LETICIA MARA DE SOUZA ALMEIDA BARRERE

**Aplicações de técnicas de desmonte escultural em maciços rochosos
fraturados para melhorias na segurança operacional**

São Paulo

2018

LETICIA MARA DE SOUZA ALMEIDA BARRERE

**Aplicações de técnicas de desmonte escultural em maciços rochosos
fraturados para melhorias na segurança operacional**

Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de São Paulo
para obtenção do título de Mestre em
Ciências.

Orientador: Prof. Dr. Jacopo Seccatore

São Paulo

2018

LETICIA MARA DE SOUZA ALMEIDA BARRERE

**Aplicações de técnicas de desmonte escultural em maciços rochosos
fraturados para melhorias na segurança operacional**

Dissertação apresentada à Escola
Politécnica da Universidade de São Paulo
para obtenção do título de Mestre em
Ciências.

Área de Concentração: Engenharia
Mineral

Orientador: Prof. Dr. Jacopo Seccatore

São Paulo
2018

Autorizo a reprodução e divulgação total ou parcial deste trabalho, por qualquer meio convencional ou eletrônico, para fins de estudo e pesquisa, desde que citada a fonte.

Este exemplar foi revisado e alterado em relação à versão original, sob responsabilidade única do autor e com a anuência de seu orientador.

São Paulo, 03 de janeiro de 2018

Assinatura do autor:

Assinatura do orientador:

Catálogo-na-publicação

BARRERE, Leticia Mara de Souza Almeida

Aplicações de técnicas de desmonte escultural em maciços rochosos fraturados para melhorias na segurança operacional / L. M. S. A. BARRERE -- versão corr. -- São Paulo, 2018.

75 p.

Dissertação (Mestrado) - Escola Politécnica da Universidade de São Paulo. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo.

1.Desmonte de rocha I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e Petróleo II.t.

BARRERE, L. M. S. A. Aplicações de técnicas de desmonte escultural em maciços rochosos fraturados para melhorias na segurança operacional. São Paulo. 2018. 75p. (Mestrado) Escola Politécnica, Universidade de São Paulo, São Paulo, 2017.

Aprovada em: 14 de novembro de 2017

Banca Examinadora

Prof. Dr. _____

Instituição: _____

Julgamento: _____

Prof. Dr. _____

Instituição: _____

Julgamento: _____

Prof. Dr. _____

Instituição: _____

Julgamento: _____

Para meu avó Domingos

AGRADECIMENTOS

Agradeço ao Prof. Dr. Jacopo Seccatore, meu orientador, pelo conhecimento e pelas horas perdidas dedicadas à minha dissertação, com muita paciência, empenho, alegria e disponibilidade.

Agradeço à minha amiga Leticia Rezende, que sempre esteve ao meu lado, me apoiando desde o início do projeto.

Agradeço aos meus amigos Rafael e Carlos, pela ajuda à distância, solucionando meus problemas. Além de serem meus companheiros nas disciplinas da pós.

Agradeço à minha amiga Mariana Batlim, pelo incentivo em realizar este trabalho.

Agradeço ao meu amigo Andre, sempre paciente e disponível para ler tudo que escrevia.

Agradeço ao Christopher Rezende, pela imensa colaboração no trabalho.

Agradeço as alunas da Geologia, Vilma e Tânia, pela contribuição nos vários trabalhos de campo.

Agradeço à Cra, Isa, Let, Gio e Vi por sempre me receberem em suas casas, com muito amor, durante minhas estadias em São Paulo.

Agradeço ao Vincent, pelo amor, companheirismo, dedicação, suporte e muita paciência.

Agradeço aos meus pais, pelo amor infinito e pelo apoio em todos meus projetos e decisões. Aos meus irmãos, pelo afeto, carinho e por participarem de todos os momentos da minha vida.

RESUMO

Pedreiras que sofreram uma extração precária ou sem planejamento no passado, apresentam, atualmente, áreas de riscos operacionais ligadas, sobretudo, à geotecnia dos taludes. Desmontes esculturais são aplicados na indústria mineral visando a melhorias nas questões ambientais e geotécnicas. O objetivo deste trabalho foi aplicar técnicas de desmontes esculturais para solucionar problemas na segurança operacional, os quais são relacionados diretamente com a instabilidade das bancadas. Além disso, identificar a relação da qualidade do maciço rochoso no resultado do desmonte e a viabilidade desse projeto nas questões técnicas e econômicas.

Os desmontes experimentais foram aplicados em uma mina de calcário da Região Metropolitana da cidade de São Paulo, modificando a geometria do plano de fogo e o carregamento dos furos. O desempenho dos experimentos foi medido a partir de indicadores de performance, os quais serão relacionados com um mapa de distribuição do RQD da parede da bancada, construído a partir de um mapeamento geomecânico. A viabilidade do projeto foi dimensionada a partir de parâmetros operacionais, de segurança e econômico. As análises mostraram que as regiões que apresentaram o maior valor de RDQ tiveram o melhor resultado no desmonte, comprovando, assim, a influência da qualidade do maciço na qualidade do desmonte. Apesar de o desmonte escultural aumentar o custo anual do empreendimento, os impactos positivos gerados na segurança e na operação são significativos: redução no volume de maticos e na geração de blocos soltos na parede da bancada, menor tempo de carregamento dos caminhões e queda do efeito *backbreak*. Os resultados dos experimentos também mostram que a aplicação do desmonte escultural pode ser uma solução aos problemas nas áreas de riscos do empreendimento. Com isso, há um aumento na vida útil da cava e o incremento no custo torna-se um investimento no negócio, tornando o projeto viável.

Palavras-Chave: Desmonte escultural. Segurança operacional. Qualidade do maciço rochoso.

ABSTRACT

Precarious material extraction or unplanned exploitation of quarries in the past resulted today in many operational problems of entire zones of those sites, mainly because of slopes instability. Contour blasting is applied in mining industry to respond to environmental and geotechnical-related issues. The objective of this work is thus to apply contour blasting techniques to solve problems related to operational safety, which are directly related to slopes instability. The strong impact of rock mass quality on the results of blasting as well as on technical and economic sustainability of the project is also stressed out in this study.

Blasting experiments were performed in a calcareous mine in the metropolitan region of São Paulo (Brazil). Parameters such as blasting pattern and hole loading have been modified. The efficiency of those tests was then measured with key performance indicators and compared to the distribution of RQD values at the surface of the slope, which was mapped thanks to a preliminary geomechanical study. The assessment of project sustainability was based on operational, safety and economic parameters. The analysis of the results showed that regions with a higher RQD presented a better blasting efficiency, which proved the importance of the rock mass quality on the blasting quality. In spite of representing a higher annual cost than regular blasting techniques, contour blasting has a significant positive impact on safety and operations: reduction in volume of over rock blocks, decreasing number of loose blocks at the surface of the slope, decreasing duration of truck loading and less backbreak effect. The experimental results thus showed that the application of contour blasting can be a solution in risk-exposed areas of a quarry as it enables to increase the operating life of the site, which turns the higher cost of contour blasting into a durable investment and improves the sustainability of the project.

