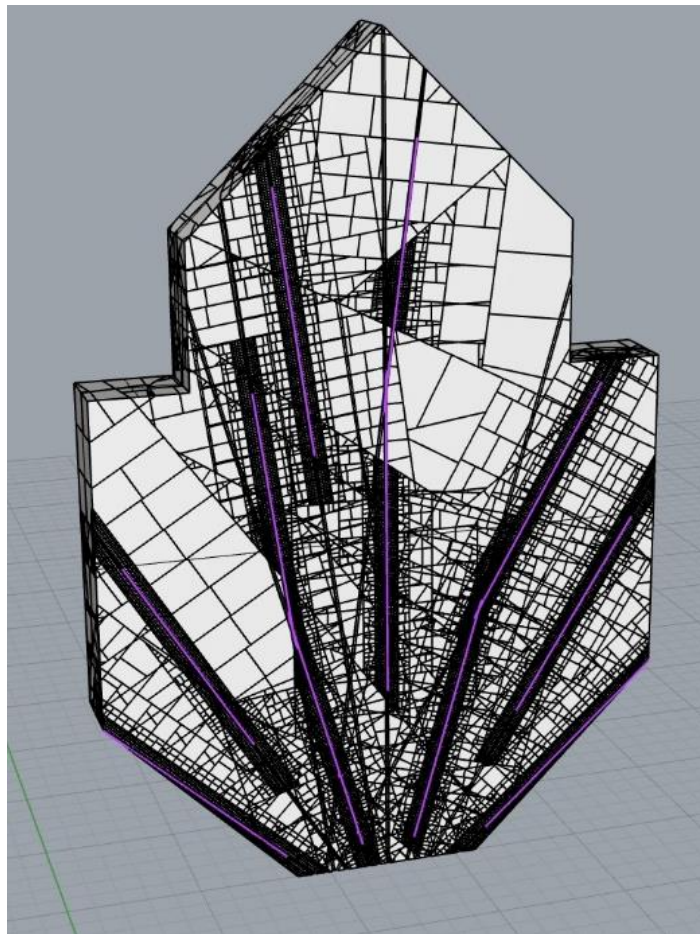


Figura 46. Representação do desmonte com desvios e misfires.

Quando existem estes problemas de desvio, as cargas podem não detonar por simpatia não sendo possível ocorrer o desmonte completo, criando assim a existência de zonas que não são totalmente fragmentadas dando origem ao aparecimento de grandes blocos.

¹⁵ Tiros falhados no desmonte

Este evento leva a um aumento significativo nas operações de desmonte secundário e transporte. Uma forma de controlar e evitar estes graves problemas será identificar com uma sonda os desvios dos furos, de modo a redimensionar o plano de fogo.

Com o uso do modelo Veljko e efetuada alguma recolha de dados de campo é possível fazer uma quase correta previsão da fragmentação e incorporar os desvios do furo na modelação.

Esta nova modelação permite observar que o maior tamanho na curva granulométrica iria aumentar diminuindo assim também o índice de uniformidade da curva granulométrica o que aproximaria a curva Veljko à curva exprimida pelo modelo FRAGMENTO.

7.4 Previsão da Vibração

Para a execução da previsão de vibração precisamos do valor K e n, que são valores do maciço rochoso onde o desmonte vai atuar.

Neste caso como não havia informação dos valores K e n do maciço onde foi executado o *túnel*, foram tomados em consideração os mesmos valores dos parâmetros obtidos para o *Ringblast*.

Na seguinte tabela (tab.12) estão indicados os valores de carga máxima no eixo das abcissas e a distância no eixo das ordenadas. Se a carga máxima a detonar instantaneamente for de 10 kg e o limite PPV para a estrutura for de 12 mm/s, a estrutura estará segura se estiver situada a uma distância de 300m.

No entanto para *Ringblast* onde a carga máxima tem valores mais elevados, um valor de 32,5kg de carga máxima uma estrutura com limite de 12mm/s estaria mesmo a uma distância de 1000m da detonação, com valores acima dos recomendados podendo assim sofrer danos colaterais como fissuras nas paredes.

Tabela 12. Valores previsto de PPV em relação com distancia e carga.

