



UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS



DANIELA MOTA PASCHOAL VELOSO DA SILVA

**ANALISE DE SENSIBILIDADE DO MÓDULO DE YOUNG NO MODELO DE KUZ-
RAM**

RECIFE

2022

DANIELA MOTA PASCHOAL VELOSO DA SILVA

**ANALISE DE SENSIBILIDADE DO MÓDULO DE YOUNG NO MODELO DE KUZ-
RAM**

Trabalho apresentado ao curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal de Pernambuco como requisito parcial para obtenção do título de bacharel em Engenharia de Minas.

RECIFE
2022

Ficha de identificação da obra elaborada pelo autor,
através do programa de geração automática do SIB/UFPE

Silva, Daniela Mota Paschoal Veloso da.

Análise de sensibilidade do módulo de Young no modelo de Kuz-Ram /
Daniela Mota Paschoal Veloso da Silva. - Recife, 22.
46 : il., tab.

Orientador(a): Marinésio Pinheiro de Lima

Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação) - Universidade Federal de
Pernambuco, Centro de Tecnologia e Geociências, Engenharia de Minas -
Bacharelado, 22.

1. Kuz-Ram. 2. Fragmentação. 3. GSI. 4. Módulo de Young. I. Lima,
Marinésio Pinheiro de. (Orientação). II. Título.

620 CDD (22.ed.)

UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS

DANIELA MOTA PASCHOAL VELOSO DA SILVA

**ANALISE DE SENSIBILIDADE DO MÓDULO DE YOUNG NO MODELO DE KUZ-
RAM**

Trabalho de conclusão do curso de Engenharia de Minas, apresentado a Universidade Federal de Pernambuco, no Centro de Tecnologia e Geociências, como requisito parcial para obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas, com nota final igual a _____, conferida pela Banca Examinadora.

Aprovado em: _____

Comissão Examinadora:

Prof. MSc. Marinésio Pinheiro de Lima (DEMINAS/UFPE)

Prof. MSc. Artur Ângelo Alcântara de Assis (DEMINAS/UFPE)

Prof. MSc Robson Ribeiro Lima (DEMINAS/UFPE)

AGRADECIMENTOS

Gostaria de agradecer a toda minha família e meu namorado por me apoiar e me motivar no decorrer de todo o curso.

A Jorge Valença, pela oportunidade de estágio e pela disposição e paciência ao acompanhar esse trabalho, me auxiliando em todos os momentos.

A toda equipe do LAPLA, como a professora Suelen Rocha por me auxiliar na construção desse trabalho, ao professor Júlio Cesar por disponibilizar o laboratório, a Augusto Marçal, Mayra Mykaella e Silas Leonardo pelo apoio nos ensaios feitos no laboratório.

A meu professor orientador Marinésio Pinheiro pelo apoio e dedicação para que esse trabalho fosse feito.

A todos meus amigos por me apoiarem nessa jornada e por estarem comigo nos momentos divertidos e desesperadores passados nesses últimos anos.

RESUMO

O desmonte de rochas é uma operação unitária que exerce influência em todas as operações subsequentes, como o carregamento, o transporte e o beneficiamento. Portanto, é fundamental que o resultado do desmonte apresente granulometria adequada a estas operações, sendo tomadas como referência principal as dimensões do britador primário. A partir da metodologia de Kur-Ram, este trabalho propõe uma análise de sensibilidade da classificação do maciço rochoso na previsão da fragmentação do maciço rochoso granítico da Mega Mineração Eirele, localizada em Jaboatão dos Guararapes – PE, pedreira em fase inicial de operação. Foi efetuada a caracterização geomecânica do maciço e variado o GSI, resultando na variação do Módulo de Young e determinando a sensibilidade desta variação na granulometria passante de 100 cm.

Palavras-chaves: Kuz-Ram; Fragmentação; GSI; Módulo de Young.

ABSTRACT

Rock blasting is a unitary operation that influences all subsequent operations, such as loading, transportation and processing. Therefore, it is fundamental that the result of the dismantling presents adequate granulometry to these operations, being taken as main reference the dimensions of the primary crusher. From the Kur-Ram methodology, this work proposes a sensitivity analysis of the rock mass classification in predicting the fragmentation of the granitic rock mass of Mega Mineração Eirele, located in Jaboatão dos Guararapes - PE, a quarry in the initial phase of the operation. The geomechanical characterization of the massif was carried out and the GSI varied, resulting in the variation of the Young's Modulus and determining the sensitivity of this variation in the grain size passing through 100 cm.

Key-words: Kuz-Ram; Fragmentation; GSI; Young's Modulus.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Anfo, explosivo granulado.....	23
Figura 2 - Emulsão encartuchada e bombeada	24
Figura 3 - a) Malha quadrada, b) Malha Retangular e c) Malha estagiada	25
Figura 4 - Variáveis do plano de fogo	27
Figura 5 - Esquema de Blastabilidade de Ashby para mina de Bougainville.....	28
Figura 6 - Ensaio de compressão uniaxial realizados na UFPE.....	34
Figura 7- Parâmetros do Maciço Rochoso obtidos no RocLab	35
Figura 8 - Frente de desmonte	36
Figura 9 - Atitudes das descontinuidades	37
Figura 10 - Gráfico Percentual Passante X Tamanho da Partícula.....	40
Figura 11 - Gráfico de dispersão da porcentagem passante em 100 cm.....	43

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Classificação geomecânica de Bieniawski (1989) - "Rock Mass Rating – RMR”	15
Tabela 2 - Classificação da condição das descontinuidades - RMR (1989).....	16
Tabela 3 - Efeito da orientação das descontinuidades - RMR (1989).	16
Tabela 4 - Classes de maciços - RMR (1989).....	17
Tabela 5 - RQD - Designação da qualidade da rocha.....	17
Tabela 6 - J n - Índice das famílias de juntas.....	18
Tabela 7 - J r - Índice de rugosidade das juntas.....	18
Tabela 8 - J a - Grau de alteração das descontinuidades.....	19
Tabela 9 - J w - Índice das condições hidrogeológicas.....	19
Tabela 10 - SRF - Fator de redução de tensões	20
Tabela 11 - Classificação do maciço no sistema Q.....	20
Tabela 12 - Índice de blastabilidade de Lilly.....	29
Tabela 13 - Índice de blastabilidade de Lilly modificado	29
Tabela 14 - Resultado do ensaio de compressão uniaxial.....	34
Tabela 15 - Ensaio de densidade.....	36
Tabela 16 - Parâmetros do Plano de Fogo	38
Tabela 17 - Fator Rocha.....	39
Tabela 18 - Parâmetros do desmonte	39
Tabela 19 - Parâmetros Calculados.....	40
Tabela 20 - Tabela índice de GSI	41
Tabela 21 – Variação GSI.....	41
Tabela 22 - Variação da porcentagem em 100 cm em relação ao Módulo de Young .	42

LISTA DE SIGLAS E ABREVIATURAS

A	Fator de Rocha
B	Afastamento
BCL	Comprimento da Carda de Fundo
BI	Índice de Blastabilidade de Lilly
CCL	Comprimento da Carga de Coluna
D	Diâmetro do Furo
E	Módulo de Young
F_1	Ângulo Relacionado com a Direção do Mergulho das Descontinuidades e do Talude
F_2	Inclinação das Descontinuidades no Plano de Ruptura
F_3	Relação Entre os Ângulos do Mergulho das Descontinuidades e do Talude
F_4	Fator de Ajuste
H	Dureza Mohr
H	Altura da Bancada
J_a	Grau de Alteração das Descontinuidades
J_n	Índice de Família de Juntas
J_r	Índice de Rugosidade de Juntas
J_w	Índice das Condições Hidrogeológicas
JPO	Orientação do Plano das Fratura
JPS	Espaçamento das Fraturas
L	Comprimento Total de Carga
P_{fANFO}	Razão de carga do ANFO
Q	Índice de Qualidade
RMD	Descrição do Maciço Rochoso
RMR	Rock Mass Rating
RQD	Índice de Qualidade de Rocha
SGI	Influencia da Densidade
SMR	Slope Mass Rating
SRF	Fator de Redução de Tensões

TNT	Trinitrotolueno
UCS	Resistencia à Compressão Uniaxial da Rocha
VOD	Velocidade de Detonação
W	Desvio Padrão da Perfuração
GSI	Índice de estresse Geológico
ANFO	Ammonium Nitrate / Fuel Oil
RWS	Energia Relativa por Unidade de Massa

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	12
1.1 META.....	12
1.2 OBJETIVOS.....	12
1.3 ETAPAS DA PESQUISA	12
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	13
2.1 CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA	13
2.1.1 Rock Mass Rating (RMR)	14
2.1.2 Classificação de Barton (Sistema Q)	17
2.2. EXPLOSIVOS	21
2.2.1. Principais Propriedades dos Explosivos	21
2.2.2. Principais tipos de explosivos.....	22
2.3. PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO	24
2.3.2. Razão de carga.....	27
2.4. ÍNDICES DE BLASTABILIDADE.....	27
2.4.1. Ashby.....	27
2.4.2. Índice de blastabilidade de Lilly.....	28
2.5. MODELO DE SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO KUZ-RAM.....	30
2.5.1. Fator da rocha	30
2.5.2. Índice de uniformidade de Cunningham	31
2.5.3. Equação de Tidman	31
2.5.4. Equação de Kuznetsov.....	31
2.5.5. Equação de Rosin-Rammler	32
3 METODOLOGIA.....	32
4 RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	34

4.1. RESULTADOS EXPERIMENTAIS.....	34
4.2. APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM	38
4.3. ANÁLISE DE SENSIBILIDADE DO MODELO DE KUZ-RAM NA VARIAÇÃO DA CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO	40
5 CONCLUSÃO.....	43
6 REFERÊNCIAS.....	45

1. INTRODUÇÃO

O desenvolvimento das cidades é algo que está essencialmente ligado às obras civis, como construções de estradas, edifícios, viadutos, entre outros. Para essas estruturas a matéria prima como o granito é um produto fundamental. Caracterizado por ser uma rocha ígnea, a rocha estudada pertence à Formação Geológica Regional da Província da Borborema.

O custo para retirada e beneficiamento dessa rocha é alto e tem um baixo valor agregado, com isso o papel da engenharia é conseguir entregar o material com o menor custo possível. Visando diminuir os gastos das mineradoras foram elaboradas formas para reduzir o custo das operações unitárias. Neste trabalho foi utilizado o modelo de Kuz-ram para avaliar o impacto do erro na classificação do maciço rochoso.

Este trabalho foi feito na Mega Mineração, empresa situada em Jaboatão dos Guararapes, região metropolitana de Recife, estado de Pernambuco, que tem como atividade econômica a extração e o beneficiamento do granito para a produção de agregados para construção civil.