Keywords: Contour blasting. Operational safety. Rock mass quality.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Consequência da extração do passado no empreendimento	16
Figura 2 - Geometria do Plano de fogo	18
Figura 3 - Danos aparentes na crista da bancada	20
Figura 4 - Desprendimento de blocos do talude	20
Figura 5 - Exemplo da perfuração do método de <i>presplitting</i> , na Suécia	22
Figura 6 - Sequência da iniciação dos desmontes (a) <i>smooth</i> e (b) <i>presplitting</i>	24
Figura 7: Processo de danos causados por cada etapa da detonação do método <i>smooth</i>	25
Figura 8: Processo de danos causados por cada etapa da detonação do método <i>presplitting</i>	26
Figura 9: <i>Crushing Blasting</i>	27
Figura 10: Exemplo de um baixo (A-HCF alto), moderado (B-HCF médio) e grave (C-HCF baixo) dano mecânico na parede do talude pós-detonação	28
Figura 11: Exemplo de <i>underbreak</i>	28
Figura 12: – Estado de tensões gerado no disparo simultâneo de duas cargas	29
Figura 13: Carregamento tipo “churrasquinho”	30
Figura 14: Aplicação de air-deck	31
Figura 15 - Comparação entre o espaçamento máximo teórico (equação 2) e o espaçamento utilizado nos desmontes experimentais de sucesso.	34
Figura 16: Fluxograma	34
Figura 17: Influência das características dos planos de fratura no desmonte	35
Figura 18: Gráficos da correlação entre parâmetros da qualidade do desmonte e característica do maciço – A: <i>overbreak</i> e RMR, B: <i>Half Cast Factor</i> e RMR.	36
Figura 19: Vista frontal da parede final do desmonte 3.	37
Figura 20: Sequência das etapas do trabalho	38
Figura 21: Região Metropolitana de São Paulo.	38
Figura 22: Distribuição das grandes unidades litoestratigráficas da Região Metropolitana	39
Figura 23: Mapeamento geotécnico	42
Figura 24: Porções de metro linear na bancada do desmonte 2	43
Figura 25: Escala de cores representando os valores de RQD	43
Figura 26: Seção transversal do talude	45

Figura 27: Frente da bancada onde foi realizado o desmonte; preparação para a perfuração	46
Figura 28: Croqui do desmonte. Zona 1: Análise das cargas mantendo mesmo espaçamento. Zona 2: Análise do espaçamento entre furos mantendo a mesma carga.	47
Figura 29: Preparação do carregamento, com um encartuchado no pé do furo.	47
Figura 30: Inserção de água nos furos.	48
Figura 31: Perfuração	49
Figura 32: Furo carregado com a carga 1	50
Figura 33: Preparação da carga 2 antes de colocá-la ao longo dos furos.	50
Figura 34: Plano de fogo do desmonte 2	51
Figura 35: Ligação dos furos	52
Figura 36: Famílias de fraturas e sua orientação média ilustrada em redes de Schimdt-Lambert A: bancada onde foram realizados os testes (altitude 700m); B: bancada onde seria realizado o terceiro teste (altitude 654m).	53
Figura 37: Sequência do desmonte	55
Figura 38 - Resultado do desmonte – perfil talude	56
Figura 39: Resultado do desmonte - vista superior	57
Figura 40: Desmonte: a - momento da detonação; b - frente de lavra desmontada	57
Figura 41: Análise do resultado do desmonte 2	58
Figura 42: Pontos de OB e UB	59
Figura 43: Região entre 12 e 18 metros da bancada	60
Figura 44: Sobreposição do mapa de distribuição do RQD na imagem da análise da parede da bancada do desmonte 2	61
Figura 45: Descontinuidades na parede do maciço (a: avaliação após o desmonte teste; b: durante medições para estudo geomecânico)	62
Figura 46: Taxa percentual de aumento no custo com a inserção da linha de desmonte escultural	64
Figura 47: Pilha de material gerada no desmonte teste.	65
Figura 48: Fragmentação do desmonte teste e baixa produção de maticos	66
Figura 49: Análise da área onde ocorreram o efeito <i>backbreak</i> e presença de blocos soltos no talude – a: bancada lateral ao desmonte teste, b: bancada do desmonte teste e c: bancada superior ao desmonte teste	67

Figura 50: Impactos percentuais em fatores no empreendimento com a prática do desmonte escultural

68

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Intervalos de espaçamento dos furos em função diâmetro e da carga linear	22
Tabela 2: Contraste entre valores teóricos e práticos do espaçamento entre furos	32
Tabela 3 – Parâmetros da perfuração	32
Tabela 4: Resultados teóricos esperados para o dimensionamento dos furos do desmonte de <i>presplitting</i> realizado por Singh, V. e Singh, D. (1995), a partir da equação de Hustrulid (1999).	33
Tabela 5: Classificação da persistência	41
Tabela 6: Classificação das características das paredes das discontinuidades	41
Tabela 7: Parâmetros da perfuração	48
Tabela 8: índice Jv e RQD estimado	53
Tabela 9: Classificação dos maciços com base no RQD	54
Tabela 11: Comparação entre os espaçamentos teórico e prático	63
Tabela 12: Análise percentual do efeito <i>backbreak</i> e blocos soltos nas bancadas	68

LISTA DE ABREVIATURAS E SIGLAS

CNAE	Classificação Nacional de Atividades Econômicas
HCF	<i>Half Cast Factor</i> (Fator de Meia Cana)
IBGC	Instituto Brasileiro de Governança Corporativa
IBRAM	Instituto Brasileiro de Mineração
ISEE	<i>International Society of Explosives Engineers</i> (Sociedade Internacional de Engenheiros de Explosivos)
JRC	<i>Joint Roughness Coefficient</i> (Coeficiente de Rugosidade das
KPI	Fraturas) <i>Key Performance Indicator</i> (Indicadores de Performance)
OB	<i>Overbreak</i>
RMR	<i>Rock Mass Rating</i> (Classificação do Maciço Rochoso)
RMSP	Região Metropolitana de São Paulo
RQD	<i>Rock Quality Designation</i> (Designação da Qualidade da Rocha)
SSO	Segurança e Saúde Ocupacional
UB	<i>Underbreak</i>

SUMÁRIO

1. Introdução	14
2. Objetivo	15
3. Justificativa	16
4. Revisão da literatura	17
4.1. Desmonte de rocha	17
4.1.1. Desmonte de rocha e a segurança do trabalho	19
4.2. Desmonte escultural	21
4.2.1. <i>Presplitting</i>	21
4.2.2. <i>Smooth blasting</i>	23
4.2.3. Parâmetros do desmonte escultural	29
4.2.4. Carregamento dos furos	30
4.2.5. Dimensionamento do desmonte escultural	31
4.3. Influência das características do maciço rochoso na qualidade do desmonte escultural	35
5. Metodologia	38
5.1. Área do estudo	38
5.2. Estudo geomecânico	40
5.2.1. Mapa de distribuição do RQD	42
5.3. Parâmetros de medição e controle	44
5.4. Desmontes experimentais	46
5.4.1. Desmonte 1	46
5.4.2. Desmonte 2	48
5.4.3. Desmonte 3	52
6. Resultados e discussão	53
6.1. Classificação do maciço rochoso	53
6.2. Desmontes experimentais	54
6.2.1. Desmonte 1	54
6.2.2. Desmonte 2	57
6.3. Maciço rochoso x performance do desmonte 2	59
6.4. Dimensionamento teórico	62
6.5. Impacto econômico, operacional e na segurança do trabalho	63
6.5.1. Custo	64

6.5.2.	Tempo de carregamento e geração de maticos	65
6.5.3.	Segurança.....	66
7.	Conclusão	69
8.	Referências	70

1. INTRODUÇÃO

As técnicas de desmonte de rocha vêm se modificando nos últimos anos para responder às problemáticas a respeito de meio ambiente e urbanização crescente (SHARMA, 2009). No estado de São Paulo, por exemplo, há uma grande proximidade entre minerações e grandes centros urbanos e o desmonte de rocha é, muitas vezes, questionado pelas comunidades vizinhas devido à vibração gerada, ruído ou até mesmo por causa do ultralançamentos de rochas.

Mas as questões ambientais não são as únicas que levam estudiosos do setor a buscarem novas técnicas de desmonte de rocha. Muitos buscam alternativas pensando em um contexto geotécnico, como a prática de desmonte escultural. O desmonte escultural, além de minimizar a propagação das vibrações, permite um menor dano no maciço remanescente, desenvolvendo um acabamento final na rocha com qualidade estética e, conseqüentemente, estabilidade dos taludes.

