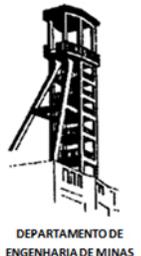


# ANÁLISE DO ÍNDICE DE SUSCETIBILIDADE AO DESMONTE COM EXPLOSIVOS PARA MELHORIA DO PLANO DE FOGO

**BIANCA SARAIVA BORGES**

Dissertação submetida à Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto  
para obtenção do grau de Mestre em Engenharia e Minas e Geo-Ambiente



Departamento de Engenharia de Minas,  
Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto

**Porto**  
**Outubro, 2021**

[Página intencionalmente em branco]

# ANÁLISE DO ÍNDICE DE SUSCETIBILIDADE AO DESMONTE COM EXPLOSIVOS PARA MELHORIA DO PLANO DE FOGO

**BIANCA SARAIVA BORGES**

Tese apresentada à Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto, como parte dos requisitos para a obtenção do título de Mestre em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente, realizada em âmbito profissional na empresa O-Pitblast, Lda ©.

---

Orientador: Professor Doutor José Soutelo Soeiro  
de Carvalho

**Porto**  
**Outubro, 2021**

## **FOLHA DE APROVAÇÃO**

## AGRADECIMENTOS

Desenvolvida para a obtenção do grau de Mestre em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente, esta dissertação é a finalização de um ciclo de dois anos de estudo de uma das etapas mais importantes da minha vida profissional, acadêmica e pessoal.

Gratidão por há dois anos atrás eu ter tido coragem de encarar a jornada mais desafiadora da minha vida, em um novo país e longe daqueles que sempre estiveram comigo Mesmo diante de certas dificuldades enfrentadas ao longo do primeiro semestre, principalmente por não ter tido uma bagagem similar no meu curso de Geologia, nenhum desses fatores impediram o meu bom desempenho acadêmico, a minha perseverança e tampouco a minha chegada até aqui.

Agradeço a Deus por sempre ter me dado forças para encarar todos os desafios. Foi a certeza de que estava amparada, que em nenhum segundo pensei desistir, principalmente quando enfrentávamos o mais atípico momento, o da pandemia mundial.

Agradeço à minha família por todo o suporte durante toda a minha vida, por sempre terem incentivado os meus estudos e reforçado o quanto a educação é importante. Por sempre ter acreditado em mim até mais do que eu e me incentivado a ir atrás dos meus sonhos, mesmo que do outro lado do oceano.

Agradeço aos colegas e amigos, com quem dividi moradia, o alegre convívio nos meus primeiros momentos no Porto (pré-pandemia e durante o *lockdown*), que fez toda diferença, e que ficarão sempre na lembrança com muito carinho.

Aos colegas do mestrado agradeço por terem me recebido em sua turma de braços abertos. Agradeço por toda ajuda, pelos diálogos e dúvidas compartilhados, pelas horas de estudo na FEUP (nas salas de PCs ou na sala de minas) e pelos nossos momentos de lazer, fora da faculdade, com muitos risos e jantares. Sem dúvidas essa caminhada se tornou mais leve tendo a companhia de vocês. Carregarei cada um com muito carinho na minha memória e para sempre.

Aos professores que fizeram parte do meu percurso acadêmico na FEUP por todos os ensinamentos. Ao meu orientador José Soeiro pela disponibilidade, orientação e ajuda para estruturação da tese.

Ao professor Osvail Quaglio e sua companheira Thaís por terem fornecido o material e sempre terem se mostrado dispostos a ajudar.

À toda equipe O-Pitblast, pela oportunidade de trabalho, a começar pelo estágio de verão até a realização da tese em ambiente empresarial. Em especial, aos Engenheiros Vinicius Miranda

e Auã Kiahla pelos conselhos, trocas de conhecimento e orientação para elaboração do estudo prático. Aos meus amigos Andressa Almeida e Daniel Castro por todos os bons momentos de distração, por juntos termos sido mais fortes e enfrentado essa etapa.

A todos os demais companheiros, que de alguma forma me apoiaram para a realização deste trabalho e que me ajudaram durante estes anos na Universidade e no Porto, a minha sincera gratidão.

## RESUMO

Uma das grandes dificuldades das operações mineiras é controlar a fragmentação do material rochoso, dentro de uma faixa granulométrica pré-definida, o que muitas vezes nem sempre é possível devido à falta de conhecimento das propriedades do corpo. Por conseguinte, as etapas adjacentes podem ser prejudicadas de modo a causar implicações diretas nos custos da operação, produtividade, tempos de ciclo de carga e eficiência dos equipamentos de carga e transporte.

Neste contexto, a presente tese de dissertação teve como objetivo o estudo e análise do índice de suscetibilidade ao desmonte com recurso a explosivos. A análise teve como intuito compreender como o conhecimento prévio sobre o grau de dificuldade do corpo rochoso à detonação é importante para o planejamento da operação, atuando como fator determinante na previsão da curva de distribuição granulométrica.

O trabalho agora apresentado pode ser individualizado em duas partes. A primeira parte essencialmente de revisão, onde nos capítulos 2, 3 e 4 é apresentado o referencial teórico acerca de explosivos, desmonte de rochas a céu aberto e maciço rochoso. Seguido do capítulo 5 onde apresenta-se o levantamento bibliográfico realizado sobre o índice.

A segunda parte deste documento, capítulos 7, 8 e 9, destinou-se a apresentar a metodologia proposta com uso de informações recolhidas das pedreiras de brita em estudo (Pedreira Mogiana e Nogueirense), localização da área e resultados obtidos, respectivamente. Foi realizada uma análise dos tamanhos médios da fragmentação ( $x_{50}$ ), e recálculo dos mesmos através do modelo de previsão tradicional escolhido - Kuz-Ram - para confirmar se os resultados mostraram-se de acordo com o esperado. Foi constatado que a carga específica é um dos principais fatores ponderados que influencia nos resultados do  $x_{50}$ . Uma vez que é um dos critérios para o entendimento da suscetibilidade ao desmonte, novo(s) modelo(s) matemático(s) foi (foram) proposto(s) com intuito de modelar e prever novos valores do  $x_{50}$ . Os ajustes dos modelos reduziram os erros para as partículas médias, mas devido à falta de dados mais abrangentes, os resultados tiveram um maior impacto qualitativo no tocante ao entendimento do fenômeno analisado frente aos possíveis resultados quantitativos (dada à pequena amostra disponibilizada).

**Palavras-chave:** desmonte de rochas com explosivos, suscetibilidade ao desmonte, maciço rochoso, fragmentação.

## ABSTRACT

One of the great difficulties of mining operations is to control the fragmentation of rock material, within a pre-defined particle size range, which is often not always possible due to the lack of knowledge of the rock mass properties. Consequently, adjacent steps can be disrupted in ways that have direct implications for operating costs, productivity, load cycle times and efficiency of loading and transport equipment.

In this context, this dissertation thesis aimed to study and analyze the blastability index. The analysis focused on understanding how prior knowledge about the degree of difficulty of the rock mass to be detonated is important for planning the operation, acting as a determining factor in predicting the particle size distribution curve.

The work now presented can be segmented into two parts. The first part is essentially a review, whereas in chapters 2, 3 and 4 the theoretical framework about explosives, rock blasting and rock mass is presented. These are followed by chapter 5 where the bibliographic survey carried out on the index is presented.

The second part of this document, chapters 7, 8 and 9, was intended to present the proposed methodology using information collected from the gravel quarries in question (Mogiana and Nogueirense Quarries), the location of the area and the results obtained, respectively. An analysis of the mean fragmentation sizes ( $x_{50}$ ) was carried out, and they were recalculated using the traditional prediction model chosen - Kuz-Ram - to confirm whether the results were as expected. It was found that the powder factor is one of the main influencing factors in  $x_{50}$ 's results. Since this is one of the criteria for understanding the susceptibility to blasting, new mathematical model(s) were proposed to model and predict new values of  $x_{50}$ . Model adjustments reduced errors for medium particles, but due to the lack of more comprehensive data, the results had a greater qualitative impact regarding the understanding of the phenomenon analyzed compared to possible quantitative results (given the small sample available).

**Keywords:** rock blasting, blastability, rock mass, fragmentation.

## CONTEÚDO

<b>1. INTRODUÇÃO .....</b>	<b>1</b>
1.1. OBJETIVOS .....	2
1.2. ESTRUTURAÇÃO E ORGANIZAÇÃO DA TESE.....	3
<b>2. EXPLOSIVOS .....</b>	<b>5</b>
2.1. PRINCIPAIS PROPRIEDADES DOS EXPLOSIVOS .....	6
<b>3. DESMONTE DE ROCHAS A CÉU ABERTO COM EXPLOSIVOS .....</b>	<b>8</b>
3.1. DIMENSIONAMENTO DA PEGA DE FOGO.....	10
3.1.1. <i>Parâmetros Geométricos Dimensionais</i> .....	11
3.1.2. <i>Rácio entre variáveis</i> .....	12
3.1.3. <i>Carga Específica (K)</i> .....	13
3.2. MECANISMO DE ROTURA DA ROCHA PELOS EXPLOSIVOS .....	14
<b>4. O MACIÇO ROCHOSO .....</b>	<b>16</b>
4.1. CARACTERIZAÇÃO DO MACIÇO.....	16
4.2. PARÂMETROS DA ROCHA INTACTA .....	17
4.3. PARÂMETROS ESTRUTURAIS E INFLUÊNCIA NO DESMONTE.....	18
4.3.1. <i>Blocos unitários</i> .....	21
4.4. ENQUADRAMENTO DAS CLASSIFICAÇÕES DAS MASSAS ROCHOSAS .....	23
4.4.1. <i>Classificações Geológicas-Geomecânicas</i> .....	23
4.4.2. <i>Classificação baseada no índice de suscetibilidade</i> .....	26
<b>5. REVISÃO E ANÁLISE SOBRE O <i>BLASTABILITY</i>.....</b>	<b>28</b>
5.1. DEFINIÇÃO E ORIGENS DO TERMO .....	28
5.2. FATORES QUE CONTROLAM AS SAÍDAS DO DESMONTE.....	29
5.3. REVISÃO DO <i>BLASTABILITY INDEX</i> .....	31
5.3.1. <i>Comentários</i> .....	44
<b>6. MODELOS DE SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DAS ROCHAS POR EXPLOSIVOS.....</b>	<b>49</b>
6.1. <i>BLASTABILITY INDEX DE LILLY</i> .....	49
6.2. MODELO DE FRAGMENTAÇÃO KUZ-RAM .....	49

6.3.	FATOR DE ROCHA.....	52
<b>7.</b>	<b>METODOLOGIA PROPOSTA.....</b>	<b>57</b>
7.1.	DESCRIÇÃO DA METODOLOGIA PROPOSTA .....	57
7.2.	ADOÇÃO DE UM MODELO MATEMÁTICO .....	57
7.2.1.	<i>Modelo de Regressão Linear.....</i>	58
7.2.2.	<i>Suposições assumidas para um modelo de regressão linear .....</i>	61
7.2.3.	<i>Modelo de Regressão com ajuste potencial .....</i>	62
7.3.	ANÁLISE DOS MODELOS PREVISIONAIS.....	64
7.4.	TRATAMENTO DOS DADOS .....	65
<b>8.</b>	<b>ÁREA DE ESTUDO.....</b>	<b>67</b>
8.1.	GEOLOGIA LOCAL.....	68
8.2.	DADOS DE DESMONTE.....	69
8.1.	DETERMINAÇÃO DOS PARÂMETROS DO FATOR DE ROCHA .....	72
8.1.1.	<i>Resultados descontinuidades.....</i>	72
8.1.2.	<i>Resultados dos ensaios de caracterização do maciço.....</i>	75
<b>9.</b>	<b>RESULTADOS E DISCUSSÃO .....</b>	<b>77</b>
9.1.	TRATAMENTO DOS DADOS – MÉTODO TRADICIONAL DE KUZ-RAM E MÉTODO DE REGRESSÃO	78
9.1.1.	<i>Estudo 1: Pedreira Mogiana.....</i>	78
9.1.2.	<i>Estudo 2: Pedreira Nogueirense .....</i>	80
9.2.	ANÁLISE RESIDUAL DOS MODELOS (MODELO KUZ-RAM E REGRESSÃO) .....	81
<b>10.</b>	<b>CONCLUSÃO .....</b>	<b>85</b>
	<b>BIBLIOGRAFIA .....</b>	<b>88</b>

## LISTA DE FIGURAS

Figura 1 - Ordem de criação dos principais explosivos industriais utilizados em operações mineiras e suas composições (Fonte: Adaptado de Jimeno et al., 2017). .....	6
Figura 2 - Processo de fragmentação representando a energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos “ <i>in situ</i> ” e da fragmentação requerida (Fonte: Adaptado de Scott et al., 1996, p.126). .....	8
Figura 3 - Fluxograma da execução da operação de desmonte com explosivos, sua natureza complexa e seus requerimentos (Fonte: Adaptado de Gomes, 2016; Paulson et al., 2018). .....	10
Figura 4 - Representação geométrica das variáveis controláveis de um plano de fogo (Fonte: Autoria própria). .....	12
Figura 5 - Esquema ilustrativo da influência entre variáveis geométricas do diagrama de fogo. .	13
Figura 6 - Propagação das ondas de choque e expansão de gases (Fonte: Adaptado de Scott et al., 1996, p.64). .....	15
Figura 7 - Efeito das estruturas na fragmentação (Fonte: Adaptado de Hustrulid, 1999). .....	18
Figura 8 - Desenho esquemático da estruturação dos sistemas de descontinuidades que devem ser estudados num maciço rochoso (Fonte: Adaptado de Hudson & Harrison, 1997). .....	19
Figura 9 – Exemplos de algumas formas de blocos unitários em função do padrão das joints (Fonte: Dearman, 1991, como citado em Palmstr, 2000, p. 1) .....	22
Figura 10 - Modelo de Franklin et al., (1971) com a classificação RMR incorporada tendo por base o espaçamento entre descontinuidades (m) e a resistência a compressão uniaxial (MPa) (Fonte: Adaptado de Franklin, 1971, como citado por Bernardo, 2004) .....	26
Figura 11 - Variáveis que afetam e controlam os resultados da fragmentação numa operação de desmonte (Fonte: Adaptado de Jimeno et al., 2017; Mandal et al., 2021). .....	31
Figura 12 - Correlação da carga específica com a velocidade de propagação (Fonte: Adaptado de Gokhale, 2009). .....	34
Figura 13 - Esquema de <i>blastability</i> de Ashby para a mina de Bougainville: Correlação entre a frequência de fratura e a carga específica de explosivo (Fonte: Adaptado de Paulson et al., 2018). .....	34
Figura 14 - Estimativa da <i>blastability</i> baseada na perfuração específica e diâmetro do furo (Fonte: Tamrock, 1978, como citado em Salmi & Sellers, 2021). .....	35

Figura 15 - Relação do BF com base no ERQD (Fonte: Adaptado de Salmi & Sellers, 2021). ...	36
Figura 16 - Correlação entre o RQI e a Carga Específica (Fonte: Adaptado de Jimeno et al., 1995)	
.....	37
Figura 17 - Correlação entre o $I_p$ e K (Fonte: Adaptado de Dey & Sen, 2003).....	38
Figura 18 - Cálculo da carga específica explosiva em função do Índice de <i>blastability</i> (Fonte: Adaptado de Lilly, 1986).....	38
Figura 19 - Relação empírica BD e Bi (Fonte: Adaptado de Latham & Lu, 1999). ....	40
Figura 20 - O conceito de <i>blastability</i> : Vista esquemática do modelo EBT (Fonte: Adaptado de Salmi & Sellers, 2021). ....	41
Figura 21 - Estimativa do BI dos Maciços Rochosos com base no GSI (Fonte: Adaptado e modificado de Bickers et al., 2002).....	42
Figura 22 - Principais averiguações realizadas para descrever a capacidade de rebentamento do maciço.....	44
Figura 23 – Principais parâmetros obtidos em ensaios laboratoriais para avaliação do BI.....	44
Figura 24 - Principais medições da massa rochosa que foram utilizadas para estimação do BI...	45
Figura 25 - Algumas avaliações geotécnicas que serviram como base para classificação do BI.	45
Figura 26 - Principais medições indiretas pré-detonação que serviram como base para avaliação do BI. ....	46
Figura 27 – Medições pós-detonação que auxiliaram na estimação do BI. ....	46
Figura 28 – Outros meios de estimação do BI.....	47
Figura 29 – Alguns exemplos de avaliação do BI a partir de múltiplas medições das propriedades dos maciços rochosos e de suas pilhas fragmentadas.....	47
Figura 30 - JPS - Efeito da relação entre o espaçamento entre furos e o espaçamento entre descontinuidades na fragmentação (Fonte: Cunningham, 2005). ....	54
Figura 31 - Ilustração da orientação e mergulho das fraturas com relação à face livre (Fonte: Modificado por Silva e Destro, 2000, como citado em Morais, 2004, p.79). ....	55
Figura 32 - Comparação entre homoscedasticidade (esq.) e heteroscedasticidade (dir.) (Fonte: Gujarati & Porter, 2013).....	62
Figura 33 - Exemplo de teste de normalidade. ....	64
Figura 34 - Fluxograma para análise e tratamento dos dados de desmonte. ....	66

Figura 35 - Mapa de localização das pedreiras em relação a cidade de Mogi Mirim (Fonte: Google Earth 2021 (Image Landsat/Copernicus), acesso em 08/08/2021).....	67
Figura 36 - A) Vista superior da Pedreira Mogiana e B) Vista superior da Pedreira Nogueirense (Fonte: Google Earth 2021 (Image Landsat/Copernicus), acesso em 08/08/2021).....	67
Figura 37 - Localização das pedreiras Mogiana e Nogueirense nas respectivas folhas topográficas e com sobreposição da informação geológica (Carta geológica 1:1.000.000 de 2004). Fonte: Serviço Geológico do Brasil – SGB – CPRM. Acesso em 20/08/2021. ....	69
Figura 38 - Informações dos dados do desmonte do dia 18/01/2019 na Pedreira Mogiana e gráfico de dispersão do modelo real e teórico (Fonte: Adaptado de Quaglio (2020)).....	71
Figura 39 - Face da bancada da Pedreira Mogiana mostrando o maciço bastante alterado e fraturado (Fonte: Adaptado pelo autor).....	73
Figura 40 - Face da bancada da Pedreira Nogueirense mostrando o maciço bastante fraturado (Fonte: Adaptado pelo autor).....	73
Figura 41 - A) Frentes de lavra da Pedreira Mogiana e B) Vista superior das bancadas e as direções das principais famílias de descontinuidades (Fonte: Quaglio, 2020). ....	74
Figura 42 - A) Frentes de lavra da Pedreira Nogueirense e B) Vista superior das bancadas e as direções das principais famílias de descontinuidades (Fonte: Quaglio, 2020).....	75
Figura 43 - Modelo aditivo e modelo exponencial para a Pedreira Mogiana – $x50$ (mm) versus Carga específica ( $Kg/m^3$ ).....	78
Figura 44 - Modelo aditivo e modelo exponencial para a Pedreira Nogueirense – $x50$ (mm) versus Carga Específica ( $Kg/m^3$ ). ....	80
Figura 45 - Resultados apresentados pelo SPSS - Análise descritiva e teste de normalidade para resíduo entre o valor observado e o estimado (Kuz-Ram). ....	83
Figura 46 - Resultados apresentados pelo SPSS - Análise descritiva e teste de normalidade para resíduo entre o valor observado e o estimado (MB 1).....	83
Figura 47 - Resultados apresentados pelo SPSS - Análise descritiva e teste de normalidade para resíduo entre o valor observado e o estimado (MB 2).....	84

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Dimensionamento geométrico de planos de fogo utilizando-se quocientes.....	13
Tabela 2 - Carga específica recomendada conforme o tipo de rocha a ser desmontada (Fonte: Llera et al., 2003).....	14
Tabela 3 - Orientação do avanço da pega de fogo em relação à direção das descontinuidades (Fonte: Adaptado de Jimeno, 2003).....	21
Tabela 4 - Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha presentes no maciço, baseado no índice volumétrico das descontinuidades ( $Jv$ ) – (Fonte: Adaptado de ISRM 1978; Palmstrom, 2005).....	22
Tabela 5 - Métodos de obtenção do RQD. ....	24
Tabela 6 – Qualidade do maciço rochoso com base na classificação RMR dos maciços (Fonte: Adaptado de Bieniawski, 1989).....	25
Tabela 7 - Algumas referências que consideraram uma avaliação da suscetibilidade ao desmonte com explosivo (Fonte: Adaptado de Azimi et al., 2010; Dey & Sen, 2003; Marinho, 2017; Morais, 2004; Salmi & Sellers, 2021; V. Gokhale, 2009; Vieira, 2010; Zou, 2017). ....	32
Tabela 8 - Valores do <i>rock factor</i> baseados na estrutura do maciço rochoso (Fonte: Hustrulid, 1999).....	52
Tabela 9 - Valores de RMD (Fonte: Cunningham, 2005).....	53
Tabela 10 - Valores de JCF (Fonte: Cunningham, 2005).....	53
Tabela 11 - Valores de JPS (Fonte: Cunningham, 2005). ....	54
Tabela 12 - Valores de JPA (Fonte: Sanchidrián & Ouchterlony, 2017; Lilly, 1986). ....	55
Tabela 13 - Valores de HF (Fonte: Cunningham, 2005).....	55
Tabela 14 - Dados desmonte Pedreira Mogiana.....	70
Tabela 15 - Dados desmonte Pedreira Nogueirense.....	70
Tabela 16 - Informação dados reais do x50, dados recalculados com o Modelo K-R e resultados de resíduos.....	71
Tabela 17 - Determinação do fator de rocha da Pedreira Mogiana e Nogueirense.....	72
Tabela 18 - Direções das famílias de descontinuidade e suas relações com as direções das bancadas e do avanço do plano de fogo nas pedreiras Mogiana (Fonte: Quaglio, 2020). ....	74
Tabela 19 - Direções das famílias de descontinuidade e suas relações com as direções das bancadas e do avanço do plano de fogo na pedreira Nogueirense (Fonte: Quaglio, 2020). ....	75

Tabela 20 - Parâmetros do maciço rochoso das Pedreiras Mogiana e Nogueirense (Fonte: Quaglio, 2019).....	76
Tabela 21 - Pedreira Mogiana – $K$ usado para validação dos modelos, dados de $x_{50}$ e respectivos resíduos – Observados e recalculados (com base nos modelos Kuz-Ram, MB 1 e MB 2).....	80
Tabela 22 - Pedreira Nogueirense – $K$ usado para validação dos modelos, dados de $x_{50}$ e respectivos resíduos – Observados e recalculados (com base nos modelos Kuz-Ram, MB 1 e MB 2).....	81

## GLOSSÁRIO DE SIGLAS E ACRÔNIMOS

Abreviatura	Significado	Unidade
$a$	<i>The impact penetrant-specific work</i>	Kg/cm <sup>3</sup>
$A$	Fator de rocha	(-)
$A_{fr}$	<i>Area of the freshly created fragmented particles</i> “Área das partículas recém fragmentadas”	m <sup>2</sup>
$ANFO$	<i>Ammonium Nitrate Fuel Oil</i> “Nitrato de Amónio Óleo Combustível”	
$AWS$	<i>Absolute Weight Strength</i>	(-)
$A_{K-R}$	Fator de rocha equivalente ao modelo Kuz-Ram	(-)
$AF_1$	<i>Adjustment Factor</i> “Fator de Ajuste” 1	(-)
$AF_2$	<i>Adjustment Factor</i> “Fator de Ajuste” 2	(-)
$B$	Afastamento da malha de perfuração	m
$B_e$	Afastamento efetivo	m
$B_{max}$	Máximo afastamento	m
$BC$	<i>Blasting Coefficient</i>	(-)
$BD$	<i>Blasting Designation</i>	(-)
$BF$	<i>Blastability Factor</i>	(-)
$BI$	<i>Blastability Index</i>	(-)
$B_I$	<i>Index of Rock Blastability</i>	(-)
$BBSD$	<i>Blasted Block Size Distribution</i>	(-)
$c$	Velocidade longitudinal da onda	m/s
$C$	Constante da rocha estimada a partir de pegas de ensaio	(-)
$C_f$	<i>Rock Mass blastability factor</i> “Fator fragmentabilidade”	(-)
$CF_{js}$	Fator de alteração/correção	(-)
$C_{LK}$	<i>Langefors and Kihlstrom’s blastability factor</i>	(-)
$C_{LK\_m}$	<i>Langefors and Kihlstrom’s blastability factor</i> modificado	(-)
$C_{NTNU}$	<i>NTNU Rock Blastability Index</i> “Índice fragmentabilidade NTNU”	(-)
$C_p$	Velocidade da onda longitudinal (onda-P)	m/s
$C_{p2}$	Velocidade da onda longitudinal (onda-P)	km/s
$C_{p3}$	Velocidade média da onda longitudinal (onda-P)	m/s
$CRI$	<i>Central Research Institute’s</i>	
$d_n$	Dimensão média de uma unidade de estrutura natural	(-)
$D$	Diâmetro do furo	mm
$DIF$	<i>Dip into face</i>	(-)
$DOF$	<i>Dip out of face</i>	(-)
$DR$	<i>Density Ratio</i>	ton/m <sup>3</sup>
$DSR$	<i>Discontinuity Spacing Ratio</i>	m

$E$	Módulo de elasticidade ou módulo de Young	GPa
$EBT$	<i>Energy-Block Transition</i>	
$E_h$	<i>Hydraulic pressure of the drill</i>	kPa
$E_{hs}$	Calor gerado pela detonação de uma carga	MJ/kg
$ERQD$	<i>Equivalent Rock Quality Designation</i>	%
$F$	Fator fixo	(-)
$F_e$	Fator de fixação	
$ff$	Frequência de fratura	1/m
$f_p$	<i>Protodyakonov's hardness or strength index</i>	(-)
$f_b$	Coefficiente dependente da eficiência de detonação	(-)
$f_d$	<i>Density Factor</i>	(-)
$f_s$	<i>Strength Factor</i>	(-)
$f_{st}$	<i>Structure Factor</i>	(-)
$g$	Aceleração gravitacional	m/s <sup>2</sup>
$GSI$	<i>Geological Strength Index</i> "Índice de resistência geológica do maciço rochoso"	(-)
$h$	Altura da carga	m
$H$	Profundidade do furo	m
$H_b$	Altura da bancada	m
$HF$	<i>Hardness Factor</i> "Fator de Dureza"	(-)
$HS$	<i>Hole Spacing</i> "Espaçamento dos furos de perfuração"	
$i$	Ângulo de rugosidade	° (grau)
$I_a$	Índice de anisotropia	(-)
$I_p$	<i>Drilling Index</i> "Índice de Perfuração"	
$I_r$	<i>Wave Impedance of a rock</i> "Impedância acústica da Rocha"	kg/(s.m <sup>2</sup> )
$I_{s(50)}$	<i>Point load strength of rock</i>	MPa
$IBSD$	<i>In situ Block Size Distribution</i>	
$ISRM$	<i>International Society for Rock Mechanics</i>	
$J$	Subfuração	m
$JCF$	<i>Joint Condition Factor</i> "Fator de condição da fratura"	(-)
$JF$	<i>Join factor</i> "Fator de fraturas/juntas"	(-)
$J_v$	<i>Volumetric Joint Count</i> "Índice Volumétrico das Descontinuidades"	(-)
$JF$	Fator de descontinuidade, maciço fraturado	
$JKMRC$	<i>Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre</i>	
$JPA$	<i>Joint Plane Angle Factor</i> "Ângulo do plano de fraturas"	(-)
$JPO$	<i>Joint Plane Orientation</i> "Orientação do plano de fratura"	
$JPS$	<i>Joint Plane Spacing</i> "Espaçamento das fraturas"	

<i>JS</i>	<i>Joint Spacing</i> “Espaçamento absoluto das fraturas”	
<i>k</i>	Coeficiente que representa as propriedades estruturais do maciço rochoso	
<i>K</i>	<i>Powder Factor</i> “Carga Específica ou Razão de Carga”	Kg/m <sup>3</sup> ou Kg/ton
<i>K<sub>B</sub></i>	Constante empírica do afastamento	
<i>K<sub>H</sub></i>	Constante empírica da altura da bancada	
<i>K<sub>T</sub></i>	<i>Index of rock fragmentation</i>	
<i>K<sub>J</sub></i>	Constante empírica da subfuração	
<i>K<sub>S</sub></i>	Constante empírica do espaçamento	
<i>K<sub>T</sub></i>	Constante empírica do tamponamento	
<i>L</i>	Comprimento do furo	m
<i>L<sub>B</sub></i>	Comprimento da carga de fundo	m
<i>L<sub>C</sub></i>	Comprimento da carga de coluna	m
<i>L<sub>f</sub></i>	Comprimento total da fratura em bloco de 2x2 m <sup>2</sup>	m
<i>L<sub>K</sub></i>	Comprimento de carga	m
<i>m</i>	metro	
<i>mm</i>	milímetro	
<i>m<sub>i</sub></i>	Constante do critério de ruptura de Hoek e Brown para a rocha intacta	
<i>MPa</i>	Mega Pascal	
<i>MWD</i>	<i>Measurement while drilling</i>	
<i>n</i>	Índice de uniformidade de Cunningham	(-)
<i>N</i>	número de descontinuidades	(-)
<i>n<sub>e</sub></i>	<i>Energy transformation efficiency</i> “Eficiência de transformação energética”	-
<i>N<sub>r</sub></i>	<i>Drilling Speed</i>	rpm
<i>P<sub>c</sub></i>	<i>Percentage of unqualified block</i>	(%)
<i>P</i>	<i>Pull down weight on the tricon bit in</i>	1000lb
<i>PLR</i>	<i>Point Load Index Strength Ratio</i>	
<i>PR</i>	<i>Penetration Rate</i> “Taxa de Penetração”	m/hour
<i>Q</i>	Massa do explosivo utilizado por furo	Kg
<i>Q<sub>c</sub></i>	Carga total corrigida	Kg
<i>Q<sub>e</sub></i>	<i>Detonation heat of the explosive</i> “Calor de detonação do explosivo”	<i>kJ/kg</i>
<i>Q<sub>T</sub></i>	Carga total	Kg
<i>QT</i>	Massa de TNT correspondente à energia do explosivo contida em cada furo	Kg
<i>R<sub>c</sub></i>	<i>Cratering Ratio</i>	(-)
<i>R<sub>cd</sub></i>	<i>Dynamic compressive strength of rock</i>	MPa
<i>RBFI</i>	<i>Rock Breakage Field Index</i>	(-)
<i>RBLI</i>	<i>Rock Breakage Laboratory Index</i>	(-)

<i>RBS</i>	<i>Relative Bulk Strength</i>	
<i>RDI</i>	<i>Rock Density Index</i> “Índice de Influência da Densidade da rocha”	(-)
<i>RES</i>	<i>Rock Engineering Systems</i> “Sistemas de Engenharia de Rocha”;	
<i>RMD</i>	<i>Rock Mass Description</i> “Descrição do Maciço Rochoso”	(-)
<i>RG&amp;D</i>	<i>Rock geotechnical and design</i>	
<i>RMD</i>	<i>Rock Mass Description</i>	(-)
<i>RQD</i>	<i>Rock Quality Designation</i> “Designação da Qualidade da Rocha”	
<i>RQD<sub>C</sub></i>	RQD corrigido	
<i>RQI</i>	<i>Rock Quality Index</i>	kPa.min/m
<i>R(x)</i>	Percentagem de material passante em uma peneira de tamanho “X”	%
<i>RWS</i>	<i>Relative Weight Strength</i>	
<i>S</i>	Espaçamento da malha de perfuração	m
<i>S<sub>d</sub></i>	Distância média de fraturas em bloco de 2x2 m <sup>2</sup>	m
<i>S<sub>j-av</sub></i>	Espaçamento médio das descontinuidades	m
<i>SD</i>	<i>Specific Drilling</i> “Perfuração Específica”	m/m <sup>3</sup>
<i>SDE</i>	<i>Specific Drilling Energy</i> “Energia de Perfuração Específica”	N/m <sup>2</sup>
<i>SE<sub>s</sub></i>	<i>Specific Surface Energy</i> “Energia de superfície específica”	kg.m/m <sup>2</sup>
<i>SAF</i>	<i>Strike at na angle to face</i>	(-)
<i>SNF</i>	<i>Strike normal to face</i>	(-)
<i>t</i>	<i>Drilling time</i>	min
<i>T</i>	Comprimento do tamponamento	m
<i>TNT</i>	Tri- Nitro-Tolueno	
<i>UCS</i>	<i>Uniaxial Compressive Strength</i> “Resistência à compressão uniaxial da rocha”	MPa
<i>V</i>	<i>Volume of rock in blasting crater test</i>	m <sup>3</sup>
<i>V0</i>	Volume de rocha desmontado por furo	
<i>VOD</i>	Velocidade da Onda de Detonação	
<i>V<sub>p</sub></i>	Velocidade de propagação ultrassônica compressional (onda P)	
<i>V<sub>s</sub></i>	Velocidade de propagação ultrassônica cisalhante (onda S)	
<i>X</i>	Tamanho da malha da peneira	
<i>X<sub>m</sub>, X<sub>50</sub></i>	Tamanho médio das partículas fragmentadas	mm
<i>X<sub>r</sub></i>	Tamanho representativo de partícula numa pilha de material e é esperado ser em torno do tamanho médio X <sub>50</sub>	

$\%$	Porcentagem	
$p_r$	Densidade <i>in situ</i> da rocha	ton/m <sup>3</sup>
$p_{ce}$	Densidade de carga do explosivo	ton/m <sup>3</sup>
$\nu$	Coefficiente de Poisson	
$\varphi$	Ângulo de atrito	° (grau)
$\emptyset$	Ângulo de atrito interno das fraturas (°) na equação de Jimeno et al., (1995)	° (grau)
$\sigma_c$	Resistência a compressão uniaxial	MPa
$\sigma_{cor}$	<i>Corrected breaking stress in blasting</i> “Tensão de rotura corrigida”	MPa
$\sigma_t$	Resistência a tensão da rocha	MPa
$\theta$	Inclinação das descontinuidades	° (grau)
$\theta_c$	<i>is the conversion coefficient of explosives to ammonite</i> 6ZhV	
$\gamma$	<i>Blasthole inclination</i>	° (grau)

## 1. INTRODUÇÃO

A indústria mineira tem um papel fundamental no desenvolvimento da civilização mundial. Todas as tecnologias modernas e os crescentes avanços ocorridos até os dias atuais são frutos da extração de recursos minerais.

Sob o ponto de vista da Engenharia de Minas, o maciço rochoso é o corpo material de onde provém o aproveitamento mineral e é por isso que há o grande interesse de sua exploração tanto a céu aberto quanto subterrâneo. Com o intuito de romper o corpo rochoso, numa granulometria apropriada para se extrair uma maior quantidade de bens minerais com o menor custo possível, é realizado o desmonte de rochas (Bhandari, 1997). É através desta operação com recurso a várias técnicas, entre as quais o desmonte com explosivos, que ocorre a primeira etapa do processo de libertação do minério, a cominuição.

Previamente à operação de desmonte é necessário realizar uma caracterização e classificação do corpo a ser desmontado, para que se perceba como os parâmetros naturais atuam e afetam o desempenho da sua fragmentação.

Diferentes trabalhos foram propostos na literatura para classificar a capacidade de o maciço ser detonado. E ainda, numa tentativa de previsão do tamanho das partículas fragmentadas, inúmeros modelos empíricos foram propostos ao longo dos anos, dentro dos quais o modelo Kuz-Ram é o modelo mais conhecido relativamente a desmontes a céu aberto, devido a sua simplicidade.