		PPV (mm/s)										
Distância (m)	1000	0,9	2,9	5,9	9,7	14,3	19,7	25,8	32,5	39,9	47,9	56,5
	900	1,0	3,3	6,7	11,0	16,2	22,3	29,1	36,7	45,1	54,1	63,9
	800	1,1	3,8	7,6	12,6	18,6	25,5	33,4	42,1	51,7	62,1	73,2
	700	1,3	4,4	8,9	14,7	21,7	29,8	38,9	49,1	60,3	72,4	85,5
	600	1,6	5,3	10,7	17,6	25,9	35,6	46,6	58,8	72,1	86,6	102,3
	500	1,9	6,5	13,2	21,7	32,0	44,0	57,5	72,6	89,1	107,0	126,3
	400	2,5	8,4	17,1	28,2	41,5	57,0	74,5	94,0	115,4	138,7	163,7
	300	3,5	11,8	23,8	39,3	58,0	79,6	104,1	131,3	161,2	193,6	228,5
	200	5,6	18,8	38,1	62,9	92,8	127,4	166,6	210,1	257,9	309,8	365,7
	150	7,9	26,3	53,2	87,8	129,5	177,8	232,6	293,4	360,1	432,6	510,6
	100	12,6	42,1	85,2	140,6	207,3	284,6	372,2	469,6	576,4	692,4	817,2
	50	28,2	94,0	190,4	314,1	463,2	636,1	831,8	1049,3	1288,0	1547,1	1826,2
	25	62,9	210,1	425,5	701,9	1035,0	1421,3	1858,6	2344,7	2878,1	3457,1	4080,8
	0	5 kg	10 kg	15 kg	20 kg	25 kg	30 kg	35 kg	40 kg	45 kg	50 kg	55 kg
		Carga (kg)										

Capítulo 8
Conclusões

8. Conclusões

É de alta prioridade que o setor mineiro acompanhe o desenvolvimento tecnológico e consiga superar o uso de métodos arcaicos para realização dos projetos, sendo que isso só é possível acontecer se desde o início do processo de ensino forem sendo transmitidos aos alunos estas ferramentas tecnológicas. Assim se justifica a necessidade de criação de um software UG inovador com o acesso as tecnologias mais recentes.

A criação desta ferramenta permite ao técnico otimizar e melhorar as práticas do dia a dia. Desta forma, o objetivo do desenvolvimento da ferramenta é o de facilitar as tarefas de um trabalhador tanto no escritório como na mina ou lavaria, com o intuito de ser uma ferramenta intuitiva e de fácil utilização, mas com capacidade de responder aos problemas mais complexos.

No entanto, para que estas ferramentas funcionem com precisão todos os valores *input*, como sejam os valores geomecânicas e geotécnicos relacionados com o maciço tem de ser executados com rigor, valores como UCS, velocidade da onda p, resistência à tração da rocha, X_{insitu} vão ter um peso muito grande no cálculo dos parâmetros para desenvolvimento da modelação como o Crushzone e índice de uniformidade da curva, e o cruzamento destes valores com os valores de carga e comprimento dos furos assim como os desvios devem ser recolhidos em campo com recursos a ferramentas QA/QC de modo a que a modelação seja o mais próxima da realidade possível.

Trabalhos com Wipfrag e Splitdesktop devem ser realizados em todos os desmontes de modo a comparar os resultados obtidos na realidade com os resultados modelados para fragmentação, de modo a corrigir-se valores dos parâmetros usados como *input*, tal como o valor do fator de rocha, permitindo um pensamento crítico com os resultados apurando todas as possibilidades que podem levar à diferença da curva granulométrica modelada e obtida na realidade. Exemplo disto seria a realização de fotos de baixa qualidade que podem levar a erros grosseiros de fragmentação e ocorrência de misfires no desmonte. O uso de uma ferramenta como Wipfrag ou Splitdesktop tem a limitação inerente ao facto de não serem totalmente corretas na medição de material fino. Quando tirada a fotografia para medição do tamanho das partículas não se pode concluir qual o tamanho das partículas do fundo da pilha e a quantidade de poeiras que são formadas e não são registadas na fotografia.

Os modelos estudados para abertura de túnel são modelos usados e desenvolvidos para uso em céu aberto com frente livre. No entanto os resultados obtidos não ficaram longe do esperado.