Neste contexto, o trabalho propõe a aplicação de técnicas de desmonte escultural em uma mina de calcário, visando solucionar problemas relacionados à estabilidade de taludes, a qual afeta diretamente na segurança operacional. Além do âmbito da segurança, o emprego dessa técnica de desmonte gerará uma cadeia de impactos para o empreendimento. A probabilidade da liberação de áreas, até o momento bloqueadas, proporciona aumento da vida útil da mina, influenciando na viabilidade técnica e econômico-financeira da empresa.

As características do maciço rochoso são muitas vezes desconsideradas nos projetos de dimensionamento dos desmontes esculturais (Seccatore et al., 2015), mas sabe-se que as descontinuidades que caracterizam o maciço podem alterar a rocha ao longo dos planos de fraqueza (PINOTTI et al., 2013) e, conseqüentemente, gerar um impacto na estabilidade dos taludes. Assim, também será proposto neste trabalho um mapeamento geológico da área para entender a influência da qualidade do maciço rochoso nos desmontes esculturais aplicados.

2. OBJETIVO

Os objetivos deste trabalho são:

- a) Proporcionar resultados de desmontes com menores impactos na segurança operacional. Isso é, diminuir efeitos *under* e *overbreak* nas paredes dos taludes e diminuir efeitos de *backbreak* na crista da bancada, por meio da aplicação de técnicas de desmonte esculturais em testes experimentais, em uma mina de calcário.
- b) Comprovar a influência da qualidade do maciço rochoso na qualidade da atividade de desmonte de rocha, a partir da correlação dos resultados de um estudo geomecânico com a análise dos indicadores de performance para medir o desempenho do desmonte experimental.
- c) Analisar a confiabilidade da equação proposta por Hustrulid (1999) para dimensionamento do desmonte escultural, por meio da comparação entre resultados teóricos e práticos do espaçamento entre os furos.
- d) Verificar a viabilidade técnica e econômico-financeira da aplicação de desmonte escultural no empreendimento, mediante a análise do custo adicional, tempo de carregamento, geração do volume de matacos, efeitos *backbreak*, *under* e *overbreak* após os desmontes experimentais.

3. JUSTIFICATIVA

Este estudo foi elaborado em uma mina de calcário para fins de produção de agregados – rocha britada para construção civil. Assim, como muitas outras minerações de rocha para brita ou pedreiras (HENNIES et al., 2005), a cava sofreu uma exploração precária desde o início do século XX, sem muitos recursos técnicos ou planejamento de longo prazo da lavra. Alguns estudos de engenharia e geologia foram aplicados na operação apenas nas últimas décadas, tanto para atender as questões legais e de segurança operacional quanto para um melhor aproveitamento da jazida.

Como consequência da extração passada, a cava apresenta setores bloqueados à operação devido à falta de segurança operacional – presença de blocos soltos e taludes instáveis. A falta de produção nessas áreas impacta no avanço da cava, diminuindo a vida útil da mina e gerando consequências negativas na viabilidade do empreendimento.

Dentro dos recursos aplicáveis e disponíveis, o desmonte escultural foi a solução proposta para melhoria na segurança dos taludes e no desenvolvimento da produção, conforme mostrado no fluxograma da figura 1.

Figura 1: Consequência da extração do passado no empreendimento

Fonte: Elaborada pelo autor.

4. REVISÃO DA LITERATURA

4.1. DESMONTE DE ROCHA

A aplicação de explosivos para fragmentar rocha é uma das maiores revoluções da mineração e vem sendo utilizada desde o final da idade média (HARTMAN, 1996). Além disso, essa operação é a maneira mais econômica de fragmentar a rocha e, quando feita de maneira eficaz, causa uma maior redução do consumo de energia nas fases posteriores de fragmentação (HUSTRULID et al., 2013).

No processo de detonação, em milésimos de segundo o explosivo se transforma em um gás com alta pressão e temperatura; nesse momento, produz-se uma pressão na borda do furo de até 18000 atm, transmitindo uma energia em forma de onda de compressão na rocha a uma velocidade de 2000 a 6000 m/s.

O explosivo, ao ser detonado dentro de um maciço rochoso, atua em duas fases distintas para fragmentar a rocha: Fase Dinâmica, de atuação das ondas de choque no maciço rochoso, e Fase Quasi – Estática, que ocorre devido à reação química de decomposição do explosivo, gerando uma força mecânica no maciço (CANDIA et al., 2004). Para ocorrer uma fragmentação, o desmonte do material e o arranque do maciço rochoso, é necessário que a força de ação do explosivo seja maior que a tensão de ruptura da tração da rocha. O explosivo atuará de maneira eficiente no maciço rochoso quando for bem distribuído e inserido, respeitando um plano de fogo tecnicamente dimensionado (figura 2).

Figura 2 - Geometria do Plano de fogo

Fonte: Britanite (2010)

Os problemas relacionados ao desmonte de rocha estão associados à quantidade de carga em cada furo, ao sequenciamento do desmonte e à quantidade de furos necessários (INTERNATIONAL SOCIETY OF EXPLOSIVOS ENGINEERS - ISEE, 2011). Além disso, os parâmetros do plano de fogo devem ser estudados, um a um, baseados nas propriedades geomecânicas do maciço rochoso, uma vez que cada maciço apresenta características diferenciadas (descontinuidades, resistência, percolação de água, intrusões, etc.) que afetam na qualidade do desmonte (SILVA, 2005).

A operação unitária de desmonte de rocha é um assunto frequente nas discussões ambientais e geotécnicas. Isso porque em certos empreendimentos minerários próximos aos centros urbanos, como a maioria das pedreiras (BACCI et al., 2006), ela pode gerar um desconforto à população vizinha em função da vibração e do ruído. Além disso, essa atividade tem uma forte relação com a estabilidade de taludes (ROY, 2005).

4.1.1. DESMONTE DE ROCHA E A SEGURANÇA DO TRABALHO

O conceito de saúde e segurança do trabalho vem se tornando forte no setor minerário desde a publicação da Norma Regulamentadora 22 – Segurança e Saúde Ocupacional (SSO) na Mineração, em 1978. De acordo com o Instituto Brasileiro de Mineração (IBRAM, 2012), nos anos 90, a criação de políticas de SSO eram motivadas, principalmente, pelo cumprimento das questões legais, mas, a partir de 2000, tornou-se uma gestão de negócio e passou a ser considerada de alta relevância por 80% das empresas associadas ao IBRAM, que participaram da Pesquisa de Sustentabilidade na Mineração, em 2012.

A atividade minerária é estabelecida pelo Ministério do Trabalho e Emprego, NR 4 - Norma Regulamentadora 4, como uma atividade de grau de risco 4. Esse grau, relacionado com a Classificação Nacional de Atividades Econômicas (CNAE), é considerado como de risco mais elevado para a saúde e segurança dos trabalhadores.

O desmonte de rocha é uma das atividades com mais riscos dentro da mineração (SINGH, 2012). Além de ser gerar problemas de ruído, vibrações no terreno e ultralançamentos de rochas, está intrinsecamente ligada à estabilidade dos taludes (SILVA, 2007). De acordo Iramina (2008), a presença de taludes instáveis está entre as principais ameaças à segurança na mineração.

Uma parte da energia gerada no processo da detonação não é utilizada na fragmentação da rocha e é absorvida pelo maciço, podendo gerar efeito de *backbreak* (ultra-arranque), onde ocorre uma sobre-escavação na bancada. Esse efeito de ultra-arranque gera danos no maciço remanescente, principalmente na crista da bancada (figura 3), e uma consequência desfavorável na estabilidade dos taludes, assim, considerado umas das rupturas mais importantes na mineração a céu aberto (MOHAMMADNEJAD et al., 2012).

Figura 3 - Danos aparentes na crista da bancada

Fonte: Battison et al. (2015)

Esses danos aparentes no talude são muitas vezes determinantes para paralisação da produção em certas áreas: lascas e blocos de rochas instáveis podem desprender-se da parede da bancada, em movimentos rápidos (figura 4), e causar grandes prejuízos materiais e/ou até mesmo vítimas (IPT, 1991).