É notório que ainda há apreciável incerteza em garantir a qualidade do desmonte de rochas a céu aberto com recurso a explosivos<sup>1</sup>, e há um grande desafio de formalizar um modelo específico e confiável que, de fato, agregue a maioria dos atributos significativos que afetam no desempenho da operação. Portanto, existe uma necessidade de encontrar dados confiáveis que, com efeito, reflitam a *blastability* do corpo rochoso a ser fragmentado e auxiliem na previsão da fragmentação real.

Diante deste contexto, o presente trabalho teve como motivação compreender como a informação prévia das características do maciço rochoso – em termos de geologia e estruturas rochosas – é necessária para um engenheiro de minas ou responsável pela operação de desmonte.

---

<sup>1</sup> Doravante simplesmente “desmonte de rochas”.

Para tanto, foi elaborada uma análise bibliográfica do índice de suscetibilidade ao desmonte com explosivo<sup>2</sup>. Em sequência, foi realizado um estudo sobre diferentes desmontes realizados em duas pedreiras de brita do Brasil, a fim de identificar se os valores estabelecidos para grau de dificuldade de desmontar a rocha (fator de rocha do inglês *rock factor*) foram coerentes para alimentação dos modelos matemáticos de previsão de fragmentação.

Além disso, para as duas unidades foram elaborados novos modelos teóricos com propósito de explorar outras formas de representatividade do fenômeno real e calcular as saídas do tamanho médio da fragmentação ( $x_{50}$ ). Assim como para verificar também se a previsão da fragmentação seria melhor pela adoção de modelos estimados ou por meio dos modelos tradicionais.

## 1.1. Objetivos

O objetivo principal deste trabalho foi realizar a análise do *blastability index* e fator de rocha, pela necessidade e interesse de compreender como este conhecimento é relevante para o planejamento da operação de desmonte, bem como influem as saídas da operação.

Diante disso, os objetivos gerais do trabalho podem ser repartidos em:

- Revisão e estudo sobre a operação de desmonte a céu aberto com recurso de explosivos;
- Melhor entendimento sobre o uso de explosivos, suas propriedades, como estes influenciam nos mecanismos de rotura da rocha durante a detonação e como ocorre a distribuição de energia nos maciços rochosos;
- Identificar as variáveis que influem nos resultados da fragmentação;
- Realizar uma pesquisa aprofundada sobre as diferentes formas de avaliação da suscetibilidade ao desmonte com explosivos e identificar os principais modelos matemáticos de previsão da fragmentação;
- Coletar dados reais de desmonte em pedreiras a fim de:
  - Analisar a determinação do fator de rocha;
  - Comparar se os resultados obtidos foram de acordo com o modelo previsto para a fragmentação;
  - Propor uma adaptação de um novo modelo teórico para estimação do  $x_{50}$  ;

---

<sup>2</sup> *Blastability Index*

- Analisar qual dos modelos matemáticos é o mais adequado para explicar o caso de estudo em questão.

## 1.2. Estruturação e Organização da tese

A metodologia geral adotada no trabalho de dissertação resume-se sucintamente nas seguintes etapas:

- Numa primeira fase procedeu-se um amplo levantamento bibliográfico (i.e., teses, livros, artigos publicados em periódicos e revistas etc) para um melhor entendimento sobre a operação desmonte de rochas a céu aberto com uso de explosivos e os parâmetros envolventes;
- Numa segunda fase foi realizada um levantamento bibliográfico sobre o *blastability index*;
- Por fim, numa última fase, procurou-se obter um caso de estudo para implementação de uma pesquisa.

Deste modo, o presente documento está estruturado e organizado em dez capítulos:

- **Capítulo 1:** Capítulo Introdutório - onde é exposto o contexto do trabalho, justificação de realização, objetivos, bem como estruturação e organização da tese.
- **Capítulo 2:** Explosivos - procurou-se explicar o conceito da substância explosiva, suas principais propriedades e critérios de seleção;
- **Capítulo 3:** Desmonte de rochas a céu aberto com explosivos - explica brevemente a operação de desmonte. São discutidos temas como dimensionamento da pega de fogo e mecanismo de rotura da rocha.
- **Capítulo 4:** O Maciço Rochoso - apresenta uma breve descrição das características gerais do maciço rochoso, parâmetros da rocha intacta e parâmetros estruturais. É feito um enquadramento sobre algumas das classificações geomecânicas-geotécnicas das principais classificações rochosas;
- **Capítulo 5:** Revisão e análise sobre o *Blastability* - consiste em abordar a parte central do trabalho, a partir da definição do termo titulado, expõem os fatores que controlam as saídas do desmonte e mostra uma revisão sobre algumas das principais propostas realizadas para sua quantificação;

- **Capítulo 6:** Modelos de simulação da fragmentação de rochas por explosivos - mostra os principais modelos que são usados devido à sua simplicidade e facilidade.
- **Capítulo 7:** Metodologia Proposta - introduz a metodologia de investigação a ser adotada, contempla o processo de adoção de um modelo matemático, análise dos modelos de previsão e tratamento de dados.
- **Capítulo 8:** Área de estudo - introduz a localização da região de estudo, geologia local, dados de desmonte reais fornecidos (entre 2017 a 2021) e cálculo do fator de rocha.
- **Capítulo 9:** Resultados e Discussão - onde é feito o tratamento dos dados, formulado o(s) novo(s) modelo(s) teóricos com base na recolha dos dados de desmonte e efetuada a análise de resíduos.
- **Capítulo 10:** Conclusão - onde se apresenta as considerações de todo o trabalho realizado.

Por fim, ainda se apresenta a lista de referências bibliográficas.

## 2. EXPLOSIVOS

O explosivo é qualquer substância química ou mistura de substâncias que, no geral, é constituído, fundamentalmente, por substâncias combustíveis (ricas em carbono) e substâncias comburentes (ricas em oxigênio) suscetíveis de serem transformadas por meio de uma reação exotérmica de decomposição em outras substâncias estáveis num curto intervalo de tempo.

É a natureza da substância explosiva, assim como a sua forma de iniciação em conjunto com as condições externas, que influencia o desenvolvimento da reação química. Isto significa que os explosivos ao serem estimulados por uma fonte energética, seja térmica, seja mecânica (impacto, fricção ou choque), podem reagir bruscamente e rapidamente, vindo a libertar um elevado volume de gases à alta temperatura e pressão dentro do furo onde estava confinada essa carga explosiva. E assim, a partir da decomposição da carga explosiva, sob regime de detonação, uma elevada energia é liberta na forma de calor e ondas mecânicas supersônicas (denominadas ondas de choque) ocasionando a fragmentação das rochas.

É reconhecido que os desenvolvimentos dos explosivos estão relacionados aos inúmeros avanços da humanidade. Os primeiros explosivos utilizados foram compostos principalmente de átomos de carbono (C), hidrogênio (H), oxigênio (O) e nitrogênio (N) e alguns com pequenas adições de elementos metálicos (Clark, 1980). A pólvora negra foi o primeiro explosivo a ser utilizado em detonações. Há muitas controversas sobre seu surgimento, mas a maioria dos pesquisadores concorda que foi criada na China (Bhandari, 1997; Sanchidrián & Muñiz, 2000).

No século XIX, a descoberta da nitroglicerina possibilitou a invenção da dinamite feita por Alfred Bernhard Nobel, em 1867 (Unión Española de Explosivos., 1994). Tal invenção substituiu a pólvora como o explosivo mais utilizado e abriu novos caminhos para modernização de explosivos. Em 1875, Nobel continuou as experiências com explosivos e descobriu que a nitroglicerina poderia ser combinada com nitrocelulose formando um gel rígido que resultou na dinamite gelatinosa.

Apesar das descobertas supracitadas, a evolução tecnológica do desenvolvimento dos explosivos deu-se de maneira lenta no decorrer dos anos e, somente em 1943, que se iniciou o fabrico de ANFO (*Ammonium Nitrate Fuel Oil*) pela *Consolidated Mining and Smelting Co.* do Canadá, seguida por hidrogeís em 1968 e em 1969 Blubm H. F., da *Atlas Chemical Industry Co. Ltd*, inventou as emulsões explosivas (Zou, 2017).

Atualmente, os explosivos industriais mais comuns são os gelatinosos, ANFO, *Heavy ANFO* e as emulsões explosivas (Gonçalves, 2017). A Figura 1 ilustra os principais explosivos industriais, em ordem de criação, e suas respectivas composições químicas. Como referido anteriormente, os explosivos são usualmente compostos por múltiplos componentes e, vale ressaltar que, em alguns casos, acrescidos de uma parte sensibilizante.

DINAMITE	ANFO	HIDROGEL	EMULSÃO
<ul style="list-style-type: none"> <li>•OXIDANTE - sólido</li> <li>•Nitratos</li> <li>•COMBUSTÍVEL - sólido</li> <li>•Materiais absorventes (sensibilizantes)</li> <li>•SENSIBILIZANTES - líquido</li> <li>•Nitroglicerina</li> <li>•Gasificantes</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>•OXIDANTE - sólido</li> <li>•Nitratos</li> <li>•COMBUSTÍVEL - líquido</li> <li>•Óleo diesel</li> <li>•SENSIBILIZANTES</li> <li>•Vazios/Fricção</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>•OXIDANTE - sólido/líquido</li> <li>•Nitratos</li> <li>•Soluções salinas</li> <li>•COMBUSTÍVEL - sólido/líquido</li> <li>•Alumínio</li> <li>•Sensibilizante</li> <li>•SENSIBILIZANTES - sólido/líquido</li> <li>•TNT</li> <li>•NMMA</li> <li>•MAN</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>•OXIDANTE - líquido</li> <li>•Soluções salinas</li> <li>•COMBUSTÍVEL - líquido</li> <li>•Óleos</li> <li>•Parafinas</li> <li>•SENSIBILIZANTES</li> <li>•Gasificantes</li> </ul>

Figura 1 - Ordem de criação dos principais explosivos industriais utilizados em operações mineiras e suas composições (Fonte: Adaptado de Jimeno et al., 2017).

No geral, há muitas maneiras de se classificar os explosivos, quer em função de suas propriedades, composição química, presença de grupos estruturais (grupos explosóforos), aplicação e outros. A mais comum e que é tomada como referência, consiste em agrupá-los em: explosivos deflagrantes (baixos explosivos) e explosivos detonantes (altos explosivos), cuja diferença se baseia na sua velocidade de detonação, sendo os deflagrantes com velocidade inferior a 2000 m/s e detonantes com velocidades entre 2000 e 7000 m/s (Jimeno et al., 2017).

## 2.1. Principais propriedades dos explosivos

Para realizar um desmonte de rochas é importante que seja feita uma escolha minuciosa do material explosivo a ser aplicado. Tal seleção deve ser feita com base nas características do material a ser desmontado, as condições do local, presença de água, estruturas preexistentes, exigências e tipo de projeto de desmonte, diâmetro de perfuração, os níveis de segurança, fatores econômicos, mas, sobretudo, em função das propriedades do explosivo.

Há diferentes tipos de explosivos disponíveis e estes diferem de várias maneiras, isto é, cada explosivo tem certas características ou peculiaridades diferenciadoras no que diz a respeito à sua composição e tecnologia de mistura. As propriedades variam de acordo com o fabricante, mas,

as principais e que podem ser adotadas como parâmetros de seleção são (Bhandari, 1997; Llera et al., 2003; Maxam, 2019):

- Densidade do explosivo;
- Estabilidade química;
- Impedância do explosivo;
- Força e energia explosiva – mensurável pelos seguintes testes indicadores: RWS – *Relative Weight Strength*; RBS – *Relative Bulk Strength*; AWS – *Absolute Weight Strength* e ABS – *Absolute Bulk Strength*;
- Velocidade de detonação (VOD);
  - Onde os fatores de influência são: densidade do explosivo, diâmetro do furo e grau de confinamento;
- Pressão de detonação;
- Resistência a presença de água;
- Sensibilidade;
- Transmissão da detonação;
- Resistência a altas e baixas temperaturas;
- Toxicidade dos fumos.;
- Vida útil, segurança no manuseio e armazenamento;

A partir do conhecimento das características dos explosivos, tornar-se-á possível saber qual tipo de explosivo tem capacidade de funcionar adequadamente nas condições locais, bem como se a sua aplicação será apta de modo a alcançar os resultados pretendidos de forma eficiente (Bhandari, 1997).

### 3. DESMONTE DE ROCHAS A CÉU ABERTO COM EXPLOSIVOS

A forma mais simples e usual de efetuar o desmonte de rochas a céu aberto é através de um sistema de bancadas (degraus direitos). Para a aplicação dos explosivos no interior do maciço rochoso, inicialmente executa-se uma malha de perfuração, com alocação de furos em geral paralelos à face livre (frente livre).

De acordo com Morais, (2004) o que caracteriza um explosivo como uma ferramenta para desmonte de rochas é sua capacidade de fornecer uma energia concentrada em uma zona limitada. Essa energia criará novas fraturas e extensão das preexistentes na massa rochosa, seguida pelo deslocamento dos fragmentos resultantes.

O arranque de rochas com explosivo por sua vez, transformará uma massa rochosa com um certo IBSD – *in-situ block size distribution* – “distribuição de tamanho dos blocos *in situ*” numa pilha com BBSD – *blasted block size distribution* – “distribuição de tamanho dos blocos detonados”. O estado de distribuição natural certamente terá profundo efeito na fragmentação e na quantidade de energia explosiva requerida para a redução dos blocos à faixa granulométrica desejada (Figura 2; Scott et al., 1996).

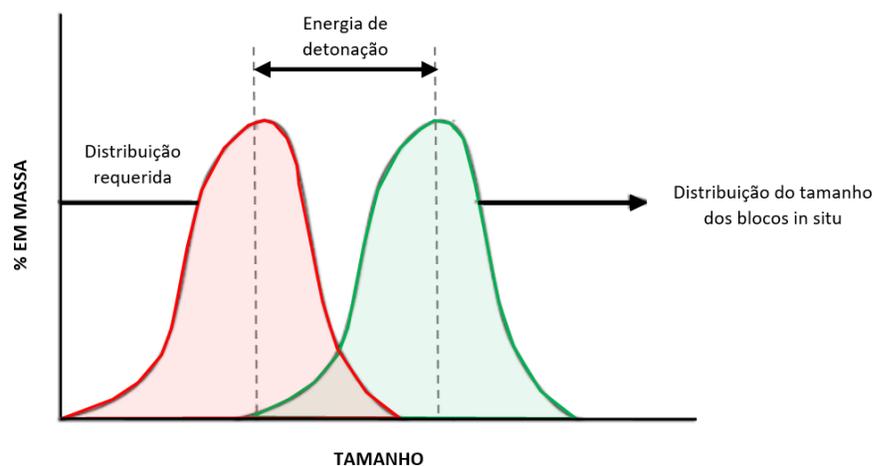


Figura 2 - Processo de fragmentação representando a energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos “*in situ*” e da fragmentação requerida (Fonte: Adaptado de Scott et al., 1996, p.126).

No geral, o desmonte de rochas é uma operação complexa que envolve vários fatores que influenciam e condicionam o seu desempenho. A partida, a fragmentação estará relacionada aos parâmetros geológicos e geotécnicos do maciço, quantidade de explosivos, tipo e distribuição de energia.

É importante que, em qualquer operação mineira, nas etapas antecedentes ao desmonte, seja feita uma análise detalhada sobre as condições naturais da massa rochosa como ato de colocar em transparência os aspectos inalterados do conjunto do maciço rochoso que, isolados ou agregados, terão efeitos consideráveis durante a detonação e influenciarão nos mecanismos de sua rotura.

Uma caracterização do maciço numa fase preliminar permitirá compreender de que modo ocorre a interação explosivo-rocha e como é a distribuição espacial da resistência do corpo rochoso ao desmonte. Isso conduzirá a um melhor controle e dimensionamento da operação, numa tentativa de se obter uma correta distribuição de carga e aproveitamento das forças geradas pela libertação de energia, ao redor da massa rochosa circundante. A eficiência do desmonte, então, dar-se-á em função do posicionamento espacial das frentes livres, ajustamento dos parâmetros geométricos da pega de fogo, propriedades dos explosivos, confinamento, modo de iniciação, temporização dos furos, mas sobretudo do grau de conhecimento do material rochoso (Sanchidrián & Muñiz, 2000).

Claramente a partir do controle da transmissão de energia haverá garantia do êxito da detonação e redução dos danos indesejáveis que afetam as condicionantes ambientais e sociais (Figura 3). Isto também fará com que as saídas sejam condizentes com o esperado em termos de parâmetros técnicos – grau de fragmentação, redução de blocos, performance do equipamento, dispersão da pilha de material e eficiência nas operações subsequentes (e.g. carga e transporte, moagem, beneficiamento etc).

Há de destacar que, em quaisquer operações de desmonte com a utilização de explosivos, deve se cumprir as legislações e normas em vigor de cada país. Para que a operação adote as medidas de segurança necessárias, é preciso observar a legislação aplicável para manuseamento de substâncias explosivas, prevenção de riscos, acidentes, impactos ambientais e que esteja de acordo com os limites estabelecidos para emissões de vibrações, ruídos e ultralanchamentos.

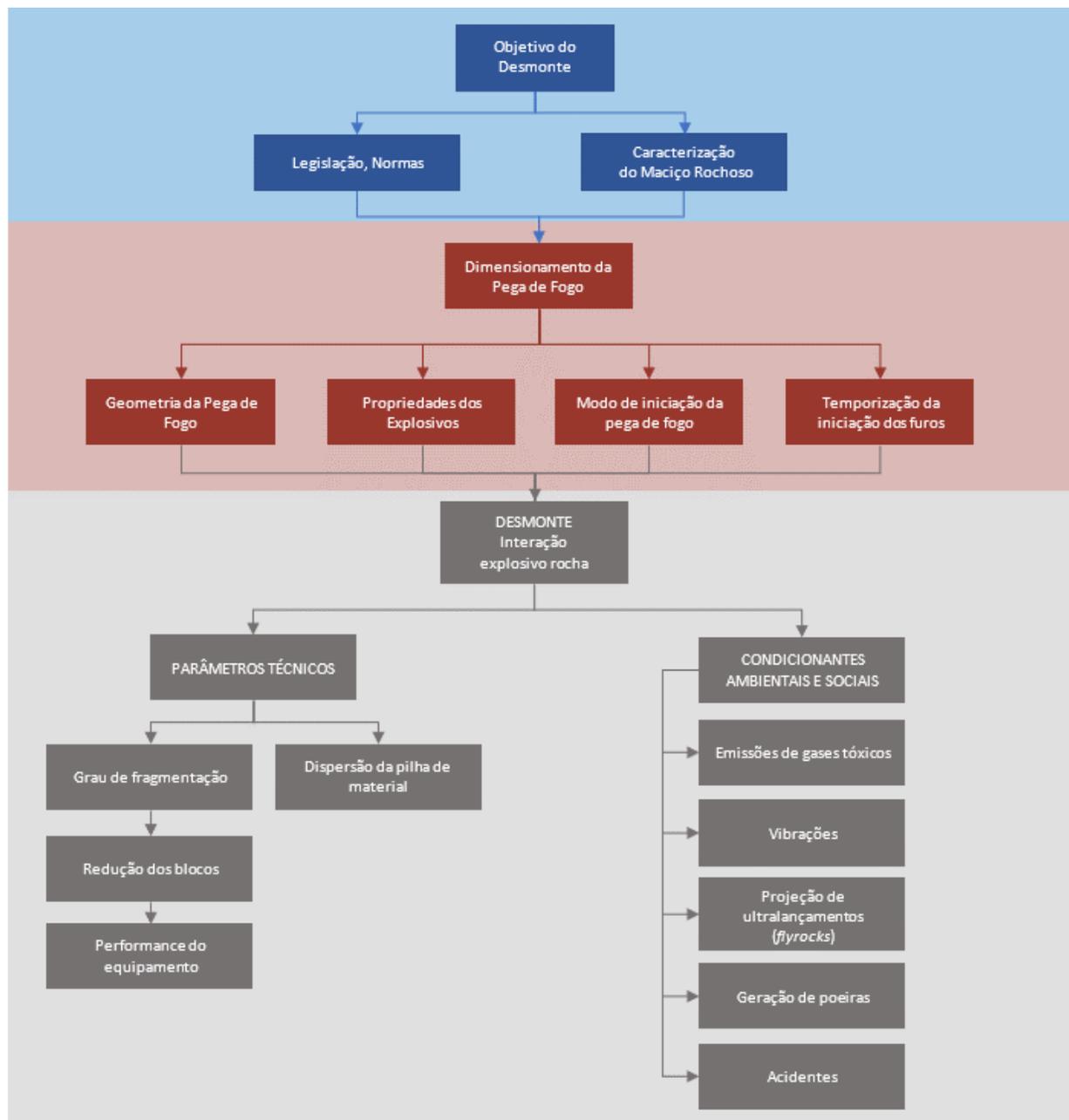


Figura 3 - Fluxograma da execução da operação de desmonte com explosivos, sua natureza complexa e seus requerimentos (Fonte: Adaptado de Gomes, 2016; Paulson et al., 2018).

### 3.1. Dimensionamento da pega de fogo

Ash (Ash, 1963) explica que não é suficiente apenas entender as fenomenologias que acontecem no processo de detonação, mas também deve-se procurar saber como controlar os efeitos das detonações. Sendo assim, a elaboração de uma pega de fogo a céu aberto, envolve diversos parâmetros geométricos que devem ser determinados criteriosamente. No geral, a malha

da pega de fogo pode ser quadrada, retangular, estagiada, triângulo equilátero ou alongada. Porém, o dimensionamento da malha e suas variáveis devem ser ajustados a fim de alcançar uma fragmentação conforme os requisitos da operação, permitindo, assim um bom aproveitamento do material para, conseqüentemente, mitigar os impactos ambientais e sociais da área a ser desmontada.

Para Hustrulid (1999) existe a dificuldade de controlar algumas variáveis na execução de um desmonte, como por exemplo a geologia, circunstâncias de tensão dos materiais, presença de estruturas naturais no material rochoso, meteorologia do local e presença de água, sendo a última um fator possível de controle, a depender da situação. Cardoso (2015) defende que, muitas vezes, a única solução adequada de dimensionar o plano de fogo é recorrendo às relações empíricas entre as variáveis geométricas. Portanto, fica a critério dos responsáveis pela operação de desmonte exercer um papel de extremo valor na recolha e tratamento dos dados locais, bem como ter em atenção as características do maciço para permitir planejar o plano de fogo da maneira mais otimizada possível.

### ***3.1.1. Parâmetros Geométricos Dimensionais***

A Figura 4 ilustra algumas das principais variáveis geométricas que funcionam como parâmetros manipuláveis associados ao desmonte de rocha numa bancada:

- Altura da bancada ( $H_b$ ): diferença entre bancadas e ou praça (*bench bottom*);
- Afastamento (B): Em relação aos furos da primeira linha é definido como a distância da boca de cada furo até a face livre da bancada mais próxima (Bhandari, 1997). E para as demais linhas é dado pelo afastamento entre as linhas dos furos de detonação.
- Espaçamento (S): é a distância existente entre os furos de uma mesma linha;
- Comprimento do furo (L): comprimento total do furo (m);
- Subperfuração (J): comprimento perfurado abaixo do nível da praça para extensão do comprimento do furo;
- Tamponamento (T): porção superior do furo que é preenchida sem material explosivo e com material inerte com objetivo de confinar a coluna de carga, para impedir o escape prematuro dos gases formados dentro do furo para a atmosfera; e
- Diâmetro do furo (D): largura coerente com o tamanho da broca de perfuração.

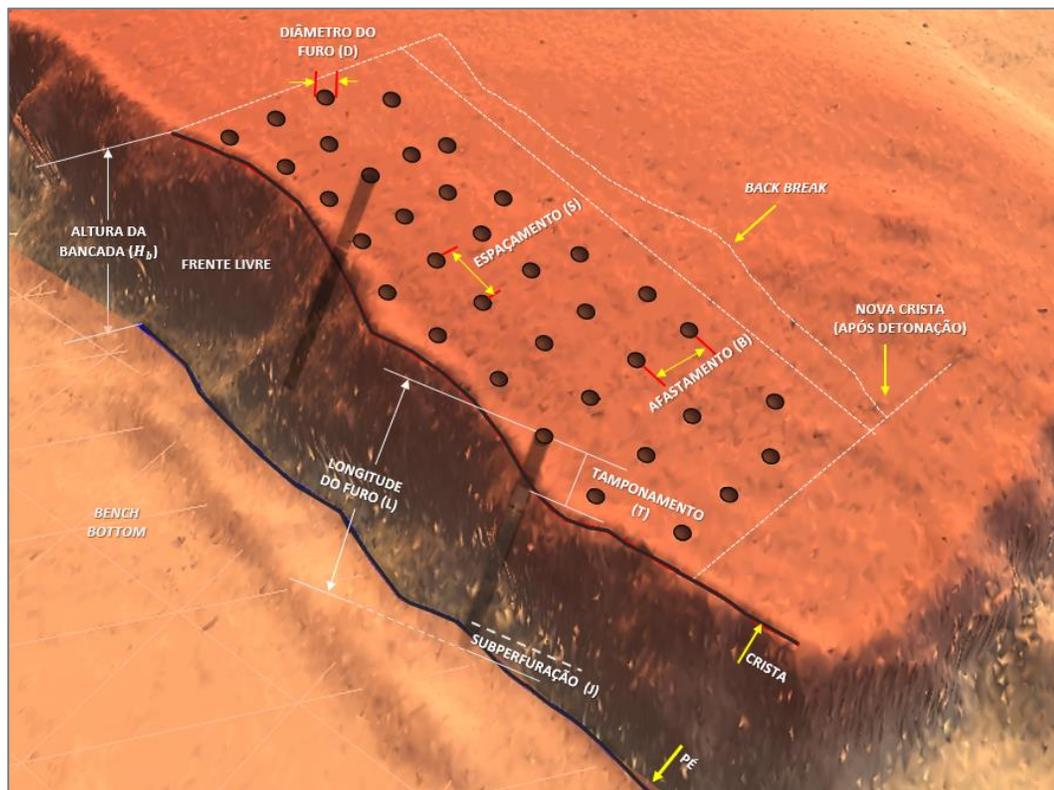


Figura 4 - Representação geométrica das variáveis controláveis de um plano de fogo (Fonte: Autoria própria<sup>3</sup>).

Dentre estas, a manipulação da altura da bancada, assim como do diâmetro do furo serão limitadas conforme a qualidade de implementação e das restrições do equipamento de perfuração disponibilizado no local de desmonte (Reis, 2016). O aumento da altura da bancada amplia a possibilidade de ocorrer desvio durante a perfuração dos furos comprometendo assim a distribuição energética, o que poderá gerar consequências no nível da fragmentação e causar vibrações e ultralançamentos. Logo, a relação entre a altura da bancada e o afastamento deve ser feita com extrema segurança e cautela.

### 3.1.2. *Rácio entre variáveis*

Diversos cálculos foram propostos para relacionar as variáveis geométricas da pega de fogo. Inicialmente por Ash (1963) mas que, ao longo dos anos sofreram modificações através de estudos de diversos autores como Bhandari (Bhandari, 1997)), Hustrulid (Hustrulid, 1999), Jimeno, Llera, Urbina, e Jimeno (Jimeno, Llera, Urbina, & Jimeno, 2003).

<sup>3</sup> Adaptado *Red Pocket Guide* (Guia de bolso em *Portable Document Format*) desenvolvido pela empresa O-Pitblast ©.

Ao analisar todos os parâmetros geométricos mencionados acima, verifica-se que todos são tipicamente relacionáveis entre limites conhecidos, resultantes de observações práticas, e que apresentam uma relação direta com o afastamento (B). A Tabela 1 ilustra, algumas aproximações iniciais que foram propostas como rácios a serem obedecidos e utilizados para o planeamento do fogo.

Tabela 1 - Dimensionamento geométrico de planos de fogo utilizando-se quocientes.

Parâmetros	Expressão	Constantes empíricas	Intervalos de variação	Referências
Afastamento	$B = K_B * d$	$K_B$	$25 \leq K_B \leq 40$	(Ash, 1963; Jimeno, et al., 2017)
Espaçamento	$S = K_S * B$	$K_S$	$1 \leq K_S \leq 1,5$	(Bhandari, 1997; Hustrulid, 1999; Jimeno, et al., 2017)
Altura do banco	$H = K_H * B$	$K_H$	$K_H \geq 1$	(Hustrulid, 1999)
Tamponamento	$T = K_T * B$	$K_T$	$0,7 \leq K_T \leq 1$	(Bhandari, 1997; Jimeno, et al., 2017)
Subfuração	$J = K_J * B$	$K_J$	$0,3 \leq K_J \leq 0,5$	(Hustrulid, 1999; Jimeno, et al., 2017)

Tendo em consideração que o diâmetro de perfuração juntamente com a altura de bancada, são parâmetros semifixos (por serem difíceis de alterar), pode estabelecer-se o diagrama da Figura 5, que representa a influencia entre variáveis do planeamento da pega de fogo.

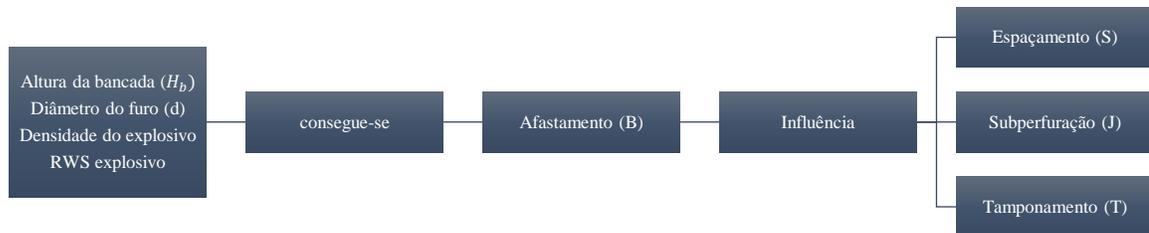


Figura 5 - Esquema ilustrativo da influência entre variáveis geométricas do diagrama de fogo.

### 3.1.3. Carga Específica (K)

A carga específica ou razão de carga de explosivo, *powder factor*, é um atributo que tem grande importância em uma pega de fogo. Normalmente expressa em  $Kg/m^3$  ou  $Kg/t$  e refere-se à quantidade de massa de explosivo necessária para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha. A carga específica geralmente é expressa pela razão entre a massa total de explosivo no furo e o volume desmontado pelo furo, espaço vazio a ser preenchido de carga. E segundo Cardoso (2015), este parâmetro aumenta com: a diminuição do diâmetro dos furos; a diminuição do número de faces livres; o aumento de competência da rocha; o aumento do grau de fragmentação requerido; e o tempo de retardo inadequado ou a má distribuição da carga no maciço.

Em desmontes a céu aberto e com base no tipo de rocha, Llera et al., (2003) no *Manual de Perforación y Voladura de Rocas* estabeleceu diferentes valores de razões de carga a serem aplicadas conforme exposto na Tabela 2.

Tabela 2 - Carga específica recomendada conforme o tipo de rocha a ser desmontada (Fonte: Llera et al., 2003).

<b>Tipo de rocha</b>	<b>Carga Específica (Kg/m<sup>3</sup>)</b>
Rocha maciça e resistente	0.60 – 1.50
Rocha de resistência média	0.30
Rocha muito fraturada e/ou alterada	0.10 – 0.30

Posteriormente serão ilustrados na Tabela 7 outros diversos cálculos de estimativa que foram apontados para se chegar ao valor necessário de carga específica a ser aplicado. Onde para além das características do maciço rochoso também foram consideradas as variáveis geométricas do diagrama de fogo e outros.

### **3.2. Mecanismo de rotura da rocha pelos explosivos**

A carga explosiva no furo quando detonada proporciona um forte impacto a ser transmitido no interior do maciço rochoso. Uma grande quantidade de energia química é desprendida devido à detonação da coluna de explosivo confinada, e o material sólido é transformado em subprodutos gasosos a altíssimas pressões e temperatura num curto espaço de tempo. Embora grande parte dessa energia seja perdida em trabalho não efetivo, estima-se que uma fração efetiva resultante - 15% da energia total gerada no desmonte (Hagan, 1979) – é vinculada a uma série de forças que atuarão no interior do maciço causando sua fragmentação (Couceiro, 2019; Mandal et al., 2021).

Diversos fatores como as características da própria rocha e tipo de explosivo aplicados influenciam diretamente na fraturação do maciço. O processo de rompimento do material geralmente é alcançado a partir do aparecimento de novas fraturas causadas durante a detonação, que se juntam ou não às preexistentes do próprio maciço, ou ainda pela expansão das estruturas causadas pelas operações de perfuração, que antecedem o rebentamento do material. A quebra é alcançada quando os níveis de estresse aplicados excedem à resistência a compressão ou tração do próprio “material rocha”. Uma vez que as rochas tendem a ser muito mais fortes na resistência à compressão, da ordem de 5 a 10 vezes maior que a resistência à tração, num desmonte com recurso a explosivos será muito mais fácil romper o maciço e gerar novas fraturas por um efeito tracional

(Segaetsho & Zvarivadza, 2017; Sanchidrián & Muñiz, 2000; Unión Española de Explosivos, 1994).

Muitas teorias foram desenvolvidas com intuito de explicar o mecanismo de fraturação das rochas devido à acção das substâncias explosivas. Este processo foi faseado em quatro etapas<sup>4</sup> por Atlas Powder Company (1987), porém a forma mais usual, adotada por muitos autores, sintetiza o processo de quebra da massa rochosa como resultado da ação síncrona de duas fases distintas Figura 6 (Langefors, 1963; Dinis da Gama, 1971; Domingos, 2016; Reis, 2016)

(i) **Fase Dinâmica:** que corresponde à fase imediatamente seguinte à detonação da carga explosiva, dominada pela formação e propagação das ondas de choque, as quais promoverão perturbação violenta ao longo do maciço. Inicialmente tais ondas são compressivas por natureza, se propagam na forma de pulsos concêntricos a partir do furo, sofrendo atenuação à medida que se afastam do centro da carga, convertendo-se em onda trativa. No geral, a sua velocidade depende da densidade da rocha e do tipo de explosivo.

(ii) **Fase Quase-estática,** correspondente a fase que dá lugar ao término do estado dinâmico em que o corpo rochoso foi submetido. Esta é a fase do trabalho mecânico de expansão extremamente rápida e violenta dos produtos resultantes da detonação, majoritariamente gasosos, no interior do maciço.

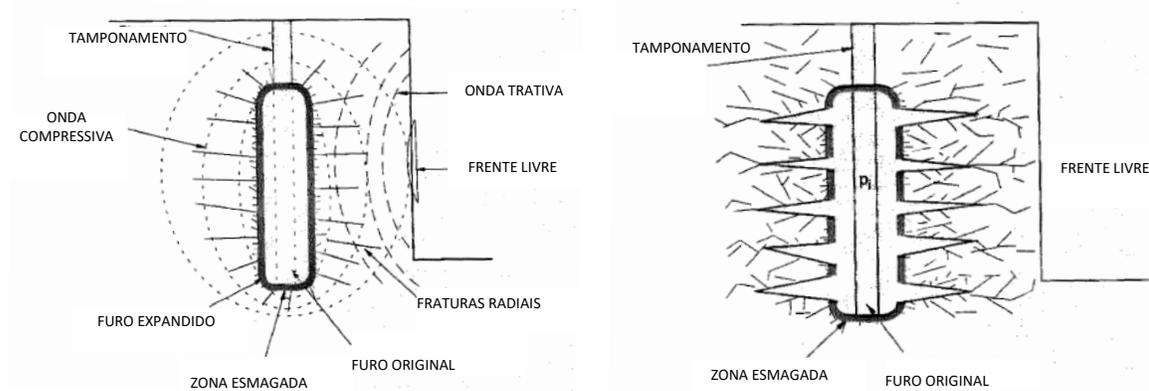


Figura 6 - Propagação das ondas de choque e expansão de gases (Fonte: Adaptado de Scott et al., 1996, p.64).

<sup>4</sup> **Quatro etapas:** T1 - detonação T2: propagação da onda de choque T3: expansão dos gases T4: movimento de massa de material.