1.1 META

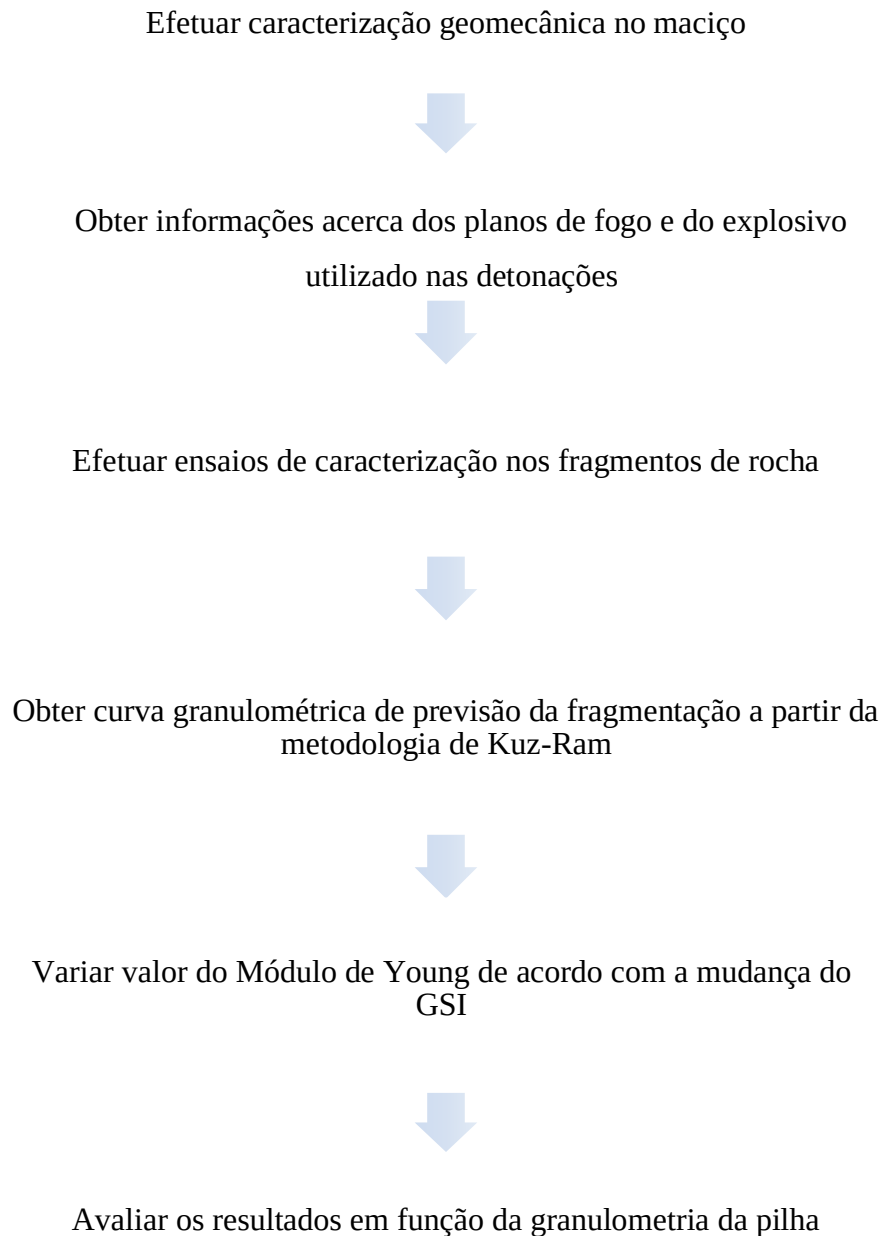
A meta deste trabalho é analisar o impacto do erro ocorrido na classificação do maciço rochoso no projeto de desmonte de rochas que utiliza o modelo de Kuz-Ram na previsão da granulometria da pilha resultante do desmonte.

1.2 OBJETIVOS

O objetivo principal desta pesquisa foi avaliar o impacto da classificação do maciço rochoso no resultado final do desmonte utilizando o modelo de Kus-Ram para previsão da granulometria da pilha. Com intuito de observar possíveis variações da classificação ou erros cometido durante o levantamento das características mecânicas e estruturais do maciço rochoso.

1.3 ETAPAS DA PESQUISA

Para atender aos objetivos propostos nessa pesquisa foram empregadas as seguintes etapas:



2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

2.1 CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA

A classificação geomecânica tem como objetivo a definição de parâmetros para caracterização do maciço baseada em observações e ensaios simples. Vários métodos de classificação foram desenvolvidos, sendo o primeiro Terzaghi (1946) para aplicações em escavações de túneis com suporte metálico.

Com os avanços da tecnologia, os sistemas de classificação elaborados por Bieniawski, o Rock Mass Rating (RMR) e por Barton o Q-Barton passaram a ser mais usados, revistos e adaptados para cada caso.

Para cada sistema de classificação são considerados vários parâmetros físicos de caracterização como: litologia, alteração, coerência, resistência, descontinuidade, propriedades hidráulicas, propriedades mecânicas e propriedades índices. Alguns critérios como alteração e coerência são de aplicação subjetiva (SERRA & OJIMA, 1998, apud VALENTIM 2016)

2.1.1 Rock Mass Rating (RMR)

A classificação RMR foi proposta por Bieniawski em 1973 e sofreu mudanças até o ano de 1979. A classificação é composta pela análise de seis parâmetros relativos ao maciço em estudo, para cada parâmetro é dada uma nota e o somatório é o resultado da classificação geomecânica. Os parâmetros desta classificação são:

1. Resistência a compressão simples do material rochoso
2. RQD do maciço
3. Espaçamento das descontinuidades
4. Condição das descontinuidades (quanto a alteração e rugosidade)
5. Influência da água subterrânea
6. Orientação das descontinuidades em relação ao corte ou escavação em questão.

Na tabela 1 pode-se determinar os pesos relativos aos cinco primeiros parâmetros, havendo uma descrição mais detalhada das descontinuidades pode-se utilizar a tabela 2, somando todos o cinco parâmetros referidos nesta tabela chegamos ao valor do parâmetro 4.

O parâmetro 6 pode ser verificado na tabela 3 onde é levado em conta a direção das descontinuidades em relação ao corte ou escavação.

Tabela 1 - Classificação geomecânica de Bieniawski (1989) - "Rock Mass Rating – RMR"

Parâmetros			Coeficientes				
1	Resistência da rocha intacta	Point Load	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Ver compressão uniaxial
		Compressão uniaxial					
2	Pesos	Pesos	15	12	7	4	5-25 MPa
		Pesos	20	17	13	8	1-5 MPa
3	Espaçamento das descontinuidades	Pesos	90-100 %	75-90 %	50-75 %	25-50 %	< 25 %
		Pesos	> 2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm
4	Condição das descontinuidades (ver Tabela 3)	Pesos	Superfícies muito rugosas, não contínuas, sem separação, paredes de rocha não alteradas	Superfícies ligeiramente rugosas, separação < 1 mm, paredes ligeiramente alteradas	Superfícies ligeiramente rugosas, separação < 1 mm, paredes muito alteradas	Superfícies polidas ou enchimento com espessura < 5 mm ou juntas contínuas com separação 1-5 mm	Enchimento mole com espessura > 5 mm ou juntas contínuas com separação > 5 mm
		Pesos	30	25	20	10	0
5	Presença de água	Caudal por 10 m de comprimento do túnel	nenhum	< 10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	> 125 l/min
		Relação pressão da água vs tensão principal máxima	0	< 0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	> 0,5
		Condições gerais	Completamente seco	Água intersticial	Húmido	Escorrimentos	Entrada de água
		Pesos	15	10	7	4	0

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 2 - Classificação da condição das descontinuidades - RMR (1989).

Comprimento da descontinuidade (persistência)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Peso	6	4	2	1	0
Separação (abertura)	Nenhuma	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Peso	6	5	4	1	0
Rugosidade	Muito rugoso	Rugoso	Ligeiramente rugoso	Quase liso	Liso
Peso	6	5	3	1	0
Enchimento	Nenhum	Duro com espessura < 5 mm	Duro com espessura > 5 mm	Mole com espessura < 5 mm	Mole com espessura > 5 mm
Peso	6	4	2	2	0
Grau de alteração	Não alteradas	Ligeiramente alteradas	Moderadamente alteradas	Muito alteradas	Em decomposição
Peso	6	5	3	1	0

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 3 - Efeito da orientação das descontinuidades - RMR (1989).

Direcção perpendicular ao eixo do túnel				Direcção paralela ao eixo do túnel		Inclinação 0-20°
Abertura do túnel no sentido da inclinação		Abertura do túnel no sentido inverso da inclinação		Inclinação 45-90°	Inclinação 20-45°	
Inclinação 45-90°	Inclinação 20-45°	Inclinação 45-90°	Inclinação 20-45°			
Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável	Razoável	Razoável

Orientação das descontinuidades		Muito favorável	Favorável	Razoável	Desfavorável	Muito desfavorável
Pesos	Túneis e minas	0	-2	-5	-10	-12
	Fundações	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Fonte: Geologia de Engenharia

A tabela 4 classifica o maciço em cinco classes de acordo com o somatório dos valores disponibilizados nas tabelas anteriores, além disso, indica o tempo médio de auto sustentação para vãos sem suportes e também estima a coesão e o ângulo de atrito.

Tabela 4 - Classes de maciços - RMR (1989).

Peso global	100-81	80-61	60-41	40-21	< 21
Classe	I	II	III	IV	V
Descrição	Maciço rochoso muito bom	Maciço rochoso bom	Maciço rochoso razoável	Maciço rochoso fraco	Maciço rochoso muito fraco
Tempo médio para aguentar sem suporte	20 anos para 15 m de vão	1 ano para 10 m de vão	1 semana para 5 m de vão	10 horas para 2,5 m de vão	30 minutos para 1 m de vão
Coesão da massa rochosa (kPa)	> 400	300-400	200-300	100-200	<100
Ângulo de atrito da massa rochosa (°)	> 45	35-45	25-35	15-25	<15

Fonte: Geologia de Engenharia

2.1.2 Classificação de Barton (Sistema Q)

Barton, Lien e Lound (1974), ao observar diversas escavações subterrâneas propuseram, uma classificação que define o índice de qualidade Q com base em seis fatores relevantes para a caracterização do comportamento dos maciços rochosos.

O valor de Q é determinado pela expressão seguinte:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Onde RQD é designação da qualidade da rocha, J_n é o índice das famílias de juntas, J_r é o índice de rugosidade das juntas, J_a é o grau de alteração das descontinuidades, J_w é o índice das condições hidrogeológicas e SRF é o fator de redução de tensões.