Figura 4 - Desprendimento de blocos do talude

Fonte: IPT (2001)

4.2. DESMONTE ESCULTURAL

O desmonte escultural, muito usado na engenharia civil, é visto como uma solução aos problemas das mineradoras relacionados às questões ambientais, geotécnicas e sociais (SHARMA, 2009). Ele tem o objetivo de reduzir a propagação das vibrações e ruídos, como aplicado por Masahiko et al (2004), e de diminuir os efeitos *overbreak* e *underbreak*, preservando, assim, os taludes remanescentes. Em alguns casos, como citado no trabalho de Singh, V. e Singh, D. (1995), proporcionam taludes mais altos e inclinados e há melhorias também na fragmentação.

Segundo Jimeno et al. (2003), são muitas as técnicas de desmonte desse tipo que vêm sendo desenvolvidas desde a década de 50, mas as mais utilizadas na atualidade são:

- a) Pré-corte (*Presplitting*) – Uma linha anterior ao desmonte de produção;
- b) Recorte (*Smooth blasting*) – Uma linha posterior ao fogo de produção.

4.2.1. PRESPLITTING

A técnica de *presplitting* consiste em uma linha de furos paralelos (figura 5), com espaçamento relativamente pequeno entre eles, afastados da face livre e detonados anteriormente ao fogo de produção (geralmente em detonações separadas). A detonação dos furos de contorno gerará uma fissura que delimitará o volume de rocha da detonação de produção, pois esse método tem o objetivo de criar um isolamento para limitar a transmissão de vibrações para o maciço rochoso e evitar danos à rocha remanescente. A fratura resultante irá refletir as ondas de tensões elásticas e utilizará da energia do explosivo que seria dispersada em direção ao maciço (GUPTA et al., 1987).

Figura 5 - Exemplo da perfuração do método de *presplitting*, na Suécia

Fonte: Atlas Copco Rock Drills (2012)

No caso da técnica de *presplitting*, considera-se um espaçamento entre os furos 50 a 75% inferior que *smooth blasting*, conforme pode ser analisado na Tabela 1, na qual Sandvik Tamrock Corp (1999) recomenda intervalos de espaçamento dos furos para os dois métodos em questão, em função dos mesmos valores de diâmetro dos furos e da carga linear. Assim, é classificado como um método mais caro, por um maior custo de perfuração. Além disso, vários empreendimentos encontram dificuldade de ter uma extradetonação nas operações.

Tabela 1 - Intervalos de espaçamento dos furos em função diâmetro e da carga linear

Diâmetro do furo (mm)	Carga (kg/m)	Espaçamento dos furos (m)	
		<i>Smooth Blasting</i>	<i>Presplitting</i>
32	0,21	0,6-0,8	0,45-0,7
38	0,21	0,6-0,8	0,45-0,7
51	0,38	0,7-1,0	0,5-0,8
51	0,47	0,8-1,0	0,5-0,8
64	0,38	0,7-1,0	0,5-0,7
64	0,47	0,8-1,0	0,5-0,7
64	0,55	1,0-1,3	0,7-0,9
76	0,55	1,0-1,3	0,7-0,9
76	0,71	1,0-1,3	0,6-0,9
89	0,9	1,2-1,4	0,7-1,0
89	1,32	1,3-1,5	0,8-1,1
102	0,9	1,2-1,4	0,7-1,0
102	1,32	1,3-1,5	0,8-1,1

Fonte: Sandvik Tamrock Corp (1999)

Em relação ao dimensionamento do plano de fogo, devido à particularidade de cada maciço rochoso, o ideal é que se realizem testes *in situ*. Mas, existem equações empíricas que auxiliam no dimensionamento, conforme ilustrado por Del Grego et al (1983):

$$T = \left(\frac{dc}{df}\right)^2 \times \frac{Lc}{L} \times \frac{\rho}{1000} \times Ps \times \left(\frac{df}{E-df}\right) \quad (1)$$

Onde:

T = Resistência à tração da rocha (Mpa) - caso não disponível, é recomendado 20 Mpa

d_c = Diâmetro do cartucho do explosivo (m)

d_f = Diâmetro do furo (m)

L_c = Comprimento do carregamento (m)

L = Comprimento do furo (m)

ρ = Densidade do explosivo (kg/m³)

E = Espaçamento (m)

Quando o espaçamento entre as descontinuidades é menor que o espaçamento entre os furos, pode-se gerar uma grande influência no resultado do desmonte *presplitting*. Maciços com valores de resistência à compressão entre 100 e 150 Mpa apresentaram melhores resultados (ROY, 2005).

4.2.2. SMOOTH BLASTING

A aplicação da técnica de *smooth blasting*, também denominada como desmonte de contorno, foi iniciada, segundo Langefors e Kihlström (1976), na década de 50, com o intuito de reduzir os danos causados pela detonação à rocha remanescente. Ao contrário do *presplitting blasting*, a iniciação do desmonte controlado ocorre, geralmente, logo após o desmonte de produção, conforme demonstrado na figura 6.

Figura 6 - Sequência da iniciação dos desmontes (a) *smooth* e (b) *presplitting*

Fonte: Adaptado de Hu et al. (2014)

O afastamento tem que ser pequeno em relação ao fogo de produção para não causar danos à rocha remanescente. A razão de carga, o espaçamento (normalmente de 14 a 20 vezes o diâmetro do furo) e o diâmetro do furo devem ser menores do que o fogo de produção, para diminuir a fratura ao redor do furo. Langefors e Kihlstrom (1978) recomendam que a relação entre espaçamento entre os furos e afastamento seja menor ou igual a 0,8.

Normalmente, essa técnica apresenta melhores resultados em rochas mais resistentes e competentes, embora também possa ser aplicada em rochas menos resistentes ou altamente fraturadas, aumentando-se o espaçamento entre os furos e inserindo-se furos guias (sem carga) no plano de fogo. No caso de túneis, é essencial algum tipo de tampão para evitar que a carga escape do furo, por influência dos disparos anteriores, e para prevenir ultralançamentos.

Outro ponto comparativo entre o *smooth blasting* e o método anterior é o processo de danos gerados ao maciço por cada um. Os resultados dos testes apresentados por Hu et al (2014) demonstram que os danos, no caso do *smooth blasting* (figura 7), são predominantemente resultado das detonações de produção;

observa-se um pouco de dano colunar ao redor do furo da detonação de controle (*smooth hole* - IV). Enquanto isso, ao realizar o método de *presplitting*, a maior parte dos danos é causada por ele mesmo (figura 8), especificamente, formando um corpo colunar ao redor dos furos. Assim, os danos causados na rocha remanescente foram minimizados em relação ao *smooth blasting*.

Figura 7: Processo de danos causados por cada etapa da detonação do método *smooth*
I e II: furos de produção, III: furos de amortecimento e IV: furos de contorno (*smooth*)

Fonte: Adaptado de Hu et al. (2014)

Figura 8: Processo de danos causados por cada etapa da detonação do método *presplitting*
I: furos *presplit*, II e III: furos de produção e IV: furos amortecimento.

Fonte: Adaptado de Hu et al. (2014)

Uma variante do *smooth blasting* é o *crushing blasting*. Essa técnica é aplicada em minas a céu aberto, quando o objetivo é cortar o excesso de rocha no talude final para sua estabilidade. Deve-se furar uma linha única no limite do corte, com o diâmetro dos furos variando entre 56 e 164 mm. Os furos são carregados com pequenas cargas e essas são distribuídas por toda a extensão dos furos, que serão iniciados após o fogo de produção (figura 9). Ressalta-se, aqui, a necessidade de uma perfuração precisa. Furos com desvios superiores a 15 cm do plano previsto podem afetar, significativamente, a qualidade do desmonte.

A desvantagem dessa técnica é que, para adquirir um bom resultado em cortes em cantos com 90°, é necessária a combinação com o método de *presplittig* e, além disso, deve-se esperar a escavação de todo o material do fogo de produção antes de se realizar a detonação.