Atlas Powder Company. *Explosives and Rock Blasting*. Dallas: Atlas Powder, 1987. 662p.

## 4. O MACIÇO ROCHOSO

Os maciços rochosos podem ser definidos como um único material rochoso ou conjunto de blocos rochosos compostos por um ou mais tipos litológicos, localizados *in situ*, com presença de água e estados de tensões preexistentes. E ainda sendo interceptados ou não, por superfícies de compartimentação macro a microscópicas que dividem o seu meio sólido em blocos de rocha. Tais superfícies são representadas por um vasto conjunto de descontinuidades<sup>5</sup> - como falhas, diáclases, juntas (do inglês *joints*<sup>6</sup>), fraturas, acamamento, foliação, xistosidade e outros - com características geológico-geotécnicas e geomecânicas, que conferem ao conjunto uma anisotropia global (Hoek 2007 in Pinheiro, 2016).

Geralmente as descontinuidades, predominantemente distribuídas em todos os maciços rochosos são as *joints* (Zou, 2017). Que segundo Goodman, (1989) é um termo que passou a ser utilizado em contexto de engenharia para a totalidade ou parte da família de descontinuidades em maciços rochoso.

### 4.1. Caracterização do maciço

Como já mencionado, nas etapas antecedentes ao desmonte é essencial uma caracterização geológica-geomecânica do corpo rochoso a ser desmontado, como ato de colocar em transparência os aspectos inalterados do conjunto do maciço rochoso, que isolados ou conjuntamente terão efeitos consideráveis durante a detonação. Uma caracterização geofísica por vezes, em alguns casos, também pode ser conveniente de ser implementada. Geralmente inicia-se o processo de descrição geológica pela análise global do conjunto, como rocha intacta, grau de alteração, e também mapeamento superficial das suas estruturas expostas. No que se refere ao conhecimento prévio sobre as características petrográficas, físicas, mecânicas, hidráulicas e outras, do corpo rochoso, a maioria das informações pode ser obtida mediante ensaios de campo ou laboratoriais (ISRM, 1981).

---

<sup>5</sup> **Descontinuidades** - Termo geral que faz referência a qualquer entidade geológica que intercepte a continuidade física de um dado corpo rochoso.

Rocha, M. (1981). Mecânica das Rochas. LNEC - Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, p 445.

<sup>6</sup> **Joint** - “The term joint includes joints, fissures, fractures, cracks, and breaks penetrating rock masses.”

Palmstrom, A. (2005). Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD). *Tunnelling and Underground Space Technology*, 20(4), 362–377. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2005.01.005>

Segundo Dey, (2003) vários sistemas de classificações foram criados para caracterizar o maciço rochoso em função das suas características e alguns deles serão mencionados na seção 4.4.

Todavia, para caracterizar corretamente o maciço é necessário qualificar a rocha intacta e as descontinuidades. Adicionalmente, aceita-se que o conhecimento a cerca das propriedades geotécnicas dos maciços tem maior relevância que o das propriedades referentes as rochas intactas. Em seguimento, *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre (JKMRC)*, da Universidade de Queensland, Austrália, sugere que os parâmetros de controle do maciço rochoso em projetos de desmonte são subdivididos em parâmetros de resistência, mecânicos, de absorção, de estrutura e de cominuição (Morais, 2004).

#### 4.2. Parâmetros da rocha intacta

O “material-rocha” (rocha intacta) constitui a matriz do maciço rochoso e de acordo com Cervantes, (2011) pode ser caracterizado por litologia, alteração, coerência ou consistência e fraturamento. Porém, os parâmetros mais usados para sua classificação e relevantes para o desmonte com explosivos são o Módulo de elasticidade ou módulo de Young ( $E$ )<sup>7</sup>, coeficiente de Poisson ( $\nu$ )<sup>8</sup>, densidade, porosidade e velocidade de propagação das ondas ultrassônicas ( $V_p$  e  $V_s$ ) (Morais, 2004; Oliveira, 2010)

O conhecimento das propriedades índices e mecânicas da rocha intacta, que compõem o corpo a ser desmontado, pode ser alcançado através de testes *in situ* (no campo) ou em laboratório a partir da recuperação dos testemunhos de sondagem obtidos. O que fornecerá informações importantes sobre comportamento mecânico do maciço, sua capacidade de rotura e ainda permitirá a simulação de cenários variados (Navarro et al., 2021; Quaglio, 2020). É de referir, que apesar dos ensaios laboratoriais resultarem numa análise mais significativa da qualidade, muitas vezes os valores medidos, podem de fato não refletir as propriedades reais da massa de rocha como um todo. E apenas fornecer uma ideia aproximada da qualidade geral do maciço. Isto devido aos furos de sondagem poderem ter sido feitos numa distância grande ou ainda em virtude de o estado de tensão

---

<sup>7</sup> **Módulo de Young** - Mede a rigidez de um material rochoso. Corresponde à razão entre a tensão e a deformação axial.

<sup>8</sup> **Coefficiente de Poisson** - Mede a relação entre deformação lateral e a deformação longitudinal.

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>

do material sob detonação ser extremamente complexo e as características de resistência da rocha mudarem muito (Zou, 2017; Ghosh, 2017).

#### 4.3. Parâmetros estruturais e influência no desmonte

No tocante ao sistema de descontinuidades, estas observam-se desde o nível microscópico das características texturais, até o nível macroscópico das descontinuidades preexistentes por ação geológica e das induzidas por ações secundárias de detonações anteriores (Ouchterlony & Sanchidrián, 2019; Zou, 2017). O efeito da presença destas estruturas limita a formação de novas rachaduras e fornece caminhos para o escape de gases conforme o documentado por Hustrulid, 1999 (Figura 7).



Figura 7 - Efeito das estruturas na fragmentação (Fonte: Adaptado de Hustrulid, 1999).

Quando há necessidade de caracterização geomecânica do maciço é imprescindível o mapeamento destas estruturas. Ainda mais quando visto que o grau de fraturação e sua expansibilidade num dado volume de maciço influenciam de maneira decisiva no resultado da pega de fogo. Segundo o ISRM (1978), o estudo das descontinuidades torna-se um complemento demasiado relevante com base na descrição de um conjunto de dez parâmetros quantitativos (Figura 8)(Oliveira, 2010):

- **Atitude geológica** – orientação e inclinação da mesma, sendo sua medição com uso de uma bússola;
- **Espaçamento** – distância entre descontinuidades adjacentes de uma mesma família;
- **Persistência** – ou continuidade, é o parâmetro relacionado a extensão em área da descontinuidade e a sua forma geométrica;
- **Rugosidade** – corresponde as irregularidades presentes nas superfícies das descontinuidades (ondulações);

- **Resistência das paredes** – refere-se a resistência à compressão das paredes das descontinuidades;
- **Abertura** – caracterizada como a distância entre duas superfícies (paredes) da descontinuidade;
- **Preenchimento** – material existente nos espaços entre as paredes de uma descontinuidade;
- **Condições de água (percolação)** – presença ou não de fluxo de água pela rede de descontinuidades ou por todo maciço;
- **Número de famílias** – quantidade de famílias que forma o conjunto de descontinuidades;
- **Tamanho dos blocos** – dimensão dos blocos *in situ* e são determinados pelo espaçamento das descontinuidades.

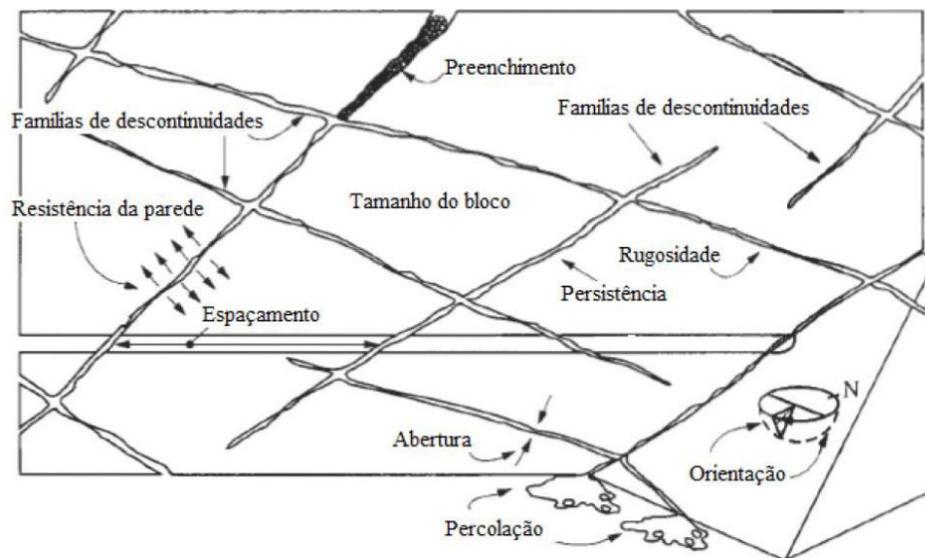


Figura 8 - Desenho esquemático da estruturação dos sistemas de descontinuidades que devem ser estudados num maciço rochoso (Fonte: Adaptado de Hudson & Harrison, 1997).

Cada um destes parâmetros pode ter um efeito significativo de maneira positiva ou não, nos resultados do desmonte, porém a orientação e espaçamento destacam-se como as que possuem maior influência. Burkle (1979) citado em Hustrulid (1999) afirma que os resultados do desmonte podem ser afetados pelas orientações das descontinuidades do maciço rochoso, e que há três casos a serem considerados: desmontar a favor, contra e segundo as descontinuidades.

De todo modo, pode se dizer que o caráter, orientação e frequência destas estruturas são o que limitam a formação de novas, influenciam na atenuação da onda de choque e fornecem novos

caminhos para o escape dos gases da detonação (Hustrulid, 1999; Morais, 2004). Para além dos espaçamentos entre as descontinuidades, a fragmentação também é devida ao espaçamento entre os furos, blocos unitários, bem como, tamanho destes blocos existentes no maciço. As características das estruturas, posição destas relativamente à frente de desmonte e tamanho do bloco *in situ* condicionarão o sentido dos rebentamentos.

Uma vez que sejam conhecidas as descontinuidades, tornar-se-á possível calcular adequadamente os parâmetros do diagrama de fogo tendo o controle geo-estrutural do maciço, bem como obter uma estimativa sobre o IBSD<sup>9</sup> e previsão do BBSD<sup>10</sup> (Akyıldız & Hüdaverdi, 2017; Lu, 1997).

Na Tabela 3 são ilustrados os resultados previsíveis para a qualidade da fragmentação consoante os diferentes casos de descontinuidades que podem ser ocasionados atendendo a inclinação da descontinuidade e o ângulo relativo entre o avanço do desmonte e as direções das famílias de descontinuidade (Jimeno, 2017). Na existência de família de descontinuidade que mergulham na vertical (90°), as direções de avanço a 0°, 180° e 360° produzem boa fragmentação e face de talude irregular. Para este mesmo caso, com as direções de avanço a 45°, 135°, 225° e 315° a fragmentação será variável e face de talude em formato de dentes de serra. Quando a direção de avanço é ortogonal ao plano de descontinuidade, o desmonte apresenta a direção mais favorável à fragmentação.

---

<sup>9</sup> **IBSD** - *In-situ Block Size Distribution* “Distribuição de tamanho dos blocos *in situ*” (pág.8).

<sup>10</sup> **BBSD** - *Blasted Block Size Distribution* “Distribuição de tamanho dos blocos detonados” (pág.8).

Tabela 3 - Orientação do avanço da pega de fogo em relação à direção das descontinuidades (Fonte: Adaptado de Jimeno, 2003).

DESIGN DA PEGA DE FOGO EM RELAÇÃO AO CONTROLE ESTRUTURAL		
Inclinação das descontinuidades	Ângulo entre a direção das descontinuidades e a direção do desmonte	
	$\theta = 0^\circ$	Direção de desmonte indiferente
	$\theta = 90^\circ$	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ Boa fragmentação Frente irregular $\beta = 45^\circ = 135^\circ = 225^\circ = 315^\circ$ Fragmentação variável Frente como dentes de serra $\beta = 90^\circ = 270^\circ$ Direção mais favorável
	$\theta = 45^\circ$	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ Boa $\beta = 45^\circ = 135^\circ = 225^\circ = 315^\circ$ Desfavorável $\beta = 90^\circ$ Pouco favorável $\beta = 225^\circ = 315^\circ$ Aceitável $\beta = 270^\circ$ Muito favorável
	$0^\circ < \theta < 45^\circ$ Similar ao caso anterior, a dureza é determinante	$\beta = 0^\circ = 180^\circ = 360^\circ$ Boa $\beta = 45^\circ = 135^\circ = 225^\circ = 315^\circ$ Desfavorável $\beta = 90^\circ$ Pouco favorável $\beta = 225^\circ = 315^\circ$ Aceitável $\beta = 270^\circ$ Muito favorável
	$45^\circ < \theta < 90^\circ$	$\beta = 90^\circ$ Pouco favorável $\beta = 270^\circ$ Favorável (Dependendo do valor de $\theta$ e da competência da rocha, os resultados estarão mais próximos a $\theta = 45^\circ$ ou $\theta = 90^\circ$ )

### 4.3.1. Blocos unitários

Considerado como um atributo extremamente relevante no comportamento e resistência do maciço rochoso, o tamanho dos blocos geralmente é representado nos principais sistemas de classificações de quantificação do maciço rochoso (Palmstrom, 2005).

A Figura 9 ilustra alguns blocos típicos de compartimentação do maciço formados pelas *joints*:

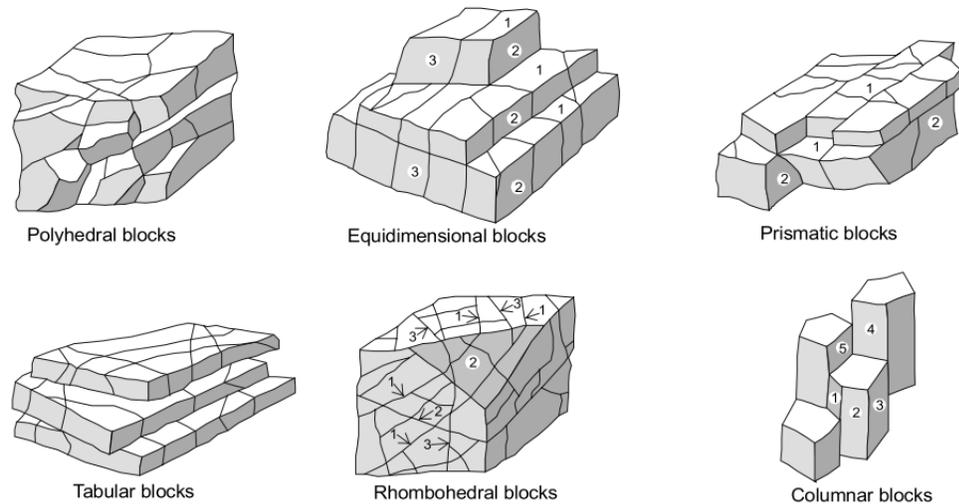


Figura 9 – Exemplos de algumas formas de blocos unitários em função do padrão das joints (Fonte: Dearman, 1991, como citado em Palmstr, 2000, p. 1)

Conhecendo-se o número total de descontinuidades existentes, por unidade de comprimento, num volume unitário do maciço rochoso, determina-se o Índice volumétrico das descontinuidades ( $J_v$ ). A determinação de tal índice, por sua vez, permite a correlação com o IBSD resultando numa classificação da dimensão do material num determinado maciço conforme o sumarizado na Tabela 4.

Tabela 4 - Classificação do tamanho dos blocos de material-rocha presentes no maciço, baseado no índice volumétrico das descontinuidades ( $J_v$ ) – (Fonte: Adaptado de ISRM 1978; Palmstrom, 2005).

$J_v$	Características do Maciço
< 1	Blocos muito grandes
1 - 3	Blocos grandes
3 - 10	Blocos de tamanho médio
10 - 30	Blocos pequenos
30 - 60	Blocos muito pequenos

#### **4.4. Enquadramento das Classificações das Massas Rochosas**

Os maciços rochosos são classificados através de observações visuais ou índices propostos com base em suas propriedades. Pode se dizer que tal classificação depende sobretudo da caracterização de sua matriz rochosa e influência das descontinuidades presentes.

##### **4.4.1. Classificações Geológicas-Geomecânicas**

Em suma, os sistemas de classificação foram desenvolvidos como instrumento auxiliar para propósitos geotécnicos. Índices como Índice Geológico- Geomecânico (GSI – "*Geological Strength Index*", Hoek et al. 1994), *Rock Quality Designation* (RQD, Deere 1963), *Rock Mass Rating Strength* (RMR, Bieniawski, 1973) e o sistema-Q ("*Quality-system*", Barton et al. 1974) são os tradicionalmente conhecidos e utilizados nos projetos de engenharia.

Muitas classificações geomecânicas permitem caracterizar os maciços rochosos através de um conjunto de propriedades, assim como, estimar suas propriedades físicas e descontinuidades. Conforme Bieniawski (1989) os objetivos deste tipo de classificação são:

- Identificar os principais parâmetros que influenciam o comportamento do maciço;
- Dividir o maciço rochoso em grupos ou classes de comportamento parecido;
- Fornecer uma base para o entendimento de cada classe;
- Relacionar a experiência de condições da rocha de um local com as condições e experiência encontrados em outros locais;
- Adquirir dados quantitativos e diretrizes para o projeto de engenharia e;
- Fornecer uma base de comunicação comum entre engenheiros, geólogos e outras pessoas envolvidas no projeto.

É de destacar que estas classificações geralmente são bastante úteis por si só ou combinados a outras apenas com enfoque na qualificação do maciço. Contudo, algumas tentativas foram propostas pela comunidade técnico-científica com intuito de empregar os sistemas supracitados para fins de detonação e calcular a suscetibilidade ao desmonte com explosivos (Jimeno et al., 1995). Isto será ilustrado mais a frente na seção 5 e a seguir os sistemas mais relevantes são explicados resumidamente.

#### 4.4.1.1. Classificação baseada no RQD

RQD foi proposto por Deere em 1969 e é o trabalho mais antigo referente à descrição quantitativa do IBSD e descrição do estado de fracturação dos maciços rochosos. É um percentual geralmente definido com base em testemunhos de sondagens. E na falta deles, as estimativas foram feitas utilizando a constância de descontinuidades para estabelecimento de equações de correlação. A Tabela 5 ilustra alguma das principais estimativas propostas por alguns autores.

Tabela 5 - Métodos de obtenção do RQD.

Equação		Autor(es)	Descrição
$RQD = \frac{\sum \text{fragmentos de rocha intacta com mais de 10cm}}{\text{comprimento total do testemunho medido}} \times 100\%$			Como percentagem de segmentos de rocha intacta que sejam iguais ou superiores a 10 cm por um dado comprimento de testemunho de sondagem recuperado
<b>Classe</b>	<b>RQD</b>	<b>Qualidade da rocha</b>	
I	< 25%	Muito má	
II	25% - 50%	Má	
III	50% - 75%	Razoável	
IV	75% - 90%	Boa	
V	90% - 100%	Excelente	
$RQD = 100e^{-0.1ff}x(0,1ff + 1)$		Priest & Hudson (1976) Hudson & Harrison, (1997)	Com base levantamentos estruturais de detalhe-do maciço rochoso via linha de referência ( <i>scanlines</i> )
$RQD = 115 - 3,3J_v$ $RQD = 100 \text{ para } J_v < 4,5$ $RQD = 0 \text{ para } J_v > 35$		Pallsmtrom (1974)	Com base em descontinuidades visíveis na superfície do maciço rochoso exposto. Equação preferível para maciços fraturados planares ou alargados
$RQD = 110 - 2,5J_v$ $RQD = 100 \text{ para } J_v < 4$ $RQD = 0 \text{ para } J_v > 44$		Palmstrom (2005)	Com aplicabilidade para corpos mais cúbicos
$RQD = 115.9 - 3.0845 * ff$		Vali & Arpa, (2013)	Com base em investigações de campo. A relação é válida para $2 < ff^{11} < 10$

#### 4.4.1.2. Classificação baseada no RMR

O sistema de classificação geomecânica *Rock Mass Rating* (RMR), também conhecido como *Geomechanics Classification*, foi desenvolvido por Bieniawski entre os anos de 1972-1973 (Bieniawski, 1979). É fundamentado de modo a considerar seis parâmetros geotécnicos e

<sup>11</sup> *ff*: Refere-se a frequência de descontinuidades – número de descontinuidade por unidade de comprimento.

geológicos, sendo estes enumerados abaixo, com os respectivos intervalos de pontuação atribuídos a cada um deles:

- 1- Resistência da rocha intacta à rotura uniaxial - compressão uniaxial ou carga pontual- (0 – 15);
- 2- RQD “*Rock Quality Designation*” (3 – 20);
- 3- Espaçamento médio entre as descontinuidades (5 – 20);
- 4- Condição das descontinuidades em termos de persistência, abertura, rugosidade, preenchimento e grau de alteração (0 – 30);
- 5- Condições hidrogeológicas: presença da água subterrânea no maciço (0 – 15); e
- 6- Orientação das descontinuidades (0 – (-25)).

Ao utilizar este sistema de classificação, divide-se o maciço rochoso em um número de regiões estruturais que apresentam propriedades similares. Os parâmetros supracitados servem como informações de entrada para o formulário e são medidos para cada zona. A partir das medições e somatório de cada parâmetro obtêm-se um valor que permite definir o índice RMR para determinação da qualidade do maciço rochoso. Na Tabela 6 é apresentado o quadro-síntese com as cinco classes de maciços que podem ser definidas e suas respectivas diretrizes. . No geral diz-se que este índice de qualidade varia desde 20 para rochas fracas até 100 para rochas resistentes.

Tabela 6 – Qualidade do maciço rochoso com base na classificação RMR dos maciços (Fonte: Adaptado de Bieniawski, 1989).

Valor RMR	80 -100	60 – 80	40 - 60	20 - 40	< 20
Classe	I	II	III	IV	V
Descrição	Maciço rochoso muito boa qualidade	Maciço rochoso boa qualidade	Maciço rochoso de qualidade razoável	Maciço rochoso de fraca qualidade	Maciço rochoso de muito fraca qualidade
Ângulo de atrito do maciço rochoso	>75	65	55	45	<40
Coesão do maciço rochoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100

A partir das informações advindas da classificação RMR, pode ser utilizado o ábaco correspondente a classificação de Franklin et al., (1971) o qual divide-se em quatro zonas distintas (A a D) possibilitando definir de forma relativamente simples, o tipo de desmonte a ser implementado (Figura 10). Apesar das distintas zonas, como já ressaltado, o presente trabalho se concentrará no desmonte com recurso a explosivos (zona D).

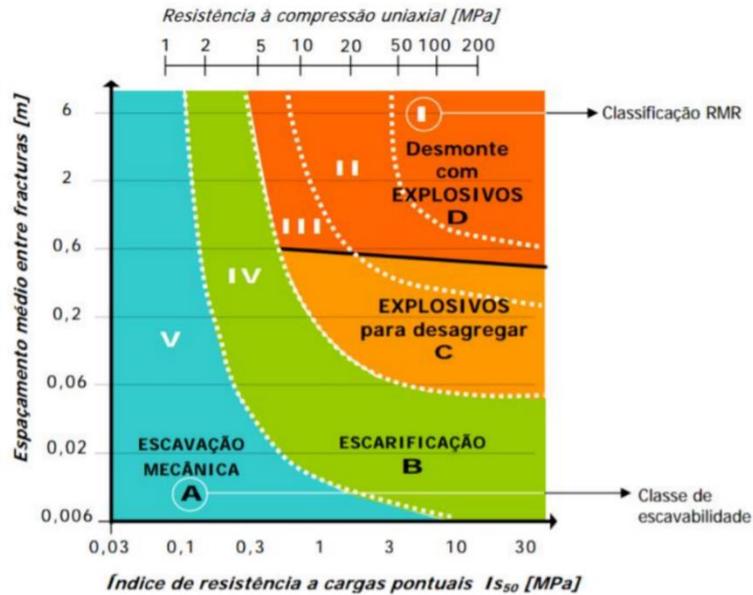


Figura 10 - Modelo de Franklin et al., (1971) com a classificação RMR incorporada tendo por base o espaçamento entre descontinuidades (m) e a resistência a compressão uniaxial (MPa) (Fonte: Adaptado de Franklin, 1971, como citado por Bernardo, 2004)

#### 4.4.1.3. Classificação baseada no GSI

O Índice Geológico- Geomecânico (GSI) foi um método de caracterização visual rápida que foi desenvolvido para atender a necessidade de dados de entrada confiáveis sobre a condição geológica do maciço. Os valores de GSI são obtidos a partir de um ábaco que permite estimar as propriedades mecânicas dos maciços rochosos em função do grau de fraturamento e as condições das descontinuidades presentes.

#### 4.4.2. Classificação baseada no índice de suscetibilidade

A classificação baseada no índice de suscetibilidade refere-se a classificar um corpo rochoso pela sua facilidade de ser desmontado e fragmentado com uso de explosivos. Visa a

correlação direta com a distribuição do tamanho do fragmento resultante de uma detonação. E assim, quando se trata de detonação, é um índice muito mais importante do que os sistemas bases de classificação mencionados anteriormente (Gokhale, 2009).

No capítulo 5, essa classificação e suas diferentes formas de quantificação serão explicadas em maiores detalhes.

## 5. REVISÃO E ANÁLISE SOBRE O *BLASTABILITY*

Este capítulo menciona a revisão literária feita acerca do índice de suscetibilidade ao desmonte com explosivos ou “*blastability*”, incluindo definição, origens do termo e fatores controladores. Seguidamente, na seção 5.3 efetua-se a análise das diferentes abordagens que foram propostas ao longo dos anos por diferentes autores (48 avaliações) descrevendo o assunto em questão.

### 5.1. Definição e Origens do termo

Segundo alguns autores, o termo *blastability* entende-se por:

*“The term “Blastability” is conventionally understood to mean the resistance of rock to fracture by a blast, characterized by the expenditure of explosives on the fracture of unit volume of rock to pieces of given size in standard blasting conditions. All rocks are classified into different blastability groups according to the explosives expenditure thus found (in grouped intervals).”*

(Rakishev, 1981)

*“The rock mass blastability has historically been defined as a factor that shows the resistance of rocks to blast loads. There are, however, blastability assessment approaches that involve the blast design parameters, such as the characteristics of the explosive charges or the measurement of the outcomes. There is, therefore, no widely accepted technique available to assess the blastability of rock masses and many efforts at unification have been attempted (Dey and Sen, 2003; Scott, 1996; Widzyk-Capehart and Lilly, 2002).”*

(Salmi & Sellers, 2021)

Nos últimos 30 anos, diversos investigadores tentaram correlacionar as propriedades do maciço rochoso com os resultados da detonação. Com base nos resultados observados, foi definido o “*Blastability Index*” ou BI (Khorzoughi, 2013). Assim sendo, a origem deste termo remete a necessidade de identificar a resistência do corpo rochoso perante ao carregamento explosivo. Embora inúmeros termos<sup>12</sup> tenham sido propostos para tal avaliação, este tornou-se o mais usualmente conhecido.

---

<sup>12</sup> *Crushability, Breakability, Fracturability, Explodability, Explosibility, e Fragmentability.*

Salmi, E. F., & Sellers, E. J. (2021). A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design. *Engineering Geology*, 281(December 2020), 105970. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105970>

Em suma, o “*blastability*” pode ser dito como um reflexo abrangente não apenas de uma propriedade intrínseca do maciço rochoso, mas da combinação de uma ampla gama de propriedades físicas e geomecânicas que governam o mecanismo de rotura, deformabilidade, estabilidade e afetam a sua resistência ao desmonte. Dentre estes destacam-se sobretudo a condição estrutural do corpo rochoso, grau de fraturação e suas peculiaridades do que literalmente as características da rocha intacta (Ávila, 2012; Oliveira, 2010)

Muitas tentativas de classificação foram feitas baseadas em observações de casos particulares de desmonte de rochas. Sendo que a maioria destas tentativas trata a rocha como um material homogêneo e frágil (Morais, 2004).

O conceito está assim ligado a um conjunto de características, difíceis de medir, de um maciço rochoso não desmontado e a um outro conjunto de propriedades também difíceis de medir do maciço rochoso desmontado pela aplicação de explosivos. Desta observação se pode constatar a complexidade e dificuldade da própria definição do conceito e que o mesmo é dependente de um extenso conjunto de parâmetros.

## **5.2. Fatores que controlam as saídas do desmonte**

A caracterização da suscetibilidade ao desmonte tornou-se uma tarefa imprescindível para o planejamento das operações mineiras. Sua determinação precisa é um elemento crítico, pois possibilita calcular quanto da transformação do esforço explosivo é necessária e quanto de carga específica deve-se aplicar para alcançar a fragmentabilidade ideal do maciço de acordo com o propósito da operação.

Em muitos casos os parâmetros envolvidos na capacidade de rebentamento da massa rochosa são frequentemente muito difíceis de serem isolados e identificados quantitativamente. E portanto, há ainda o grande obstáculo de obter uma medida satisfatória e confiável desta capacidade. Apesar das dificuldades, pode-se dizer que o *blastability* e conseqüentemente a eficácia da operação é altamente dependente de três fatores que têm efeito significativo e controlam o desmonte (Figura 11):

- (i) Fatores internos que regem sobre um determinado maciço – suas propriedades naturais e distintas que variam de maciço para maciço em função dos inúmeros processos ocorridos ao longo da história geotectônica. Estas são fixas, incontroláveis, e definem como é

absorvida e dissipada a energia da detonação dentro do próprio corpo (Hustrulid, 1999; Jimeno, 2017). Como já mencionado por diversos pesquisadores, estes fatores têm significativo impacto no desenho da pega de fogo e nos resultados do desmonte:

- a. Características da rocha intacta:
    - i. Propriedades físicas e mecânicas da rocha intacta: resistência material, deformabilidade, dureza, elasticidade, densidade, porosidade, permeabilidade, características de estabilidade (coesão e fricção interna) etc;
    - ii. Componentes petrológicos: composição mineralógica, estrutura cristalina, textura etc;
  - b. Características do maciço rochoso
    - i. Tipo de litologias e variação espacial da geologia;
    - ii. Características macroscópicas (tamanho do bloco *in situ*, índices de anisotropia e heterogeneidade, características mecânicas e geométricas da condição estrutural etc.)
    - iii. Grau de alteração;
    - iv. Tensões *in situ* e velocidade de propagação das ondas ultrassônicas P e S ( $V_p$  e  $V_s$ ) do material rochoso;
  - c. Outras: Condições climatológicas e presença de água (as vezes controlável).
- (ii)** Fatores externos que estão associados com o planejamento da operação de desmonte e que podem ser modificados na tentativa de aumentar a eficiência do desmonte e depende principalmente da execução do processo de perfuração (Adebayo & Akande, 2015):
- a. Geometria do desmonte (por exemplo, configuração da malha de perfuração, parâmetros geométricos da pega);
  - b. Tipos de cargas explosivas e tamponamento;
  - c. Sequências de iniciação e tempos de atraso para controle do lançamento e transmissão da energia explosiva na massa rochosa durante o desmonte.
- (iii)** O objetivo dos resultados do desmonte, essencialmente em termos da distribuição de granulometrias resultante.

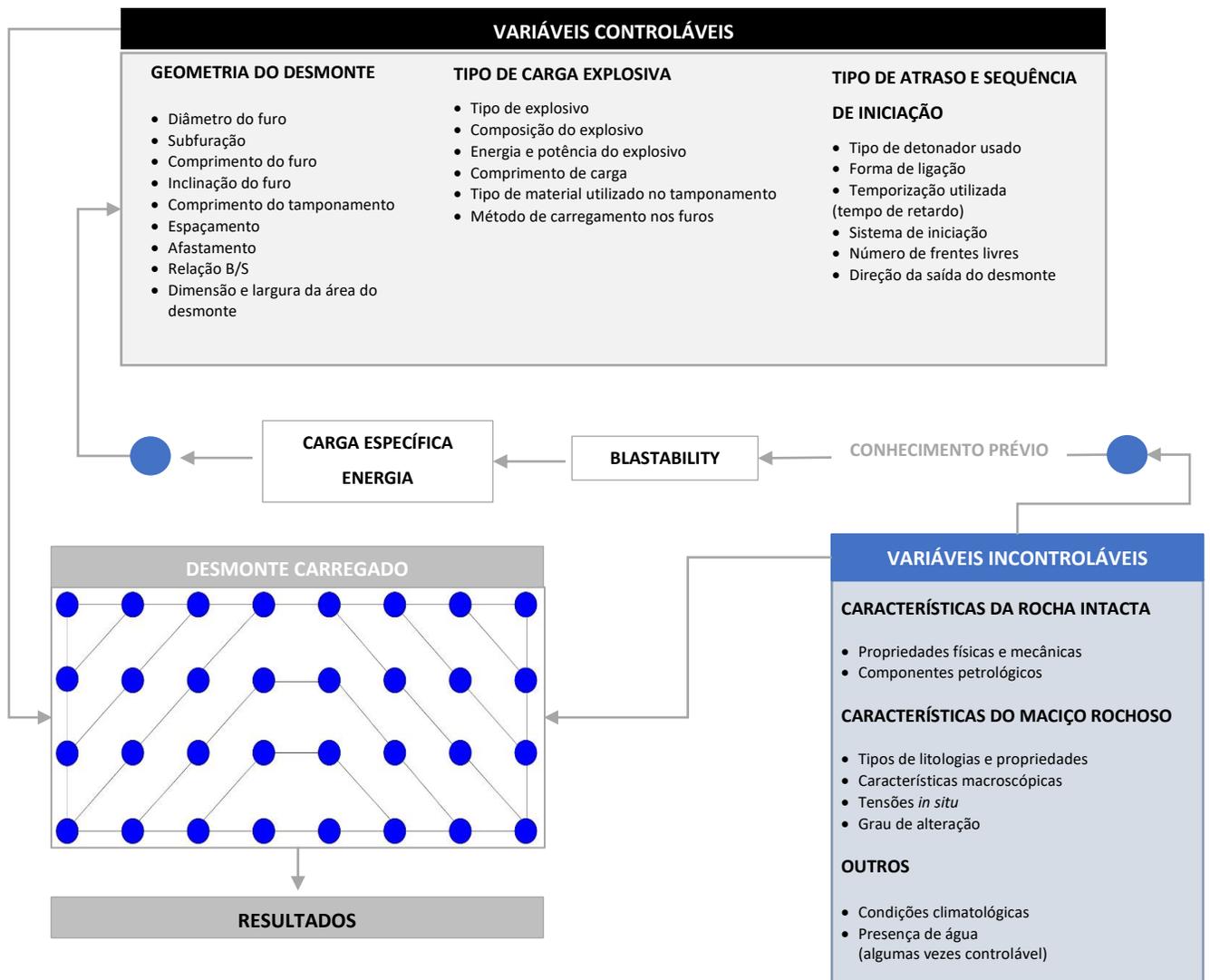


Figura 11 - Variáveis que afetam e controlam os resultados da fragmentação numa operação de desmonte (Fonte: Adaptado de Jimeno et al., 2017; Mandal et al., 2021).