Esses parâmetros têm valores encontrados nas tabelas 5 a 10.

Tabela 5 - RQD - Designação da qualidade da rocha

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas
"Rock Quality Designation"		R.Q.D.	
A.	Muito mau	0-25	1. Quando o RQD for < 10 (incluindo 0) considera-se um valor nominal de 10 no cálculo de Q 2. Intervalos de 5 no RQD têm precisão suficiente (100, 95, 90, ...)
B.	Mau	25-50	
C.	Médio	50-75	
D.	Bom	75-90	
E.	Muito bom	90-100	

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 6 - J_n - Índice das famílias de juntas

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas
"Joint set number"		J_n	1. Nas intersecções utilizar $3 \times J_n$ 2. Nas embocaduras utilizar $2 \times J_n$
A.	Nenhuma ou poucas descontinuidades presentes	0,5 - 1,0	
B.	Uma família de descontinuidades	2	
C.	Uma família mais descontinuidades esparsas	3	
D.	Duas famílias de descontinuidades	4	
E.	Duas famílias mais descontinuidades esparsas	6	
F.	Três famílias de descontinuidades	9	
G.	Três famílias mais descontinuidades esparsas	12	
H.	Quatro ou mais famílias, descontinuidades esparsas, maciços muito fracturados	15	
I.	Rocha esmagada, tipo terroso	20	

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 7 - J_r - Índice de rugosidade das juntas

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas
"Joint roughness number"		J_r	1. As descrições das alíneas a) e b) referem-se a escalas de amostragem de pequena e média dimensão, respectivamente 2. Adicionar 1,0 se o espaçamento médio da família de descontinuidades mais relevante for maior que 3 m 3. J_r igual a 0,5 pode ser usado para descontinuidades polidas e planas contendo lineações, se essas lineações estiverem orientadas na direcção de menor resistência
a) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			
b) Contacto entre as paredes de rocha antes de 10 cm de escorregamento			
A.	Juntas descontínuas	4	
B.	Descontinuidades rugosas, irregulares, onduladas	3	
C.	Descontinuidades suaves e onduladas	2	
D.	Descontinuidades polidas e onduladas	1,5	
E.	Descontinuidades rugosas ou irregulares, planas	1,5	
F.	Descontinuidades lisas, planas	1,0	
G.	Descontinuidades polidas, planas	0,5	
c) Não há contacto entre as paredes de rocha no escorregamento			
H.	Zona contendo minerais argilosos e suficientemente espessa de modo a impedir o contacto entre as paredes	1,0	
I.	Zonas esmagadas contendo areias de modo a impedir o contacto entre as paredes	1,0	

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 8 - J a - Grau de alteração das descontinuidades

Descrição do Parâmetro		Valor	
"Joint alteration number"		J a	ϕ_r (°) aprox.
a) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			
A.	Paredes duras, compactas, preenchimentos impermeáveis (quartzo ou epibolito)	0,75	-
B.	Paredes não alteradas, somente com leve descoloração	1,0	25-35
C.	Paredes ligeiramente alteradas, com partículas arenosas e rochas desintegradas não brandas	2,0	25-30
D.	Paredes com partículas siltsas ou areno-argilosas	3,0	20-25
E.	Paredes com partículas de materiais moles ou de baixo ângulo de atrito, tais como caulinite, mica, gesso, talco, clorite, grafite, etc., e pequenas quantidades de argilas expansivas	4,0	8-16
b) Contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades antes de 10 cm de escorregamento			
F.	Paredes com partículas de areia e rochas desintegradas, etc	4,0	25-30
G.	Descontinuidades com preenchimento argiloso sobreconsolidado (contínuo, mas com espessura < 5 mm)	6,0	16-24
H.	Descontinuidades com preenchimento argiloso subconsolidado (contínuo, mas com espessura < 5 mm)	8,0	12-16
I.	Descontinuidades com enchimento argiloso expansivo, como por exemplo montmorilonite (contínuo, mas com espessura < 5 mm); o valor de J a depende da percentagem de partículas de argila expansiva e do acesso da água, etc	8-12	6-12
c) Não há contacto entre as paredes de rocha das descontinuidades			
J.	Zonas ou bandas com rochas desintegradas ou esmagadas com argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	6,8 ou 8-12	6-24
K.	Zonas ou bandas siltsas ou areno-argilosas, com pequena fracção de argila	5,0	-
L.	Zonas contínuas de argila (ver G, H e I para condições do material argiloso)	10,13, 13-20	6-24

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 9 - J w - Índice das condições hidrogeológicas

Descrição do Parâmetro		Valor		Notas
"Joint water reduction"		J w	Pressão da água aprox. (MPa)	1. Os factores nos casos C a F são estimados para condições naturais; o parâmetro Jw deverá ser aumentados caso sejam efectuadas drenagens 2. Os problemas especiais relacionados com a formação de gelo não são considerados
A.	Escavações secas ou caudal afluído pequeno, isto é < 5 l/min localmente	1,0	< 0,1	
B.	Caudal médio ou pressão que ocasionalmente arraste o preenchimento das descontinuidades	0,66	0,1-0,25	
C.	Caudal ou pressão elevada em rochas competentes sem preenchimento	0,5	0,25-1	
D.	Caudal ou pressão elevada, com considerável arrastamento do preenchimento das descontinuidades	0,3	0,25-1	
E.	Caudal excepcionalmente elevado ou pressão explosiva, decaindo com o tempo	0,2-0,1	> 1	
F.	Caudal excepcionalmente elevado ou pressão contínua, sem decaimento	0,1-0,05	> 1	

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 10 - SRF - Fator de redução de tensões

Descrição do Parâmetro		Valor	Notas	
"Stress Reduction Factor"		SRF		
a) Zonas de fraqueza intersectando as escavações, o que pode causar a descompressão do maciço rochoso durante a abertura destas			1. Reduzir o índice SRF de 25 a 50% se as zonas de corte influenciarem a escavação sem a atravessarem 2. No caso de maciços rochosos contendo argila, é conveniente obter o índice SRF para as cargas de descompressão. A resistência da matriz rochosa é então pouco significativa. Em maciços muito pouco fracturados e sem argila,	
A.	Zonas de fraqueza frequentes, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente; maciço rochoso envolvente muito descomprimido (todas as profundidades)	10,0		
B.	Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades da escavação ≤ 50 m)	5,0		
C.	Zonas de fraqueza individuais, contendo argila ou rocha decomposta quimicamente (profundidades da escavação > 50 m)	2,5		
D.	Numerosas zonas de corte em rocha competente, sem argila; rocha envolvente descomprimida (todas as profundidades)	7,5		
E.	Zonas individuais de corte em rocha competente, sem argila (profundidades da escavação ≤ 50 m)	5,0		
F.	Zonas individuais de corte em rocha rígida, sem argila (profundidades da escavação > 50 m)	2,5		
G.	Juntas abertas, rocha muito fracturada e descomprimida (todas as profundidades)	5,0		
b) Rocha competente, problemas de tensões na rocha			σ_c / σ_1	σ_t / σ_1
H.	Tensões baixas, próximo da superfície	2,5	> 200	> 13
I.	Tensões médias	1,0	200-10	13-0,66
J.	Tensões altas, estrutura rochosa muito fechada (usualmente favorável para a estabilidade; pode ser desfavorável para a estabilidade das paredes)	0,5-2,0	10-5	0,66-0,33
K.	Explosões moderadas de rochas (rocha maciça)	5-10	5-2,5	0,33-0,16
L.	Explosões intensas de rochas (rocha maciça)	10-20	$< 2,5$	$< 0,16$
c) Rocha esmagada: plastificação de rochas incompetentes sob a influência de altas pressões de rocha				
M.	Pressão moderada da rocha esmagada	5-10		
N.	Pressão elevada da rocha esmagada	10-20		
d) Rochas expansivas: actividade química expansiva devida à presença da água				
O.	Pressão de expansão moderada	5-10		
P.	Pressão de expansão elevada	10-15		

Fonte: Geologia de Engenharia

Tabela 11 - Classificação do maciço no sistema Q

Classe	Padrão geomecânico do maciço	Valores de Q
IX	Péssimo	0,0001 – 0,01
VIII	Extremamente ruim	0,01 – 0,1
VII	Muito ruim	0,1 – 1,0
VI	Ruim	1,0 – 4,0
V	Regular	4,0 – 10,0
IV	Bom	10,0 – 40,0
III	Muito bom	40,0 – 100,0
II	Ótimo	100,0 – 400,0
I	Excelente	$> 400,0$

Fonte: Adaptado de Bieniawski (1989)

2.2. EXPLOSIVOS

“Explosivos são substâncias ou misturas, em qualquer estado, que quando submetidas a uma causa térmica ou mecânica suficientemente energética (calor, atrito, impacto etc.), se transformam total ou parcialmente em gases, liberando uma grande quantidade de energia num intervalo de tempo muito curto, gerando altas pressões e temperaturas” (CROSBY, 1998 apud MORAIS, 2004).

Os explosivos quando acionados, liberam energia na forma de calor e ondas de choque. Essas ondas de choque são, usualmente, responsáveis pela maior fragmentação da rocha.

A composição química de um explosivo usado no desmonte de rocha ou na construção civil tem necessidade de não se decompor espontaneamente com qualquer pequeno estímulo que possa ocorrer durante o manuseio ou armazenamento.

2.2.1. Principais Propriedades dos Explosivos

Algumas propriedades dos explosivos tem uma relevância maior no desmonte de rocha, são elas: densidade, velocidade de detonação, energia dos explosivos e pressão de detonação. Com base nessas propriedades é escolhido o explosivo que melhor se adequa ao meio.

- Densidade

Também conhecido como peso específico, é a razão entre a massa e o volume do explosivo. A maioria dos explosivos tem densidade entre 0,8 e 1,4 g/cm³, isso varia de acordo com a composição química e o formato dos grãos dos componentes.

- Velocidade de detonação

Entendesse como velocidade de detonação (VOD) a velocidade que a reação se propaga através do explosivo. A VOD varia de acordo com os componentes químicos, densidade, confinamento e diâmetro de carga de cada tipo de explosivo.

A VOD controla a taxa em que a energia do explosivo é liberada e, por consequência, a proporção da energia de choque em relação às parcelas que compõem a energia total. Um explosivo com uma VOD relativamente baixa libera sua energia total com uma taxa mais lenta e uma proporção maior da energia total, normalmente, está em forma de pressão de gás. Já um explosivo de alta velocidade é considerado de alta energia de choque ou brisância. Quanto mais alta a VOD, maior é a capacidade do explosivo de quebrar a rocha (CAMERON & HAGAN, 1996 apud MORAIS, 2004).