Figura 9: *Crushing Blasting*

Fonte: Adaptado de Bhandari (1997)

Vários estudos vêm sendo realizados para investigar o desempenho desses desmontes em diferentes tipos de maciços. São considerados alguns critérios de análise na parede final para qualificar a detonação como, por exemplo:

- a) *Half cast factor (HCF- figura 10)*: % metros de meia canas visíveis na parede do furo pela quantidade de metros perfurados;
- b) *Underbreak (UB- figura 11)*: rocha que permanece intacta dentro do perfil teórico;
- c) *Overbreak (OB)*: rocha que foi escavada além da linha de perfil teórico.

Figura 10: Exemplo de um baixo (A-HCF alto), moderado (B-HCF médio) e grave (C-HCF baixo) dano mecânico na parede do talude pós-detonação

Fonte: Mancini e Cardu (2001)

Figura 11: Exemplo de *underbreak*

Fonte: Seccatore et al. (2015)

4.2.3. PARÂMETROS DO DESMONTE ESCULTURAL

A perfuração é um fator primordial: o desmonte deve ter uma linha de furos perfurados paralelamente e furos com mais de 150 mm de desvio diminuirão, consideravelmente, a eficiência da operação. O espaçamento dos furos deve ser pequeno e o diâmetro maior que do explosivo, pois, nesse tipo de desmonte, a preocupação é evitar que o explosivo exerça uma pressão no furo superior à resistência de compressão da rocha e destrua a vizinhança do furo, além da superfície final. Para diminuir a pressão que o explosivo causará na parede dos furos, a carga deve ser desacoplada.

É fundamental que as cargas disparem simultaneamente ou com espaçamento de tempo muito pequeno entre os furos. Quando isso ocorre, as fissuras radiais tendem a se propagarem por igual em todas as direções, colidindo-se apenas no ponto médio entre os furos, produzindo um esforço de tração complementar e perpendicular ao plano axial, como ilustrado na figura 12.

Figura 12: – Estado de tensões gerado no disparo simultâneo de duas cargas

Fonte: Adaptado de Jimeno et al. (2003)

O disparo em questão favorecerá o corte na direção desejada, uma vez que essa força de tração no plano axial será superior à resistência dinâmica e à tração da rocha, criando novas fissuras. São criadas fendas radiais em todas as direções do furo, mas apenas no encontro ocorrem as fissuras que provocam a quebra da rocha.

4.2.4. CARREGAMENTO DOS FUROS

A técnica de desmonte escultural consiste em um carregamento com cordel detonante de alta gramatura ou explosivos acoplados a um cordel detonante de baixa gramatura e espaçados entre si de maneira a atingir a densidade de carga desejada (figura 13), chamado de “churrasquinho” (BRITANITE, 2010). Para Bhandari (1997), não há necessidade de subfuração. Já Olofsson (2002) considera importante uma concentração de carga no fundo do furo para evitar repés.

Figura 13: Carregamento tipo “churrasquinho”

Fonte: Adaptado de Bhandari (1997)

A técnica de *air-decking*, que foi desenvolvida por russos na década de 40, também é empregada para realizar o desmonte escultural (figura 14). Ela consiste em um carregamento com uma carga explosiva e em espaçamento com aberturas de ar. Essa abertura permitirá que a pressão inicial que o explosivo gera se reduza nesse espaço, diminuindo as fissuras na zona ao redor dos furos, mas reproduzindo uma energia suficiente para desmontar a rocha. Essa técnica é muito empregada em escavações subterrâneas, como controle *overbreak*. O problema dessa técnica é obter um “*plug*” capaz de segurar o tamponamento, confinar a energia da detonação e evitar a ejeção do tamponamento prematuramente.

Figura 14: Aplicação de air-deck

Fonte: Adaptado de Cleeton (1997)

4.2.5. DIMENSIONAMENTO DO DESMONTE ESCULTURAL

Hustrulid (1999) apresentou a equação (2) para dimensionamento de desmontes esculturais, na qual se assume que o raio de dano é igual ao raio de influência.

$$\frac{R_d}{r_h} = 25 \sqrt{\frac{P_{eExp}}{P_{eANFO}}} \sqrt{\frac{2,65}{\rho_{rock}}} \quad (2)$$

Onde:

- a) R_d : raio de influência;
- b) r_h : é o raio do furo;
- c) P_{eExp} : pressão de explosão do explosivo;
- d) P_{eANFO} : pressão de explosão do ANFO (1550 MPA);
- e) ρ_{rock} : Densidade da rocha(kg/m^3).

O pico da pressão de detonação no furo é estimado utilizando-se a equação (3) de Person, Holmberg e Lee (1994) e, para a carga desacoplada (equação 4), considera-se $P_e = 0,5 P_b$.

$$P_b = 0,25 \rho_e VOD^2 \quad (3)$$

$$P_b = 0,25 \rho_e VOD^2 \left(\frac{De}{D_f} \right)^{2,6} \quad (4)$$

Onde:

- a) P_b : Pressão de detonação MPa);
- b) ρ_e : Densidade do explosivo (kg/m^3);
- c) VOD: Velocidade de detonação (km/s);
- d) D_e : Diâmetro do explosivo;
- e) D_f : Diâmetro do furo.

Apesar de a equação 2 ser considerada na literatura, Seccatore et al, (2015) demonstraram suas contradições na prática. No seu trabalho, foram realizados desmontes experimentais de *smooth blasting*, variando o espaçamento entre os furos e o tipo de explosivo e, por meio de parâmetros da parede final (HCF, UB e OB), apontou-se o desmonte com melhor qualidade.

Foi observado que, se fosse realizado o dimensionamento do fogo a partir da equação anterior, de Hustrulid (1999), os resultados encontrados em campo não seriam alcançados (tabela 2), uma vez que o pesquisador utilizou um espaçamento entre os furos superior ao determinado na teoria.

Tabela 2: Contraste entre valores teóricos e práticos do espaçamento entre furos

Desmontes*	Diâmetro do furo	Diâmetro do explosivo	Raio de dano (Teórico)	Espaçamento máx. (Teórico)	Espaçamento (experimental)
	Mm	Mm	mm	mm	mm
1	63,5	25,4	333,5	667	750
2	63,5	8,5	107	215	750

Fonte: Adaptado Seccatore et al., (2015)

* Desmonte 1, utilizando cartuchos explosivos (1") amarrados em um cordel de 10 g/m, e desmonte 2, utilizando cordel de 40g/m.

Esse mesmo problema pode ser encontrado a partir do trabalho de Singh, V. e Singh, D. (1995), onde foi realizado desmonte de *presplitting* em uma mina de cobre a céu aberto, na Índia. Os parâmetros da perfuração são detalhados na tabela 3.

Tabela 3 – Parâmetros da perfuração

Espaçamento	Afastamento	Comprimento do furo	Altura do banco	Diâmetro do furo
mm	Mm	m	m	mm
1500	50	11,5	10	150

Fonte: Adaptado de Singh, V. e Singh, D. (1995)

Considerando os intervalos de variação dos parâmetros, de acordo com a teoria, pode-se observar, com auxílio da tabela 4, que o raio de dano seria de 559 mm, assim, o espaçamento máximo seria de 1,1 metros. Esse resultado confirma a suposição de Seccatore et al., (2015), uma vez que Singh, V. e Singh, D. (1995) utilizaram um espaçamento maior que o indicado pela teoria e seu desmonte foi realizado com sucesso, atingindo-se o seu objetivo: melhorar a performance da produção e gerar taludes perfeitamente seguros a partir de *presplitting blasting*.

Tabela 4: Resultados teóricos esperados para o dimensionamento dos furos do desmonte de *presplitting* realizado por Singh, V. e Singh, D. (1995), a partir da equação de Hustrulid (1999).