### 5.3. Revisão do *Blastability Index*

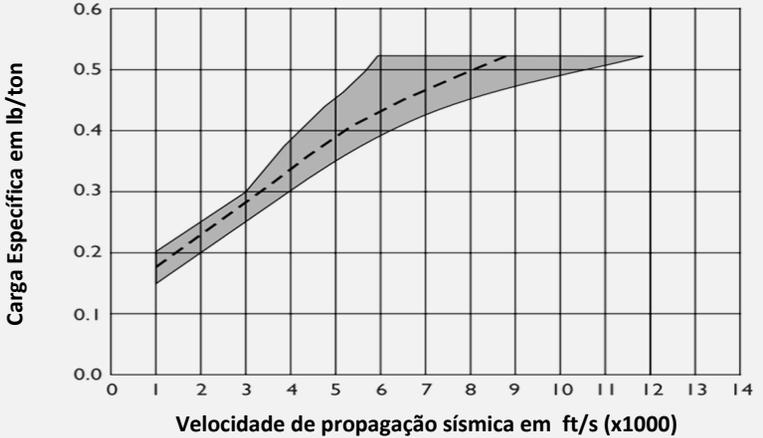
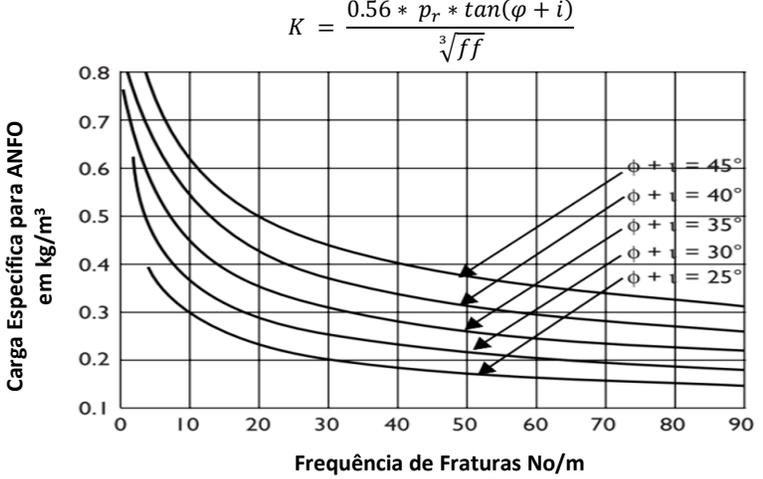
No contexto desta discussão, a Tabela 7 sumariza a pesquisa realizada, seguindo uma evolução cronológica, alguns dos contributos sobre a avaliação do conceito de *blastability* e outros parâmetros que são relacionáveis (como exemplo a carga específica ou *powder factor*). Esse vasto conjunto de dados aponta que alguns autores propuseram a aptidão das massas rochosas ao desmonte designada por reventabilidade ou ainda fragmentabilidade. Alguns trabalhos se tornaram mais relevantes devido à fácil aplicação e obtenção de dados, mas outros nem tanto, em razão da complexidade, desvantagens na sua aplicação, e até mesmo por estarem em desuso.

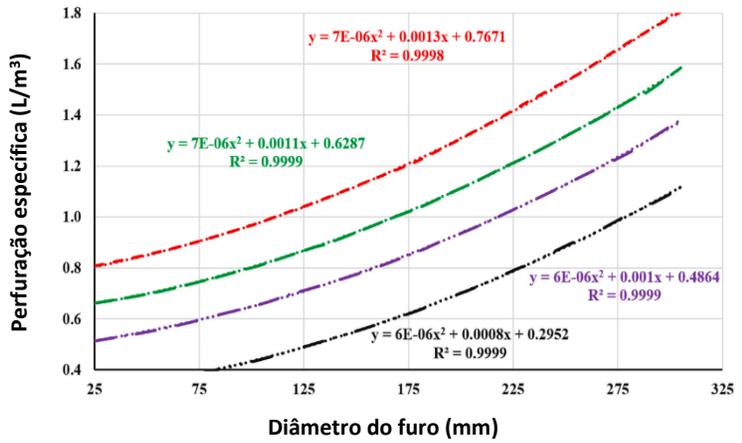
Tabela 7 - Algumas referências que consideraram uma avaliação da suscetibilidade ao desmonte com explosivo (Fonte: Adaptado de Azimi et al., 2010; Dey & Sen, 2003; Marinho, 2017; Morais, 2004; Salmi & Sellers, 2021; V. Gokhale, 2009; Vieira, 2010; Zou, 2017).

Referência	Descrição	Resultado
<b>Sukhanov (1947)</b>	A classificação de Sukhanov (1947) envolveu consideráveis níveis de interpretações pessoais e foi a primeira abordagem a adotar a carga específica.	As massas rochosas foram subdivididas em classes de acordo a carga específica necessária para alcançar a fragmentação desejada
<b>Fraenkel (1954)</b>	Fraenkel propôs uma relação empírica para avaliação da <i>blastability</i> baseada nos furos de perfuração e parâmetros geométricos da pega de fogo. De acordo com sua equação, tal capacidade está relacionada com a quantidade de carga.	$C_f = \frac{(50 * B_{max})}{h^{0.3} * H^{0.3} * D^{0.8}} = \frac{(50 * B_{max})}{Q^{0.3} * H^{0.3} * D^{0.2}}$
<b>Hino (1959)</b>	Hino definiu um “coeficiente de detonação” (BC) como sendo a razão entre as resistências a compressão e tração de um maciço dada pela equação a seguir.	$BC = \frac{\sigma_c}{\sigma_t}$
<b>Protodyakonov (1962)</b>	Protodyakonov e seu filho estabeleceram uma classificação com base na dureza e resistência do maciço para avaliação da <i>blastability</i> . Sendo esta com valores de BI a variar de 7 a maiores do que 13. Posteriormente alguns esforços e revisões foram constantemente realizados de modo a continuar aplicação deste método.	<b>Categoria</b>   <b>Descrição da rocha</b>
		7   Dureza média ( $f_p = 8$ a 10)
		10   Dura e altamente fissurada ( $f_p = 10$ a 14)
<b>Aleksandrov et al. (1963)</b>	<i>Aleksandrov's Blastability Classification</i> também conhecida como <i>Central Research Institute's (CRI)</i> é uma classificação qualitativa para o rebentamento do corpo material com base no espaçamento médio das descontinuidades ( $S_{j-av}$ ). Esta sofreu desvantagens ao ser aplicada em alguns tipos de rochas e também por conta do comportamento ao desmonte não poder ser expresso somente com base no espaçamento das estruturas.	<b>Categoria</b>   <b>Descrição</b>
		I   Fácil de ser detonado: pequenos blocos, ligeiramente fraturados com $S_{j-av}$ em torno de 0.15m.
		II   Moderadamente facilmente detonado: Blocos de tamanho médio com $S_{j-av}$ em torno de 0.5m.
<b>Michik &amp; Dolgov (1966)</b>	Utilizaram a energia de superfície específica (SE) para uma aproximação da carga (em kg) a ser utilizada para quebrar a rocha num determinado tamanho.	$Q_T = \frac{SE_s A_{fr}}{f_b E_{hs}}$
		<b>Categoria</b>   <b>Faixa de c (m/s)</b>   <b>Descrição</b>
<b>Mosinets et al. (1967)</b>	Identificaram que a velocidade de propagação das ondas sísmicas poderia ser uma boa representação das características do maciço rochoso e da descrição de capacidade de ser detonado. Tais autores também indicaram que a energia de perfuração específica pode ser correlacionada com alguns parâmetros mecânicos do maciço rochoso (como resistência e velocidade da onda P), e então ser também utilizada para avaliação da blastabilidade	I   900 -1800   Fácil de ser detonado
		II   1800 – 2500   Moderadamente facilmente detonado
		III   >2500   Difícil de detonar
		<b>Categoria</b>   <b>SDE (kWh/m)</b>   <b>Descrição da rocha</b>
		I   <1.0   Facilmente desmontadas, pequenos blocos, fortemente fraturadas
		II   1.0 – 1.4   De desmonte médio, blocos de tamanho médio, moderadamente fraturado
III   <1.4   Difícil de detonar, difícil de esmagar, pouco fraturada		

<p><b>Hansen (1968)</b></p>	<p>Sugeriu uma equação com base na constante da rocha para estimar a quantidade de explosivo requerida para uma fragmentação ótima na barragem <i>Marrow Point</i> e no projeto da sua central elétrica. Nota-se que tal estimativa resultou de um trabalho específico e consequentemente não poderá ser aplicada a todos os tipos de rochas.</p>	$Q_T = B^2(0.0236 * \left(\frac{H_b}{B} + 1.5\right) + 0.1984 * C * \left(\frac{H_b}{B} + 1.5\right))$ <p>Ele também propôs que o valor obtido para Q fosse corrigido de modo a considerar a influência do desvio dos furos, força do explosivo, parâmetros da malha de perfuração e influência de outras cargas detonadas em simultâneo.</p> $Q_c = \frac{F}{F_e} * \frac{S}{B} * 0.8$ <p>Onde: F = 1.0 (furo vertical) até 0.75 (quebra livre no fundo do furo) e <math>F_e = 0.9</math> (30% dinamite) até 1.3 (60% dinamite)</p>																								
<p><b>Hanukaev (1969)</b></p>	<p>Propôs seu sistema de classificação utilizando o índice de impedância acústica da rocha (<math>I_r</math>) junto com a caracterização do grau de fraturação da rocha.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Desmonte</th> <th>K (kg/m<sup>3</sup>)</th> <th><math>I_r</math></th> <th>Descrição de fraturas</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Fácil</td> <td>&lt;0.35</td> <td>&lt; 5</td> <td>Extremamente</td> </tr> <tr> <td>Moderado</td> <td>0.35 – 0.45</td> <td>5 – 8</td> <td>Fortemente</td> </tr> <tr> <td>Difícil</td> <td>0.45 – 0.65</td> <td>8 – 12</td> <td>Moderadamente</td> </tr> <tr> <td>Muito difícil</td> <td>0.65 – 0.9</td> <td>12 – 15</td> <td>Levemente</td> </tr> <tr> <td>Extremamente difícil</td> <td>≥ 0.9</td> <td>&gt; 15</td> <td>Muito levemente</td> </tr> </tbody> </table>	Desmonte	K (kg/m <sup>3</sup> )	$I_r$	Descrição de fraturas	Fácil	<0.35	< 5	Extremamente	Moderado	0.35 – 0.45	5 – 8	Fortemente	Difícil	0.45 – 0.65	8 – 12	Moderadamente	Muito difícil	0.65 – 0.9	12 – 15	Levemente	Extremamente difícil	≥ 0.9	> 15	Muito levemente
Desmonte	K (kg/m <sup>3</sup> )	$I_r$	Descrição de fraturas																							
Fácil	<0.35	< 5	Extremamente																							
Moderado	0.35 – 0.45	5 – 8	Fortemente																							
Difícil	0.45 – 0.65	8 – 12	Moderadamente																							
Muito difícil	0.65 – 0.9	12 – 15	Levemente																							
Extremamente difícil	≥ 0.9	> 15	Muito levemente																							
<p><b>Globa (1972)</b></p>	<p>Propôs o termo “<i>explosibility</i>” para avaliar os parâmetros do maciço rochoso que influenciasses nos resultados da fragmentação, em algumas minas de potássio na antiga União Soviética. A <i>blastability</i> da massa rochosa foi definida baseada em <i>cratering ratio</i><sup>13</sup>.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Categoria</th> <th>Cratering ratio (<math>R_c</math>)</th> <th>K (kg/t)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>I</td> <td>&lt;3.0</td> <td>0.35</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>3.0 – 5.0</td> <td>0.40</td> </tr> <tr> <td>III</td> <td>5.0 – 7.0</td> <td>0.45</td> </tr> <tr> <td>IV</td> <td>&gt;7.0</td> <td>0.50</td> </tr> </tbody> </table>	Categoria	Cratering ratio ( $R_c$ )	K (kg/t)	I	<3.0	0.35	II	3.0 – 5.0	0.40	III	5.0 – 7.0	0.45	IV	>7.0	0.50									
Categoria	Cratering ratio ( $R_c$ )	K (kg/t)																								
I	<3.0	0.35																								
II	3.0 – 5.0	0.40																								
III	5.0 – 7.0	0.45																								
IV	>7.0	0.50																								
<p><b>Langefors &amp; Kihlstrom (1973)</b></p>	<p>Propuseram um <i>blastability factor</i>, na qual a fórmula apenas pode ser usada para diâmetros na faixa de 30 a 75mm porque diâmetros maiores a relação entre o afastamento e diâmetro do furo não é linear.</p>	$C_{LK_m} = C_{LK} + 0.05 \text{ quando o } B_{\max} \text{ é entre 1.4 e 15m}$ $C_{LK_m} = C_{LK} + 0.05/B \text{ quando o } B_{\max} \text{ é menor do que 1.4m}$																								
<p><b>Kutuzov et al. (1974)</b></p>	<p>A partir de análises dimensionais mostraram que a <i>blastability</i> do maciço é proporcional ao peso específico do corpo, resistência da rocha e frequência de fratura. Tais autores desenvolveram uma equação para estimativa da carga específica a ser aplicada para obter partículas com tamanho representativo <math>x_r</math>. De forma geral a equação computada por Kutuzov et al., (1974) mostra que a medida que a densidade e a resistência da rocha aumenta, a carga específica para fragmentar a rocha numa pilha com tamanho <math>x_r</math> aumenta. Se a intensidade do grau de fraturação aumentar, faz-se necessária uma menor carga específica.</p>	$K = 0.7148\rho_r \left(0.2 + \frac{1}{ff}\right)^4 \sqrt{\sigma_t} \left(\frac{x_r}{500}\right)^{\frac{2}{5}\theta_c}$																								
<p><b>Sassa e Ito (1974)</b></p>	<p>Sugeriram o <i>Rock Breakage Field Index</i> (RBFi) e o <i>Rock Breakage Laboratory Index</i> (RBLI), por análise de regressão das propriedades mecânicas da rocha medidas em laboratório e estudos de frequência de fraturas no local da detonação.</p>																									
<p><b>Broadbent (1974)</b></p>	<p>Tais autores seguidos por Heinen e Dimock (1976), realizaram as primeiras aplicações de pesquisa sísmica nos projetos de desmonte, de forma a relacionar a carga específica e a velocidade de propagação sísmica.</p>																									

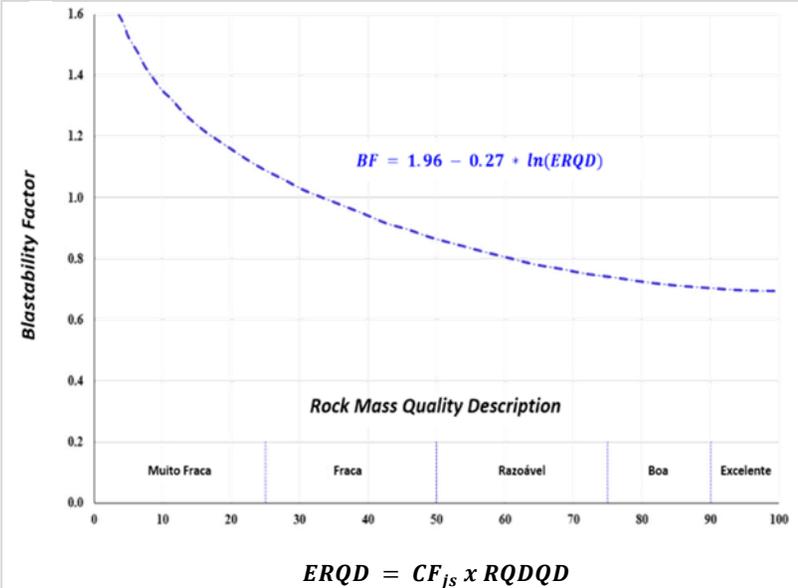
<sup>13</sup> *Cratering ratio*: Foi definida como o rácio entre o volume da cratera gerada pela detonação de um furo e o volume inicial do furo (Globa, 1972, citado por Salmi et al., 2021).

<p><b>Little (1976)</b></p>	<p>Desenvolveu o conceito de <i>Rock Quality Index</i> (RQI) para fornecer uma abordagem de avaliação da <i>blastability</i>.</p>	
<p><b>Heinen e Dimock (1976)</b></p>	<p>Propuseram um método para avaliação da <i>blastability</i> do maciço rochoso de acordo com a velocidade de propagação sísmica no maciço rochoso. Tais autores com base em suas experiências na mina de cobre Kennecott, em Nevada-EUA relacionaram a carga específica média com essa velocidade e descobriram que a carga específica aumenta com o aumento da velocidade de propagação da rocha.</p>	 <p>Figura 12 - Correlação da carga específica com a velocidade de propagação (Fonte: Adaptado de Gokhale, 2009).</p>
<p><b>Ashby (1977)</b></p>	<p>Ashby descreveu a carga explosiva necessária para desmontar adequadamente o material da mina de Bougainville, na Papua-Nova Guiné utilizando as correlações gráficas apresentadas na Figura 13 com curvas baseadas na frequência de fratura, e ângulo de atrito efetivo. Tal autor determinou propriedades do maciço rochoso para diferentes áreas da mina e concluiu que a densidade de fraturamento, o ângulo de atrito e o ângulo de rugosidade exerciam maior influência no desempenho do desmonte. E também afirmou que principalmente o IBSD, presença de estruturas podem afetar significativamente a quantidade de carga explosiva necessária para fragmentação. E que portanto, tais parâmetros deveriam ser levados em consideração como tendo maior importância que a coesão e ângulo de atrito na fragmentabilidade.</p> <p>Assim, para diferentes maciços rochosos fraturados, Ashby propôs a equação da carga específica e que esta poderia ser obtido com uma simples consulta ao gráfico.</p>	$K = \frac{0.56 * p_r * \tan(\phi + i)}{\sqrt[3]{ff}}$  <p>Figura 13 - Esquema de <i>blastability</i> de Ashby para a mina de Bougainville: Correlação entre a frequência de fratura e a carga específica de explosivo (Fonte: Adaptado de Paulson et al., 2018).</p>

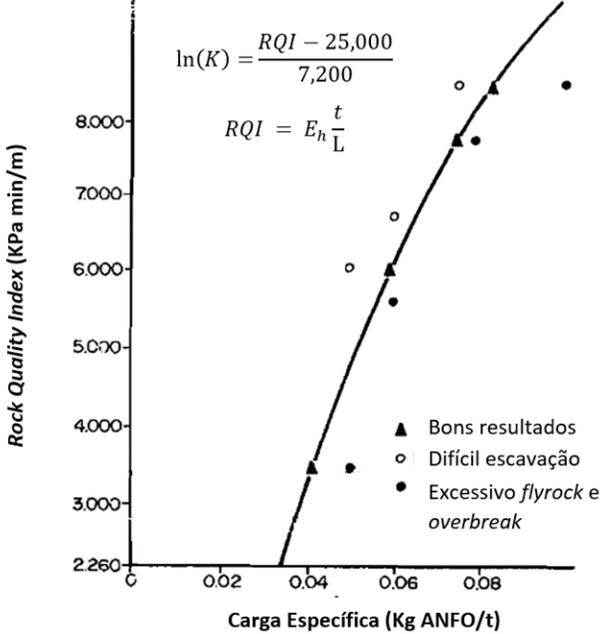
<p><b>Langefors &amp; Kihlstrom (1978)</b></p>	<p>Propuseram um fator de fragmentabilidade (<math>C_{LK}</math>) para representar a influência da rocha no mecanismo de quebra com explosivos. E definiu por <math>C_0</math> quando se refere a uma carga limite, isto é, indica o valor da carga específica a ser utilizado para uma quebra satisfatória.</p> <p><math>C_0</math> tem o valor de <math>0.17\text{kg/m}^3</math> para granito cristalino<sup>14</sup> e tem o valor entre 0.18 to 0.35 <math>\text{kg/m}^3</math> para outras rochas.</p>	$C_{LK} = 1.2 * C_0$																	
<p><b>Tamrock (1978)</b></p>	<p>Indicou que uma avaliação da <i>blastability</i> deve incluir <i>solidity</i>, tenacidade e homogeneidade, velocidades sísmicas, e características de quebra da massa rochosa. A avaliação foi proposta baseada na perfuração específica (SD). Alguns diagramas foram desenvolvidos pelo autor para uma aplicação em termos de perfuração e detonação em determinados locais.</p>	$SD = \frac{\frac{H}{\cos\gamma} + J}{\frac{B}{\cos\gamma} * S * H}$  <p>Figura 14 - Estimação da <i>blastability</i> baseada na perfuração específica e diâmetro do furo (Fonte: Tamrock, 1978, como citado em Salmi &amp; Sellers, 2021).</p>																	
<p><b>Kutuzov (1979)</b></p>	<p>Correlacionou a carga específica com a resistência da rocha intacta, densidade e espaçamento médio das fraturas</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2">K (<math>\text{kg/m}^3</math>)</th> <th rowspan="2"><math>S_{j-av}</math></th> <th rowspan="2">UCS</th> <th rowspan="2"><math>\rho_r</math> (<math>\text{kg/m}^3</math>)</th> </tr> <tr> <th>intervalo</th> <th>(valor médio)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>0.12–0.18</td> <td>0.150</td> <td>&lt;0.10</td> <td>10-30</td> <td>1400–1800</td> </tr> <tr> <td>0.18–0.27</td> <td>0.225</td> <td>0.10-0.25</td> <td>20-45</td> <td>1750–2350</td> </tr> </tbody> </table>	K ( $\text{kg/m}^3$ )		$S_{j-av}$	UCS	$\rho_r$ ( $\text{kg/m}^3$ )	intervalo	(valor médio)	0.12–0.18	0.150	<0.10	10-30	1400–1800	0.18–0.27	0.225	0.10-0.25	20-45	1750–2350
K ( $\text{kg/m}^3$ )		$S_{j-av}$	UCS	$\rho_r$ ( $\text{kg/m}^3$ )															
intervalo	(valor médio)																		
0.12–0.18	0.150	<0.10	10-30	1400–1800															
0.18–0.27	0.225	0.10-0.25	20-45	1750–2350															

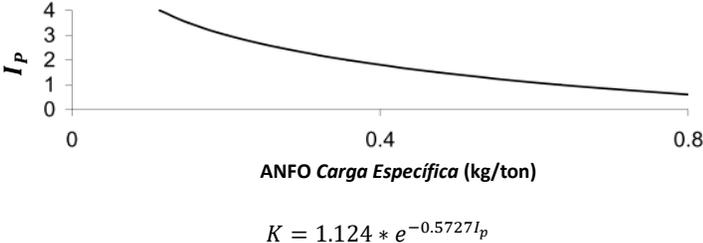
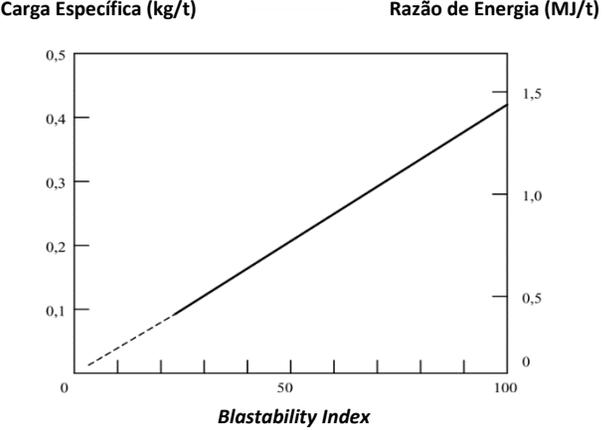
<sup>14</sup> **0.17kg/m<sup>3</sup> para granito cristalino** - valor encontrado a partir de uma série de desmontes com o explosivo.

Dey, K., & Sen, P. (2003). *Concept of Blastability – An Update*. 8, 24–31.

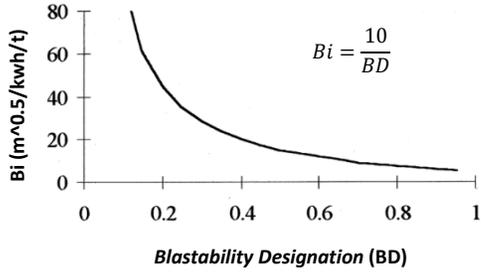
		0.27–0.38	0.320	0.20-0.50	30-65	2250–2550
		0.38–0.52	0.450	0.45-0.75	50-90	2500–2800
		0.52–0.68	0.600	0.70-1.00	70-120	2750–2900
		0.68–0.88	0.780	0.95-1.25	110-160	2850–3000
		0.88–1.10	0.990	1.20-1.50	145-205	2950–3200
		1.10–1.37	1.235	1.45-1.70	195-250	3150–3400
		1.37–1.68	1.525	1.65-1.90	235-300	3350–3600
		1.68–2.03	1.855	>1.85	>285	>3550
<b>Borquez (1981)</b>		<b>Classe</b>	<b>Resistência das descontinuidades</b>	<b>Fator de Correção (CF<sub>js</sub>)</b>		
		I	Alta	1.0		
		II	Média	0.9		
		III	Baixa	0.8		
		IV	Muito Baixa	0.7		
	Com base na equação de Pierce para cálculo do afastamento, Borquez desenvolveu um fator de <i>blastability</i> (BF) usando o RQD corrigido por um fator de alteração. Este coeficiente foi utilizado para considerar efeitos de modificação e leva em consideração a resistência das descontinuidades em função de suas aberturas e ao tipo de preenchimento (Li et al., 2009). Ao lado é apresentado o fator de correção que deve ser utilizado em função da resistência das descontinuidades. A partir desta correção obtém-se o respectivo índice ERQD ( <i>Equivalent Rock Quality Designation</i> ), ou RQD corrigido (RQD <sub>c</sub> ) a ser utilizado para estimativa da <i>blastability</i> :	 <p style="text-align: center;"><math>ERQD = CF_{js} \times RQD_{QD}</math></p>				
<b>Rakishev (1981)</b>	Rakishev expressou a <i>blastability</i> em função dos seguintes parâmetros geotécnicos: a densidade da rocha; velocidade da onda longitudinal; coeficiente de Poisson; Módulo de	$v_{cr} = k * \sqrt{(g * d_n)} + \left( \frac{\sigma_{cor}^{15}}{\rho_r * c} \right)$				

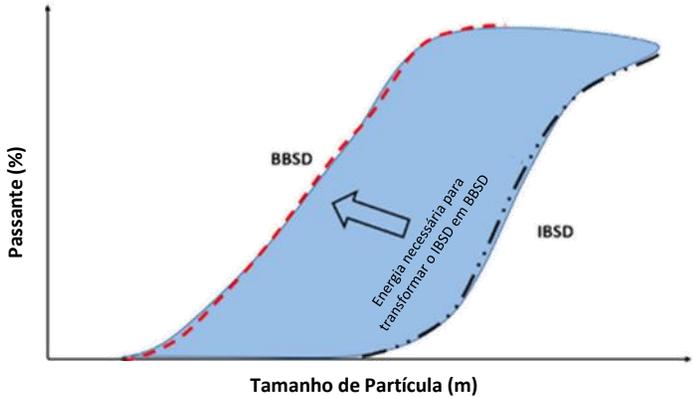
<sup>15</sup>  $\sigma_{cor}$  - sendo:  $\sigma_{cor} = 0.1 \sigma_c + \sigma_t$ . Dey, K., & Sen, P. (2003). Concept of Blastability – An Update. 8, 24–31.

	<p>Elasticidade; Resistência a compressão e resistência a tração do maciço rochoso; dimensão média de uma unidade de estrutura natural e um coeficiente que representa as propriedades estruturais do maciço rochoso.</p> <p>Tal autor definiu uma equação para a velocidade de fratura crítica usando a combinação dos parâmetros supracitados para descrever a capacidade de fragmentação e categorizá-la em cinco classes</p>	<p><math>v_{cr}</math> (m/s)</p> <p><math>v_{cr} &lt; 3.6</math></p> <p><math>3.6 &lt; v_{cr} &lt; 4.5</math></p> <p><math>4.5 &lt; v_{cr} &lt; 5.4</math></p> <p><math>5.4 &lt; v_{cr} &lt; 6.3</math></p> <p><math>6.3 &lt; v_{cr}</math></p>	<p><b>Descrição</b></p> <p>Fácil de ser detonado</p> <p>Moderadamente facilmente detonado</p> <p>Difícil de detonar</p> <p>Muito difícil de detonar</p> <p>Excepcionalmente difícil de detonar</p>
<p><b>Leighton (1982)</b></p>	<p>Baseado em estudos empíricos de campo, também utilizou o RQI para fornecer uma abordagem de avaliação da <i>blastability</i> e correlação com o K a ser aplicado com base no MWD (<i>Measurement while drilling</i>) do <i>rotary drill</i>.</p> <p>Esse mesmo autor verificou que uma das limitações desta abordagem era que os valores de RQI não eram bons representantes dos maciços rochosos e a abordagem apenas foi testada com um tipo de perfuradora.</p>	 <p>Figura 16 - Correlação entre o RQI e a Carga Específica (Fonte: Adaptado de Jimeno et al., 1995)</p>	
<p><b>Rustan et al., (1983)</b></p>	<p>Rustan e outros pesquisadores realizaram consideráveis esforços para desenvolver abordagens práticas e precisas para estimar a <i>blastability</i> das massas rochosas com base nas suas impedâncias acústicas.</p>		
<p><b>Jimeno (1984)</b></p>	<p>Levou em consideração as limitações do RQI e propôs um índice de perfuração de caracterização da rocha baseado na taxa de penetração, diâmetro de perfuração etc. Observou que como a taxa de penetração é dependente das propriedades do maciço rochoso, este índice teria uma relação próxima com a resistência da rocha. E assim foi</p>	$I_p = \frac{PR}{\frac{P * N_r}{(D)^2}}$	

	<p>capaz de demonstrar que a carga específica pode ser correlacionado com o <math>I_p</math> a partir de uma análise de regressão estatística com dados de várias minas (Figura 17).</p>	 <p style="text-align: center;"><math>K = 1.124 * e^{-0.5727I_p}</math></p>
<p><b>Northeastern University - China (1985)</b></p>	<p>Considerou a impedância acústica como parâmetro de avaliação devido ao efeito das descontinuidades na propagação da onda de choque. O modelo foi calibrado pela combinação de <i>cratering tests</i> e análises de impedância com base em dados coletados no local e exames laboratoriais para 63 rochas diferentes em 13 minas.</p>	<p style="text-align: center;"><math>B_I = 67.22 - 38.44 \ln V + K_I + 2.03 \ln(\rho_r C_p)</math></p>
<p><b>Lilly (1986)</b></p>	<p>Lilly desenvolveu um índice de <i>blastability</i> (BI) baseado numa combinação de cinco parâmetros físicos e estruturais da massa rochosa a ser desmontada. Teve uma base similar aos sistemas de classificação de massa de rocha desenvolvidos por Bieniawski, Barton e Hansagi.</p> <p>Tal autor, propôs uma relação linear entre o BI e a carga específica necessária para fragmentar todos os tipos des rochas presentes num local específico (mina a céu aberto de minério de ferro na Austrália). E também produziu um gráfico (Figura 18) para relacionar estes dois parâmetros com base nos dados históricos levantados do local.</p>	 <p style="text-align: center;"><math>BI = 0,5 (RMD + JPS + JPO + RDI + HF)</math></p>
<p><b>Afrouz et al. (1988)</b></p>	<p>Definiram um índice baseado nos sistema de classificação dos maciços rochoso de Bieniawski, em conjunto com o critério de rotura desenvolvido por Hoek &amp; Brown (1980). Este método foi pouco conhecido e a publicação não apresenta dados experimentais de</p>	$C_f = \frac{2}{\left[ m_i e^{(RMR-100)/14} - \sqrt{(m_i e^{(RMR-100)/14})^2 - 4e^{(RMR-100)/6.3}} \right]}$ <p><math>m_i</math> varia desde 7 a 25 para testemunhos livres de diaclases.</p>

	campo. Porém este método de cálculo se relaciona com as teorias de Langefors & Kihlstrom (1978).	RMR de 20 até 100					
<b>Ghose (1988)</b>	Com uma abordagem semelhante à de Lilly, propôs um índice baseado em muitas propriedades da rocha intacta e do maciço rochoso. Uma vez ue o valor de BI é determinado, ele pode ser utilizado para calcular a carga específica a partir da correlação entre os dois	$BI = (DR + DSR + PLR + JPO + AF_1 + AF_2)$					
		<b>Parâmetro</b>	<b>Intervalos</b>				
		<b>DR</b>	<1.6	1,6 – 2,0	2,0 – 2,3	2,3 – 2,5	> 2,5
		Valor DR	20	15	12	6	4
		<b>DSR</b>	<0,2	0,2 – 0,4	0,4 – 0,6	0,6 – 2,0	> 2,0
		Valor DRS	35	25	20	12	8
		<b>PLR</b>	<1	1 – 2	2 - 4	4 - 6	> 6
		Valor PLR	25	20	15	8	5
			<b>DIF</b>	<b>SAF</b>	<b>SNF</b>	<b>DOF</b>	<b>HOR</b>
		<b>JPO</b>	20	15	12	10	6
			$AF_1$ – para condição altamente confinada				-5
			$AF_1$ – para uma condição razoavelmente livre				0
			$AF_2$ – para razão L/B >2				0
			$AF_2$ – para razão L/B 1.5–2				-2
	$AF_2$ – para razão L/B <1.5				-5		
	<b>Relação entre o BI e o Carga Específica</b>						
Faixa BI	30–40	40–50	50–60	60–70	70–85		
K	0,7–0,8	0,6–0,7	0,5–0,6	0,3–0,5	0,2–0,3		
<b>Gupta et al. (1990)</b>	Com base em suas observações de campo sugeriram uma equação para estimar a carga específica para várias resistências de rocha. Tal equação levou em consideração o afastamento fetivo e o índice de Protodyakonov.	$K = 0,278 * B_e^{-0,407} * f_p^{0,62}$					
<b>Kou &amp; Rustan (1992)</b>	Tais autores em suas investigações analíticas propuseram uma nova fórmula para cálculo do $C_{LK}$ quando é utilizado um explosivo gelatinoso.	$C_{LK} = \frac{\sigma_c^2}{2E * n_e * Q_e}$					
<b>Da Gama (1995)</b>	Demonstraram que a velocidade das ondas sísmicas no maciço rochoso e a coesão podem estar associadas ao fator de <i>blastability</i> .						
<b>Jimeno et al. (1995)</b>	Relataram os resultados de um estudo que relacionou a carga específica necessária para alcançar uma boa fragmentação aos parâmetros mecânicos do maciço rochoso e ao projeto de detonação usando o fator geotécnico e de projeto (RG&D) da rocha (Page, 1985)	$Fator\ RG\&\ D = \rho_r * (\phi + i) * \sqrt{\sigma_c} * \left(\frac{D}{100}\right)^2 / J_v$					
<b>Feng (1995)</b>	Estabeleceu uma abordagem de rede neural para classificação abrangente de estabilidade de rocha, capacidade de detonação e capacidade de perfuração (Khorzoughi, 2013). Cada uma dessas redes consistiu em uma camada de entrada, uma de saída e mais de uma camada oculta. Primeiro foi usada uma rede neural chamada RCNN para avaliar as categorias equivalentes da massa rochosa e em seguida, outra rede neural chamada RDNN	Os resultados desejados para as saídas de categorias para o RCNN					
		<b>Categoria</b>	<b>Estabilidade</b>	<b>Drillability</b>	<b>Blastability</b>		
		I	Muito estável	Muito difícil	Muito difícil	1 0 0 0 0	