- Energia dos explosivos

A energia gerada pelo explosivo não é totalmente usada para a fragmentação da rocha. Além de criar novas fraturas e expandir fraturas já existentes, a energia é dissipada no ultralancamento de blocos, vibração do solo, sobrepressão da atmosfera, ruído e calor.

- Pressão de detonação e pressão do furo

A pressão de detonação é a pressão dentro da frente de detonação, ou seja, é a pressão da onda de detonação durante a viagem ao longo da carga explosiva. Esta pressão é a principal responsável pela geração de uma onda de choque na rocha que circunda a carga explosiva. A magnitude desta onda reflete a energia de choque do explosivo e é o seu efeito que causa a fratura da rocha (CAMERON & HAGAN, 1996 apud MORAIS, 2004).

2.2.2. Principais tipos de explosivos

Os explosivos se dividem em duas categorias, explosivos militares e comerciais. Os principais explosivos comerciais são ANFO e emulsão.

- ANFO

O ANFO é uma mistura de nitrato de amônia e óleo combustível, em geral é usado óleo diesel por ser ter um baixo custo e fácil aplicação. Esse explosivo é comercializado na forma granulada, com isso tem a total ocupação do volume do furo, produz um pequeno volume de gases tóxicos e tem um preço inferior à maioria dos explosivos.

A eficiência deste explosivo está ligada ao diâmetro do furo (quanto menor o diâmetro menor será a velocidade de detonação), a presença de água no furo e a forma de iniciação.

Figura 1 - Anfo, explosivo granulado



Fonte: <https://www.indiamart.com/> (2022)

- Emulsão

Explosivos em emulsão são do tipo “água-em-óleo” (water-in-oil). Eles consistem em microgotículas de solução oxidante supersaturada dentro de uma matriz de óleo. Para maximizar o rendimento energético, enquanto minimiza custos de produção e preço de venda, o oxidante dentro das microgotículas consiste principalmente de nitrato de amônia. (Silva, 2009)

A emulsão pode ser comercializada de duas formas, encartuchada ou bombeada. A emulsão encartuchada por ser feita em laboratório tem suas propriedades bem definidas, porém precisa de mais cuidado no transporte por se tratar de um explosivo e por ter diâmetros pré-definidos não ocupa todo o volume do furo. Já a emulsão bombeada é finalizada na unidade móvel de bombeamento e inserida diretamente no furo ocupando seu volume total. Assim ela não é indicada para maciços muito fraturados, pois a emulsão pode se espalhar pelas fraturas fazendo com que aumente a carga na região fraturada podendo causar acidentes.

Figura 2 - Emulsão encartuchada e bombeada



Fonte: <http://explogranexplosivos.com.br/> (2022)

2.3. PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO

Na preparação do plano de fogo são levados em consideração parâmetros geométricos e razão de carga.

2.3.1. Parâmetros Geométricos

Os principais parâmetros geométricos são: diâmetro de perfuração, afastamento, espaçamento, inclinação dos furos, subperfuração, tampão.

- Diâmetro de perfuração

O diâmetro de perfuração depende da produção requerida, altura da bancada, características da rocha e modelo do equipamento de perfuração.

Usamos diâmetros maiores em bancadas mais altas e quando os equipamentos de escavação, transporte e britagem são de grande porte. Diâmetros grandes não são indicados para rochas duras e desmonte em áreas que devem ter um controle maior da vibração.

- Afastamento e Espaçamento

O afastamento e espaçamento variam dependendo do diâmetro do furo, das propriedades da rocha e dos explosivos, do grau de fragmentação e da altura da bancada.

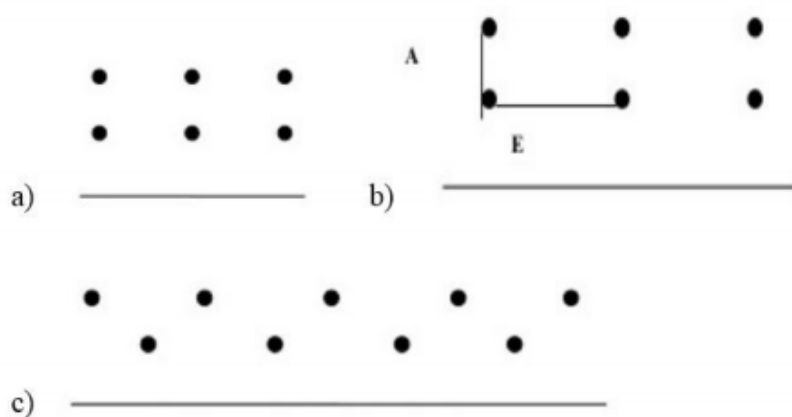
O afastamento é a menor distância entre as linhas da malha de perfuração ou a distância entre a face livre e a primeira linha da malha. É considerado uma das variáveis mais críticas na elaboração do plano de fogo. (Oliveira, 2017)

Quando o afastamento é muito grande irá formar apenas fraturas no maciço, fazendo com que grande parte da energia liberada pelo explosivo cause intensas vibrações ao invés de fragmentar e desagregar o material.

Para definir o afastamento ideal usamos um valor 25 vezes o diâmetro do furo. Já o espaçamento é a distância entre furos de uma mesma linha. Geralmente é definido variando de 1,1 a 1,5 vezes o afastamento.

A experiência adquirida e modelagens realizadas na área de desmonte usualmente indicam que malhas estagiadas propiciam melhores resultados em termos de fragmentação e produtividade de carregamento do que malhas quadradas ou retangulares. (CAMERON E HAGAN, 1996 apud MORAIS, 2004).

Figura 3 - a) Malha quadrada, b) Malha Retangular e c) Malha estagiada



Fonte: Adaptado de Silva, 2014

- Inclinação dos furos

Os furos verticais são comumente usados por serem mais fáceis que os inclinados e mais precisos. Porém os furos inclinados distribuem melhor o explosivo no maciço, aumentando a fragmentação no pé da bancada e reduzindo a quebra para trás.

Segundo Silva (1998), as principais vantagens e desvantagens da perfuração inclinada são:

Vantagens:

- Melhor fragmentação;

- Diminuição dos problemas de repé devido ao melhor aproveitamento das ondas de choque nas regiões críticas da detonação (região do tampão e pé da bancada);
- Maior lançamento;
- Permite maior malha de perfuração e, conseqüentemente, menor razão de carga;
- Maior estabilidade da face da bancada (menor “back-break”).

Desvantagens:

- Menor produtividade da perfuratriz;
- Maior desgaste de brocas, hastes e estabilizadores;
- Maior custo de perfuração;
- Maior comprimento do furo para uma mesma altura de bancada;
- Maior risco de ultralançamentos dos fragmentos rochosos;
- Maior desvio da perfuração.

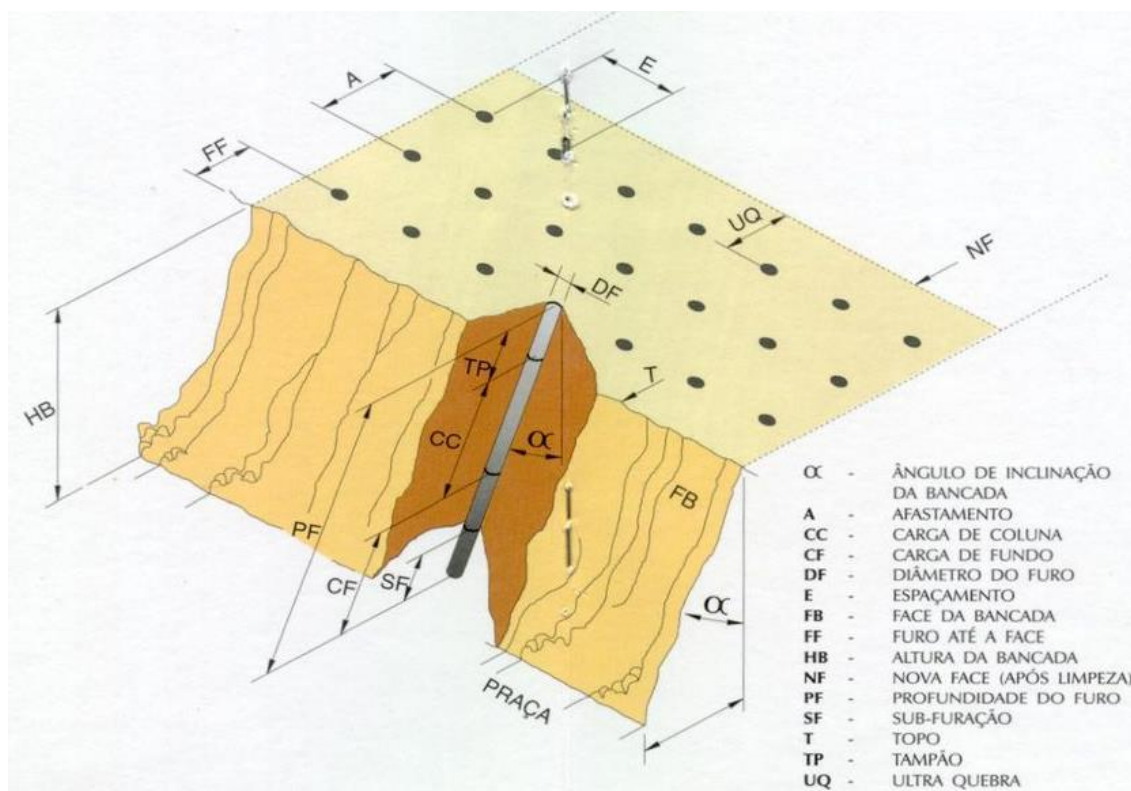
- Subperfuração

A subperfuração corresponde ao comprimento perfurado abaixo do nível do piso da bancada ou do “grade” a ser atingido pela detonação. As operações de escavação eficientes requerem que a fragmentação no piso da bancada seja tal que permita uma fácil escavação. As condições de fragmentação do pé da bancada são muito influenciadas pelo comprimento de subperfuração utilizado (Silva, 1996). Maciços resistentes normalmente são usados em uma subperfuração de oito vezes o diâmetro do furo, evitando a formação de repé.

- Tampão

Para confinar os gases da detonação e direcionar a força do explosivo para o maciço rochoso, é usado um tampão, que é completar a parte superior do furo que não foi carregada com terra, areia, brita ou pó de perfuração.

Figura 4 - Variáveis do plano de fogo



Fonte: Adaptado do (MANUAL BRITANITE, 2010).