Diâmetro do furo	Diâmetro do explosivo	Velocidade de detonação	Densidade do explosivo	Densidade da rocha	Pressão da detonação	Raio de dano
Mm	mm	km/s	kg/dm ³	kg/dm ³	MPa	mm
150	50	4,2	1,15	2,6-2,8	146	559

Os dois exemplos anteriores demonstram as contradições entre a teoria e os resultados práticos (figura 15). Isso pode ser explicado pelo fato de a equação basear-se apenas na densidade da rocha intacta, mostrando a necessidade de se enquadrar as características do maciço rochoso ao dimensionamento. Apesar de existirem modelos teóricos, o que se pode perceber é a dependência das análises experimentais para se definir um dimensionamento de fogo ideal.

Figura 15 - Comparação entre o espaçamento máximo teórico (equação 2) e o espaçamento utilizado nos desmontes experimentais de sucesso.

Fonte: Arquivo pessoal

*Desmontes 1 e 2 por Seccatore et al. (2015), e desmonte 3 por Singh, V. e Singh, D. (1995).

Logo, as características do maciço rochoso são muito importantes e também devem ser analisadas. Na figura 16, Candia et al. (2004) ilustram, com um fluxograma, a importância da caracterização do maciço rochoso e o planejamento do fogo para uma determinada frente de lavra.

Figura 16: Fluxograma

Fonte: Adaptado de Candia et al.(2004)

É fundamental o conhecimento das propriedades geomecânicas do maciço em estudo, principalmente quando buscamos um desmonte escultural. O projeto de desmonte por explosivos é influenciado pela resistência da rocha, por descontinuidades estruturais, pela velocidade de propagação das ondas sísmicas, pelas propriedades elásticas das rochas, pela anisotropia e pela heterogeneidade dos maciços (SILVA et al., 2005), como será detalhado no capítulo seguinte.

4.3. INFLUÊNCIA DAS CARACTERÍSTICAS DO MACIÇO ROCHOSO NA QUALIDADE DO DESMONTE ESCULTURAL

Como discutido anteriormente, a característica do maciço rochoso tem forte influência nos desmontes. O maciço rochoso, quando não é uma rocha intacta, faz com que suas descontinuidades tenham grande influência na parede de uma *smooth blasting* (figura 17). Em seu trabalho, Mandal et al. (2008) propõe modelos matemáticos para um *smooth blasting*, mas enfatiza que só é possível atingir uma parede ideal quando se considera a resposta da rocha à energia do explosivo pontualmente, isto é, planos de fraturas e demais propriedades geomecânicas de cada setor do maciço rochoso necessitam ser estudadas criteriosamente.

Figura 17: Influência das características dos planos de fratura no desmonte

Fonte: Mandal et al. (2008).

Com o objetivo de determinar os parâmetros para o desmonte, Azarkovich e Schuifer (1982) também comprovaram, em seu trabalho, a necessidade de inserir as características do maciço rochoso. Foram construindo modelos matemáticos a partir

de inúmeros experimentos de *smooth blasting*, assumindo a relação entre a estabilidade da parede do fogo, a composição e categoria de todas as *joints*, além das características da rocha. Novos testes foram realizados, a partir dos modelos matemáticos, e obtiveram resultados satisfatórios, isto é, utilizando parâmetros dos maciços, resultados teóricos e experimentais são compatíveis.

A relação entre a qualidade da rocha e a qualidade do desmonte também foi comprovada em outro trabalho experimental. Innaurato et al. (1998) realizaram um estudo em túneis e relacionaram os parâmetros de qualidade do desmonte (OB, HCF) com o *Rock Mass Rating* (RMR), de acordo com a classificação Bieniawski (1976). Os resultados são mostrados nos gráficos a e b (figura 18) onde as diferenças de cores e formatos dos pontos estão relacionadas com a tecnologia aplicada em cada desmonte, como, por exemplo, o uso de jumpos computadorizados nos pontos vermelhos e verdes. Em casos extremos, quando o valor de RMR subiu de 30 para 70, os valores de HCF cresceram 30%, enquanto os valores de *overbreak* diminuíram 340%, comprovando, assim, a forte influência da característica do maciço nos valores dos parâmetros de qualidade do desmonte, independente da tecnologia aplicada.

Figura 18: Gráficos da correlação entre parâmetros da qualidade do desmonte e característica do maciço – A: *overbreak* e RMR, B: *Half Cast Factor* e RMR.

Nesse mesmo contexto, Seccatore et al. (2015) também encontraram essa correlação. Foram realizados três desmontes experimentais, alternando a carga explosiva e o espaçamento entre os furos. No desmonte 3 (figura 19), onde houve aumento do espaçamento progressivamente, mantendo as mesmas cargas, os

resultados mostraram que, em rochas de baixa qualidade (*Rock Quality Designation* (RQD) < 40%), o HCF foi 0. Enquanto isso, na zona de boa qualidade de rocha (RQD = 100%), o HCF foi 100%, assim como nos demais desmontes, em que por toda parede o RQD era de 100% e obteve-se HCF de 100%.

Figura 19: Vista frontal da parede final do desmonte 3.

Fonte: Adaptado de Seccatore et al. (2015)

Apesar de alguns trabalhos serem baseados em métodos teóricos, ainda existe uma carência de trabalhos *field-scale* experimentais, limitados a rochas e condições específicas (SINGH et al., 2014). Como foi demonstrado, existe uma grande influência das características do maciço rochoso no desmonte de contorno, cada sítio tem suas particularidades e há maciços com enorme variabilidade em suas propriedades. Logo, pode-se dizer que não existe um modelo matemático ideal que irá comportar todos os sites. A qualidade do desmonte é resultado da ligação perfeita entre diversos critérios, alguns modificáveis (como explosivo, plano de fogo, etc.) e outros não (maciço rochoso). Por fim, conhecendo a geologia, as características do maciço rochoso e o histórico da extração mineral, é possível adaptar a melhor forma de realizar uma detonação controlada.

5. METODOLOGIA

A metodologia aplicada para o desenvolvimento do presente trabalho foi dividida conforme a figura 20. O levantamento das últimas técnicas aplicadas em desmonte escultural foi apresentado no capítulo 4.2.

Figura 20: Sequência das etapas do trabalho

Fonte: Elaborada pelo autor

5.1. ÁREA DO ESTUDO

O trabalho foi desenvolvido em uma mina de calcário (densidade *in situ* 2,6 g/cm³) a céu aberto – do tipo bancada –, localizada ao norte da Região Metropolitana de São Paulo (RMSP) (figura 21).

Figura 21: Região Metropolitana de São Paulo.

Fonte: Adaptado de MOROZ-CACCIA GOUVEIA (2016)

Em relação à estrutura geológica, a RMSP é constituída por rochas cristalinas pré-cambrianas do Cinturão de Dobramentos Ribeira (Hasui et al., 1975). O empreendimento está inserido no grupo São Roque, zona em roxo no mapa da figura 22.

Figura 22: Distribuição das grandes unidades litoestratigráficas da Região Metropolitana

Fonte: Adaptado de DNPM/CPRM (1991)

Dentro do Grupo São Roque, cinco unidades litológicas foram mapeadas na área da cidade do empreendimento, pelo trabalho realizado por SANTORO et al, em 1988: metarenitos bandedados, calcários e dolomitos metamórficos subordinados, filitos e quartzos filitos, anfibolitos metabásicos e micaxistos. Nas minas regionais, grande parte das rochas carbonáticas aflorantes é do tipo calcário metamórfico bandado, de tons de cinzas claros e escuros – onde há presença de grafita. Além disso, foram identificados veios cortando as rochas em questão, em predomínio centimétrico de calcita ou/quartzo.

5.2. ESTUDO GEOMECÂNICO

O maciço rochoso é formado por blocos de rochas intactas, que são separados por descontinuidades, que, por conseguinte, são todas as zonas de fraquezas entre esses blocos, como juntas, fraturas, planos de cisalhamento, planos de xistosidade e contatos, características que evidenciam todas as transformações que o maciço rochoso sofreu ao longo dos anos, sejam mecânicas ou/e térmicas.