	<p>para usar essas avaliações e outras características geológicas para determinar os requisitos da perfuração e pega de fogo.</p> <p>A camada de entrada do RCNN teve 29 nós, dentre os quais podem ser destacados alguns parâmetro comos: tipo de litologia, características geológicas, resistência a compressão e tração da rocha, velocidade sísmica da rocha e do maciço rochoso, energia específica da perfuração, largura da broca, grau de fraturação, parâmetros quantitativos da descontinuidade, condição da água subterrânea, efeito dinâmico da detonação etc. E as saídas do RCNN são 5 inteiros (0 ou 1) que representam as 5 categorias.</p>	<table border="1"> <tr> <td>II</td> <td>Estável</td> <td>Difícil</td> <td>Difícil</td> <td>0 1 0 0 0</td> </tr> <tr> <td>III</td> <td>Médio</td> <td>Médio</td> <td>Médio</td> <td>0 0 1 0 0</td> </tr> <tr> <td>IV</td> <td>Instável</td> <td>Fácil</td> <td>Fácil</td> <td>0 0 0 1 0</td> </tr> <tr> <td>V</td> <td>Muito instável</td> <td>Muito fácil</td> <td>Muito fácil</td> <td>0 0 0 0 1</td> </tr> </table>	II	Estável	Difícil	Difícil	0 1 0 0 0	III	Médio	Médio	Médio	0 0 1 0 0	IV	Instável	Fácil	Fácil	0 0 0 1 0	V	Muito instável	Muito fácil	Muito fácil	0 0 0 0 1										
II	Estável	Difícil	Difícil	0 1 0 0 0																												
III	Médio	Médio	Médio	0 0 1 0 0																												
IV	Instável	Fácil	Fácil	0 0 0 1 0																												
V	Muito instável	Muito fácil	Muito fácil	0 0 0 0 1																												
<p><b>JKMRC (1996)</b></p>	<p>Desenvolveu um modelo de fragmentação. Os detalhes exatos e as fórmulas utilizadas para o cálculo não são divulgados, mas são embutidos em softwares elaborados pela organização.</p>	<p>Os fatores levados em consideração para cálculo incluíram os seguintes parâmetros:                  Massa rochosa - densidade, resistência, módulo de Young;                  Estrutura - tamanho médio do bloco <i>in situ</i>, influência das estruturas;                  Projeto - tamanho do fragmento alvo, levantamento desejado, confinamento fornecido, escala de operação; e presença de água.</p>																														
<p><b>Lin (1996)</b></p>	<p>Tal autor, com base nos resultados de pesquisa de classificação de rocha por drilability, stability e blastability, desenvolvidos na Northeastern University (NEU), publicou seu sistema de classificação “<i>Three in One Comprehensive Classification System</i>”. E assim, introduziu um índice de classificação abrangente três em um para a massa rochosa (<math>S_{3_1}</math>).</p>	<p style="text-align: center;"><math>\text{Índice } S_{3_1} = 135.6 + 10.2I_{s(50)} + 3.3a + 21.5C_{p2}</math></p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Categoria</th> <th>Index S</th> <th>Estabilidade</th> <th>Drillability</th> <th>Blastability</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>I</td> <td>&gt;550</td> <td>Muito estável</td> <td>Muito difícil</td> <td>Muito difícil</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>550-450</td> <td>Estável</td> <td>Difícil</td> <td>Difícil</td> </tr> <tr> <td>III</td> <td>450-350</td> <td>Médio</td> <td>Médio</td> <td>Médio</td> </tr> <tr> <td>IV</td> <td>350-250</td> <td>Instável</td> <td>Fácil</td> <td>Fácil</td> </tr> <tr> <td>V</td> <td>&lt;250</td> <td>Muito instável</td> <td>Muito fácil</td> <td>Muito fácil</td> </tr> </tbody> </table>	Categoria	Index S	Estabilidade	Drillability	Blastability	I	>550	Muito estável	Muito difícil	Muito difícil	II	550-450	Estável	Difícil	Difícil	III	450-350	Médio	Médio	Médio	IV	350-250	Instável	Fácil	Fácil	V	<250	Muito instável	Muito fácil	Muito fácil
Categoria	Index S	Estabilidade	Drillability	Blastability																												
I	>550	Muito estável	Muito difícil	Muito difícil																												
II	550-450	Estável	Difícil	Difícil																												
III	450-350	Médio	Médio	Médio																												
IV	350-250	Instável	Fácil	Fácil																												
V	<250	Muito instável	Muito fácil	Muito fácil																												
<p><b>Latham &amp; Lu (1999)</b></p>	<p>Propuseram <i>Blastability Designation</i> (BD) como medição da <i>blastability</i>. Sendo o valor de BD num intervalo de 0 e 1.</p> <p>A quantificação do BD é realizada usando abordagens de sistemas de engenharia de rocha (RES) baseado em uma gama mais abrangente de propriedades da rocha intacta e estruturas de descontinuidades do que o A no algoritmo de Cunningham (Latham &amp; Lu, 1999).</p> <p>Tendo em conta o BD e o Bi - coeficiente que relaciona a energia específica requerida para implementar o processo de transformação do tamanho do bloco - tais autores propuseram modelo desenvolvido de <i>Energy-Block Transition</i> (EBT), para a previsão da distribuição do BBSD.</p> <p>Ambos Bd e Bi tem o mesmo significado físico e para avançar com aplicação deste modelo é necessária uma relação entre eles.</p>	<div style="text-align: center;">  <p><math>Bi = \frac{10}{BD}</math></p> </div> <p>Figura 19 - Relação empírica BD e Bi (Fonte: Adaptado de Latham &amp; Lu, 1999).</p>																														

		 <p>Figura 20 - O conceito de <i>blastability</i>: Vista esquemática do modelo EBT (Fonte: Adaptado de Salmi &amp; Sellers, 2021).</p>
<p><b>Han et al. (2000)</b></p>	<p>Usaram uma rede neural artificial para classificação da <i>blastability</i> através de um programa computacional. O vetor de entrada consistiu em seis parâmetros que caracterizam a estrutura do maciço rochoso, a resistência da rocha e o grau de fragmentação do desmonte. A saída da rede neural aplicada é um único vetor que denota a classificação da capacidade de rebentamento do maciço rochoso.</p>	$K = \{L_f, S_d, R_{cd}, E_d, P_c, x_m\}$
<p><b>Yin &amp; Liu (2001)</b></p>	<p>Estes autores também utilizaram a informação extraída de dados de monitoramento de perfuração para estimar a <i>blastability</i> de modo a melhorar o projeto de desmonte e otimizar a fragmentação. Introduziram um novo RQI como sendo uma medida da fragmentabilidade e definido como a quantidade de força necessária por unidade de taxa de penetração.</p>	
<p><b>Norwegian University of Science and Technology (NTNU)</b></p>	<p>Propuseram um índice que leva em consideração muitas variáveis como velocidade sônica, anisotropia, densidade da rocha, densidade da carga etc. Boa, média e fraca <i>blastability</i> são indicadas pelos respectivos valores: 0.38, 0.47 e 0.56 (Citado por Gokhale, 2009).</p>	$C_{NTNU} = \frac{(0,736 * I_a^{0,61} * \rho_{ce}^{0,72})}{\left( \left( \frac{C_{p3}}{1000} \right)^{0,4} * \left( \frac{v_d}{C_{p3}} \right)^{0,25} * \rho_r^{0,2} \right)}$ <p>Sendo <math>C_{p3} = C_{py} + C_{pz}</math></p>

<p><b>Bickers et al., (2002)</b></p>	<p>Adicionaram os gráficos desenvolvidos para o GSI ao BI de Lilly para melhorar a caracterização das estruturas dos maciços rochosos. O BI de Lilly foi modificado resultando num novo índice com a combinação da descrição do maciço e parâmetros de espaçamento entre os planos de fratura em um único.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="2" rowspan="2">Parâmetro</th> <th colspan="5">Espaçamento dos planos de descontinuidade</th> </tr> <tr> <th colspan="5">Decrescente tamanho do bloco (m)</th> </tr> <tr> <th colspan="2">Estrutura do Maciço</th> <th>&gt;1.0</th> <th>1.0 – 0.6</th> <th>0.6 – 0.3</th> <th>0.3 – 0.1</th> <th>&lt; 0.1</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td></td> <td>Intacto ou maciça</td> <td>100</td> <td>90</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Compartimentada (em blocos)</td> <td>80</td> <td>70</td> <td>50</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Muitos blocos interconectados (tectonizada)</td> <td></td> <td>60</td> <td>40</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td></td> <td>Esmagada/desintegrada</td> <td></td> <td></td> <td>30</td> <td>25</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td></td> <td>Foliada/Cisalhada</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table> <p style="text-align: center;"><math>BI = 0,5 (RMD + JPO + RDI + RSI)</math></p> <p>Figura 21 - Estimativa do BI dos Maciços Rochosos com base no GSI (Fonte: Adaptado e modificado de Bickers et al., 2002).</p>	Parâmetro		Espaçamento dos planos de descontinuidade					Decrescente tamanho do bloco (m)					Estrutura do Maciço		>1.0	1.0 – 0.6	0.6 – 0.3	0.3 – 0.1	< 0.1		Intacto ou maciça	100	90					Compartimentada (em blocos)	80	70	50				Muitos blocos interconectados (tectonizada)		60	40				Esmagada/desintegrada			30	25	20		Foliada/Cisalhada					
Parâmetro		Espaçamento dos planos de descontinuidade																																																						
		Decrescente tamanho do bloco (m)																																																						
Estrutura do Maciço		>1.0	1.0 – 0.6	0.6 – 0.3	0.3 – 0.1	< 0.1																																																		
	Intacto ou maciça	100	90																																																					
	Compartimentada (em blocos)	80	70	50																																																				
	Muitos blocos interconectados (tectonizada)		60	40																																																				
	Esmagada/desintegrada			30	25	20																																																		
	Foliada/Cisalhada																																																							
<p><b>Gokhale (2010)</b></p>	<p>Melhoria da descrição qualitativa incluindo fatores como a resistência da rocha intacta, densidade da rocha e espaçamento médio de fraturas (Sj-av)</p>																																																							
<p><b>Azimi et al., (2010)</b></p>	<p>Usaram <i>fuzzy sets</i><sup>16</sup> para prever a <i>blastability</i> de maciços rochosos. Inputs: Resistência a quebra; Deformabilidade; Resistência; Resistência a fratura; Robustez da rocha; Dureza da rocha; Resistência ao carregamento dinâmico; Elasticidade da rocha; Tamanho do bloco <i>in situ</i>; Fragilidade do maciço rochoso; Integridade do maciço rochoso; Resistência dos planos de descontinuidade</p>																																																							
<p><b>Chatziangelou &amp; Christaras (2013)</b></p>	<p>Levando em conta a qualidade da massa rochosa estimada pelos sistemas de classificação RMR e GSI e o <i>blastability index</i> calculado, tais autores criaram um sistema chamado <i>Blastability Quality System</i> (BQS). Os mesmos autores em 2014 estabeleceram um sistema de classificação para a rápida classificação de reabilitabilidade das rochas.</p>	<table border="1"> <thead> <tr> <th>Classe</th> <th>Descrição</th> <th>Intervalo BI</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>I</td> <td>Muito difícil de desmontar</td> <td>BI &lt; 8</td> </tr> <tr> <td>II</td> <td>Difícil desmontar</td> <td>8 &lt; BI &lt; 13</td> </tr> <tr> <td>III</td> <td>Moderadamente difícil</td> <td>13 &lt; BI &lt; 20</td> </tr> <tr> <td>IV</td> <td>Fácil desmonte</td> <td>20 &lt; BI &lt; 40</td> </tr> </tbody> </table>	Classe	Descrição	Intervalo BI	I	Muito difícil de desmontar	BI < 8	II	Difícil desmontar	8 < BI < 13	III	Moderadamente difícil	13 < BI < 20	IV	Fácil desmonte	20 < BI < 40																																							
Classe	Descrição	Intervalo BI																																																						
I	Muito difícil de desmontar	BI < 8																																																						
II	Difícil desmontar	8 < BI < 13																																																						
III	Moderadamente difícil	13 < BI < 20																																																						
IV	Fácil desmonte	20 < BI < 40																																																						

<sup>16</sup> *Fuzzy sets*: Um conjunto *fuzzy* é uma classe de objetos caracterizada por uma função de pertinência (característica) que atribui a cada objeto um grau de pertinência que varia entre zero e um.

Zadeh, L.A. (1965). Fuzzy sets. Information and Control, Volume 8, Issue 3, pp. 338-353, ISSN 0019-9958.

		V	Muito fácil desmontar	BI > 40	
<b>Scott e Onederra (2015)</b>	Desenvolvimento de um índice BI alternativo para as minas de cobre e ouro, o qual provou ser válido para minérios de ferro na Austrália utilizando uma abordagem multiplicativa onde a <i>blastability</i> pode ser estimada por uma série de fatores.	$A_{K-R} = 11.5 \times (f_s \times f_{st} \times f_d) - 1$			
<b>Mohamed et al (2015)</b>	Mostrou com base em dados da Dyno-Nobel (2010) que a carga específica para uma fragmentação adequada depende da resistência a compressão uniaxial da rocha (UCS (MPa)). E que está pode ser subdividida em seis classes de material rochoso.	<b>Classe</b>	<b>Tipo de rocha</b>	<b>UCS (Mpa)</b>	<b>K (kg/m<sup>3</sup>)</b>
		I	Muito baixa resistência	1 - 5	0.15 – 0.25
		II	Baixa resistência	5 - 25	0.25 – 0.35
		III	Média resistência	25 - 30	0.35 – 0.50
		IV	Alta resistência	50 - 100	0.50 – 0.80
		V	Muito alta resistência	100 - 250	0.80 – 1.50
		VI	Extremamente alta resistência	>250	1.50 – 2.00
<b>Ouchterlony et al., (2017)</b>	Modelo de fragmentação energética em leque ( <i>fragmentation-energy fan</i> - FEF) identifica que o logaritmo dos tamanhos de fragmentos para qualquer percentual passante pode ser plotado como uma função do logaritmo da carga específica. Independentemente da <i>blastability</i> , o FEF pode ser equipado para resultados de detonação e usado para prever com precisão os resultados de fragmentação (Segarra et al., 2018, citado por Salmi & Sellers, 2021)				
<b>Sanchidrián &amp; Ouchterlony (2017)</b>	Propuseram um modelo de detonação sem distribuição livre (DF) conhecido como xp-Frag., sendo este um dos mais recentes modelos de previsão de fragmentação desenvolvidos com base em pesquisa abrangente e coleta de dados. Pode ser considerado como um complemento ao FEF para permitir estimar os parâmetros de entrada para implementação do modelo.				

### 5.3.1. Comentários

Relativamente a análise conducente sobre “*blastability index (BI)*”, percebe-se que ao longo dos anos inúmeros pesquisadores tentaram correlacionar os diferentes fatores que de fato influenciavam na capacidade de desmonte do maciço com explosivos e por consequente influenciavam nos resultados da detonação. Conforme o exposto por Salmi & Sellers, (2021) e ilustrado na Tabela 7, as avaliações tiveram como base ensaios laboratoriais, medições da massa rochosa, avaliações geotécnicas, medições indiretas pré-detonação, medições pós-detonação e múltiplas análises das saídas do desmonte (Figura 22).

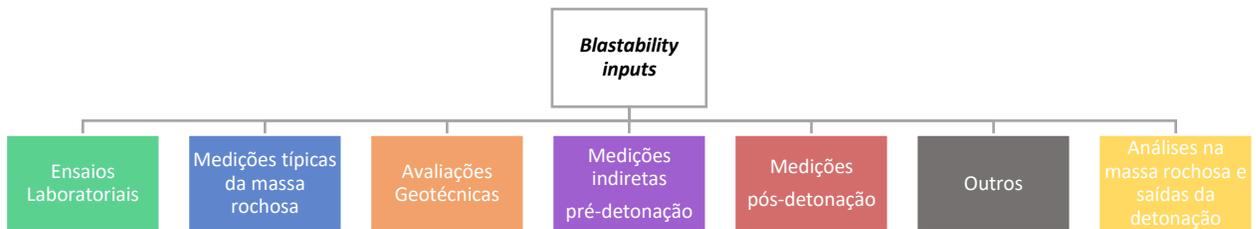


Figura 22 - Principais averiguações realizadas para descrever a capacidade de rebentamento do maciço.

As figuras que seguem a seguir (23, 24, 25, 26, 27, 28) discriminam cada uma das categorias ilustradas acima, em subseções, sintetizando os principais parâmetros utilizados para avaliação do BI e os respectivos autores que os utilizaram.

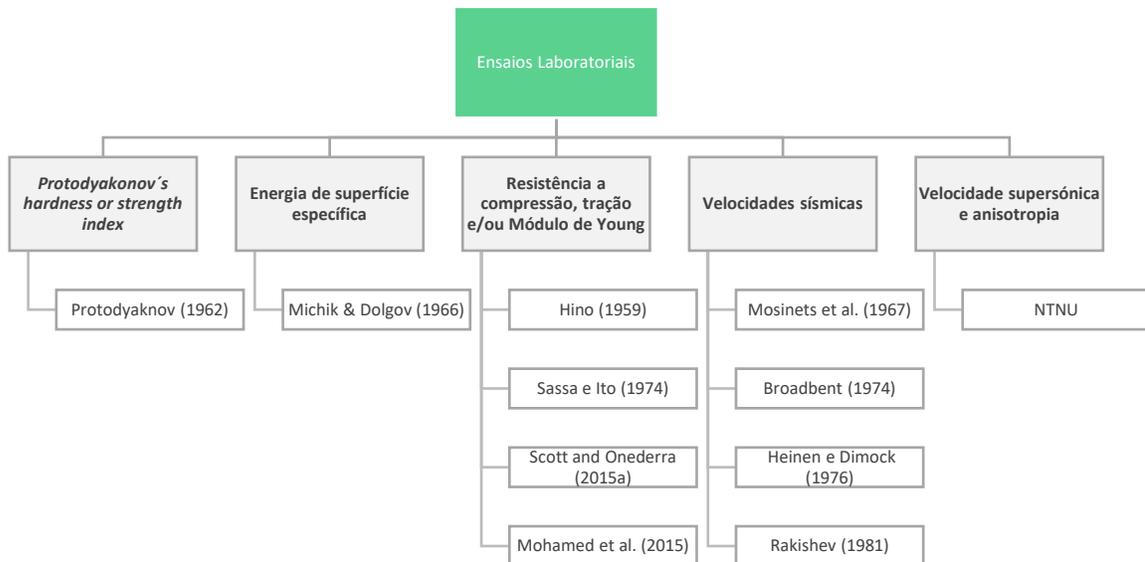


Figura 23 – Principais parâmetros obtidos em ensaios laboratoriais para avaliação do BI.

Os ensaios laboratoriais buscaram obter parâmetros geotécnicos da massa rochosa como: a resistência à compressão uniaxial, resistência a tração, o módulo de Young, coeficiente de Poisson, dureza, densidade da rocha, velocidades sísmicas e outros. Como a avaliação do BI não poderia ser vinculada apenas aos resultados obtidos em testes laboratoriais, medições na massa rochosa também foram realizadas. As principais abordagens tiveram como base o levantamento estrutural, e também utilização da impedância acústica, a qual também serviu como um parâmetro bastante útil para quantificação BI.

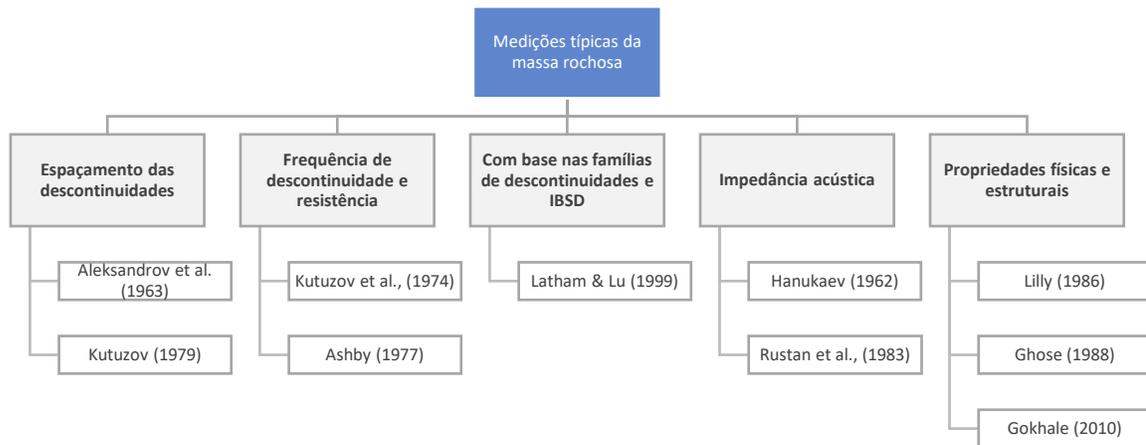


Figura 24 - Principais medições da massa rochosa que foram utilizadas para estimativa do BI.

Em termos de avaliações geotécnicas, como sobredito na seção 4.4.1, alguns sistemas de classificações do maciço rochoso foram modificados para propósitos de detonação (Figura 25).

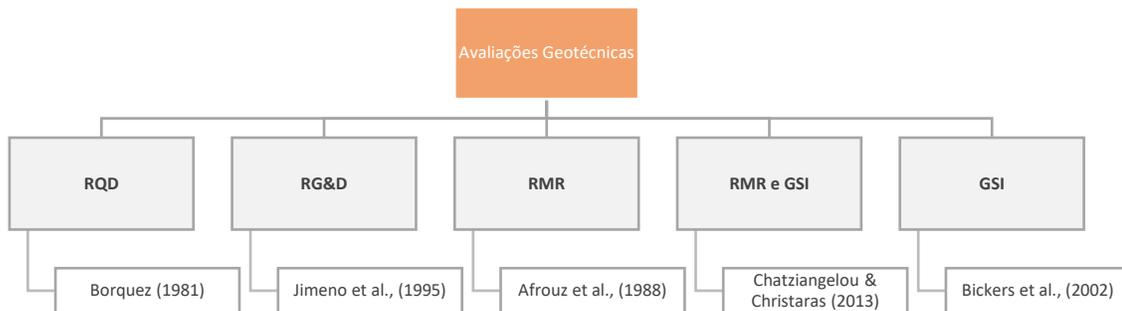


Figura 25 - Algumas avaliações geotécnicas que serviram como base para classificação do BI.

Medições pré-detonação também auxiliaram no entendimento da *blastability*, uma vez que nas atividades antecedentes ao desmonte, através de recuperações de perfurações e MWD<sup>17</sup> podem ser fornecidas informações úteis sobre a massa rochosa.

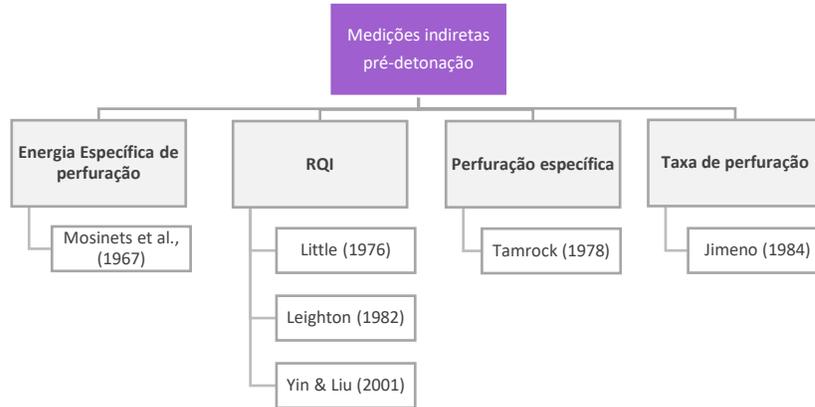


Figura 26 - Principais medições indiretas pré-detonação que serviram como base para avaliação do BI.

Em relação as medições pós-detonação (Figura 27), alguns pesquisadores sugeriram que os resultados de detonação (laboratorial ou em campo) seriam uma forma de prever os resultados posteriores. Todavia, essas abordagens carecem de previsibilidade e praticidade em aplicações mineiras, pois uma série de testes de campo são necessários para calibrações e ainda são caros e demorados (Salmi & Sellers, 2021).

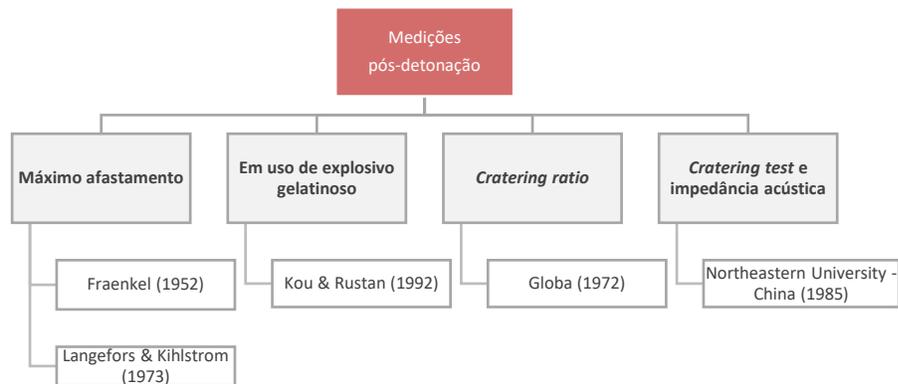


Figura 27 – Medições pós-detonação que auxiliaram na estimativa do BI.

Outros meios de caracterização do BI destacam-se por experiências práticas de campo, avaliações quantitativas de caráter pessoal para aplicação da carga específica e quantificação da massa de explosivo necessária. Com o passar dos anos e com os crescentes avanços tecnológicos,

<sup>17</sup> MWD: *Measurement while drilling*.

o entendimento deste estudo desenvolveu-se a partir de rede neural e novas perspectivas também foram realizadas utilizando inteligência artificial (Moomivand & Vandyousefi, 2020). Tal como observou-se aplicações dos modelos *fuzzy* para prever a *blastability* e resolver diversos problemas no campo da geomecânica (como exemplo, o trabalho realizado por Azimi et al., 2010)

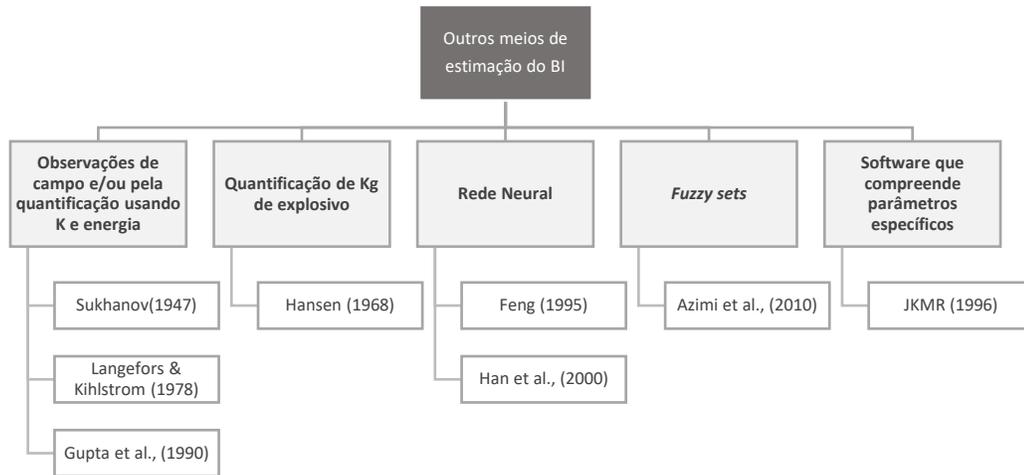


Figura 28 – Outros meios de estimação do BI.

Nos últimos anos, as pesquisas apontam para uma explicação do BI partindo dos dados obtidos por múltiplas medições na massa rochosa e de suas pilhas de fragmentação (Figura 29).

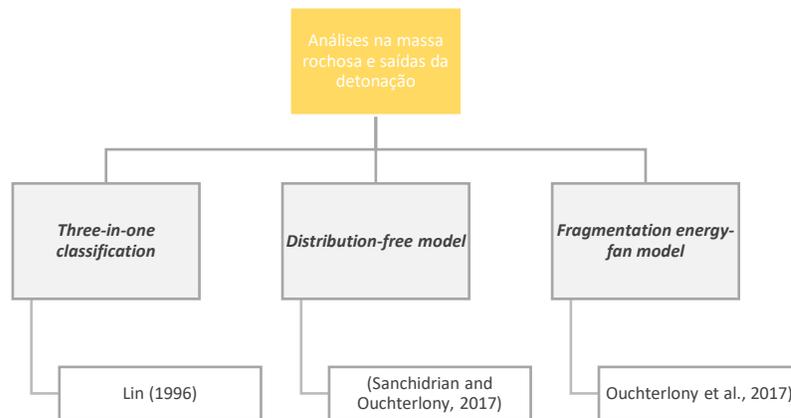


Figura 29 – Alguns exemplos de avaliação do BI a partir de múltiplas medições das propriedades dos maciços rochosos e de suas pilhas fragmentadas.

Em suma é notável que o conhecimento prévio da *blastability* é um fator importante para ser aplicado nos modelos de previsão da fragmentação. Em relação as diversas tentativas propostas, pode se dizer que na prática algumas tiveram maior relevância quando comparadas as outras. Isto

devido a complexidade do processo de desmonte ou ao grande número de parâmetros envolvidos. E algumas propostas também apresentaram deficiências que levam a incertezas em suas aplicações.

## 6. MODELOS DE SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DAS ROCHAS POR EXPLOSIVOS

### 6.1. *Blastability Index de Lilly*

Por conta da facilidade de aplicação do índice proposto por Lilly (1986), este é crucial e amplamente aplicado nos modelos de previsão de fragmentação.

O índice de Lilly foi fortemente ponderado para a orientação da natureza de planos de fratura na massa rochosa. Para sua utilização como ferramenta em quaisquer projetos de desmonte, é preciso estabelecer a correlação linear entre o índice e a carga específica necessário para rotura do maciço rochoso. Pelo fato da correlação ser específica para cada local deve ser levado em consideração dados históricos de uma série de desmontes realizados sob várias condições (Morais, 2004).

No geral cinco parâmetros geomecânicos foram utilizadas para avaliar as rochas com base em sua integridade e estruturas e calcular o índice de *blastability* conforme a equação proposta por Lilly (1986). A partir do valor de BI proposto por Lilly pode ser determinada a carga específica de explosivo e o fator de energia usando as seguintes expressões.

$$K \left( \frac{ANFO \text{ Kg}}{\text{ton}} \right) = 0.004 * BI \quad (1)$$

$$\text{Fator energia} = 0.015 * BI \quad (2)$$

Estas equações por sua vez são apenas uma aproximação à realidade.

### 6.2. **Modelo de Fragmentação Kuz-Ram**

Apesar dos vários modelos propostos para previsão da fragmentação ao longo dos anos, a simplicidade oferecida pelo modelo Kuz-Ram (K-R) o torna um dos modelos mais utilizados. Este modelo foi inicialmente desenvolvido por Claude Cunningham em 1983, após vários estudos realizados na África do Sul. E em um artigo publicado em comemoração aos 20 anos deste modelo, afirmou-se que “O modelo de K-R é provavelmente a abordagem mais amplamente empregada

para estimar os resultados da fragmentação por desmonte com uso de explosivos e o interesse renovado no campo trouxe maior foco ao modelo” (Cunningham, 2005).

No geral, este modelo empírico corresponde a uma adaptação de equações providas da combinação das propriedades mecânicas das rochas, as propriedades dos explosivos e variáveis geométricas do plano de fogo (Kuznetsov, 1973; Rosin & Rammler, 1933; Cunningham, 1987; Lilly, 1986; Tidman, 1991)

- **Equação de Kuznetsov ( 3 ):** apresentada por Kuznetsov (1973) como uma função do tipo de rocha, essa equação foi estabelecida para a previsão da granulometria média dos fragmentos de rocha produzidos no desmonte. Essa equação foi estimada com base na energia explosiva, volume detonado, força explosiva e um fator de rocha.

$$X_m = A * (K)^{-0,8} * Q^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS}\right)^{\frac{19}{30}} \quad (3)$$

Onde:

- $X_m$  = tamanho médio da partícula (cm), isto é, a abertura da peneira correspondente a 50% do material fragmentado passante nesta faixa;
  - $A$  = variável quantitativa do maciço, o “*rock factor*” - fator de rocha em português;
  - $K$  = é a carga específica ( $\text{Kg/m}^3$ );
  - $Q$  = quantidade de explosivo por furo (kg);
  - 115 = RWS do TNT comparado ao ANFO; e
  - $RWS$  = Energia relativa em massa do explosivo usado em comparação com o ANFO puro.
- **Equação de Rosin-Ramler ( 4 ):** representa a curva das distribuições granulométricas, isto é, distribuição do BBSD. Assim fornece uma descrição razoável da fragmentação onde nota-se que o ponto médio sobre esta curva, isto é, aquele cuja abertura de malha pela qual 50% da granulometria é passante refere-se à equação 1.

$$R(x) = 100 * \left[ 1 - e^{-0,693 * \left(\frac{x}{x_m}\right)^n} \right] \quad (4)$$

Onde:

- $R(x)$  = representa a fração de material passante em uma peneira de tamanho “X” (%);
- $X$  = tamanho da malha corresponde a peneira (mm);
- $n$  = parâmetro que define a uniformidade da distribuição granulométrica do diagrama de fogo;
- **Equação índice de uniformidade ( 5 )**: esta equação determina uma constante que representa a uniformidade dos fragmentos detonados com base nos parâmetros geométricos da pega de fogo:

$$n = \left( 2,2 - 14 * \frac{B}{d} \right) * \left( \frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right)^{0,5} * \left( 1 - \frac{W}{B} \right) * \left( \frac{|L_B - L_C|}{L_K} + 0,1 \right)^{0,1} * \frac{L_K}{H_b} \quad (5)$$

Onde:

- $B$  = Afastamento (m);
- $S$  = Espaçamento (m);
- $d$  = Diâmetro de perfuração (mm);
- $W$  = Desvio padrão da precisão de perfuração (m);
- $L_B$  = Comprimento da carga de fundo (m);
- $L_C$  = Comprimento da carga de coluna (m);
- $L_K$  = Comprimento da carga (m);
- $H_b$  = Altura da bancada (m);

Llera et al., (2003) e Jimeno et al., (2017) assumem que este valor pode variar de 0.8 a 2.2, na qual quão maior for este valor, mais uniforme será o material fragmentado. E quando baixo, indicara quantidades significativas no que dizem a respeito da geração de finos e grosseiros.

### 6.3. Fator de rocha

Este fator de rocha corresponde ao grau de dificuldade da fragmentação do maciço rochoso, possuindo inicialmente intervalos dentro da classificação de Protodyakov (1962) (Tabela 8).

Tabela 8 - Valores do *rock factor* baseados na estrutura do maciço rochoso (Fonte: Hustrulid, 1999).

Condição da massa rochosa	Protodyakov factor	Fator de Rocha, A
<i>Very soft</i>	3 – 5	3
<i>Soft</i>	5 - 8	5
<i>Medium Soft</i>	8 – 10	7
<i>Rigid</i>	10 – 14	10
<i>Rigid and homogenous</i>	12 - 16	13

Posteriormente este parâmetro sofreu alterações para melhorar a quantificação do fator de rocha do modelo Kuz-Ram descrito em (Cunningham, 1983, 1987). A equação proposta por Cunningham (1987) para cálculo do fator de rocha provém da adaptação do *blastability index* proposto por Lilly em 1986. De forma a incorporar as propriedades geomecânicas do maciço rochoso, considerou-se que não somente a densidade e estrutura da rocha intacta, como também a resistência e dureza deveriam ser consideradas para determinação da suscetibilidade ao desmonte com explosivos. Sendo assim o fator de rocha foi dado por:

$$A = 0,12 * BI \quad (6)$$

$$A = 0,06 (RMD + JF + RDI + HF) \quad (7)$$

E reduzido por Cunningham (2005), de forma a manter o mesmo conceito apresentado em ( 7 ), mas com algumas mudanças no peso de suas variáveis e na sua fórmula, sendo o *RMD* incorporando o peso total de *JF*. :

$$A = 0,06 (RMD + RDI + HF) \quad (8)$$

Onde:

- *RMD* = *Rock Mass Description* (“Descrição do Maciço Rochoso”);
- *JF* = *Joint factor* (“Fator de fraturas”);
- *RDI* = *Rock Density Index* (“Índice de Influência da Densidade da rocha”); e
- *HF* = *Hardness Factor* (“Fator de Dureza”).

O fator de rocha tornou-se então um parâmetro calculado através dos parâmetros geomecânicos supracitados e estes podem ser obtidos da seguinte forma:

Tabela 9 - Valores de RMD (Fonte: Cunningham, 2005).