2.3.2. Razão de carga

A razão de carga é a massa de explosivo usada para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha. É normalmente expressa em g/m³ ou g/t. (MORAIS, 2004). Muita importância tem sido dada à razão de carga como um critério do plano de fogo. Como as razões de carga são definidas pela massa em vez da energia do explosivo, uma comparação direta entre dois explosivos diferentes talvez não seja possível a partir deste fator (CAMERON E HAGAN, 1996 apud MORAIS, 2004).

2.4. ÍNDICES DE BLASTABILIDADE

2.4.1. Ashby

Muitos engenheiros de desmonte desenvolveram suas próprias metodologias para definir como desmontar os diferentes tipos de rochas. A maioria destas tentativas não foi formalizada ou estruturada de maneira sistemática; elas dependem de observações casuais de condições locais e da qualidade dos resultados das detonações. Um estudo empírico de

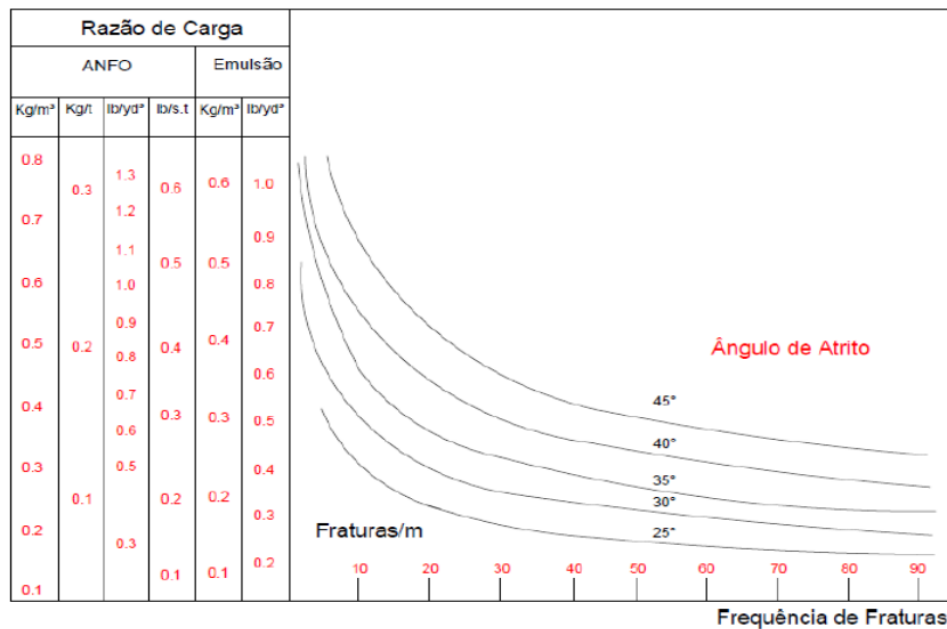
blastabilidade foi desenvolvido por Ashby para a mina de cobre Bougainville (Hoek e Bray, 1977).

Ashby utilizou uma curva baseada nas frequências de fraturas e nos ângulos de atrito efetivo (figura 5) para descrever a razão de carga necessária para desmontar adequadamente o material da mina de Bougainville. Ashby percebeu que a densidade de faturamento, o ângulo de atrito e o ângulo de rugosidade exerciam maiores influências no desempenho do desmonte. A razão de carga para o plano de fogo podia ser obtida pelo gráfico, baseando na seguinte fórmula:

$$P_{fANFO} = \frac{[1,4 \times \tan(\phi + i)]}{\sqrt[3]{\left(\frac{\text{fraturas}}{m}\right)}} \quad (3)$$

Onde P_{fANFO} é a razão de carga para o ANFO, em kg/m³; ϕ é o ângulo de atrito em graus e i é o ângulo de rugosidade em graus.

Figura 5 - Esquema de Blastabilidade de Ashby para mina de Bougainville



Fonte: Adaptado de Hoek e Bray, 1977

2.4.2. Índice de blastabilidade de Lilly

O índice de blastabilidade de Lilly (1986) foi baseado na densidade e orientação das descontinuidades, densidade e dureza da rocha. Lilly correlacionou o índice com a razão de

carga para detonação em minas a céu aberto de minério de ferro. Os parâmetros de caracterização de Lilly estão descritos na tabela 11.

Tabela 12 - Índice de blastabilidade de Lilly

	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Blocado	20
		Maciço	50
JPS	Espaçamento das fraturas	Pequeno (<0,10 m)	10
		Intermediário (0,10 a 1 m)	20
		Grande (>1 m)	50
JPO	Orientação do plano das fraturas	Horizontal	10
		Mergulho para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulho para dentro da face livre	40
SGI	Influência da densidade (d: densidade da rocha intacta, g/cm ³)	SGI=25d-50	
H	Dureza Mohr	1 a 10	

Fonte: Melo, trabalho de conclusão de curso, 2016

$$BI = 0,5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + H) \quad (4)$$

Os dados encontrados na tabela 11, alimentam a equação 4. Para usar esse modelo, é necessário desenvolver uma correlação entre o índice de blastabilidade e a razão de carga requerida para a quebra do maciço. Usando ANFO, um valor de BI de 100 refere-se a rocha extremamente resistente, maciça e densa (densidade de 4,0g/cm³).

Cunningham (1987) para melhor quantificar o índice proposto por Lilly, fez algumas alterações e propôs a seguinte equação (5) para representar o fator rocha:

$$A = 0,06 \times (RMD + HDI + HF) \quad (5)$$

Para a nova equação, foi feita uma nova tabela (12) baseada na de Lilly, que apresenta novos parâmetros para melhor qualificar o maciço rochoso.

Tabela 13 - Índice de blastabilidade de Lilly modificado

	Descrição	Classificação	Índice
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10
		Blocado	JF
		Maciço	50
JF	Maciço fraturado	JPS + JPA	
JPS	Espaçamento das descontinuidades (m)	Pequeno (<0,10 m)	10
		Intermediário (0,10 a 1 m)	20
		Grande (>1 m)	50
MS	Oversize da britagem primária (m)		
DP	Parâmetro da malha de perfuração (m)		
JPA	Descrição do mergulho com relação a face livre	Horizontal	10
		Mergulho para fora da face livre	20
		Direção perpendicular à face livre	30
		Mergulho para dentro da face livre	40
RDI	Influência da densidade (d: densidade da rocha intacta, g/cm ³)	SGI=25d-50	
HF	Se E < 50 Gpa	HF = E/3	
	Se E > 50 Gpa	HF = UCS/5	
UCS	Resistência à compressão uniaxial (Mpa)	1 a 10	

Fonte: Melo, trabalho de conclusão de curso 2016

2.5. MODELO DE SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO KUZ-RAM

As propriedades das rochas, as propriedades dos explosivos e as variáveis geométricas do plano de fogo são combinadas usando cinco equações que compõem o modelo de fragmentação Kuz-Ram (Lilly, 1998):

- Correlação dos tipos de rochas (Lilly, 1986): as propriedades e características do maciço rochoso interferem no resultado da fragmentação da detonação. A classificação geomecânica de Lilly, e posteriormente modificada por Cunningham, é utilizada no modelo de fragmentação de Kuz-Ram.
- Correlação dos parâmetros do plano de fogo (Cunningham, 1987): existe uma correlação entre as várias configurações dos planos de fogo e o modelo de fragmentação da rocha.
- Teoria de detonação do explosivo (Tidman): a quantidade de energia liberada pelo explosivo é calculada usando a equação de Tidman.
- Teoria de quebra (Kuznetsov, 1973): a quantidade de quebra que ocorre com uma conhecida quantidade de energia de um explosivo pode ser estimada usando a equação de Kuznetsov.
- Teoria da distribuição de tamanho (Rosin & Rammler, 1933): a distribuição do tamanho das partículas da rocha fragmentada pode ser determinada a partir do tamanho médio, se o modelo de quebra é conhecido.

2.5.1. Fator da rocha

Originalmente desenvolvida por Lilly (1986) e modificada por Cunningham (1987). É usado para ajustar o tamanho médio dos fragmentos baseando no tipo de rocha, direção e mergulho das descontinuidades com relação à frente livre do desmonte. (Morais, 2004). O valor do fator rocha (A) é obtido por:

$$A = 0,06 \times (RMD + HDI + HF) \quad (6)$$

Os valores do RMD são obtidos a partir da classificação geomecânica de Lilly. Os demais parâmetros são obtidos com o auxílio das equações:

$$RDI = 25 \times d - 50 \quad (7)$$

$$HF = \frac{E}{3} \quad se \ E < 50 \text{ GPa} \quad (8)$$

$$HF = \frac{UCS}{5} \quad se \ E > 50 \text{ GPa} \quad (9)$$

Onde d é a densidade da rocha, E representa o módulo de Young (GPa) e UCS a resistência à compressão uniaxial da rocha (MPa).

2.5.2. Índice de uniformidade de Cunningham

Cunningham desenvolveu a equação (10) por meio de testes de campo. Nessa equação são relacionados todos os parâmetros geométricos do plano de fogo.

$$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{\left(1 + \frac{S}{B} \right)}{2} \right]^{0,5} \times \left[\left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \frac{L}{H} \right] \quad (10)$$

Onde B é o afastamento (m), S é o espaçamento (m), D é o diâmetro do furo (mm), W é o desvio padrão da perfuração (m), L é o comprimento total de carga (m) e H é a altura da bancada (m).

Quando se utiliza dois explosivos no furo (carga de fundo e carga de coluna) a equação (11) é modificada para:

$n = \left[2,2 - 14 \times \left(\frac{B}{D} \right) \right] \times \left[\frac{\left(1 + \frac{S}{B} \right)}{2} \right]^{0,5} \times \left\{ \left(1 - \frac{W}{B} \right) \times \left[\text{abs} \times \frac{(BCL - CCL)}{L} + 0,1 \right]^{0,1} \times \left(\frac{L}{H} \right) \right\}$	(11)
---	------

Onde BCL é o comprimento da carga de fundo (m), CCL é o comprimento da carga de coluna (m) e abs é o valor absoluto referente a $\left(\frac{(BCL - CCL)}{L} \right)$.

2.5.3. Equação de Tidman

A energia é calculada pela equação de Tidman

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n} \right)^2 \times RWS \quad (12)$$

Onde E é a energia efetiva relativa por massa do explosivo, VOD_e é a velocidade de detonação efetiva do explosivo (medida em campo), VOD_n é a velocidade de detonação nominal do explosivo (m/s) e RWS representa a energia por massa relativa ao ANFO (%).