A classificação do maciço rochoso é de grande importância para o planejamento minerário. Neste trabalho, busca-se, também, comprovar a relação das características do maciço com a qualidade do desmonte. Tal domínio começou a ser discutido por Terzaghi, em 1946, e, desde então, geomecânicos vêm propondo novos sistemas, como, por exemplo:

- a) Deere (1963): RQD- *Rock Quality Designation*;
- b) Barton et al. (1974) : Sistema Q – *Tunneling Quality* ;
- c) Bieniawski (1976): RMR – *Rock Mass Rating*.

No empreendimento, não havia nenhum histórico de estudos do maciço rochoso. Assim, foi realizado um estudo geomecânico das paredes dos desmontes experimentais para estimar um valor segundo a classificação RQD. Foi adotado o sistema RDQ, pois é possível correlacioná-lo com a qualidade do desmonte (Seccatore et al.,2015) e, também, pela possibilidade do cálculo através de um método visual, proposto por Palmström, em 1974, detalhado no próximo parágrafo.

A classificação RQD representa a porcentagem de segmentos intactos, com mais de 10 centímetros, em relação ao comprimento total de um testemunho. Essa classificação pode ser estimada a partir dos números de descontinuidades de juntas em m³ do volume unitário (Jv: *Volumetric Joint Count*), como proposto por Palmström, em 1974, para blocos longos e achatados (Equação 5) e, pelo mesmo autor, em 2005, para blocos cúbicos (Equação 6).

$$RQD = 115 - 3,3 J_v \quad (5)$$

$$RQD = 110 - 2,5 J_v \quad (6)$$

O mapeamento geotécnico (figura 23) foi determinado através de uma linha imaginária na parede, registrando as descontinuidades por toda extensão da bancada a ser detonada. Para cada descontinuidade foi medido:

- a) Progressiva (metros), posição na linha imaginária;
- b) Orientação e mergulho dos planos das descontinuidades através de uma bússola tipo Clar;
- c) Persistência: definida como a extensão em área de uma descontinuidade. Ela pode ser classificada de acordo com a tabela 5;

Tabela 5: Classificação da persistência		
Sigla	Persistência (m)	Termo
P1	<1	Muito pequena
P2	1 a 3	Pequena
P3	3 a 10	Média
P4	10 a 20	Grande
P5	>20	Muito grande

Fonte: *International Society for Rock Mechanics (ISRM)*, 1983.

- d) *Joint Roughness Coefficient (JRC)*: coeficiente de rugosidade da junta, a partir da tabela de perfis de rugosidade na superfície da junta, elaborado por Barton e Choubey (1977);
- e) Características das paredes das descontinuidades, conforme tabela 6.

Tabela 6: Classificação das características das paredes das descontinuidades

Sigla	Característica
D1	Fraturas justapostas com paredes sãs
D2	Fraturas preenchidas
D3	Fraturas justapostas, com alteração incipiente das paredes ou sinais de percolação de água
D4	Fraturas com alteração das paredes justapostas ou não, sem preenchimento
D5	Fraturas com paredes alteradas com preenchimento

Fonte: Miraya (2015)

Figura 23: Mapeamento geotécnico

Fonte: Arquivo pessoal (2016).

Os dados de campo foram compilados em uma planilha e utilizados na construção de estereogramas para análise dos dados estruturais, com o intuito de determinar a atitude média das famílias de discontinuidades. Elas foram determinadas com o auxílio do *software* Dips; o contorno foi realizado através da distribuição Fisher.

Para o cálculo do J_v , foram medidas as frequências das fraturas de cada família encontrada nos estereogramas e inseridas na equação 7. Considera-se S_x igual à média da distância entre as fraturas de cada família. De acordo com a análise em campo, as famílias medidas formam blocos achatados. Sendo assim, utilizou-se a equação 5 para estimar o RQD.

$$J_v = \frac{1}{s_1} + \frac{1}{s_1} + \frac{1}{s_1} + \dots \frac{1}{s_n} \quad (7)$$

5.2.1. MAPA DE DISTRIBUIÇÃO DO RQD

Os valores medidos e descritos anteriormente, juntamente com a análise visual da bancada, foram utilizados para realizar um mapeamento de pequena abrangência, com base nas diferenças observadas.

Dessa forma, para estudar o maciço na extensão da parede da bancada do desmonte 2, foi determinado o valor do RQD por porções de metro linear em perfis (linhas vermelhas da figura 24), com afastamento de 1,5 metro. Os valores de RQD também foram calculados a partir equação 5.

Figura 24: Porções de metro linear na bancada do desmonte 2

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Com base nos dados obtidos para cada seguimento linear, realizou-se a delimitação de zonas com diferentes valores de RQD, utilizando o método de interpolação pelo inverso da distância (IDW), calculado através do *software* ArcMap 10.2M. Os valores serão representados por uma escala de cores, onde azul e verde representam valores baixos de RQD, e branco e cinza os valores mais altos (figura 25).

Figura 25: Escala de cores representando os valores de RQD

Fonte: Elaborada pelo autor (2017)

5.3. PARÂMETROS DE MEDIÇÃO E CONTROLE

Para avaliar a qualidade e o desempenho do desmonte experimental, é necessário determinar os indicadores de performance (KPI's). Foram analisados os mesmos critérios utilizados por Seccatore et al. (2015) em sua pesquisa para determinar a melhor técnica de desmonte escultural no maciço, como detalhado a seguir:

- a) fator de meia cana (*Half-Cast Factor* - HCF): Fator medido em porcentagem, significando a razão entre a metragem de meia cana medida após o fogo pela metragem de metros furados aparentes na parede da bancada;
- b) *underbreak* (UB): Metros de rocha intacta que ficaram intactas ao longo da linha de perfil teórico da parede da bancada;
- c) *overbreak* (OB- figura 26): Metros de rocha que foi escavada além da linha de perfil teórico da parede da bancada.

A Descrição da qualidade da rocha (RQD), estimado a partir de método visual proposto por Palmstrom (2005) foi uma variável considerada na análise da qualidade do desmonte.

Além disso, foram avaliados na pesquisa parâmetros econômicos, de produção e segurança operacional, os quais são levados em consideração nas tomadas de decisões industrial e viabilidade do negócio. Esses parâmetros foram relacionados com o histórico dos desmontes tradicionais de produção aplicados na mina:

- d) custo: Incremento percentual das operações de perfuração e desmonte para realização do desmonte experimental;
- e) tempo de carregamento (escavadeira): tempo necessário para carregar um caminhão;
- f) maticos (¹*oversize rock*): volume dos blocos com dimensões acima que o britador primário pode suportar (aproximadamente 1m³) pelo volume detonado;

¹ Fragmentos de rocha que necessitam de uma detonação secundária antes de serem carregados e transportados.

- g) blocos soltos(%): área percentual de blocos soltos identificados na parede remanescente do desmorte após a limpeza do material detonado pela área da bancada;
- h) efeito de *backbreak* (%): razão entre a área frontal (altura por comprimento) do dano provocado pelo desmorte próximo à crista da bancada e a área frontal da bancada. (altura por comprimento).

Figura 26: Seção transversal do talude

Fonte: Desenho adaptado Teet (2013)

5.4. DESMONTES EXPERIMENTAIS

5.4.1. DESMONTE 1

O primeiro desmonte teste foi realizado com a aplicação da técnica *crushing blast*. Por problemas internos apresentados na empresa, houve uma limitação para realizar, primeiramente, um desmonte em uma bancada de produção. Assim, perfurou-se apenas uma linha de furos em uma bancada de 16 metros (figura 27).