Descrição do maciço rochoso	Valor RMD
Friável	10
Fraturado	JF
Totalmente massivo	50

O valor  $JF$  representa o valor do RMD quando o maciço se apresenta fraturado ou com descontinuidades. É calculado como:

$$JF = (JCF * JPS) + JPA \quad (9)$$

Onde o parâmetro  $JCF$  (*Joint Condition Factor*) refere-se a abertura e condição em que as descontinuidades presentes na massa rochosa se encontram. Seus respectivos valores estão indicados na tabela a seguir:

Tabela 10 - Valores de JCF (Fonte: Cunningham, 2005).

Condição das descontinuidades	Fator JCF
Fraturas apertadas	1
Fraturas relaxadas	1,5
Fraturas abertas, preenchidas	2

O fator  $JPS$  (*Joint Plane Spacing*) refere-se ao espaçamento das fraturas. A Figura 30 ilustra a relação entre o espaçamento absoluto entre as descontinuidades ( $JS$  – *Joint Spacing*) com o espaçamento dos furos de perfuração ( $HS$  – *Hole Spacing*) na fragmentação com recurso a explosivos.

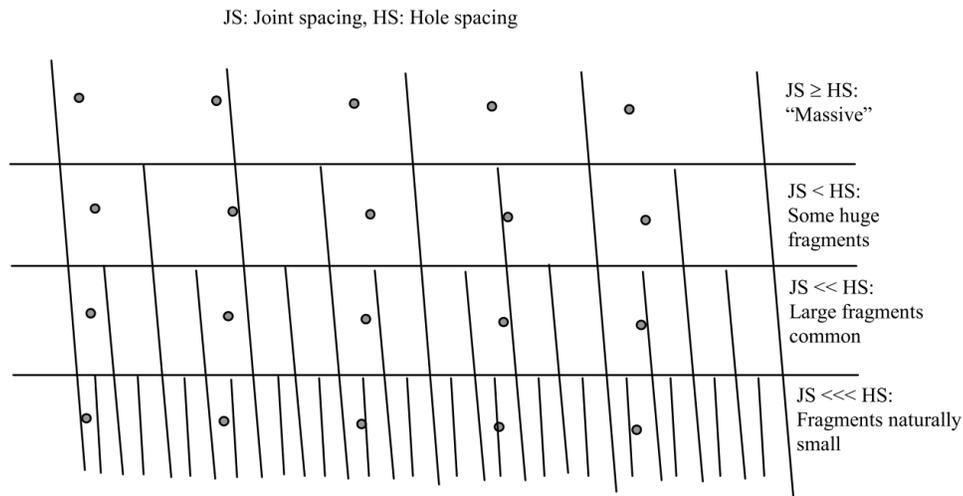


Figura 30 - JPS - Efeito da relação entre o espaçamento entre furos e o espaçamento entre descontinuidades na fragmentação (Fonte: Cunningham, 2005).

De acordo com Cunningham (2005) o fator JPS é parcialmente relacionado ao JS e, em parte, com HS, expresso como o padrão reduzido P de acordo com a Equação ( 10 ), a média geométrica de B (afastamento) e S (espaçamento).

$$P = (B * S)^{0.5} \quad ( 10 )$$

A Tabela 11 indica quais valores de JPS devem ser atribuídos para cada condição das descontinuidades.

Tabela 11 - Valores de JPS (Fonte: Cunningham, 2005).

<b>Espaçamento entre fraturas</b>	<b>Valor JPS</b>	<b>Descrição</b>
Fechadas (<0.1m)	10	Descontinuidades próximas
Intermediárias (0.1 a 0,3m)	20	Blocos não perfurados com maior abundância
Intermediárias (0.3 para 0.95*P)	80	Blocos grandes com maior abundância
Largas (>P)	50	Todos os blocos serão interceptados

A determinação do JPA (*Joint Plane Angle Factor*) trata-se do ângulo do plano de fraturas sendo dependente da direção e da inclinação dos conjuntos de descontinuidades em relação à face livre da detonação.

Tabela 12 - Valores de JPA (Fonte: Sanchidrián & Ouchterlony, 2017; Lilly, 1986).

Ângulo do plano das fraturas	Valor JPA
Horizontal	10
Mergulho normal á face	20
Direção normal á face	30
Mergulho coincidente com a face	40

A Figura 31 ilustra as principais orientações das discontinuidades com relação à face livre: (a) mergulho para fora da face livre, (b) horizontal, (c) mergulho para dentro da face livre, (d) paralela à face livre e (e) perpendicular à face livre (Morais, 2004).

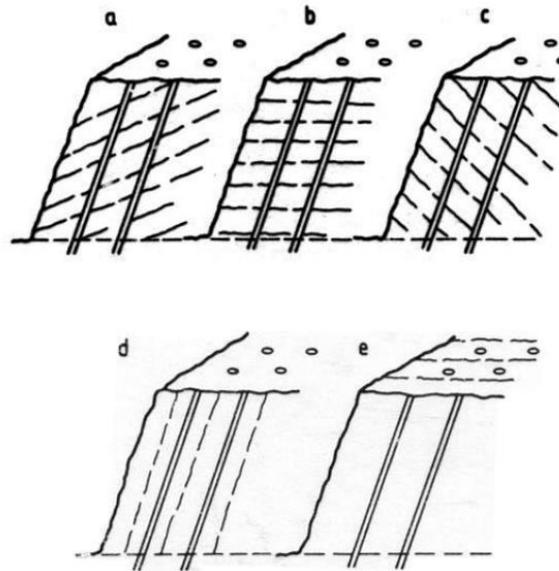


Figura 31 - Ilustração da orientação e mergulho das fraturas com relação à face livre (Fonte: Modificado por Silva e Destro, 2000, como citado em Morais, 2004, p.79).

Em seguida é calculado o valor de RDI a partir da Equação 10 e para sua avaliação é preciso o conhecimento da densidade da rocha ( $p_r$ ;  $g/cm^3$ )

$$RDI = 25 * p_r - 50 \quad (11)$$

Por fim calcula-se o HF e para tal utilizam-se os valores de Módulo de Young ( $E$ ; GPa) e/ou Resistência a compressão uniaxial da rocha ( $UCS$ ; MPa).

Tabela 13 - Valores de HF (Fonte: Cunningham, 2005).

Condição	Valor HF
$E > 50 \text{ GPa}$	$HF = UCS/5$
$E < 50 \text{ GPa}$	$HF = E/3$

Em suma, verifica-se que o *rock factor* é um fator crítico a ser determinado com precisão, devido a dificuldade de quantificar os efeitos da geologia. Para os diferentes fatores listados acima, identifica-se que o valor de A variará de acordo com o peso que cada parâmetro influente lhe atribui. Os valores mais aceitos na atualidade situam-se entre 0.8 e 22 (Cunningham, 2005). E é notável que quão menor for o valor mais fácil será a rocha de ser fragmentada ao passo que rochas com maiores valores são extremamente difíceis de fragmentar.

## **7. METODOLOGIA PROPOSTA**

Após introdução teórica sobre a operação de desmonte de rocha com recurso a explosivos, seus diversos parâmetros relativos, e análise bibliográfica do *blastability index*, surgiu a necessidade de concretizar um estudo prático. Neste sentido a pesquisa se concentrou em estudar diferentes desmontes realizados em bancadas a céu aberto provenientes de duas pedreiras de brita do Brasil.

### **7.1. Descrição da Metodologia Proposta**

Para implementação do caso de estudo, primeiramente foi realizada uma análise estatística da resposta dos desmontes, de modo a comparar se os resultados reais da fragmentação foram condizentes ou não com o previsto pelos modelos de previsão de fragmentação adotados. Deste modo, o estudo seguiu com o objetivo de determinar qual seria a melhor metodologia ou relação matemática a ser aplicada para previsão do tamanho médio da fragmentação ( $x_{50}$ ).

Neste contexto e tendo em vista que o uso de modelos é uma representação simplificada e facilitadora para o entendimento de um fenômeno real, o presente trabalho buscou uma tentativa de adaptação de um novo modelo teórico para cada pedreira. Para isso foram realizados modelos com recurso a uma regressão linear e regressão não-linear (potencial) de modo a avaliar qual seria o mais adequado quando comparado ao método tradicional de Kuz-Ram. A determinação do “melhor” modelo, ou do modelo que melhor se ajuste a realidade dos dados numa forma mais fiel e do modo mais coerente possível far-se-á em função da análise dos resíduos. Isto é, os modelos devem ser comparados aos dados observacionais tendo uma validação consistente e o mais adequado será o que torne os resíduos tão próximos de zero quanto possível.

### **7.2. Adoção de um modelo matemático**

O processo de modelagem visa tentar reproduzir a realidade do modo mais fiel possível, a fim de perceber como o fenômeno real se comporta e obter respostas previsíveis de certos comportamentos.

Intuitivamente o uso de modelos muitas vezes é feito e um dos principais desafios dos engenheiros de minas é traçar um planeamento operacional que possa ser implementado em tempo hábil. Os diagramas de fogo muitas vezes são elaborados com base em modelagem determinística

(desde que haja um conjunto de entradas conhecidas que resultarão em um único conjunto de resultados de saídas). Dessa forma, a motivação do estudo teve por base representar o tamanho médio dos fragmentos através de um modelo linear “plano” que seja tão representativo deste resultado de modo a descrever a relação entre variáveis. Para alcançar esse objetivo é necessário modelar  $x_{50}$  com base nos parâmetros de decisão (A, K, Q e RWS).

Um modelo também pode ser inferido conforme a interpretação moderna de Gujarati & Porter, (2010) como um método matemático comumente utilizado para o estudo da dependência de uma variável, com respeito a uma ou outras variáveis (variáveis explicativas), com intuito de estimar e/ou prever a média ou o valor médio populacional

A análise de regressão, embora seja uma das metodologias estatísticas mais antigas<sup>18</sup>, é uma das técnicas matemáticas mais potentes e de uso mais frequente para modelar e descrever a relação entre variáveis. E é largamente aplicada na modelação de problemas estatísticos em áreas como biologia, física, engenharia e outras (Hoffmann, 2016).

### **7.2.1. Modelo de Regressão Linear**

Como bem explicam os autores do livro *Álgebra Linear*<sup>19</sup>, ao utilizar um modelo de regressão linear (o qual é constituído apenas por uma função) têm-se uma variável dependente Y (variável a explicar) em termos de valores explicativos/independentes. Isto é, as variáveis independentes são usadas para explicar o comportamento da variável dependente e de interesse (Carvalho Pedrosa & A. Gama, 2018). Deste modo, quando o modelo tem apenas uma variável independente, nomeia-se “Modelo de Regressão linear Simples”, ao passo em que haja várias variáveis independentes, ele é chamado de “Modelo de Regressão linear múltiplo”.

É importante obter uma reta (ou um hiperplano<sup>20</sup> de dimensão inferior) que seja representativa de um determinado fenómeno em estudo e se ajuste a nuvem de pontos. Logo, matematicamente, assumindo que os dados aqui estudados, após as transformações adequadas, são de natureza linear, pode se formalizar um modelo de regressão linear em termos algébricos para uma amostra de tamanho n e k variáveis da seguinte maneira (Murteira, et al., 2015):

---

<sup>18</sup> O termo “regressão” foi empregue pela primeira vez por Francis Galton (1886).

Galton F. Regression towards mediocrity in hereditary stature. *Journal of the Anthropological Institute* 1886;15:246–63

<sup>19</sup> Ribeiro, C. Silva ; Reis, Luizete ; Reis, Sérgio Silva - *Álgebra linear : exercícios e aplicações*. Lisboa : McGraw-Hill, cop.1990. IX, 313 p.. ISBN 972-9241-11-2.

<sup>20</sup> **Hiperplano:** Espaço vetorial de dimensão inferior.

$$Y = \beta_0 + \beta_1 X_1 + \beta_2 X_2 + \beta_3 X_3 + \beta_4 X_4 \dots + \beta_k X_k \quad (12)$$

A este modelo aplica-se que:

- $Y$  é a variável aleatória a ser explicada e designa-se por regressando;
- $X_1, X_2, X_3, X_4, \dots, X_K$  são as variáveis explicativas (ou certas funções destas variáveis). Chamam-se regressores;
- $\beta_0^{21}, \beta_1, \beta_2, \beta_3, \beta_4, \dots, \beta_k$  são parâmetros deterministas, coeficientes de regressão lineares;

Considerando-se que se tenham  $n$  observações de cada variável, a partir do modelo acima obtêm-se  $n$  relações amostrais. Para  $n$  observações têm-se o seguinte sistema de  $n$  equações lineares, nas  $k$  incógnitas,  $\beta_1, \beta_2, \dots, \beta_k$ :

$$\begin{cases} Y_1 = \beta_0 + \beta_1 X_{11} + \beta_2 X_{12} + \beta_3 X_{13} + \beta_4 X_{14} \dots + \beta_k X_{1k} \\ Y_2 = \beta_0 + \beta_1 X_{21} + \beta_2 X_{22} + \beta_3 X_{23} + \beta_4 X_{24} \dots + \beta_k X_{2k} \\ \vdots \\ Y_n = \beta_0 + \beta_1 X_{n1} + \beta_2 X_{n2} + \beta_3 X_{n3} + \beta_4 X_{n4} \dots + \beta_k X_{nk} \end{cases} \quad (13)$$

As  $n$  igualdades podem ainda ser apresentadas utilizando a notação matricial do seguinte modo:

$$Y = \begin{bmatrix} Y_1 \\ Y_2 \\ \vdots \\ Y_n \end{bmatrix}, X = \begin{bmatrix} 1 & X_{11} & X_{12} & \cdot & \cdot & \cdot & X_{1k} \\ 1 & X_{21} & X_{22} & \cdot & \cdot & \cdot & X_{2k} \\ \cdot & \cdot & \cdot & & & & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & & & & \cdot \\ \cdot & \cdot & \cdot & & & & \cdot \\ 1 & X_{n1} & X_{n2} & & & & X_{nk} \end{bmatrix}, \beta = \begin{bmatrix} \beta_0 \\ \beta_1 \\ \beta_2 \\ \cdot \\ \cdot \\ \beta_k \end{bmatrix} \quad (14)$$

Onde  $x_{nk}$  corresponde ao  $n$ -ésimo valor na amostra observada e  $j$ -ésimo constantes geradas.

Sendo:

- $Y$  é o vetor  $n \times 1$  das observações da variável aleatória (do regressando);
- $X$  é a matriz  $n \times k$  das observações aleatórias (dos regressores);

<sup>21</sup> Representa a ordenada na origem. O intercepto (também chamado de constante), isto é, ponto em que a reta intercepta o eixo dos  $yy$  quando  $X = 0$ .

Filho, D. F., Nunes, F., da Rocha, E. C., Santos, M. L., Batista, M., & Júnior, J. A. S. (2011). O Que Fazer e o Que Não Fazer Com a Regressão: pressupostos e aplicações do modelo linear de Mínimos Quadrados Ordinários (MQO). Revista Política Hoje, 20(1), 44–99

- $\beta$  é o vetor  $k \times 1$  dos coeficientes de regressão (fixos, mas desconhecidos);

O sistema anterior ( 13 ) pode ser escrito com a seguinte notação:

$$Y = X\beta \quad (15)$$

É de se esperar que este sistema não tenha solução. Admite-se que em muitas situações nem sempre é possível explicar a variável de interesse e isto se dá por conta de variáveis não observáveis, variáveis omitidas observáveis e erros de medida. Para resolver esta questão a técnica dos mínimos quadrados pode ser utilizada. Obter uma solução aproximada do sistema  $Y = X\beta$  é determinar um vetor pertencente ao espaço  $S$  e que se aproxime o mais possível do vetor  $Y$ . Como a cada vetor obtido corresponde a um vetor de erros, faz-se necessário uma variável adicional,  $u$ , que abrange todos os fatores que por vezes não são considerados, mas que podem afetar o comportamento da variável explicada. Dessa forma, com a incorporação de  $u$  de forma aditiva, o modelo pode ser rescrito como uma reta de regressão ou uma reta ótima no sentido dos mínimos quadrados:

$$Y = X\beta + U \quad (16)$$

Onde:

- A variável residual  $u$  é uma variável aleatória não observável porque depende dos coeficientes de regressão que são desconhecidos.

#### 7.2.1.1. *Estimação dos coeficientes de regressão linear pelo método dos mínimos quadrados*

Exemplos de aplicação do método dos mínimos quadrados diretamente relacionados a engenharia de Minas, no tocante a desmonte de rochas por explosivos já foram utilizados anteriormente (Miranda, 2016). Tal método tem por objetivo a minimização dos resíduos de forma a escolher o vetor  $\beta$  para que se torne mínimo a fim de minimizar a soma dos quadrados dos erros (SQD):  $\sum_{i=1}^n u_i^2$ .

Pretende-se fazer com que o vetor  $X\beta$  obtido seja o mais perto possível do vetor  $Y$ , para isso pretende-se escolher  $\beta$  de modo que o erro cometido seja mínimo. Logo, tal vetor em ( 15 ) é substituído por um estimador  $b$  a resultar no seguinte vetor dos resíduos  $u$ :

$$u = Y - Xb \quad (17)$$

Escolhendo-se  $b$  como estimador têm-se que:

$$\begin{aligned} \text{SQD} &= u^T u = (Y - Xb)^T (Y - Xb) \\ &= Y^T Y - b^T X^T Y - Y^T X b + b^T X^T X b \\ &= Y^T Y - 2b^T X^T Y + b^T X^T X b \end{aligned} \quad (18)$$

Para este desenvolvimento usa-se o fato de que a transposição de um escalar também é um escalar. A expressão a minimizar é uma função em ordem de  $\beta$ , é, portanto, a soma de duas formas quadráticas, cuja primeira não é dependente de  $\beta$  e a segunda, cuja matriz é definida como positiva deve ser minimizada. Naturalmente, o valor de  $\beta$  que minimiza a forma quadrática é o que a anula e isto acontece apenas se:

$$\beta - (X^T X)^{-1} X^T Y = 0 \quad (19)$$

O que acontece apenas se o minimizante é:

$$b - (X^T X)^{-1} X^T Y = 0 \quad (20)$$

Logo, a expressão 20 é uma solução aproximada do sistema impossível (15) e esta solução designa-se por solução dos mínimos quadrados. Em notação matricial,  $b$  pode ser escrito como o vetor-coluna composto pelos coeficientes que minimizam a soma dos quadrados dos resíduos:

$$b = \begin{bmatrix} b_1 \\ b_2 \\ \vdots \\ b_k \end{bmatrix} = (X^T X)^{-1} X^T Y \quad (21)$$

### 7.2.2. Suposições assumidas para um modelo de regressão linear

Um modelo clássico de regressão linear assume que cada  $u$  é distribuído normalmente com média nula e variância constante (Gujarati & Porter, 2013). Com base nessa suposição pode se dizer que o modelo linear deverá seguir a seguinte premissa:

$$u \sim N(0, \sigma^2) \quad (22)$$

E assim, os autores Gujarati & Porter, em seu livro, Econometria, (Gujarati & Porter 2013) consideram o modelo de Gauss, modelo clássico ou estandar de regressão linear (MCRL) como o cimento da teoria econométrica fornecendo 7 suposições que os modelos precisarão (ou tentarão) se atentar:

- O modelo de regressão será permanentemente linear nos parâmetros  $\beta_i$ 's.

- Variável (ou as variáveis) independentes não são relacionadas com o resíduo, isto é, têm covariância nula com respeito aos resíduos<sup>22</sup>;
- O valor esperado para a média dos resíduos que estão ao redor do mesmo ponto (ou pontos) do domínio é zero;
- Homoscedasticidade – a variância residual é constante e não se altera ao longo do domínio;

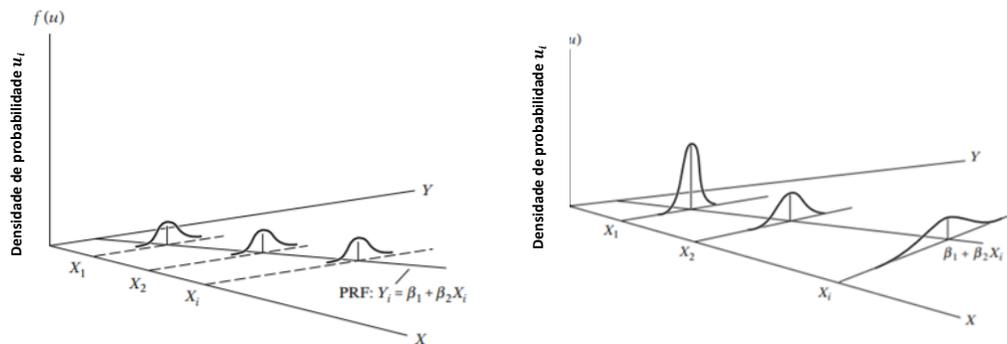


Figura 32 - Comparação entre homoscedasticidade (esq.) e heteroscedasticidade (dir.) (Fonte: Gujarati & Porter, 2013).

- Não existe correlação entre os resíduos – dados dois valores dos resíduos por exemplo, a covariância será nula;
- O número de observações  $n$  deve ser maior que o número de parâmetros a estimar, pois do caso contrário parâmetros seriam indetermináveis;
- Não deve haver valores anômalos para a variável independente, ou seja, valores que se afastam muito da média amostral.

É importante notar que não há consenso sobre a imposição de cumprimento ou não dessas sete suposições, e não seria raro encontrar modelos que não cumprem todas as premissas.

### 7.2.3. Modelo de Regressão com ajuste potencial

Algumas situações se modelam mediante a relação entre a variável resposta e a explicativa por uma função com ajuste potencial. Logo, matematicamente, a equação que descreve o fenômeno em estudo e ajuste “N” pontos cujas abcissas sejam distintas pode ser escrita pela curva potencial favorável em mínimos quadrados dada por:

<sup>22</sup> Covariância nula com respeito aos resíduos:  $cov(X_i, u_i) = 0$

$$Y = Cx^\alpha \quad (23)$$

Onde  $C$  é uma constante conhecida.

Após transformações adequadas, a linearização dos dados poderá ser aplicada através da logaritimização da função anterior para garantir a natureza linear do modelo. Obtendo-se a seguinte expressão linear:

$$\log Y = \log C + \alpha \log x \quad (24)$$

Considerando-se que se tenham  $n$  observações de cada variável, a partir do modelo acima obtêm-se  $n$  relações amostrais que podem ser expressas nas seguintes equações lineares:

$$\begin{cases} \log Y_1 = \log C + \alpha \log x_1 \\ \log Y_2 = \log C + \alpha \log x_2 \\ \quad \quad \quad \cdot \\ \quad \quad \quad \cdot \\ \quad \quad \quad \cdot \\ \log Y_n = \log C + \alpha \log x_n \end{cases} \quad (25)$$

Ou ainda, tais igualdades acima podem ser reescritas em notação matricial da seguinte maneira:

Ou em notação matricial:

$$R = \begin{bmatrix} \log(Y_1) \\ \log(Y_2) \\ \cdot \\ \cdot \\ \cdot \\ \log(Y_n) \end{bmatrix}, M = \begin{bmatrix} 1 & \log(x_1) \\ 1 & \log(x_2) \\ 1 & \cdot \\ 1 & \cdot \\ 1 & \cdot \\ 1 & \log(x_n) \end{bmatrix}, A = \begin{bmatrix} \log C \\ \alpha \end{bmatrix} \quad (26)$$

- $R$  é a matriz  $n \times 1$  das observações aleatórias (dos regressores);
- $M$  é a matriz  $n \times 1$  das observações aleatórias (dos regressores);
- $A$  é o vetor coluna composto pelos coeficientes de regressão (fixos, mas desconhecidos).

O sistema anterior ( 26 ) pode ser reescrito com a seguinte notação:

$$R = MA \quad (27)$$

E assim p valor de  $A$  que minimiza a soma dos quadrados dos resíduos é escrita como:

$$A = M^{-1}R \quad (28)$$

### 7.3. Análise dos Modelos Previsionais

A etapa de análise dos modelos de previsão em primeiro lugar buscou comprovar que as práticas aplicadas podem ser consideradas como modelo desde um ponto de vista matemático e estatístico. Para ser considerado um modelo, a análise dos dados residuais deve seguir uma distribuição normal (ou pelo menos ter uma tendência de distribuição normal) e esperança nula.

Para avaliação dos dados primeiramente são gerados e analisados histogramas utilizando os softwares Excel ® ou SPSS ® (*Statistical Package for the Social Sciences*).

Para a comprovação das características do modelo e confirmação estatística da normalidade dos dados, diversos procedimentos estatísticos podem ser adotados. Apesar disso, o presente trabalho optou pelo teste de hipótese de Shapiro-Wilk (SW)<sup>23</sup> pelo fato de ser um teste (de aderência à normal) mais robusto quando há um tamanho reduzido de amostras ( $n \leq 50$ ; Laureano, 2013)<sup>24</sup>. Para tal, o software SPSS ® também será de uso para a recolha das informações como as ilustradas na Figura 33.

	Kolmogorov-Smirnov <sup>a</sup>			Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
LogPPV	,268	11	,026	,814	11	,014

a. Corrección de significación de Lilliefors

Figura 33 - Exemplo de teste de normalidade.

Este teste supracitado testa as seguintes hipóteses:

- $H_0$  : os dados seguem uma distribuição normal;
- $H_1$  : os dados não seguem uma distribuição normal.

Para a tomada de decisão a respeito da normalidade dos dados é necessário observar os valores calculados da estatística *sig-value* (valor  $\rho$  ou  $\rho$  valor; Assis et al., 2020). Os valores críticos para  $\rho$  são pré-estabelecidos e apresentados em vários manuais de estatística (por exemplo

<sup>23</sup> **Shapiro-Wilk** - Método que é utilizado apenas para avaliar se os dados quantitativos se ajustam a uma Distribuição Normal.

<sup>24</sup> Na existência de grandes amostras, o teste de ajustamento a normal mais adequado é o de *Kolmogorov-Smirnov* (KS) com correção de *Lilliefors*.

Guimarães e Cabral, 1998). Na prática, adota-se um nível de significância para o teste (como por exemplo,  $\alpha = 0.05$ ), e assim testam-se as observações com base na seguinte regra de decisão:

- Não rejeitar  $H_0$  se  $Sig > \alpha = 0.05$
- Rejeitar  $H_0$  (aceitar  $H_1$ ) se  $Sig \leq \alpha = 0.05$

Dessa forma, destaca-se que para os dados terem distribuição normal o valor sigma deve superar 0.05 ( $ser \geq 0.05$ ).

Após comprovação da normalidade dos dados, são então analisados os estatísticos descritivos gerados pelo SPSS®. Nesse ponto pode se confirmar que o intervalo de confiança para a média contenha o zero e conhecer a variância dos dados.

O modelo que apresentar a menor variância da análise de resíduos, será a técnica que terá melhor eficiência para a previsão do  $x_{50}$  num desmonte futuro.

#### **7.4. Tratamento dos dados**

Os dados a serem utilizados no presente trabalho foram manipulados diretamente no Software Microsoft Excel®.

A validação do modelo foi realizada através da análise de resíduos (erros cometidos pelo(s) modelo(s)). O resíduo é geralmente definido como a diferença entre os valores modelados e os valores aferidos. E para comprovar que os resíduos são oriundos de fato de um modelo, deve-se avaliar se o intervalo de confiança para média contém o zero e também se os dados são provenientes de uma distribuição normal (Miranda, 2016; Miranda et al., 2017).

Na confirmação da normalidade (estatística) dos dados, os resíduos dos modelos estimados foram comparados com os resíduos do modelo tradicional (Kuz-Ram). Os cálculos dos modelos estimados foram realizados para ambas pedreiras e os procedimentos realizados ao longo da construção do modelo serão referidos na seção dos resultados.

O fluxograma a seguir descreve sucintamente o raciocínio empregue para a análise, tratamento dos dados e validação do(s) modelos(s) matemático(s).

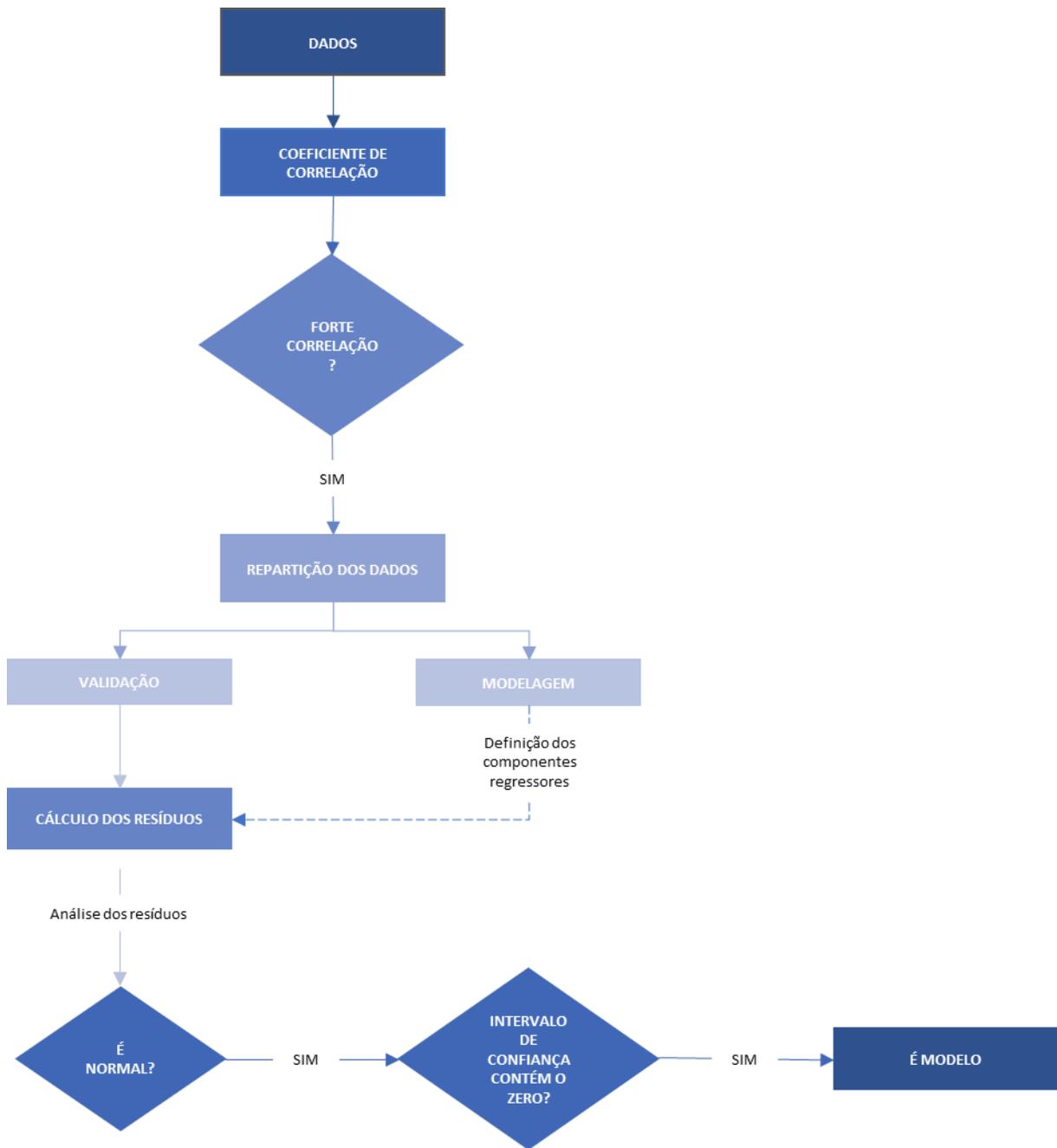


Figura 34 - Fluxograma para análise e tratamento dos dados de desmonte.

## 8. ÁREA DE ESTUDO

A área de estudo engloba as pedreiras Mogiana e Nogueirense, onde o bem mineral extraído é oriundo de rocha ígnea. Através do processo de beneficiamento, são obtidos produtos de pedra britada em diversas faixas granulométricas para atender a construção civil.

As duas pedreiras localizam-se próximo a região de Mogi Mirim - cerca de 154 km da cidade de São Paulo, estado de São Paulo, Brasil. Na Figura 35 é possível identificar a localização das mesmas em relação à tal cidade e a Figura 36 ilustra a vista superior de suas bancadas.

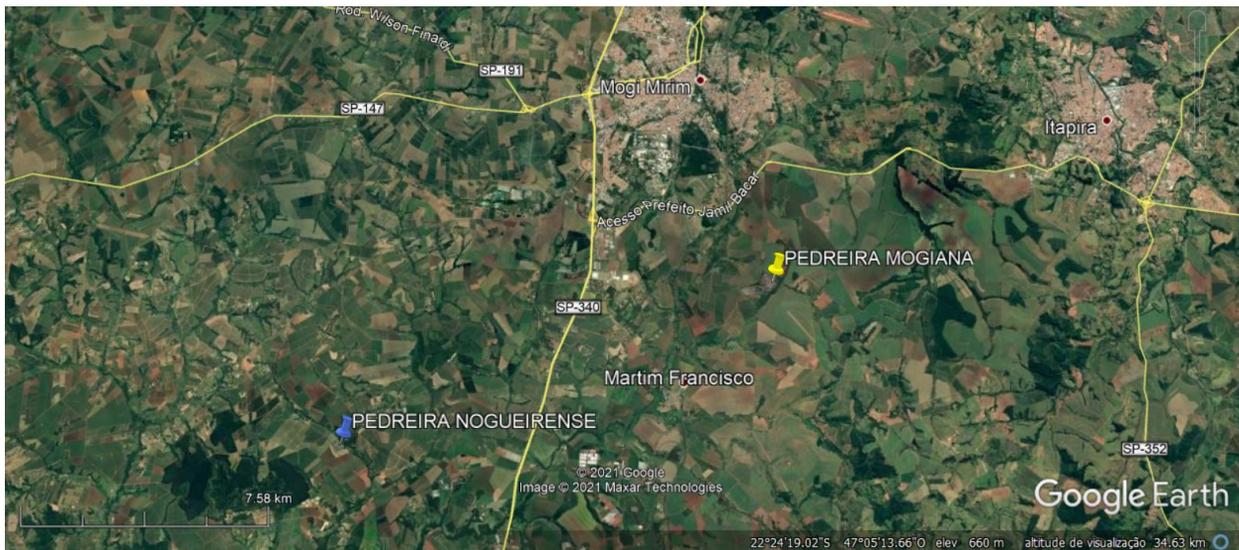


Figura 35 - Mapa de localização das pedreiras em relação a cidade de Mogi Mirim (Fonte: Google Earth 2021 (Image Landsat/Copernicus), acesso em 08/08/2021).



Figura 36 - A) Vista superior da Pedreira Mogiana e B) Vista superior da Pedreira Nogueirense (Fonte: Google Earth 2021 (Image Landsat/Copernicus), acesso em 08/08/2021).

## 8.1. Geologia Local

A área do município de Mogi Mirim e a região que se estende para além dela, está geologicamente posicionada em uma região de transição entre as rochas do embasamento cristalino e de domínios da Bacia sedimentar do Paraná. Esta região caracteriza-se por forte variedade litológica incluindo no embasamento cristalino litologias que vão desde o Arqueano ao Proterozoico e Eopaleozóico. Nestas incluem-se ortogneisses, tonalito, migmatitos, granitos, xistos ortoderivados, quartzitos e rochas cataclásticas, fortemente estruturadas (xistosidade, fraturas e falhas) e com frequentes contatos tectônicos entre as litologias (Lopes Jr., 2001). Mio & Gandolfi, (1995) também defendem que tais rochas apresentam um caráter marcante pois possuem variações bruscas ao longo de poucos metros.

Sob esse embasamento foram depositadas as rochas sedimentares paleozoicas oriundas da bacia intracratônica sul-americana do Paraná, e representadas pelo Subgrupo Itararé (Carbonífero-Permiano). Predominam arenitos finos a grossos, siltitos, conglomerados, argilitos e diamictitos, em uma interdigitação típica de depósitos glaciais (Mio & Gandolfi, 1995). Praticamente todas as formações deste subgrupo foram afetadas por eventos de magmatismo básico que resultaram em espessos derrames basálticos e extensas intrusões (diques e soleiras) - de basalto, diabásio ou microgabro, gabro, andesito, diorito e microdiorito – da Formação Serra Geral, associada à rutura do paleocontinente Gondwana (GeoSGB<sup>25</sup>, Morelato, 2017). Sobrepondo as diversas litologias da região, ainda ocorrem extensos depósitos arenoargilosos com espessuras variáveis, de idade cenozoica.