2.5.4. Equação de Kuznetsov

Kuznetsov (1973), relacionou o tamanho médio e a energia de detonação aplicada por unidade de volume de rocha (razão de carga) como uma função do tipo de rocha. Esta equação é dada por:

$$X_{50} = A X \left(\frac{V_0}{Q_T} \right)^{0,80} x Q_T^{1/6} \quad (13)$$

Onde X_{50} é o tamanho médio de partícula (cm), A é o fator rocha, V_0 é o volume de rocha desmontada por furo (m^3), Q_T é a massa (kg) de TNT equivalente à energia contida na carga explosiva de cada furo.

A energia relativa por unidade de massa (RWS) de TNT comparada ao ANFO (RWS do ANFO = 100) é 115. Assim, a equação (13) pode ser escrita baseada em ANFO ao invés de TNT, como (Cunningham, 1983):

$$X_{50} = A X \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0,80} x Q_e^{\frac{1}{6}} x \left(\frac{E}{115} \right)^{\frac{-19}{30}} \quad (14)$$

Onde Q_e é a massa do explosivo utilizado (kg) e E representa a energia relativa em massa (RWS) do explosivo comparado ao ANFO (ANFO=100).

Como: $\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}$ onde K é a razão de carga (kg/ m^3). A equação (14) pode ser escrita como:

$$X_{50} = A X (K)^{-0,80} x Q_e^{0,167} x \left(\frac{115}{E} \right)^{0,633} \quad (15)$$

2.5.5. Equação de Rosin-Rammler

Rosin-Rammler propõem uma equação (16) para obtermos uma curva de distribuição granulométrica das partículas.

$$P = 100 x \left[1 - e^{-0,693 x \left(\frac{X}{X_{50}} \right)^n} \right] \quad (16)$$

Onde P é o percentual passante, X é o tamanho da malha da peneira, X_{50} tamanho da peneira onde passa 50% do material e n é o índice de uniformidade.

3 METODOLOGIA

A análise de fragmentação pelo método de Kuz-ram é feita usando cinco equações distintas, Lilly, Cunningham, Tidman, Kuznetov e Rosin-Rammler. Primeiro passo seguido foi a obtenção do fator rocha, onde foi feito medições no campo para saber a descrição do maciço, espaçamento das fraturas e orientação do plano de fraturas. Para densidade da rocha e a resistência a compressão uniaxial foi feita em laboratório com amostras obtidas em campo

usando todas as normas exigidas pelo experimento. Para o módulo de Young foi usado o software da rocscience RocLab.

Para a equação de Cunningham, as informações foram colhidas de acordo com o plano de fogo usado. Os valores obtidos no plano de fogo referem-se à altura de bancada, espaçamento, afastamento, inclinação do furo, tampão, diâmetro do furo, desvio padrão e subperfuração.

Na equação de Tidman os valores foram obtidos de acordo com as informações do fabricante do explosivo. Como Kuz-ram foi realizado com base no explosivo ANFO, temos que utilizar um fator que relacione qualquer explosivo ao ANFO.

$$RWS = 0,10965 * \text{energia absoluta AWS do explosivo} \quad (17)$$

Para estimar o tamanho médio das partículas resultantes do desmonte de rocha, usamos a equação de Kuznetsov que correlaciona os resultados obtidos nas equações Lilly, Tidman e Cunningham.

Baseando-se na equação de Kuznetsov usamos a equação de Rosin-Rammler para traçar a curva granulométrica do material desmontado, utilizando planilha Office Excel da Microsoft.

De posse de todos os parâmetros, foram realizadas várias simulações variando o GSI e analisando seu impacto na granulometria da pilha resultante.

4 RESULTADOS E DISCUSSÕES

4.1. RESULTADOS EXPERIMENTAIS

Foram coletadas amostras do maciço da Mega Mineração, onde foram extraídas oito amostras posteriormente cortadas de acordo com as exigências da ABNT no Laboratório de Rochas Ornamentais da UFPE. Nessas amostras foram feitos ensaios de compressão uniaxial no Laboratório de Geotecnia da UFPE.

Figura 6 - Ensaios de compressão uniaxial realizados na UFPE



Fonte: Autoral

Tabela 14 - Resultado do ensaio de compressão uniaxial

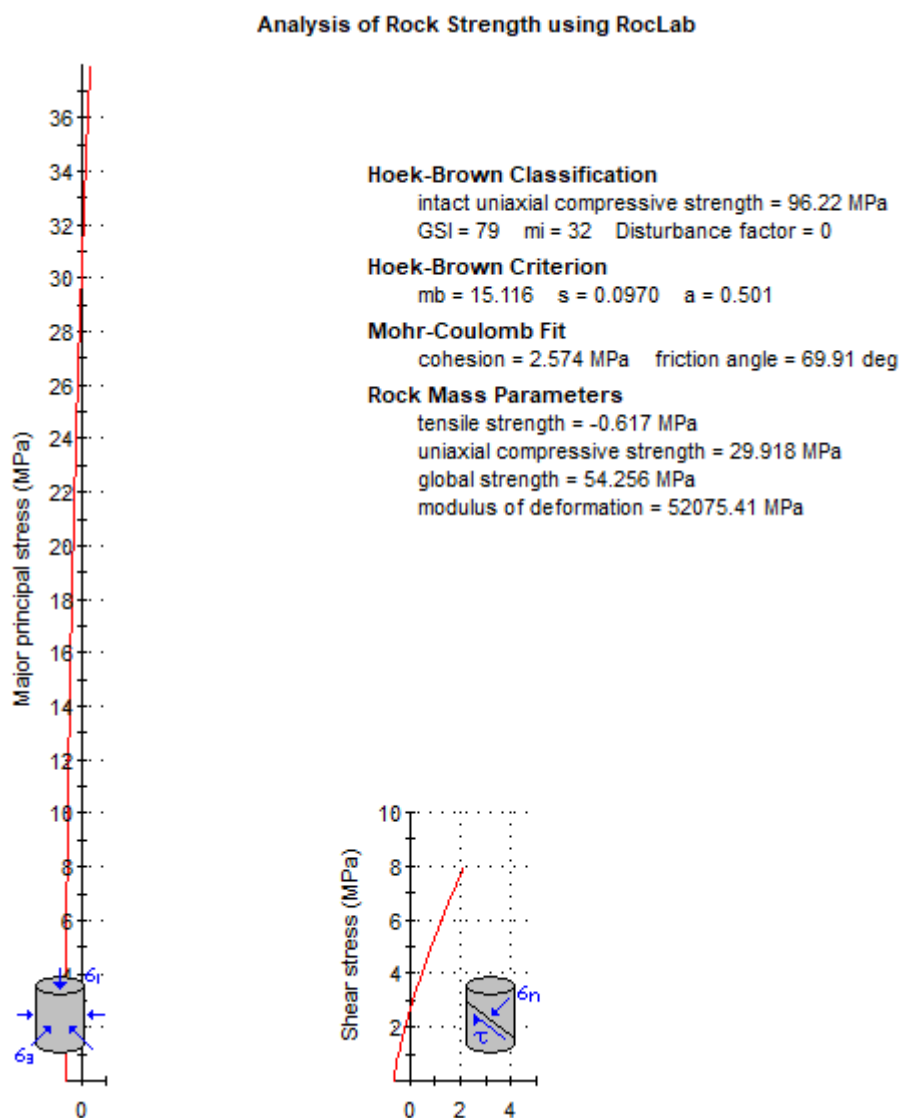
Amostra	X (m)	Y (m)	A (m ²)	P (kN)	σ_{ci} (Mpa)
1 - A	0,06581	0,06451	0,004245	406,87	95,83778
1 - B	0,06452	0,06405	0,004133	402,07	97,29447
2 - A	0,07228	0,07032	0,005083	500,14	98,39988
2 - B	0,06865	0,06856	0,004707	460,91	97,92753
3 - A	0,07116	0,07083	0,00504	487,53	96,7271
3 - B	0,07091	0,07141	0,005064	470,72	92,96
4 - A	0,05868	0,05958	0,003496	338,33	96,77204
4 - B	0,06101	0,06163	0,00376	353,04	93,89246
				Média	96,22641

Fonte: Autoral

De posse dos dados de resistência a compressão uniaxial e as características estruturais coletados no maciço em questão, foi utilizado o critério de ruptura de Hoek-Brown

(2002), para se determinar o módulo de elasticidade do maciço rochoso, que é parâmetro de entrada do modelo de Kuz-Ram. A figura 7 mostra os parâmetros do maciço rochoso obtidos através do software RocLab da Rocscience.

Figura 7- Parâmetros do Maciço Rochoso obtidos no RocLab



No Laboratório de Rochas Ornamentais da UFPE foi obtida a densidade das amostras, de acordo com ABNT. Que se encontram listadas na Tabela 14

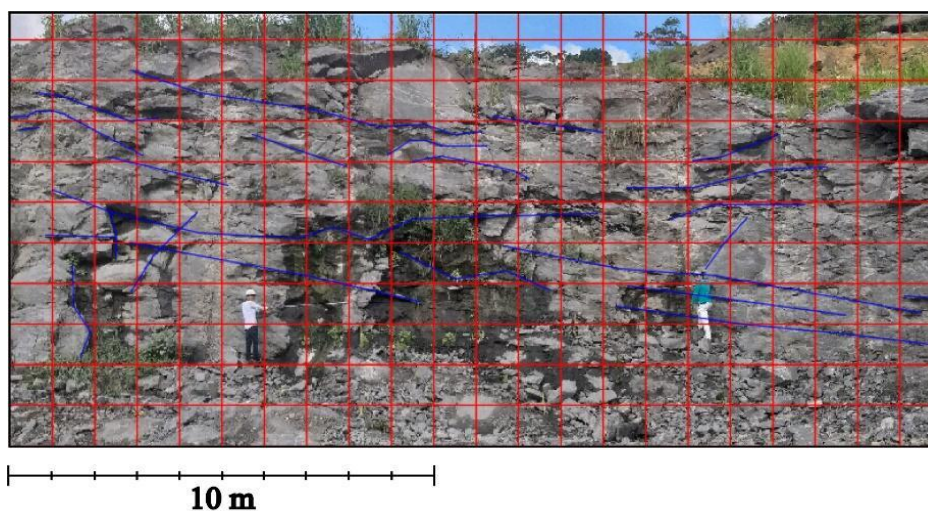
Tabela 15 - Ensaio de densidade

Amostras	Msec (g)	Msat (g)	Msub (g)	ρ
1	140,58	140,82	87,94	2,658472
2	95,21	95,39	60,58	2,735134
3	136,13	136,36	86,94	2,754553
4	170,29	170,55	108,62	2,749717
5	175,93	176,19	107,98	2,579241
6	108,12	108,31	65,07	2,500463
			Média	2,66293