Este trabalho não acaba aqui; será preciso realizar mais trabalhos complexos para estudar mais profundamente os modelos. Devido à falta de literatura disponível, mas também por ser um tema complexo e de pouco estudo foi difícil conseguir entrar no detalhe desejado.

Podemos concluir então que o uso do modelo Swebrec é o mais indicado para prever a fragmentação no desmonte em túnel e ser aplicado no software. Uma vez comparada a curva real com a modelada, os valores acima de X_{50} das curvas atingem valores de alta precisão. No entanto a modelação não é tão semelhante na zona dos finos (valores menores do X_{50}), mas como já referido a modelação da curva real a partir de fotogrametria não permite medir exatamente a quantidade de material mais fino, onde na modelação Swebrec a uniformidade das partículas é menor estendendo-se a zona de material fino mais do que na curva real. No próprio software será permitida a escolha entre o uso dos dois modelos permitindo o utilizador escolher qual o modelo que pretende usar.

Na previsão para o desmonte em Ringblast o modelo FRAGMENTO será o escolhido para realizar a modelação da curva pois o modelo Veljko devido à sua grande complexidade de utilização demoraria muito tempo a modelar, sendo que o objetivo do software é obter resultados rápidos e eficazes. Não descredibilizando, contudo, os resultados obtidos na curva Veljko, não podendo concluir com certeza qual o melhor devido à falta de resultados reais neste caso.

É preciso tomar em consideração que os modelos estudados são modelos estatísticos que não utilizam o tempo dos retardos como parâmetro para a modelação, no entanto o tempo dos disparos vai ter influência na fragmentação da rocha.

Desenvolvimentos futuros:

O trabalho realizado não se encontra completo pois a ferramenta continua em desenvolvimento. Este documento representa um estudo prévio que será parte integrante do material científico e tecnológico a ser utilizado durante o desenvolvimento do software.

De uma forma sintética, apresenta-se em seguida aquelas que julgamos serem importantes tarefas a desenvolver futuramente:

- Estudo futuro com recolha de vários dados de desmonte em ringblast e túnel com os devidos parâmetros do plano de fogo e geotécnico para voltar a repetir-se o estudo, visto que há poucos dados disponíveis e poucas pessoas a explorar estes modelos;

-
- Corrigir fórmulas no modelo FRAGMENTO a partir de novos dados recolhidos em campo;
 - Estudar como prever *airblast* em underground;
 - Avaliar possível integração do modelo Swebrec estendido no qual terá 5 parâmetros em vez de 3 (Swebrec normal)

Referências bibliográficas

Belgrade, G. (n.d.). Model For Estimating Blasted Rock Fragmentation Prof. Dr. Slavko Torbica M.Sc. Veljko Lapcevic.

Bhandari, S. (1997). Engineering rock blasting operations (p. 388).

Cardu, M., Coragliotto, D., & Oreste, P. (2019). Analysis of predictor equations for determining the blast-induced vibration in rock blasting. *International Journal of Mining Science and Technology*, 29(6), 905–915. <https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2019.02.009>

Dotto, M. S., & Pourrahimian, Y. (2018). Effects of Fragmentation Size Distribution on Truck-Shovel Productivity. *MOL Report Nine*, 335–342.

Inc., A. E. I. A. S. G. (2017). Code of Practice Code of Practice. In *Quality* (Issue March).

López Jimeno, C. (2003a). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. In *Ingeopress* (p. 7). http://www.entornografico.com/ingeopres/Ing_119/ing119_sum.htm

López Jimeno, C. (2003b). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. In *Ingeopress* (p. 7).

Malovichko, D., Cuello, D., & Valdivia, E. (2018). Analysis of damaging seismic event on 24 December 2011 in the Pilar Norte sector of El Teniente mine. December 2011, 637–650. https://doi.org/10.36487/acg_rep/1815_49_malovichko

Mansfeld, J., & Runia, D. (David). (2010). Chapter 2. Περὶ Σχήματος Κινησεως Κόσμου. *Aëtiana* (2 Vols.) , 327–334. <https://doi.org/10.1163/ej.9789004172067.i-752.38>

Onederra, I. (2004a). A fragmentation modelling framework for underground ring blasting applications. *Fragblast*, 8(3), 177–200. <https://doi.org/10.1080/13855140412331333262>

Onederra, I. (2004b). A fragmentation modelling framework for underground ring blasting applications. *Fragblast*, 8(3), 177–200. <https://doi.org/10.1080/13855140412331333262>

Onederra, I., Mardones, F., & Scherpenisse, C. (2010). Application of stochastic approach to blast fragmentation modelling. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy, Section A: Mining Technology*, 119(4), 221–232. <https://doi.org/10.1179/1743286310Y.0000000003>

Onederra, I. (2004). Breakage and fragmentation modelling for underground production blasting applications. *IRR Drilling & Blasting 2004 Conference*, 1–19.