A Figura 37 apresenta o mapa com as características geológicas desta região de São Paulo onde situam-se as duas pedreiras. É de se notar que por se tratar de um mapa mais antigo, referente ao ano de 2004, não há afloramentos mapeados nas duas pedreiras e conseqüentemente a informação geológica não é totalmente ilustrada. Contudo, sabe-se que o maciço rochoso das duas pedreiras possui o diabásio como a litologia principal e, em algumas porções, apresenta composição basáltica. Sendo tal rocha originária das intrusões nos sedimentos na Bacia do Paraná e bastante fraturada, com direções de fraturamento principal subvertical a subhorizontal (Bacci, 2000, como citado em Quaglio, 2020, p.5).

---

<sup>25</sup> **GeoSGB** – É uma plataforma com base de dados do Serviço Geológico do Brasil (CPRM).

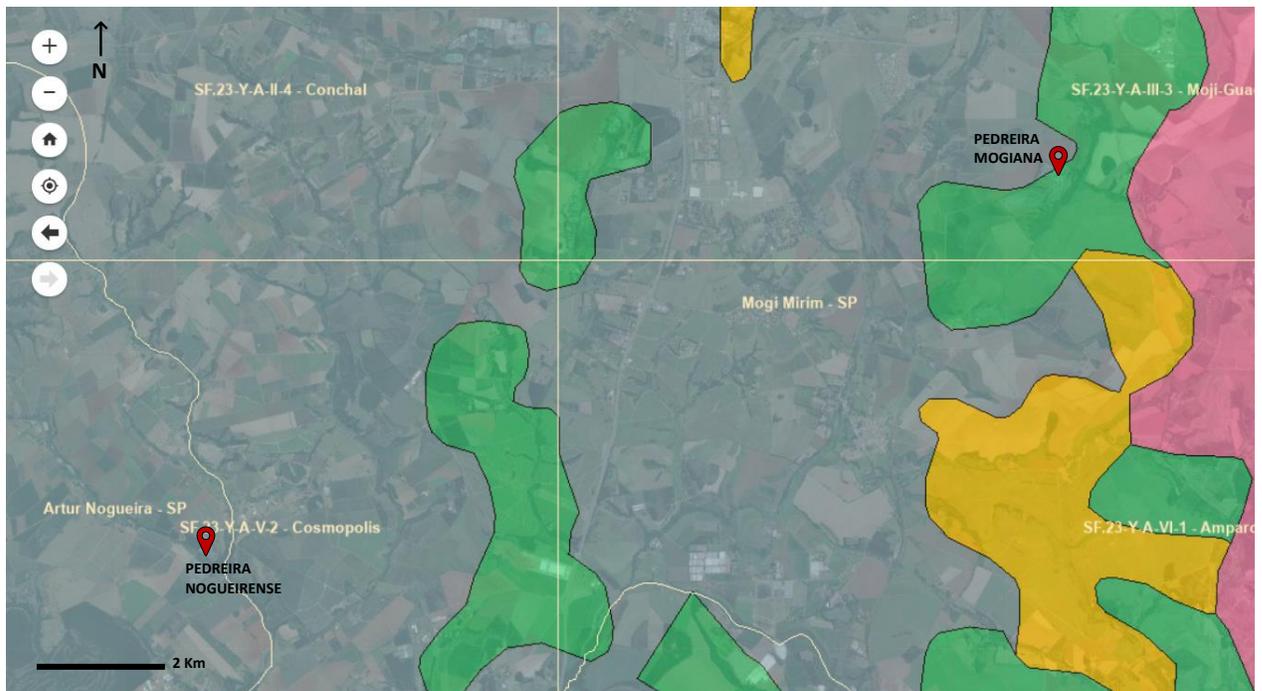
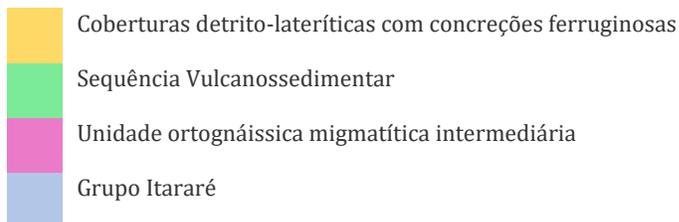


Figura 37 - Localização das pedreiras Mogiana e Nogueireense nas respectivas folhas topográficas e com sobreposição da informação geológica (Carta geológica 1:1.000.000 de 2004). Fonte: Serviço Geológico do Brasil – SGB – CPRM. Acesso em 20/08/2021.

Legenda:



## 8.2. Dados de desmonte

Os dados de desmonte utilizados no presente trabalho foram coletados em relatórios passados e fornecidos pelo Dr. Osvaldo André Quaglio, professor da Universidade Federal de Alfenas (UNIFAL), Minas Gerais – Brasil.

Os desmontes são tipicamente realizados com uso de explosivos do tipo emulsão bombeada. Em relação aos dados históricos de desmontes estes foram divididos para o estudo de caso do seguinte modo:

- 9 desmontes na Pedreira Mogiana (Tabela 14) – 5 para modelar e 4 para validar;
- 10 desmontes na Pedreira Nogueireense (Tabela 15) – 6 para modelar e 4 para validar.

Tabela 14 - Dados desmonte Pedreira Mogiana.

PEDREIRA MOGIANA							
Desmonte	Data	$x_{50}$ real(mm)	A	K	Q (média)	$Q_t$	RWS
1	13/07/2017	365.02	9.02	0.47	67.52	5060	94.22
2	22/08/2017	360.99	9.02	0.50	80.95	3320	94.22
3	25/04/2018	308.70	9.02	0.59	72.23	3174	94.22
4	16/07/2018	295.43	9.02	0.65	85.79	9590	94.22
5	28/12/2018	301.91	9.02	0.65	102.87	9141	94.22
6	18/01/2019	273.08	9.02	0.70	77.13	6506	94.22
7	15/02/2019	265.91	9.02	0.72	77.37	9505	94.22
8	19/03/2019	281.46	9.02	0.68	83.86	6425	94.22
9	04/04/2019	258.93	9.02	0.72	66.86	6173	94.22

Tabela 15 - Dados desmonte Pedreira Nogueirense.

PEDREIRA NOGUEIRENSE							
Desmonte	Data	$x_{50}$ real(mm)	A	K	Q (média)	$Q_t$	RWS
1	10/03/2016	382.73	8.35	0.38	51.07	5005	94.22
2	16/01/2017	320.39	8.35	0.49	59.54	6399	94.22
3	11/04/2018	303.83	8.35	0.54	67.79	4918	94.22
4	14/09/2018	384.19	8.35	0.42	79.70	5573	94.22
5	23/10/2018	311.59	8.35	0.52	68.21	5840	94.22
6	14/11/2018	296.95	8.35	0.47	67.10	5,008	94.22
7	14/12/2018	327.20	8.35	0.48	61.17	7420	94.22
8	19/07/2019	265.07	8.35	0.63	63.80	5492	94.22
9	05/04/2021	360.58	8.35	0.42	54.50	4700	94.22
10	05/07/2021	347.97	8.35	0.42	44.04	3700	94.22

Dentre os dados de desmonte fornecidos, apenas para o desmonte 6 da Pedreira Mogiana, foi possível obter as classes granulométricas medidas com recurso ao software “*WipFrag*”<sup>26</sup> - valores de abertura das peneiras relativos as percentagens passantes - de 1%, 5%, 10%, 20%, 25%, 50%, 75%, 80%, 90% e 99% - sendo estas expostas no trabalho de Quaglio (2020). Com base nos dados obtidos realizou-se uma comparação entre a curva granulométrica medida (*WipFrag*) e a estimada proveniente do modelo de Kuz-Ram do mesmo desmonte supracitado (Figura 38).

<sup>26</sup> *Wipfrag*: Software de análise de imagem da pilha de desmonte.

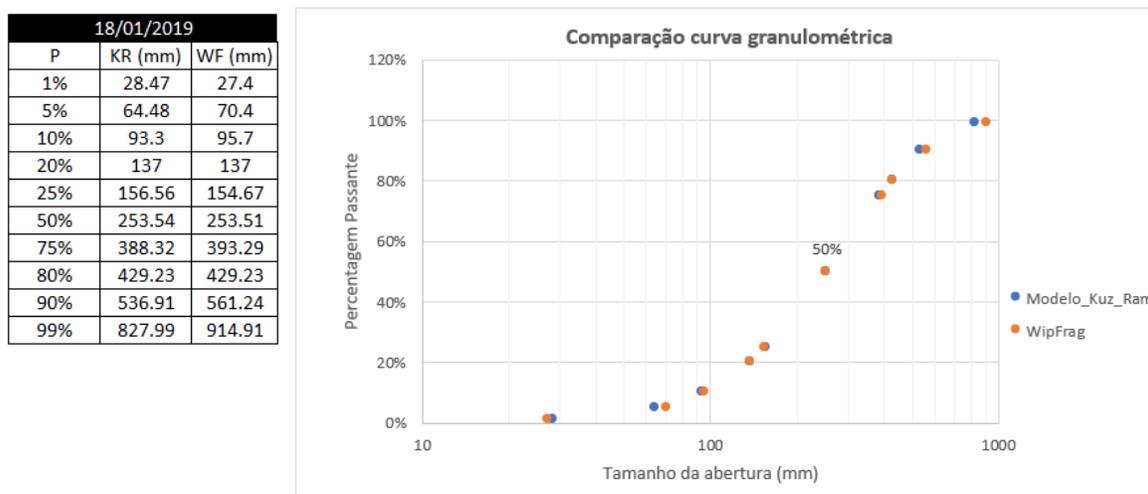


Figura 38 - Informações dos dados do desmonte do dia 18/01/2019 na Pedreira Mogiana e gráfico de dispersão do modelo real e teórico (Fonte: Adaptado de Quaglio (2020)).

Apesar de as duas curvas apresentarem uma tendência semelhante, ao analisar os restantes dos dados desta pedreira verificam-se pequenas discrepâncias entre o valor esperado teórico de  $x_{50}$  e o real para os demais desmontes. Como exemplo, na Tabela 16 são ilustrados os valores reais e os previstos pelo modelo de Kuz-Ram bem como o resíduo (erro) absoluto obtido entre estes.

Tabela 16 - Informação dados reais do  $x_{50}$ , dados recalculados com o Modelo K-R e resultados de resíduos.

$x_{50}$ real(mm)	$x_{50}$ Modelo K-R(mm)	Resíduo
365.02	377.22	12.20
360.99	373.04	12.05
308.70	319.01	10.31
295.43	305.28	9.85
301.91	311.96	10.05
273.08	282.20	9.12
265.91	274.79	8.88
281.46	290.85	9.39
258.93	267.59	8.66
		<b><math>\Sigma = 90.50</math></b>

Uma vez que o somatório residual do tamanho médio dos fragmentos gera um valor de 90.50, novas tentativas para a previsão do  $x_{50}$  foram realizadas no capítulo 9, com o propósito de minimizar essa diferença entre o valor real e o valor estimado. Porém, antes de prosseguir para o próximo capítulo, na seção de seguida é desmonstrado o cálculo do fator de rocha com base nos dados levantados para as duas pedreiras.

## 8.1. Determinação dos parâmetros do fator de rocha

Para determinação do índice de fragmentabilidade de ambos maciços das duas pedreiras, foi utilizada a classificação do fator de rocha. Como visto anteriormente o fator de rocha é um parâmetro calculado a custos de outros parâmetros geomecânicos.

A Tabela 17 apresenta os resultados da simulação para determinação do fator de rocha para as Pedreira Mogiana e Nogueirense em função dos fatores RMD, RDI e HF.

Tabela 17 - Determinação do fator de rocha da Pedreira Mogiana e Nogueirense.

Descrição	Classificação		Pedreira Mogiana	Pedreira Nogueirense
RMD	Friável	10	JF	JF
	Fraturado	JF		
	Maciço	50		
JF	JPS + JPA		90	90
JPS	<0.10 m	10	50	50
	0.10 a 0.30 m	20		
	0.30 m para 0.95*P	80		
	> P	50		
JPA	Horizontal	10	40	40
	Mergulho normal á face	20		
	Direção normal á face	30		
	Mergulho coincidente com a face	40		
RDI	$RDI = 25 * p_r - 50$		27.25	23.75
HF	Se $E < 50 \text{ GPa}$	$HF = E/3$	-	-
	Se $E > 50 \text{ GPa}$	$HF = UCS/5$	33.112	29.058
E			85.08	82.05
UCS			165.56	145.58
A	0.06 (RMD + RDI + HF)		9.02	8.56

### 8.1.1. Resultados descontinuidades

Ambas unidades avaliadas apresentam maciços bastante fraturados, com descontinuidades persistentes, isto é, contínuas nas frentes analisadas e com grande propagação dentro do corpo do maciço rochoso. E estas possuem geometria predominantemente planar (Figura 39 e Figura 40). Como trata-se de um maciço fraturado (RMD = JF), foi necessária a definição de JPS e JPA a partir do mapeamento da frente de lavra com o apoio da geologia da mina. Dessas observações os dados repassados de JPS e JPA correspondem respectivamente aos valores 50 e 40 para ambas as pedreiras.



Figura 39 - Face da bancada da Pedreira Mogiana mostrando o maciço bastante alterado e fraturado (Fonte: Adaptado pelo autor).



Figura 40 - Face da bancada da Pedreira Nogueirense mostrando o maciço bastante fraturado (Fonte: Adaptado pelo autor).

A seguir são colocadas algumas informações referentes ao registro de descontinuidades de cada pedra conforme o exposto por Quaglio (2020):

**Pedreira Mogiana:** Foram realizadas análises em quatro frentes de lavra (bancadas) denominadas de 1, 2, 3 e 23<sup>27</sup>. Registrou-se a ocorrência de famílias de descontinuidades com mergulho praticamente vertical, porém algumas horizontais que poderiam ser estruturas primárias originadas no mesmo depósito ou secundárias decorrentes de detonações anteriores. As duas principais famílias apresentaram direção N/E (30-40) e uma outra direção S/E(60-70). A Figura 41

<sup>27</sup> A “bancada 23” (linha azul; Figura 41.A) refere-se a transição entre as bancadas 2 e 3 da Pedreira Mogiana.

ilustra as frentes de lavras e uma aproximação das estruturas identificadas em campo. A princípio há duas famílias principais de descontinuidades com direções N35 e N115, e uma família secundária com direção N65.

Na Tabela 18 são ilustrados as direções médias das famílias de descontinuidades em cada bancada, bem como suas relações com o azimute da face da bancada e azimute da direção de avanço do plano de fogo na bancada.

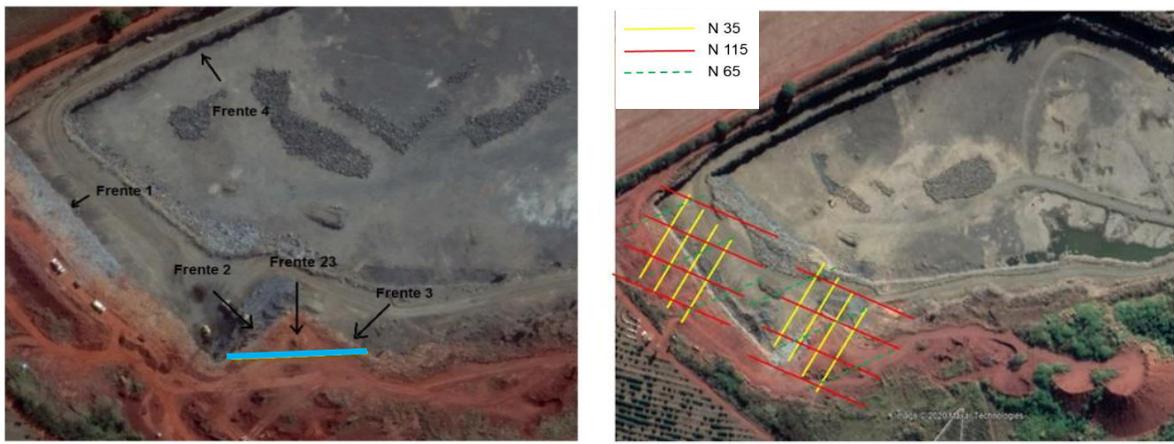


Figura 41 - A) Frentes de lavra da Pedreira Mogiana e B) Vista superior das bancadas e as direções das principais famílias de descontinuidades (Fonte: Quaglio, 2020).

Tabela 18 - Direções das famílias de descontinuidade e suas relações com as direções das bancadas e do avanço do plano de fogo nas pedreiras Mogiana (Fonte: Quaglio, 2020).

Bancada	Azimute da face da bancada	Azimute da direção de avanço	Azimute Descontinuidades	Descontinuidade x face da bancada (°) <sup>28</sup>	Descontinuidade x avanço (°) <sup>29</sup>
1	141	51	35	74	16
			115	26	64
			65	76	14
2	52	332	35	17	73
			115	63	27
			65	13	77
3	123	33	35	88	2
			115	8	82
			65	58	32
23	93	3	35	58	32
			115	22	68
			65	28	62

<sup>28</sup> É o ângulo formado entre o azimute da família de descontinuidade e o azimute do plano de face da bancada

<sup>29</sup> É o o ângulo formado entre o azimute da família de descontinuidade e o azimute da direção do avanço de lavra.

**Pedreira Nogueirense:** Foram avaliadas as frentes 1, 2, 3 e 23 (Figura 42.A). A Figura 42.B ilustra uma aproximação das principais famílias de descontinuidades (1 e 2 com N35 e N125) e uma família secundária (3 com N160). E a Tabela 19 apresenta os azimutes correspondentes as famílias de descontinuidades e suas relações com o azimute da face da bancada e azimute da direção de avanço do plano de fogo na bancada.

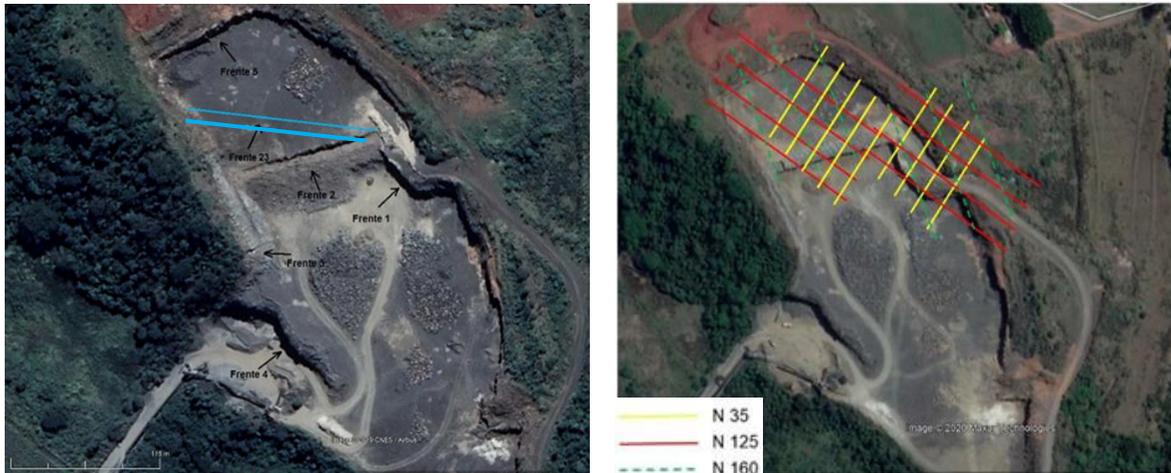


Figura 42 - A) Frentes de lavra da Pedreira Nogueirense e B) Vista superior das bancadas e as direções das principais famílias de descontinuidades (Fonte: Quaglio, 2020).

Tabela 19 - Direções das famílias de descontinuidade e suas relações com as direções das bancadas e do avanço do plano de fogo na pedreira Nogueirense (Fonte: Quaglio, 2020).

Bancada	Azimute da face da bancada	Azimute da direção de avanço	Azimute Descontinuidades	Descontinuidade x face da bancada (°) <sup>30</sup>	Descontinuidade x avanço (°) <sup>31</sup>
1	136	226	35	79	11
			125	11	79
			65	71	19
2	75	165	35	40	50
			125	50	40
			65	10	80
3	125	190	35	90	0
			125	0	90
			65	60	30
23	100	215	35	65	25
			125	25	65
			65	35	55

### 8.1.2. Resultados dos ensaios de caracterização do maciço

<sup>30</sup> É o ângulo formado entre o azimute da família de descontinuidade e o azimute do plano de face da bancada

<sup>31</sup> É o o ângulo formado entre o azimute da família de descontinuidade e o azimute da direção do avanço de lavra.

Para avaliação do RDI e HF, é indispensável o conhecimento da densidade da rocha, Módulo de Young e/ou resistência à compressão uniaxial da rocha.

Ensaio de caracterização física em termos de densidade foram realizados por Quaglio (2019) com base em 10 amostras coletadas de cada unidade das duas pedreiras. Tal autor calculou a densidade real e aparente obtendo-se também a porosidade e índice de vazios. Para os cálculos do fator de rocha foi utilizado o valor de densidade real das amostras.

Em relação aos ensaios de obtenção do Módulo de Young (E) e compressão uniaxial tal autor coletou amostras nas bancadas supracitas em 8.1.1 para confecção dos corpos de prova. Os valores do E foram obtidos pelo mesmo autor pela técnica de excitação por impulso (TEI)<sup>32</sup>. Na Tabela 20 são apresentados os resultados obtidos dos ensaios de caracterização do maciço.

Tabela 20 - Parâmetros do maciço rochoso das Pedreiras Mogiana e Nogueirense (Fonte: Quaglio, 2019).

Resultados	Mogiana	Nogueirense
Densidade Real (g/cm <sup>3</sup> )	3.09	2.95
Densidade Aparente (g/cm <sup>3</sup> )	3.06	2.91
Porosidade (%)	0.99	1.38
Índice de vazios (%)	1.00	1.40
Modulo de Young (GPa)	85.08	82.01
Compressão uniaxial (MPa)	165.56	145.29

Em relação aos valores encontrados para densidade, as duas pedreiras apresentaram valores semelhantes ao esperado para rochas basálticas. Uma vez que estas apresentam uma densidade tipicamente de 2.7 a 3.3 g/cm<sup>3</sup> (Sharma, 1997). O mesmo vale para E e UCS que são aproximadamente de acordo com o intervalo previsto: módulo de Young a variar de 40 a 80 Gpa e resistência a compressão uniaxial de 100 a 350 MPa (Zou, 2017). Uma vez que os valores encontrados do Módulo de Young para ambas foram maiores do que 50 GPa, o cálculo da dureza será baseado nos valores de UCS.

<sup>32</sup> **TEI:** Método simples, rápido e eficaz que serve como técnica a ser utilizada para definição do módulo de Young do material rochoso em amostras não danificadas. É ainda um método não destrutivo da amostra ensaiada e caracteriza o parâmetro pela resposta acústica de um material após um leve impulso mecânico inserido.

## 9. RESULTADOS E DISCUSSÃO

Os dados de desmonte reais estudados foram repassados e referem-se a operações ocorridas em ambas pedreiras no período de 2017 a 2021. Com base no exposto no trabalho de Quaglio (2020) os valores reais do fator de rocha (A) obtidos pelo *WipFrag* foram 9.02 para a Mogiana e 8.35 para a Nogueirense. Sendo que este último ao ser recalculado com base nas informações publicadas teve um aumento de 2.5% ( $A = 8.56$ ; Tabela 17). Apesar da pequena diferença, é de referir que muitas vezes a leitura em campo é imprecisa, e alguns equívocos podem ser cometidos durante a coleta de dados. Uma vez que a estimação do A não é clara, conseqüentemente não se alcançará a previsão eficaz da distribuição granulométrica, do tamanho médio das partículas detonadas, podendo também prejudicar a operação.

Como já referido, análises das saídas dos desmontes também fornecem informações sobre a avaliação da *blastability*. O erro cometido pelo modelo de Kuz-Ram, quando comparado com os desmontes da Pedreira Mogiana (seção 8.2), indicaria uma possível imprecisão dessa avaliação. Deste modo, buscou-se modelar e prever um  $x_{50}$  para ambas pedreiras que fosse o mais próximo da realidade, usufruindo dos valores reais coletados das pedreiras Mogiana e Nogueirense como parâmetros de entrada do modelo teórico. Por conseguinte, o(s) novo(s) modelo(s) matemático(s) de previsão da fragmentação tiveram como intuito minimizar o erro absoluto dos dados (valor medido e valor real).

Na análise dos dados recolhidos, utilizou-se o coeficiente de correlação de Pearson ( $R$ )<sup>33</sup> para o estabelecimento de correlação entre as variáveis quantitativas conhecidas. Verificou-se que dentre os parâmetros estudados da equação de Kuznetsov os que mais se relacionam são  $K$ <sup>34</sup> e  $x_{50}$  obtendo-se uma correlação de -0.99. Isto enaltece a premissa de que há relação entre essas duas variáveis. Podemos observar que  $x_{50}$  tende a diminuir mediante aplicação de maior quantidade do K (inversamente proporcionais). Encontrada essa relação, com base na equação de Kuznetsov, foi possível construir um modelo que veio definir e restringir o  $x_{50}$  às custas de K. E adicionar uma constante ( $B_{SB}$ ) que é definida como uma função da *blastability*, elementos de carga e qualidade do explosivo (tal como  $B_{SB} = f(A, Q, RWS)$ ).

<sup>33</sup> **Correlação de Pearson (R)** - Coeficiente de Correlação Produto-Momento ou o R de Pearson. É um índice adimensional com valores situados entre -1.0 e 1.0 que reflete a intensidade de uma relação linear  
Obilor, E. I.; Amadi, E.. (2018). Test for Significance of Pearson's Correlation Coefficient ( ).

<sup>34</sup> Carga específica, doravante apenas denominado por “K”.

## 9.1. Tratamento dos dados – Método Tradicional de Kuz-Ram e Método de Regressão

### 9.1.1. Estudo 1: Pedreira Mogiana

Para a Pedreira Mogiana, para geração do novo modelo de fragmentação (MB), foram utilizados os dados reais de  $x_{50}$  e  $K$  referentes a 5 desmontes. Tais dados foram tratados no software Excel ® onde obteve-se dois modelos construídos a partir das linhas de tendência – linear e exponencial – que ajustam os valores das duas variáveis (Figura 43).

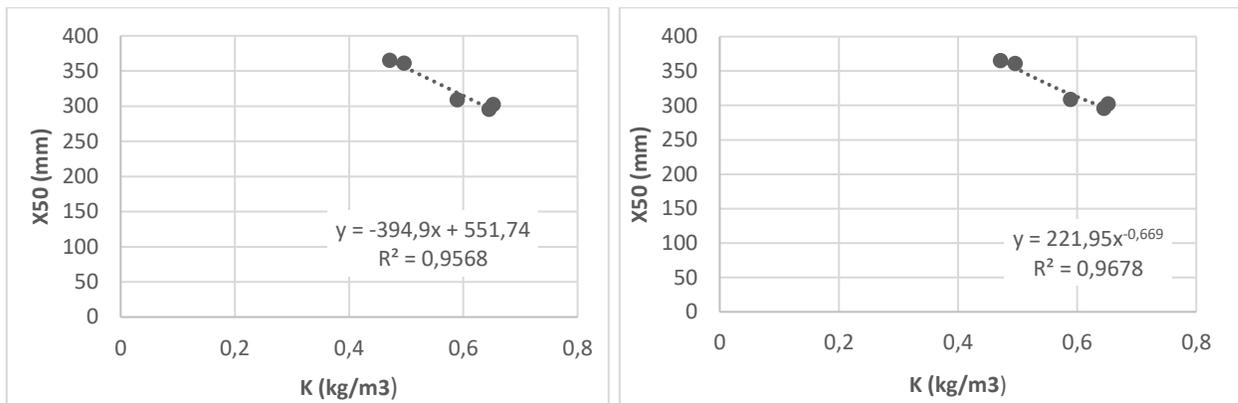


Figura 43 - Modelo aditivo e modelo exponencial para a Pedreira Mogiana –  $x_{50}$  (mm) versus Carga específica (Kg/m<sup>3</sup>).

Foi construído o Modelo de Regressão Linear (MB 1) que apresenta um coeficiente de determinação R-quadrado ( $R^2$ )<sup>35</sup> = 0.9568 (modelo ajustado explica cerca de 95.68% da correlação). E um Modelo de Ajuste Exponencial (MB 2) com  $R^2$  = 96.785%.

Aplicando-se as equações vistas na seção 7.2 pode se chegar as expressões que ajustam os pontos dos gráficos da Figura 43 e se tornam representativas do fenômeno. Confirma-se que modelando o espaço bidimensional por uma reta obtêm-se o seguinte modelo linear para previsão do  $x_{50}$  com esperança nula:

$$x_{50} = 349.9 * K - 551.74 \quad (29)$$

Podendo ainda ser reescrito como:

<sup>35</sup> **R-quadrado** - é um coeficiente de determinação e toma valores  $0 \leq R^2 \leq 1$ . Serve como uma medida estatística de ajuste que indica informação sobre a precisão da variável resposta ser explicada por um modelo. Carvalho Pedrosa & A. Gama, 2018. Introdução computacional à probabilidade e estatística com Excel - 3ª ed. - Porto : Porto Editora, 2016. - XVIII, 589, [1] p. : il. ; 25 cm. - ISBN 978-972-0-01990-5

$$x_{50} = \beta K - B_{SB} \quad (30)$$

Onde:

- $B_{SB}$  incorpora três constantes: elementos de carga, um elemento que envolve a geologia do local (elementos do terreno) e qualidade do explosivo;
- $K$  é a variável explicativa;
- $\beta$  é o coeficiente de regressão.

Para a previsão do  $x_{50}$  o modelo MB 2 é representado da seguinte maneira:

$$x_{50} = 214.99 * K^{-0.718} \quad (31)$$

Onde a Equação (32) pode ser simplificada por uma constante  $B_{SB}$  a multiplicar  $K$  elevado a  $\alpha$ -ésima potência, da seguinte maneira :

$$x_{50} = B_{SB} * K^\alpha \quad (32)$$

Tal modelo (33) dá parâmetros que servem para calcular os fatores desconhecidos:  $B_{SB}$  e  $\alpha$ , sendo este último um regressor que corrige a carga específica. Como já demonstrado, ao aplicar a simplificação e linearização poderá logaritmicar a expressão anterior em ambos os lados e obter a seguinte função log-linear:

$$\log x_{50} = \log B_{SB} + \alpha \log K \quad (33)$$

Após obtenção dos modelos supracitados, o  $x_{50}$  foi recalculado com base nos dados de  $K$  referentes a 4 desmontes que foram reservados para esta finalidade. Para esta quantidade de desmontes, com base na Equação (26), é possível reescrever a Equação (33) em notação matricial (34).

$$\begin{bmatrix} \log_{10}(x_{50_1}) \\ \log_{10}(x_{50_2}) \\ \log_{10}(x_{50_3}) \\ \log_{10}(x_{50_4}) \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 1 & \log_{10}(K_1) \\ 1 & \log_{10}(K_2) \\ 1 & \log_{10}(K_3) \\ 1 & \log_{10}(K_4) \end{bmatrix} * \begin{bmatrix} B_{SB} \\ \alpha \end{bmatrix} \quad (34)$$

Onde  $B_{SB}$  e  $\alpha$  são os valores a regressar e que minimizam a soma dos quadrados dos resíduos. Sendo neste caso  $\alpha = -0.718$  e  $\log B_{SB} = 2.332$ , então  $B_{SB} = 214.99$ .

Na Tabela 21 são ilustrados os dados reais e respectivos resultados numéricos para a variável a explicar ( $x_{50}$ ). A etapa a seguir consistiu na validação dos modelos através da análise de resíduos, o que será abordado na seção 9.2. Já agora observa-se que os resíduos referentes a diferença entre o valor modelado de Kuz-Ram e o valor registrado real foram de 36.04. Ao passo que os resíduos de MB 1 e MB 2 foram respectivamente de 13.95 e 42.67.

Tabela 21 - Pedreira Mogiana – K usado para validação dos modelos, dados de  $x_{50}$  e respectivos resíduos – Observados e recalculados (com base nos modelos Kuz-Ram, MB 1 e MB 2).

$x_{50}$ real(mm)	K (kg/m <sup>3</sup> )	Modelo Kuz-Ram		Modelo MB 1		Modelo MB 2	
		$x_{50}$ (mm)	Resíduo	$x_{50}$ (mm)	Resíduo	$x_{50}$ (mm)	Resíduo
273.08	0.70	282.20	9.12	276.89	3.81	282.85	9.76
265.91	0.72	274.79	8.88	267.41	1.50	276.50	10.59
281.46	0.68	290.85	9.39	282.42	0.96	286.72	5.265
258.93	0.72	267.59	8.66	266.62	7.69	275.99	17.06
			$\Sigma = 36.04$		$\Sigma = 13.95$		$\Sigma = 42.67$

### 9.1.2. Estudo 2: Pedreira Nogueirense

Neste estudo, para a Pedreira Nogueirense, também foram gerados dois modelos para previsão do  $x_{50}$ , sendo estes baseados em 6 desmontes (Figura 44).

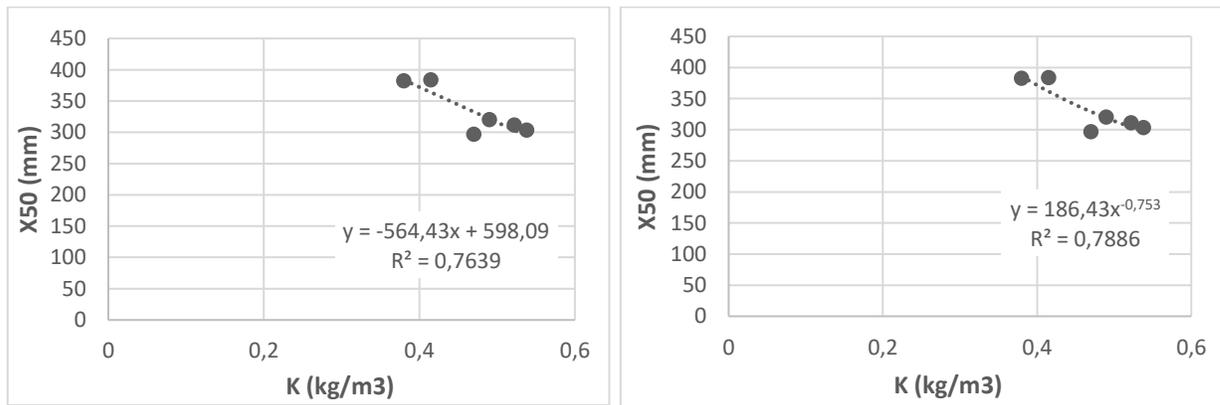


Figura 44 - Modelo aditivo e modelo exponencial para a Pedreira Nogueirense –  $x_{50}$  (mm) versus Carga Específica (Kg/m3).

O MB 1 é representado pela Equação ( 35 ), com  $R^2 = 76.39\%$ , onde  $B_{SB}$  vale 564.43 e 598.09 representa o coeficiente de regressão ( $\beta$ ).

$$x_{50} = 564.43 * K - 598.09 \tag{ 35 }$$

Para o modelo  $MB_{SB}$  2 foi obtida a Equação

$$x_{50} = 214.99 * K^{-0.718} \quad (36)$$

Após aplicação dos modelos supracitados, têm-se os seguintes dados obtidos da Pedreira Nogueirense e de resíduos (Tabela 22).

Tabela 22 - Pedreira Nogueirense –  $K$  usado para validação dos modelos, dados de  $x_{50}$  e respectivos resíduos – Observados e recalculados (com base nos modelos Kuz-Ram, MB 1 e MB 2).