Fonte: Autoral

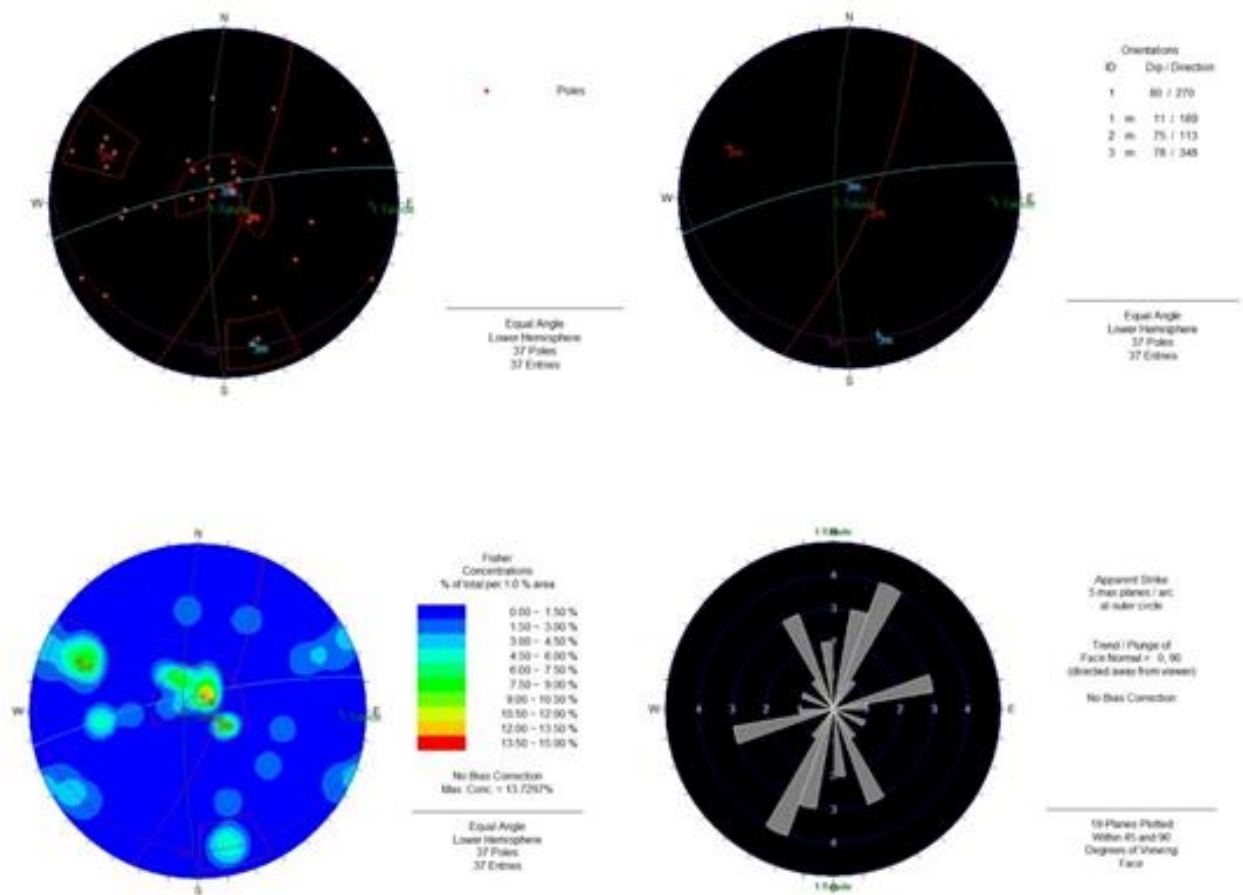
Para o levantamento dos espaçamentos das discontinuidades foram fotografadas as frentes de desmontes e tratadas e analisadas no software AutoCad. Obtendo-se um espaçamento médio das discontinuidades de 1,17 m, conforme ilustrado na figura 8.

Figura 8 - Frente de desmonte



Com a ajuda do Dips foi elaborado alguns diagramas para entender o comportamento das discontinuidades. A figura 9 ilustra as atitudes das discontinuidades levantadas nas frentes de desmonte, onde observou-se que a maioria das discontinuidades são horizontais à face livre.

Figura 9 - Atitudes das descontinuidades



Os parâmetros do plano de fogo foram dimensionados considerando as características estruturais e geomecânicas do maciço.

Tabela 16 - Parâmetros do Plano de Fogo

Parâmetros	Valores	Unidades	Funções
Altura da bancada	12	m	-
Inclinação do furo	10	°	-
Afastamento	2,5	m	-
Espaçamento	4,5	m	-
Subfuração	0,5	m	-
Tampão	1,7	m	-
Comprimento do furo	12	m	-
Diâmetro do furo	88,9	mm	-
Desvio padrão da perfuração	0,3	m	-
Volume de Rocha desmontada	12255,8	m ³	-
Quantidade de explosivos	6767,6	Kg	-
Velocidade de detonação (In situ)	4500	m/s	-
Velocidade de detonação nominal	5000	m/s	-
Energia absoluta AWS do explosivo	790	Kcal/Kg	
Energia por massa relativa ao ANFO	87	(%)	-
1 ou 2 tipos	2		
BCL (Comprimento carga de fundo - m)	6	Função 1	1,881
CCI (Comprimento da carga de coluna)	4	Função 2	1,648

Fonte: Autoral

4.2. APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM

A aplicação do modelo Kuz-Ram foi realizado utilizando uma planilha do excel implementada com todas as fórmulas e condicionantes do modelo, desenvolvida no Laboratório de Mecânica das Rochas – Simulação Numérica (LMR-SN), para obtenção da curva granulométrica da pilha resultante. As Tabelas 16, 17 e 18 mostram os parâmetros adotados no desmonte realizado e analisado neste trabalho.

Tabela 17 - Fator Rocha

Siglas	Descrição	Classificação	Índice	Fórmulas	Valores
RMD	Descrição do maciço rochoso	Friável	10	Entrar com valor 10	30
		Fraturado	JF	Entrar com valor JF =	
		Maciço	50	Entrar com valor 50	
JPS	Espaçamento das descontinuidades	< 0,10 m	10	MS: oversize da britagem primária; DP: Parâmetros da malha de perfuração;	20
		0,10 a MS	20		
		MS a DP	50		
JPA	Direção e mergulho com relação a face livre	Horizontal	10	-	10
		Mergulhado para	20	-	
		Direção	30	-	
		Mergulhado para	40	-	
RDI	Influência da densidade	Valor da	2,66	$S_{GI} = 25 \cdot (\text{densidade})$	16,5
HF	Propriedades mecânicas	Valor do Módulo de Young	52,07	E= Módulo de Young (Gpa) UCS= Resistência a compressão uniaxial (Mpa) Se $E < 50$ Gpa usa-se $HF = E/3$ Se $E > 50$ Gpa usa-se $HF = UCS/5$	19,244
		Valor da	96,22		

Fonte: Autoral

Tabela 18 - Parâmetros do desmonte

Desmonte	Parâmetros	Valores	Unidades	Funções
Quantidade de furos	-			-
Características (Malha estagiada)	Altura da	12	m	-
	Inclinação do furo	10	°	-
	Afastamento	2,5	m	-
	Espaçamento	4,5	m	-
	Subfuração	0,5	m	-
	Tampão	1,7	m	-
	Comprimento do	12	m	-
	Diâmetro do furo	88,9	mm	-
	Desvio padrão da	0,3	m	-
Volume de Rocha desmontada	-	12255,8	m ³	-
Quantidade de explosivos	-	6767,6	Kg	-
Velocidade de detonação (In situ)	-	4500	m/s	-
Velocidade de detonação nominal	-	5000	m/s	-
Energia absoluta AWS do explosivo	-	790	Kcal/Kg	
Energia por massa relativa ao ANFO	-	87	(%)	-
Tipos explosivos	1 ou 2 tipos	2		
	BCL	6	Função 1	1,881
	CCI	4	Função 2	1,648

Fonte: Autoral

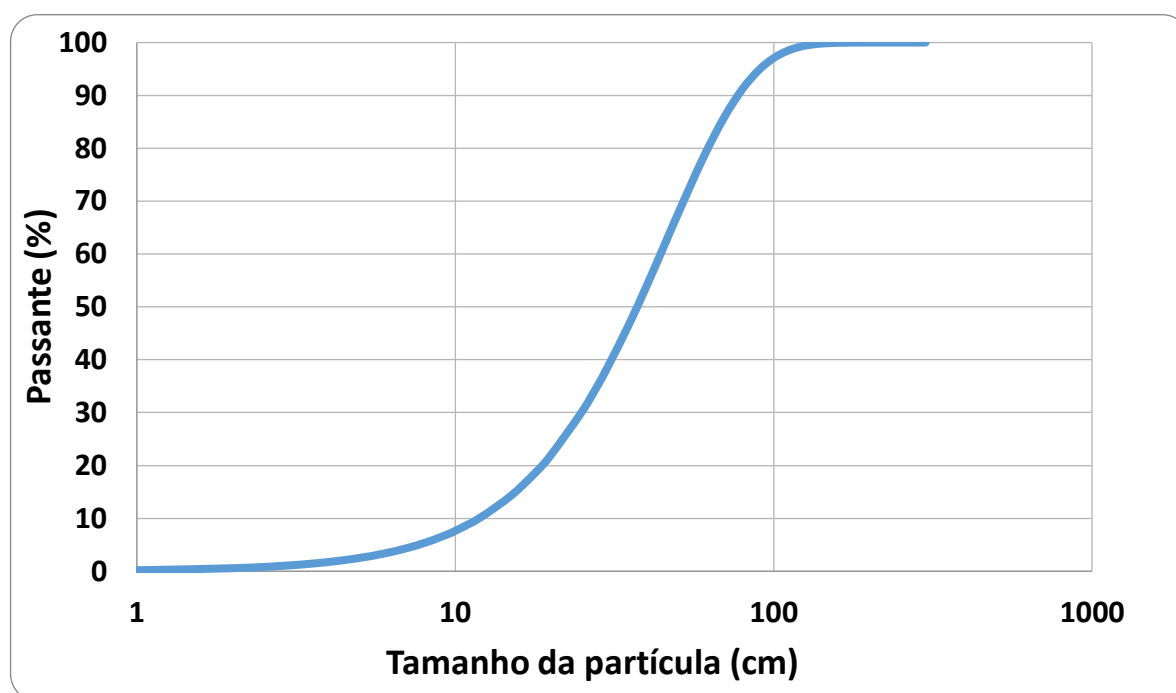
Tabela 19 - Parâmetros Calculados

Parâmetros calculados	Valores
Tamanho médio da partícula (X_{50})	37,27
Detonação do explosivo (E)	70,165035
Fator de rocha (Lilly)	3,89664
Correlação dos planos de fogo (Cunningham)	1,65

Fonte: Autoral

Com a tabela preenchida chegamos na curva granulométrica esperada para esse desmonte.