Onederra, Italo, & Esen, S. (2004). An alternative approach to determine the Holmberg-Persson constants for modelling near field peak particle velocity attenuation. *Fragblast*, 8(2), 61–84. <https://doi.org/10.1080/13855140412331336151>

Ouchterlony, F., & Sanchidrián, J. A. (2019). A review of development of better prediction equations for blast fragmentation. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(5), 1094–1109. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2019.03.001>

Ouchterlony, Finn. (2005). The Swebrec© function: Linking fragmentation by blasting and crushing. *Institution of Mining and Metallurgy. Transactions. Section A: Mining Technology*, 114(1), 29–44. <https://doi.org/10.1179/037178405X44539>

Persson, P.-A., & Holmber. (n.d.). *Rock Blasting and Explosives Engineering*.

Rosales-Huamani, J. A., Perez-Alvarado, R. S., Rojas-Villanueva, U., & Castillo-Sequera, J. L. (2020). Design of a predictive model of rock breakage by blasting using artificial neural networks. *Symmetry*, 12(9), 1–17. <https://doi.org/10.3390/SYM12091405>

Rosemary Ayala, & André Assis. (2016). Modelos de Fragmentação para Otimização de Projetos de Escavação em Rocha - Estado de Arte. *Anais Do VII Simpósio Brasileiro de Mecânica Das Rochas*, September 2017. <https://doi.org/10.20906/cps/sbmr-05-0002>

Subterr, E. S. (n.d.). *Escavações subterrâneas i*.

Torbica, S., & Lapcevic, V. (2016). Fragmenting of cylindrical rock specimens under explosive load: Comparison between model and laboratory results. *Mining and Metallurgy Engineering Bor*, 1, 103–114. <https://doi.org/10.5937/mmeb1601103t>

Torbica, S., & Lapčević, V. (2018). Rock fracturing mechanisms by blasting. *Podzemni Radovi*, 32:15–31. <https://doi.org/10.5937/podrad1832015t>

Zou, D. (2017). *Theory and Technology of Rock Excavation for Civil Engineering*. In Springer (Vol. 42, Issue 7. <https://doi.org/10.1134/1.1131370>

Torbica, S., & Lapčević, V. (2016). Fragmenting of cylindrical rock specimens under explosive load: Comparison between model and laboratory results. *Mining and Metallurgy Engineering Bor*, 1:103-114.

Torbica, S., & Lapčević, V. (2018). Rock fracturing mechanisms by blasting. *Podzemni radovi*, 32:15-31.

Torbica, S., Lapcevic, V. Model for estimating blasted rock fragmentation. In: *SGEM Geoconference on Science and Technologies*. In: *Geology, Exploration and Mining*. www.sgem.org, *SGEM2014 GeoConference Proceedings*, ISBN 978-619-7105-09-4 / ISSN 1314-2704, June 19-25, 2014, v. 3, p. 379-386, 2014.

Moser, P., Grasedieck, A., du Mouza, J., and Hamdi, E. (2003). Breakage energy in rock blasting. In Proceedings of the EFEE 2nd World Conference, Prague, Czech Republic, 10-12 September 2003, pages 323–334. Informa UK Limited.

Onederra, I. and Chitombo G. (2007). Design methodology for underground ring blasting. Mining Technology, vol 11, nº4, pp 182-195. Las Vegas (USA).

Sarsby, R. (2000). Environmental Geotechnics. Thomas Telford, London.

Lilly, P. (October de 1986). Blastability, An Empirical Method of Assessing Rock Mass.

14th International Multidisciplinary Scientific GeoConference SGEM 2014, SGEM2014 Conference Proceedings, Book 1, Vol. 3, pp 379-386 .