$x_{50}$ real(mm)	K (kg/m <sup>3</sup> )	Modelo Kuz-Ram		Modelo MB 1		Modelo MB 2	
		$x_{50}$ (mm)	Resíduo	$x_{50}$ (mm)	Resíduo	$x_{50}$ (mm)	Resíduo
327.20	0.48	338.15	10.95	327.16	0.04	324.00	3.21
265.07	0.63	273.95	8.88	242.50	22.57	264.01	1.07
360.58	0.42	372.66	12.08	363.85	3.27	361.51	0.94
347.97	0.42	359.66	11.68	363.85	15.88	361.51	13.54
			<b><math>\Sigma = 43.60</math></b>		<b><math>\Sigma = 41.765</math></b>		<b><math>\Sigma = 18.75</math></b>

É notável que o modelo de fragmentação de Kuz-Ram é o que mostra mais eficiência em termos de prever a fragmentação de rochas com o uso de explosivo. Porém, quando aplicado aos dados fornecidos, tal modelo apresentou resultados um pouco discrepantes e resíduos de 36.04 e 43.60 para as Pedreiras Mogiana e Nogueirense respectivamente. As propostas de adequação destes resultados de modo a minimizar o resíduo tiveram por base aplicação de um modelo de regressão linear e modelo de ajuste potencial. Os modelos propostos aparentemente resultaram numa menor faixa granulométrica e menores resíduos quando comparados aos cálculos tradicionais.

## 9.2. Análise residual dos modelos (Modelo Kuz-Ram e Regressão)

Com base nos resultados da seção 9.1, foi realizada a análise dos resíduos, que é a diferença entre o valor gerado e o valor modelado (Modelo de Kuz-Ram, MB 1 e MB 2). Para comprovar a validação destes dados e verificar se o(s) modelo(s) foram bem formulados<sup>36</sup>, fez-se uso do software SPSS ®.

Os dados de resíduos referentes a cada modelo foram analisados em conjunto para as duas pedreiras. As Figura 45, Figura 46 e Figura 47 ilustram os resultados estatísticos obtidos, bem como os histogramas gerados para cada modelo, e o quadro *Tests of Normality* para verificar se os

<sup>36</sup> Como já referido, um modelo para ser reconhecido como tal, os dados necessitam de seguir uma distribuição normal (tal como  $u \sim N(0, \sigma^2)$ ).

mesmos são provenientes de um modelo - contendo o teste de Kolmogorov-Smirnov<sup>37</sup> e o outro teste de ajustamento desenvolvido, Shapiro-Wilk, o qual foi escolhido para confirmar a normalidade dos resíduos conforme apresentado seção 7.3.

Pelo valor de significância (para um nível de 95%) obtido para os três modelos, não fica a menor dúvida da falta de normalidade (estatística) dos dados, pois o teste de normalidade da hipótese de Shapiro-Wilk não rejeita a hipótese nula ( $H_0$ : os dados são normais se  $Sig > \alpha = 0.05$ ) em favor da alternativa (aceitar  $H_1$ : se  $Sig \leq \alpha = 0.05$ ). Uma vez que os resultados obtidos foram: Kuz-Ram (0.051), MB 1 (0.057), MB 2 (0.732). Ainda assim, para que os modelos analisados possam ser reconhecidos como modelo devem seguir uma distribuição normal possuindo média residual zero, bem como menor soma de erros residuais -  $u \sim N(0, \sigma^2)$ . Neste caso, pela análise estatística e histograma gerado dos resíduos do modelo de Kuz-Ram, nota-se que este não aponta para uma tendência a normalidade pois o intervalo de confiança para a média está contida entre 8.7953 e 11.1169. O MB 2 mostra-se bastante próximo a esta tendência, com um intervalo entre 0.5122 e 12.7056, e evidentemente no caso de um intervalo de confiança de 99% expressaria esperança nula. Conclui-se então, que dentre os modelos estimados, o MB 1 cumpre os pressupostos para o qual foi modelado, visto que os dados residuais seguem um intervalo em que contém o zero (entre -7.8196 e 10.4463), sendo então não-viesado.

A partida, conforme o exposto na seção 9.1, o MB 1 mostrou-se melhor para a Pedreira Mogiana e o MB 2 para a Nogueirense em termos de minimização do somatório dos resíduos. Contudo, como consequência dos resultados acima referidos, o MB 1 seria a operação que melhor explicaria o fenômeno em estudo, isto é, a distribuição da variável  $x_{50}$  pela variação de  $K$  para ambas as pedreiras.

---

<sup>37</sup> Com a Correção de Lilliefors – Não será levado em consideração no presente trabalho.

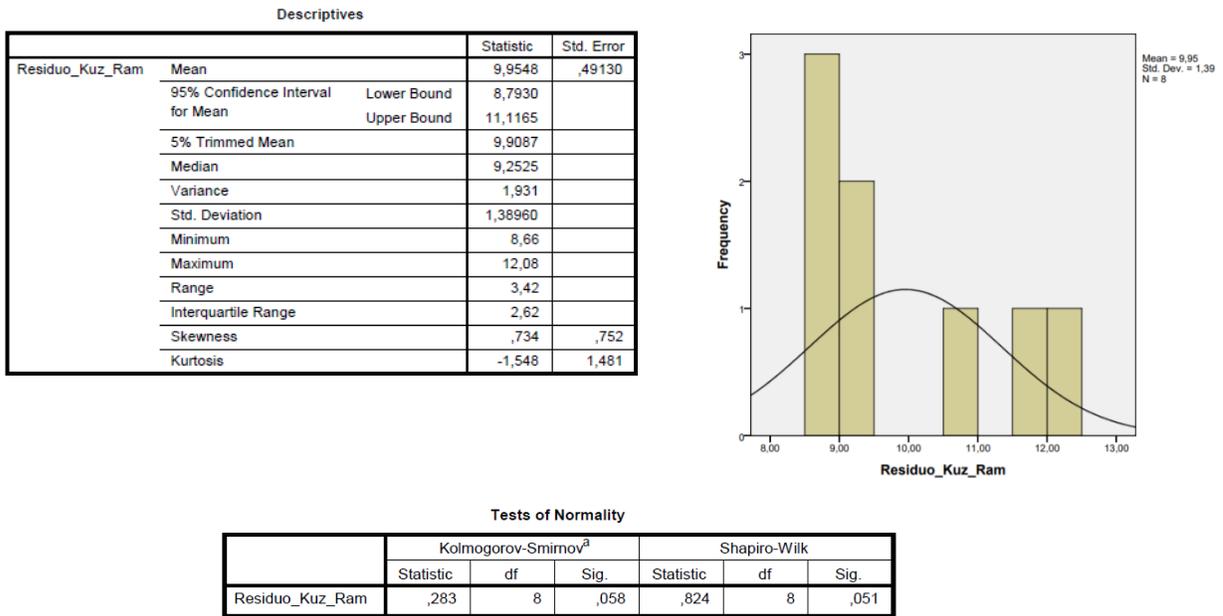


Figura 45 - Resultados apresentados pelo SPSS - Análise descritiva e teste de normalidade para resíduo entre o valor observado e o estimado (Kuz-Ram).

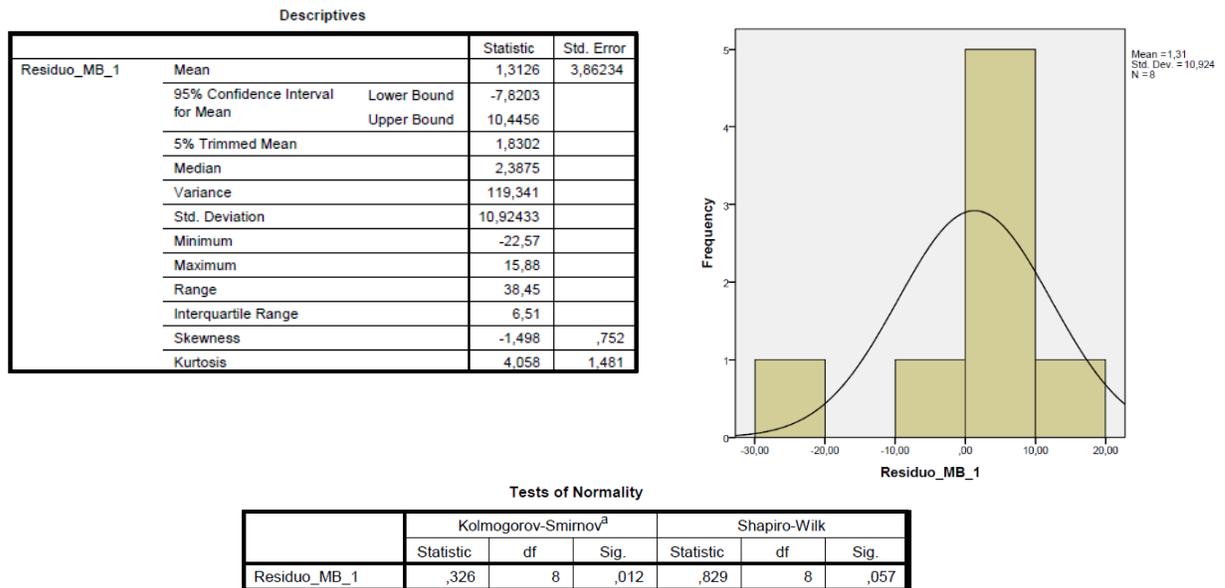


Figura 46 - Resultados apresentados pelo SPSS - Análise descritiva e teste de normalidade para resíduo entre o valor observado e o estimado (MB 1).

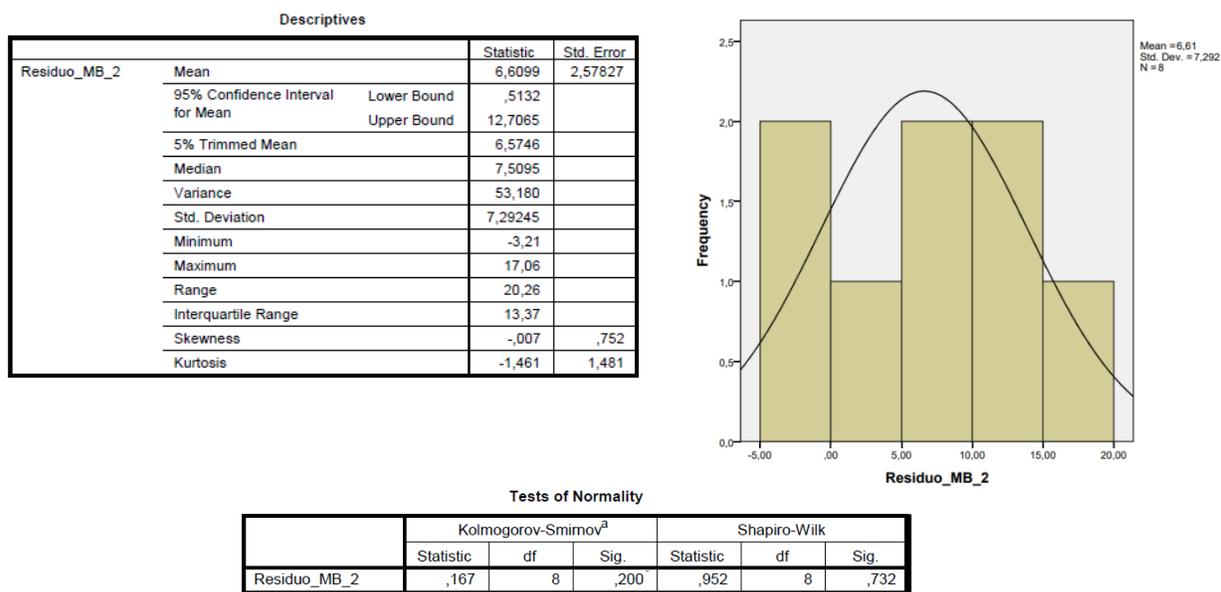


Figura 47 - Resultados apresentados pelo SPSS - Análise descritiva e teste de normalidade para resíduo entre o valor observado e o estimado (MB 2).

## 10. CONCLUSÃO

Para além de alguns comentários e discussões apresentadas ao longo deste trabalho nos capítulos e subcapítulos, é colocado agora as considerações finais.

Um dos aspectos importantes desta pesquisa residiu no fato de se fazer uso do conhecimento geológico previamente adquirido durante o curso de graduação de Geologia, mas agora com um olhar crítico para os maciços rochosos do ponto de vista da engenharia de minas, especificamente na área de desmonte de rochas com explosivos.

A saída da operação de desmonte é substancialmente complexa, pois envolve diversos parâmetros. A vista disso, procurou-se compreender quais são os principais aspectos que devem ser considerados ao se desejar explorar um corpo rochoso qualquer, a fim de promover um controle, bem como fornecer um caminho para a otimização da operação. Para isto, o estudo sobre o *blastability index* permitiu analisar como diferentes investigadores relacionaram as variáveis incontroláveis e controláveis de uma pega de fogo.

Conforme o exposto na seção 5.3 e comentado na 5.3.1, 48 referências foram levantadas, dentre as quais inúmeros parâmetros foram ponderados. Uma coleção de dados e medidas são mensuráveis quer por ensaios laboratoriais ou medições em campo da massa rochosa. Dentro os quais podem ser mencionados por exemplo a carga específica, resistência mecânica da rocha, parâmetros geotécnicos, velocidade de propagação da onda, energia, velocidade crítica de fratura, impedância acústica e outros. Abordagens também apontaram para o uso de avaliações geotécnicas, medições tanto pré quanto pós detonação, utilização de parâmetros tecnológicos a partir do desenvolvimentos de software, *fuzzy sets* e redes neurais artificiais. Sendo estes últimos os quais exigiram bastante conhecimento profundo para sua utilização.

Dentre os parâmetros colecionáveis para estimação do BI, alguns foram mais utilizados que outros, alguns mostraram-se de difícil ou impossível medição e outros até um pouco indefinidos. Nota-se que a carga específica foi um indicador relativamente comum, uma vez que quando alta indica difícil detonação do material e quando baixa indica que o material é mais fácil de desmontar. Entretanto, esta não funciona como único critério de avaliação visto que a *blastability* é uma função complexa relacionada por muitas variáveis. O uso de parâmetros característicos da matriz rochosa (resistência, dureza, densidade, deformabilidade etc), bem como o grau de fraturação (orientação, espaçamento, tamanho dos blocos *in situ* etc) foram consistentemente empregues como critério de

avaliação da capacidade de detonação (i.e. muito fácil, fácil, moderado, difícil e muito difícil). E assim, uma vez que estes tem total influência nos resultados do desmonte, confirma-se que são fatores chaves que controlam a *blastability* e são essenciais de serem quantificados nos projetos de desmonte. Quando alinhados esses conhecimentos, torna-se clara a aptidão do corpo ao desmonte, bem como a quantidade de carga explosiva requerida para sua quebra numa distribuição granulométrica pretendida.

Em relação aos inúmeros modelos e classificações da *blastability*, bem como de previsão do tamanho médio das partículas fragmentadas, conforme indicado na seção 6, o trabalho se desenvolveu no sentido de fazer uso dos mais usuais e de fácil aplicação (Modelo Kuz-Ram e Modelo de Lilly). Salienta-se que devido a dificuldade de obter dados de desmontes reais, o presente trabalho teve o contributo das ferramentas que se fizeram acessíveis buscando compreendê-las e usá-las da melhor maneira possível.

Os dados obtidos para as duas pedreiras demonstraram uma certa superestimação para os valores de A (fator de rocha) o que demonstra e confirma que muitas vezes estes dados não são devidamente estudados a cada empreendimento. Seja talvez por conta de haver uma certa dificuldade em estimar um A que de fato reflita as características do corpo rochoso. E portanto, uma vez que não se obtenha dados mais fidedignos sobre o grau de dificuldade de desmontar o corpo rochoso, poderá afetar a previsão da fragmentação real e a estimativa de carga a ser aplicada. Por exemplo, ao utilizar a Classificação de Mohamed et al., (2015), vista na Tabela 7, nota-se que as rochas basálticas das duas unidades (Pedreira Mogiana e Nogueirense) se enquadram na categoria V<sup>38</sup>. E a carga específica aplicada nos desmontes das mesmas, difere um pouco das cargas correspondentes a esta categoria (entre 0.80 – 1.50 kg/m<sup>3</sup>).

Em virtude das questões já supracitadas (em relação a estimativa do BI e K), e uma vez que os valores reais da distribuição granulométrica  $x_{50}$  (para as duas pedreiras) apresentarem um erro absoluto considerável quando comparado ao modelo de Kuz-Ram, buscou-se optar por novos modelos que conseguissem minimizar essas diferenças. E assim, fazer uso da equação de Kuznetsov propondo uma nova maneira de analisar o BI, como sendo incorporado a uma constante que também incorpora outros elementos.

---

<sup>38</sup> Em razão de possuírem uma resistência mecânica muito alta (entre 100-250 Mpa).

A construção dos modelos matemáticos surgiu como uma tentativa que permitisse saber, ou pelo menos intuir, se estes poderiam ou não ser mais confiáveis e obter um  $x_{50}$  mais próximo da realidade do que um método tradicional (Kuz-Ram). Através da correlação linear entre o  $x_{50}$  e  $K$ , os ajustes foram propostos com uso de modelos de regressão linear e ajuste potencial, os quais proporcionaram menor somatório residual. Assim, podemos pensar que muitas vezes modelos lineares também estão presentes no cotidiano do profissional da Engenharia de Minas (o que de fato estão) e que suas aplicações podem funcionar para prever desmontes e futuros desmontes na mesma pedreira. Contudo, deve se ter em conta que por mais que esta seja uma ferramenta excelente, é simplificadora e também está sujeita a erros, uma vez que estes valores já estão sujeito a erros e dá uma reta de ajustamento muito local devido a falta de dados mais abrangentes.

Aparentemente a distribuição do  $x_{50}$ , foi melhor explicada pelo modelo MB 1, conferindo que os valores reais fornecidos podem ser compreendidos por uma operação desse gênero. Como os dados utilizados já são poucos, e conclui-se que há um erro considerável na avaliação dos mesmos, o ajuste dos modelos mostrou ser mais um exercício de compreensão dos valores fornecidos. Em outras palavras, serviu mais como um ajustamento do fenômeno real do que necessariamente uma operação matemática do tipo linear que explique que é possível obter novos resultados com sua aplicação.

Por fim, é notório que o presente trabalho possibilitou ter um conhecimento mais aprimorado sobre o planejamento da operação de desmonte. Através da percepção dos fatores que devem ser entendidos sobre o corpo rochoso que se deseja explorar, e dos fatores que devem ser adequados a cada empreendimento. Para trabalhos futuros, seria interessante e importante desenvolver um enfoque semelhante ao desenvolvido neste trabalho, mas com um maior número de desmontes analisados e informações das características *in situ*. Desta forma, o escopo das conclusões deste trabalho pode ser expandido para analisar diferentes parâmetros e diferentes cálculos da *blastability* por meio de diferentes métodos.

## BIBLIOGRAFIA

- Adebayo, B., & Akande, J. M.** (2015). *Effects of blast hole deviation on drilling and muck-pile loading costs*. International Journal of Scientific Research and Innovative Technology, 2(6), pp. 64–73.
- Akyıldız, Ö., & Hüdaverdi, T.** (2017). *Some Issues in the Image Analysis Application for Bench Face Characteristics and Blast Fragmentation Measurement*. in Proc. of the 43rd Annual Conference on Explosives and Blasting Technique.
- Assis, J. P. de, Sousa, R. P. de, & Linhares, P. C. F.** (2020). *Testes de hipóteses estatísticas*.
- Ávila, C. R. de.** (2012). *Determinação das Propriedades Mecânicas de Maciços Rochoso e/ou descontinuidades utilizando classificações geomecânicas - Uma comparação entre os diversos métodos de classificação*. Programa de Pós-Graduação em Geotecnia. Núcleo de Geotecnia, Escola de Minas, Universidade Federal de Ouro Preto, Minas Gerais, Brasil. Disponível em: <https://www.repositorio.ufop.br/handle/123456789/2878>
- Ash, R. L.** (1963). “*The mechanics of rock breakage. Pit and Quarry I*”, (Aug) p. 98-112. Part , II (Sept) p. 118-123. Part III, (Oct), p. 126-131. Part IV (Nov), pp. 109-118.
- Azimi, Y., Osanloo, M., Aakbarpour-Shirazi, M., & Aghajani Bazzazi, A.** (2010). *Prediction of the blastability designation of rock masses using fuzzy sets*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 47 Issue (7), 1126–1140. ISSN 1365-1609, <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S1365160910001139>
- Bhandari, S.** (1997). *Engineering rock blasting operations*. Netherlands. p 388.
- Bickers, C. F., Dunbar, C. T., Lejuge, G. E., & Walker, P. A.** (2002). *Wall Control Blasting Practices at BHP Billiton Iron Ore Mt Whaleback, Fragblast*, 6:3-4, 359-380, DOI: 10.1076/frag.6.3.359.14054
- Bieniawski, Z. T.,** (1989). *Engineering Rock Mass Classifications. A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil and Petroleum Engineering*. Toronto: John Wiley & Sons.
- Carvalho Pedrosa, A. & A. Gama, S. M.,** (2018). *Introdução computacional à probabilidade e estatística com Excel*. 3 ed. Porto, Portugal: Editora Porto.
- Clark, G.B.** (1980). “*Industrial High Explosives: Composition and Calculations for Engineers*”. Colorado School of Mines. Quarterly, vol. 75, no. 1, 1980. p 47.
- Couceiro, P.** (2019). *Modelagem de detonações não-ideais e sua influência nas fenomenologias associadas aos desmontes de rochas com explosivos*. Tese (Doutorado em Engenharia de Minas e Geo-Recursos) - Faculdade de Engenharia, Universidade do Porto, Porto, Portugal.
- CPRM - Serviço Geológico do Brasil.** *GeoSBG - Base de Dados*. Disponível em: <https://geoportal.cprm.gov.br/geosgb/>. Acesso em 20 de agosto de 2021.
- Cunningham, C. V. B.** (2005). *The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on*. Brighton Conference Proceedings, pp. 201–210.
- Dey, K., & Sen, P.** (2003). *Concept of Blastability – An Update*. Published in The Indian Mining

- & Engineering Journal, Volume 42, No.8, pp. 24–31.
- Dinis da Gama, C.** (1971). “*Otimização do Arranque de Rochas com Explosivos*”. Dissertação para a obtenção do grau de Doutor em Engenharia de Minas. Universidade de Luanda, Luanda.
- Domingos, B. M. F.** (2016). *Conceção e desenvolvimento de uma solução informática para dimensionamento , análise e otimização de diagramas de fogo em bancada a céu aberto*. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia Geológica e de Mina. Instituto Superior Técnico de Lisboa, Universidade de Lisboa. Disponível em: [https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/downloadFile/1689244997255759/Bruno Domingos - 65808 - Dissertacao.pdf](https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/downloadFile/1689244997255759/Bruno%20Domingos%20-%2065808%20-%20Dissertacao.pdf)
- Feng, X.** (1995). *A neural network approach to comprehensive classification of rock stability, blastability and drillability*. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, 9(2), 57–62. <https://doi.org/10.1080/09208119508964719>
- Fundão, N. M.** (2018). *Modelo de Regressão Linear : Aplicação ao Estudo sobre os Fatores que Influenciam o Rendimento Académico dos Alunos em Angola*. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Matemática para Professores (2º ciclo de estudos). Universidade da Beira Interior, Covilhã, Portugal.
- Gonçalves, T. A. M.** (2017). *A análise de Curvas Granulométricas de material desmontado na deteção indireta de anomalias de operações de perfuração*. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia de Minas e Geombiente. - Faculdade de Engenharia, Universidade do Porto, Porto, Portugal.
- Goodman, R. E.** (1976). *Methods of Geological Engineering in Discontinuous Rocks*. In American Journal of Physiology - Gastrointestinal and Liver Physiology. Volume 256, Issue 1. West Publishing Company.
- Guimarães, R. C. & Cabral, J. A. S.** (1998). *Estatísticas*. Edição Revista, Lisboa: McGraw- -Hill.
- Gujarati, D. N., & Porter, D. C.** (2010). *Econometria* . Publicado por México: McGraw-Hill.
- Gujarati, D. N., & Porter, D. C.** (2013). *Basic Econometrics*. In Introductory Econometrics: A Practical Approach (5th ed.).
- Hagan, T. N.,** (1979). "The control of fines through blast de design". Austral. Inst. Min. Met. Proc. N° 217, pp 09 – 20.
- Hoffmann, R.** (2016). *Análise de regressão: uma introdução à econometria*. In Análise de regressão: uma introdução à econometria.
- Hudson, J. A., & Harrison, J. P.** (1997). *Engineering Rock Mechanics An Introduction to the Principles*. Elsevier Science Ltd.
- Hustrulid, W.** (1999). *Blasting principles for open pit mining*. Volume 1-General Design Concepts. A.A.Balkema, Rotterdam. p 382.
- ISRM.** (1981). *Rock Characterization Testing and Monitoring*. Brown, E., Ed., Pergamon Press, Oxford, England, 211 p.
- Jimeno, C. L., Jimeno, L. E., & Carceo, F. J. A.** (1995). *Drilling and Blasting of Rocks*. Environmental & Engineering Geoscience, III(1):154.

- Jimeno, C.L., Jimeno, E.L., Bermúdez, P.G. (2017).** “*Manual de Perforación, Explosivos y Voladuras Minería y Obras Públicas*”. Madrid, Espanha.
- Khorzoughi, M. B. (2013).** *Use of Measurement While Drilling Techniques for improved rock mass characterization in open-pit mines.*
- Kou, S.-Q. & Rustan, A. (1992).** *Burden related to blasthole diameter in rock blasting.* International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 29(6):543-553.
- Kuznetsov, V. M. (1973).** *The mean diameter of the fragments formed by blasting rock.* Soviet Mining Science, 9(2), 144–148. Disponível em:  
<https://link.springer.com/content/pdf/10.1007/BF02506177.pdf>
- Langefors, U., (1963).** “*Voladura de rocas*”. Bilbao Urmo, p 425.
- Latham, J. P., & Lu, P. (1999).** *Development of an assessment system for the blastability of rock masses.* International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36(1), pp. 41–55.  
[https://doi.org/10.1016/S0148-9062\(98\)00175-2](https://doi.org/10.1016/S0148-9062(98)00175-2)
- Leighton, J. C. (1982).** *Development of a Correlation Between Rotary Drill Performance and Controlled Blasting Powder Factors.* CIM Bulletin, 75(844), 67–73.  
[https://doi.org/10.1016/0148-9062\(83\)90551-x](https://doi.org/10.1016/0148-9062(83)90551-x)
- Lilly, P., A., 1986.** *An empirical method of assessing rock mass blastability.* AwIhfm/JTAust. Large Open Pit. Mining Conference, Newman, 89–92.
- Llera, J. Ma. P., Jimeno, C. L., Urbina, F. P. O., & Jimeno, E. L. (2003).** Manual de Perforación y Voladura de Rocas.
- Lopes Jr., I. (2001).** *Projeto Mogi - Guaçu / Pardo. Levantamento Geoquímico das Bacias dos Rios Mogi - Guaçu e Pardo.*
- Lu, P. (1997).** *The Characterisation and Analysis of In-situ and Blasted Block Size Distributions and the Blastability of Rock Masses.* PhD Thesis, Queen Mary and Westfield College, University of London, England.. p 333.
- Mandal, J., Goel, M. D., & Agarwal, A. K. (2021).** Surface and Buried Explosions: An Explorative Review with Recent Advances. *Archives of Computational Methods in Engineering*, 0123456789. <https://doi.org/10.1007/s11831-021-09553-2>
- Marinho, J. P. da S. (2017).** *Otimização dos custos de desmonte com recurso de explosivos na Mineradora Goiascal: Controle dos parâmetros geométricos do plano de fogo a céu aberto.* Trabalho de Conclusão de Curso II (TCC II) do curso de bacharel em Engenharia de Minas. Centro Universitário Luterano de Palmas (CEULP/ULBRA), Palmas, Brasil.
- Maxam. (2019).** *Soluciones de voladura: los explosivos industriales.*
- Mio, G. De, & Gandolfi, N. (1995).** Cartografia geotécnica da região de Mogi-Guaçu, São Paulo. *Revista Do Instituto Geológico*, 16(special).
- Miranda, V. G. de. (2016).** *Validação de modelos lineares: Uma análise residual.* Trabalho de Doutoramento em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente. Departamento de Engenharia de Minas, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto, Porto, Portugal..
- Miranda, V. G. de, Leite, F. S., Jesus, C., & Sobral, R. (2017).** *A New Blast Vibrations Analysis*

*Methodology*. Orlando, p 12.

- Mohamed**, F., Hafsaoui, A., Talhi, K., & Menacer, K. (2015). *Study of the Powder Factor in Surface Bench Blasting*. *Procedia Earth and Planetary Science*, Volume 15, ISSN 1878-5220, pp. 892–899. <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1878522015004051>
- Moomivand**, H., & Vandyousefi, H. (2020). *Development of a new empirical fragmentation model using rock mass properties, blasthole parameters, and powder factor*. *Arabian Journal of Geosciences*, 13(22). <https://link.springer.com/article/10.1007%2Fs12517-020-06110-2>
- Morais**, J. L. De. (2004). *Simulação Da Fragmentação Dos Desmontes De Rochas Por Explosivos*. Tese (Doutorado) - Curso de Pós-graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas, Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, Brasil. p 224.
- Morelatto**, R. (2017). *Bacia do Paraná: Sumário Geológico e Setores em Oferta. 13ª Rodada: Licitações de Petróleo e Gás*. [http://rodadas.anp.gov.br/arquivos/Round15/Mapas/Sumario\\_Geologico\\_R15\\_Parana.pdf](http://rodadas.anp.gov.br/arquivos/Round15/Mapas/Sumario_Geologico_R15_Parana.pdf)
- Murteira**, B. et al., (2015). *Introdução à Estatística*. 3º ed. Lisboa: Escobar Editora.
- Navarro**, J., Seidl, T., Hartlieb, P., Sanchidrián, J. A., Segarra, P., Couceiro, P., Schimek, P., & Godoy, C. (2021). *Blastability and Ore Grade Assessment from Drill Monitoring for Open Pit Applications*. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 54, 3209–3228. <https://link.springer.com/content/pdf/10.1007/s00603-020-02354-2.pdf>
- Oliveira**, R. (2010). *Geologia de engenharia: adaptado dos elementos de consulta da disciplina de geologia de engenharia da universidade nova de lisboa, lecionada pelo professor dr. Ricardo Oliveira*. In *Geologia de Engenharia*. [https://paginas.fe.up.pt/~geng/ge/apontamentos/Cap\\_3\\_GE.pdf](https://paginas.fe.up.pt/~geng/ge/apontamentos/Cap_3_GE.pdf)
- Oliveira**, R. (2010). *Geologia de engenharia: adaptado dos elementos de consulta da disciplina de geologia de engenharia da universidade nova de lisboa, lecionada pelo professor dr. Ricardo Oliveira*. In *Geologia de Engenharia*. [http://paginas.fe.up.pt/~geng/ge/apontamentos/Cap\\_4\\_GE.pdf](http://paginas.fe.up.pt/~geng/ge/apontamentos/Cap_4_GE.pdf).
- Ouchterlony**, F., & Sanchidrián, J. A. (2019). *A review of development of better prediction equations for blast fragmentation*. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, Volume 11, Issue 5, pp. 1094–1109. <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1674775518305614?via%3Dihub>
- Palmstrom**, A. (2000). *Block size and block size distribution*. In *GeoEng2000 conference*. Issue November, pp. 18–24.
- Palmstrom**, A. (2005). *Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD)*. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 20(4), 362–377. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2005.01.005>
- Pinheiro**, R. F. S. (2016). *Classificações geomecânicas mineiras para o dimensionamento de maciços rochosos: o aplicativo MGC-RocDesign|Calc*. Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente, Departamento de Engenharia Geotécnica do Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Priest**, S.D. and Hudson, J.A., (1976). *Discontinuity spacings in rock*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics*, 13, pp. 135–148.

- Quaglio, F. D.** (2019). *Caracterização Tecnológica de Rochas de Pedreiras das Regiões de Campinas e Baixa Mogiana (SP)*. Trabalho de Conclusão de Curso – Universidade Federal de Alfenas, Poços de caldas, Brasil.
- Quaglio, O. A.** (2020). *Adequação do Índice de Blastabilidade de Modelos de fragmentação ao desmonte de rochas em pedreiras de brita* (Issue 3). Universidade Federal de Ouro Preto (UFOP), Minas Gerais, Brasil.
- Rakishev, B. R.** (1981). *A new characteristic of the blastability of rock in quarries*. Soviet Mining, 17(3), 248–251.
- Reis, P. A. S.** (2016). *Otimização de Parâmetros Geométricos em Diagramas de Fogo para Desmonte a Céu Aberto*. Dissertação para obtenção do Grau de Mestre em Engenharia de Minas e Geombiente. - Faculdade de Engenharia, Universidade do Porto, Porto, Portugal.
- Rocha, M.** (1981). *Mecânica das Rochas*. LNEC - Laboratório Nacional de Engenharia Civil, Lisboa, p 445.
- Rosin, P., Rammler, E.** (1933). *The Laws Governing the Fineness of Powdered Coal*. Journal of the Institute of Fuel. 7, pp. 29-36.
- Salmi, E. F., & Sellers, E. J.** (2021). *A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design*. *Engineering Geology*. Volume 281, 105970, ISSN 0013-7952.  
<https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0013795220318676>
- Sanchidrián, J. A. & Muñiz, E.**, (2000). “*Curso de Tecnología de Explosivos*”. UPM – Universidad Politécnica de Madrid – Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. Ed. Fundación Gómez Pardo.
- Sanchidrián, J. A., & Ouchterlony, F.** (2017). *A Distribution-Free Description of Fragmentation by Blasting Based on Dimensional Analysis*. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 50(4), 781–806. <https://link.springer.com/article/10.1007%2Fs00603-016-1131-9>
- Scott, A.** (1996). *Blastability and Blast Design*. *Rock Fragmentation by Blasting*. Rotterdam: Balkema, p 27- 36.
- Scott, A., Cocker, A., Djordjevic, N., Higgins, M., La Rosa, D., Sarma, K. S., & Wedmaier, R.** (1996). *Open Pit Blast Design - Analysis and Optimisation*. JKMRRC Monograph.
- Segaetsho, G., & Zvarivadza, T.** (2017). *Application of rock mass classification and blastability index for the improvement of wall control at Phoenix Mine*. Research report for the degree of Master of Science in Engineering, Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg.
- Sharma, P. V.** (1997). *Environmental and engineering geophysics*. Cambridge University Press. Everett M. E., 2013. Near-surface applied geophysics.
- Tidman JP.** (1991). *Target for blast fragmentation models*. In: International Society of Explosives Engineers. Proceedings of 7th Annual Symposium of Explosives and Blasting Research, Las Vegas, Nevada:ISEE. p. 159-166.
- Unión Española de Explosivos.** (2000). *Manual de empleo de explosivos*. p. 233.
- Gokhale, B.** (2009). *Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines*.

- Vali, B., & Arpa, G. (2013).** *Finding the Relationship between RQD and Fracture Frequency in the Different Ok Tedilithologies.* Procedia Earth and Planetary Science, Volume 6, ISSN 1878-5220, pp. 403–410. Disponível em:  
<https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1878522013000544?via%3Dihub>
- Vieira, M. (2010).** *Estudo da influência da carga específica na fragmentação de rocha granítica no desmonte em bancada.* Dissertação para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente, Departamento de Engenharia Geotécnica do Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Zadeh, L.A. (1965).** Fuzzy sets. Information and Control, Volume 8, Issue 3, pp. 338-353, ISSN 0019-9958.
- Zou, D. (2017).** *Theory and Technology of Rock Excavation for Civil Engineering.* In Springer (Vol. 42, Issue 7).