Figura 10 - Gráfico Percentual Passante X Tamanho da Partícula



Fonte: Autoral

4.3. ANÁLISE DE SENSIBILIDADE DO MODELO DE KUZ-RAM NA VARIAÇÃO DA CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO

Para análise de sensibilidade do modelo variou-se os valores do GSI, obtendo-se diferentes valores para o módulo de Young, com o auxílio do software Roclab de acordo com a faixa Blocky da Tabela 19.

Tabela 20 - Tabela índice de GSI

Rock Type: General		SURFACE CONDITIONS				
GSI Selection:	OK	VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY $\Rightarrow$				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES $\Downarrow$	90	80	N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets		70	60		
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		50	40		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity		30	20		
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces		10			
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes		N/A	N/A		

Fonte – Software RocLab (2022)

A análise do GSI foi feita utilizando a faixa de variação de 30 a 80, resultando em um módulo de Young diferente para cada valor conforme a tabela 20.

Tabela 21 – Variação GSI

GSI	Módulo
30	3,1
40	5,51
50	9,79
60	17,42
70	30,98
80	55,09

Fonte: Autoral

No estudo também foi realizada uma variação de valores da malha do desmonte, a fim de avaliar como seu comportamento, associado ao Módulo de Young, influencia no percentual passante em uma abertura de 100 cm. Os valores encontram-se na tabela 21.

Tabela 22 - Variação da porcentagem em 100 cm em relação ao Módulo de Young

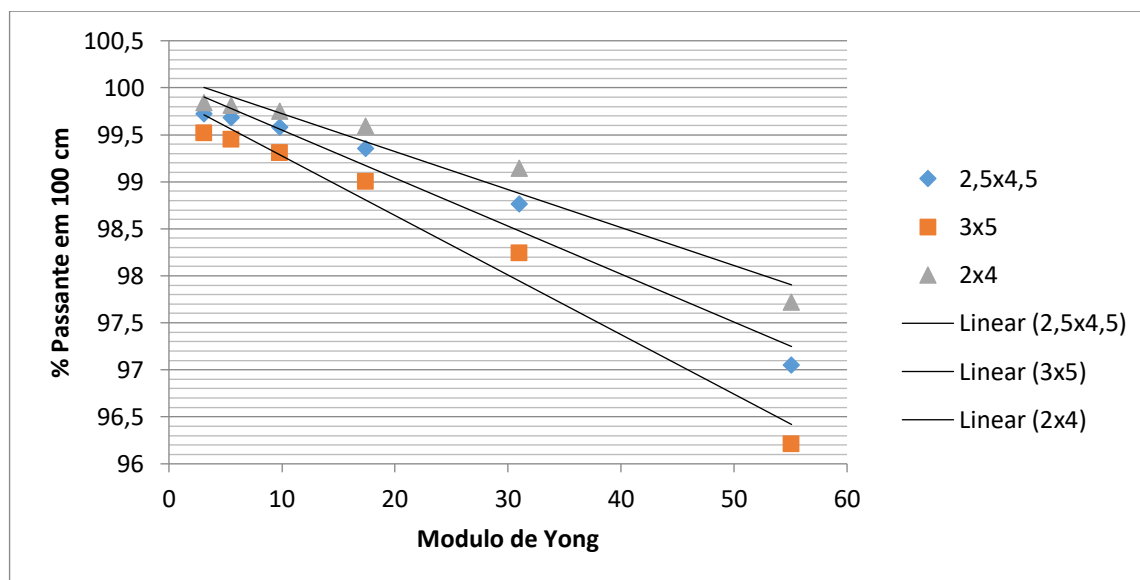
GSI	Módulo	Percentual passante em 100 cm		
		2,5x4,5	3x5	2x4
30	3,1	99,72	99,52	99,84
40	5,51	99,68	99,45	99,81
50	9,79	99,58	99,31	99,75
60	17,42	99,35	99	99,59
70	30,98	98,76	98,24	99,14
80	55,09	97,05	96,21	97,72
Variação		2,67	3,31	2,12

Fonte: Autoral

O gráfico da figura 11 expressa o impacto do Módulo de Young na porcentagem passante no tamanho de 100 cm. Percebe-se uma pequena influencia do módulo de Young na porcentagem passante, o que nos remete ao um entendimento de que uma boa margem de segurança envolve os parâmetros de classificação do maciço rochoso em questão.

Com relação a malha, percebe-se que quanto maior a malha maior é o impacto do módulo de elasticidade do maciço, isso configura maiores cuidados com relação ao tipo de sistema de classificação e determinação do módulo de elasticidade do maciço rochoso a ser utilizado.

Figura 11 - Gráfico de dispersão da porcentagem passante em 100 cm



Fonte: Autoral

Levando em conta que a variação média de porcentagem passante é de 2,7 % e o volume desmontado é de 12.255,8 m³, isso significa um retrabalho de um volume de 330,91 m³ em desmontes secundários e um acréscimo na movimentação em torno de 800 toneladas do desmonte estudado. O que representa uma movimentação por desmonte de aproximadamente 28 caminhões com caçamba de 12 m³ de capacidade.

5 CONCLUSÃO

O modelo de Kuz-ram é uma simulação de fragmentação do desmonte que se utiliza das equações de Correlação dos tipos de rochas (Lilly, 1986), Correlação dos parâmetros do plano de fogo (Cunningham, 1987), Teoria de detonação do explosivo (Tidman), Teoria de quebra (Kuznetsov, 1973) e Teoria da distribuição de tamanho (Rosin & Rammler, 1933) para gerar uma curva granulométrica. Para que seja realizada a análise desse modelo é necessário ter conhecimento prévio do maciço rochoso e das informações do desmonte.

Para aplicação da equação de Lilly, é necessário a coleta dos dados *in loco*, que consiste em duas etapas, na primeira são extraídas amostras do maciço, em seguida elas são adequadas para a realização dos ensaios de compressão uniaxial e de densidade. Na segunda são utilizadas fotos da bancada, com tratamento feito no AutoCAD, para a análise das descontinuidades a fim de medir o espaçamento entre elas. Também é utilizado o Dips para

entender as atitudes das descontinuidades. Já na equação de Cunningham e Kuznetsov usamos os dados do plano de fogo utilizado na pedreira estudada. Em Tidman usamos os dados do fabricante do explosivo e na equação de Rosin-Rammler o resultado da equação de Kuznetsov.

O estudo da sensibilidade do módulo de Young, que está presente na equação de Lilly, foi feito a partir da variação do GSI. Por se tratar de um índice subjetivo, a atribuição incorreta do valor do GSI pode acarretar um erro na curva granulométrica. Foi feita uma variação deste índice em uma faixa de 30 a 80, desta forma analisamos a variação da porcentagem passante na granulometria de 100 μm e variamos em três malhas de desmonte distintas.

Finalmente, a variação média quando calculada com base no volume desmontado de 12.255,8 m^3 daria um aumento de 880,21 toneladas de material retido na malha de 100 μm , acarretando em um gasto não previsto para o desmonte secundário se a pedreira usar um britador que possua essa dimensão.

6 REFERÊNCIAS

MELO, José Jairo. **Estimativa da Granulometria Resultante de Desmonte de Rocha Utilizando o Método de Kuz-ram**. 2016. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas). Centro de tecnologia e geociência. Universidade federal de Pernambuco, Pernambuco.

MORAIS, Juarez. **Fundamentos para Simulação dos Desmontes de Rocha por Explosivo**. 2004. Tese de Doutorado (Pós-Graduação em Engenharia Metalúrgica e de Minas). Universidade Federal de Minas Gerais. Minas Gerais.

METO, Caetano Dallora. **Análise das Vibrações Resultantes do Desmonte de Rocha em Mineração de Calcário e Argilito Posicionada Junto à Área Urbana de Limeira (SP) e sua Aplicação para a Minimização de Impactos Ambientais**. 2004. Dissertação de Mestrado (Pós-Graduação em Geociência). Universidade Estadual Paulista, São Paulo.

OLIVEIRA, DAVI. **Projeto de Melhoria de Fragmentação em Desmonte de Rochas**. 2017. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas). Universidade Federal de Ouro Preto, Minas Gerais.

FERREIRA, Diego Ribas. **Método de Otimização de Desmonte de Rocha por Explosivos**. 2017. Trabalho de Conclusão de Curso (Graduação em Engenharia de Minas). Centro de tecnologia e geociência. Universidade federal de Pernambuco, Pernambuco.

PADULA, Rodrigo. **Determinação de Fatores de Correlação do Maciço Rochoso na Mina de Cuiabá- Sabará/MG**. 2016. Dissertação de Mestrado. Universidade de Ouro Preto, Minas Gerais.

CORREIA, Rodrigo. **Influência das Propriedades Petrofísicas na fragmentação de Rochas Graníticas por Detonação com Explosivo**. 2011. Dissertação de Mestrado. Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra. Coimbra.

PINHEIRO, Antônio. **Influência das Descontinuidades no Comportamento Geomecânico e no Modos de Ruptura em Taludes Escavados em Rochas Brandas**. 2014. Tese de

Doutorado (Pós-Graduação em Geotecnia). Universidade Federal de Ouro Preto. Minas Gerais.

MARIZ, Jorge; ROCHA, Suelen; FILINKOSKI, Gabriel; SILVA, Daniela; BARROS, Filipe; LIMA, Marinésio; SOUZA, Júlio. **Análise de Influência da Geologia Estrutural e Geomecânica na Previsão do Desmonte de Rochas**. 2019. 20º Simpósio de Mineração (ABM WEEK 2019), 01 a 03 de outubro de 2019, São Paulo, SP, Brasil.

BIENIAWSKI, Z.T. **Engineering Rock Mass Classifications**. 1989. A Complete Manual for Engineers and Geologists in Mining, Civil, and Petroleum Engineering. Wiley: New York.

VALENTIM, Raul. **Classificação Geomecânica da Caverna Natural Subterrânea BRU_0005, Município de São Gonçalo do Rio Abaixo, MG**. 2016. Dissertação de Mestrado. Universidade de Ouro Preto, Minas Gerais.

MACIEL FILHO, Carlos; NUMMER, Andréa. **Introdução à Geologia de Engenharia**. 5ª Edição. Editora UFSM

SILVA, V. C. **Curso Min 210 – Operações Mineiras**. In: **Escola de Minas da UFOP**. Ouro Preto, 2009.

HOEK, E.; BRAY, J. **Rock slope engineering**, 1977.