Figura 27: Frente da bancada onde foi realizado o desmonte; preparação para a perfuração

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Foram realizados 35 furos (figura 28):

- a) Do furo 1 ao 25, aumento do espaçamento, progressivamente, de 1 a 2,5 metros; nos 10 últimos furos foi mantido o espaçamento de 2,5 metros;
- b) Do furo 1 ao 29 foi utilizado o mesmo carregamento: carga (cordel detonante de alta gramatura 40g/m), escorvados com um encartuchado de emulsão de 57mm de diâmetro, conforme figura 29.
- c) Dos furos 30 a 35 foi utilizado carga 2: cordel detonante de baixa gramatura (10g/m), com cartuchos de 57mm de diâmetro, presos com um elástico a uma distância igual ao comprimento do cartucho: 60cm (carregamento “churrasquinho”).

Figura 28: Croqui do desmorte. Zona 1: Análise das cargas mantendo mesmo espaçamento. Zona 2: Análise do espaçamento entre furos mantendo a mesma carga.

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Os furos possuíam um afastamento de 1 metro da crista. Todos os furos foram preenchidos com água antes da detonação, para atuar como um meio de acoplamento, conforme pode ser visto na figura 30. No entanto, dado que a rocha é muito fraturada, a água não foi retida na maioria dos furos. Como o perfil da bancada não estava ideal, com vários *underbreaks* em seu pé, foi necessário realizar alguns furos de repés para auxiliar o desmorte. Os furos de contorno foram detonados simultaneamente.

Figura 29: Preparação do carregamento, com um encartuchado no pé do furo.

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Figura 30: Inserção de água nos furos.

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

5.4.2. DESMONTE 2

A técnica de *smooth blasting* foi adotada no segundo desmonte experimental. Foi perfurada uma linha de 28 furos, com afastamento de 1 metro do fogo de produção. Os furos de contorno foram perfurados com auxílio de uma perfuratriz hidráulica (figura 31) com diâmetro menor que o diâmetro dos furos de produção. Os parâmetros são detalhados na tabela 9.

Tabela 7: Parâmetros da perfuração

Tipo de desmonte	Diâmetro do furo	Espaçamento	Afastamento
	mm	m	m
Produção	76,2	5	3
<i>Smooth blasting</i>	60	1	1

Figura 31: Perfuração

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

No experimento, foi mantido o mesmo espaçamento entre os furos, mas variou-se a carga linear:

- a) Carga 1: um trecho de cordel detonante de alta gramatura ao longo do furo (40g/m), com um cartucho de 57 mm no pé do furo (figura 32);
- b) Carga 2: cordel detonante de baixa gramatura (10g/m), com cartuchos de 51 mm de diâmetro presos com um elástico a uma distância igual ao comprimento do cartucho: 60cm; inicialmente, a ideia era utilizar cartuchos de pequeno diâmetro para um maior desacoplamento da carga, mas, por indisponibilidade do fornecedor, não foi possível (figura 33).

Figura 32: Furo carregado com a carga 1

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Figura 33: Preparação da carga 2 antes de colocá-la ao longo dos furos.

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Como detalhado na figura 34, 18 furos foram preenchidos com a carga 1 e, nos 9 últimos, foi introduzida carga 2. É importante ressaltar que o furo 6 estava obstruído e foi carregado parcialmente.

Figura 34: Plano de fogo do desmonte 2

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Todos os furos foram preenchidos com água antes da detonação, mas, como ocorrido anteriormente, a água não foi retida. Na ligação dos furos de produção foram utilizados retardos de 17 ms, e o último furo conectado com furos de contorno, os quais foram ligados com cordel de 10 g/m, para um disparo simultâneo (figura 35).

Figura 35: Ligação dos furos

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

5.4.3. DESMONTE 3

Estava prevista a realização de um terceiro desmonte, mas não foi possível realizá-lo, como planejado, por questões internas da empresa que apoiou a pesquisa.

6. RESULTADOS E DISCUSSÃO

6.1. CLASSIFICAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO

Os estereogramas da figura 36, construídos a partir das medidas coletadas em campo, possibilitam identificar as zonas com maiores concentrações de pontos. Esses que representam 3 famílias de fraturas para as bancadas do nível 700 e 4 para a bancada no nível 654. O ponto em comum entre os dois estereogramas consiste em uma foliação subvertical perpendicular. Essa descontinuidade, muito presente, foi facilmente visualizada em todas as frentes de lavra estudadas.

Figura 36: Famílias de fraturas e sua orientação média ilustrada em redes de Schimdt-Lambert A: bancada onde foram realizados os testes (altitude 700m); B: bancada onde seria realizado o terceiro teste (altitude 654m).

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

O índice J_v , o qual representa o número de descontinuidades de juntas em m^3 do volume unitário, e o valor de RQD calculado são apresentados na Tabela 8.

Tabela 8: índice J_v e RQD estimado

Bancada	Altitude (m)	J_v	RQD
desmonte 1	700	23,5	37
desmonte 2	700	24,4	32
desmonte 3	654	22,1	42

Através da Tabela 9, de classificação dos maciços com base no RQD (DEERE, 1963), o maciço em estudo foi classificado como muito fraco. Esse valor é

coerente com o esperado, uma vez que o maciço é visivelmente fraturado, com descontinuidades preenchidas com argila e com vários pontos de percolação de água.

Tabela 9: Classificação dos maciços com base no RQD

RQD	Qualidade do Maciço Rochoso
0-25	Muito fraco
25-50	Fraco
50-75	Razoável
75-90	Bom
90-100	Excelente

Fonte: Deere (1963)

O RQD, se considerado sozinho, não é suficiente para caracterizar, com propriedade, o maciço rochoso (MIRAYA, 2015). Além disso, é importante ressaltar que o trabalho realizado para classificar o maciço foi muito restrito. Foi possível estimar os valores de RQD através do método visual, mas, para poder classificá-lo corretamente, seria necessário um trabalho mais elaborado, com testemunhos de sondagens, por exemplo. Apesar de a equação utilizada ser bastante aplicada, ela possui diversas limitações, principalmente para valores extremos de RQD (PALMSTRÖM, 2005). Assim, é importante ajustá-la de acordo com as particularidades de cada maciço.

6.2. DESMONTES EXPERIMENTAIS

6.2.1. DESMONTE 1

O detalhamento do momento do primeiro desmonte, no qual foi utilizada a técnica de *crushing blast*, é ilustrado na figura 37. É possível observar o disparo simultâneo dos furos na foto 1, o lançamento vertical de material na foto 2 e a saída de gases pela parede dos furos nas fotos 3 e 4.

Figura 37: Sequência do desmonte

Foto 1 – Disparo instantâneo.

Foto 2 – Lançamento de material verticalmente e saída dos gases dos furos de repés.

Foto 3 – Saída dos gases do cartucho do pé da bancada e dos repés.

Foto 4 – Material fraturado na zona onde os furos estavam mais próximos e onde foi utilizado "churrasquinho".

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Como pode ser verificado nas figuras 38 e 39, o fogo não foi lançado. Foi identificado apenas o material detonado dos repés. Houve pouco desprendimento de rochas do talude, mais visível na região onde furos tinham um espaçamento de 1 metro e também onde foi carregado com a carga 2 (localizado nas extremidades da bancada). Assim, não foi possível observar os parâmetros-chave (*HCF*, *underbreak* e *overbreak*) para medir o desempenho do desmonte.

Figura 38 - Resultado do desmonte – perfil talude

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Todos os furos foram realizados a 1 metro da crista da bancada, mas, por toda altura do banco, a inclinação do talude não era uniforme, isso é, em vários pontos na extensão dos furos esse afastamento era superior a 1 metro. A perfilagem da perfuração mostra que havia setores em que os furos estavam a uma distância de 4 metros da frente livre. Assim, acredita-se que o elevado afastamento dos furos impediu o lançamento do desmonte.

Figura 39: Resultado do desmonte - vista superior

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

6.2.2. DESMONTE 2

O momento da iniciação da detonação do segundo desmonte experimental é ilustrado na figura 40-a, enquanto o resultado do desmonte, mostrando a pilha de material formada, é demonstrado na figura 40-b

Figura 40: Desmonte: a - momento da detonação; b - frente de lavra desmontada

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Com a liberação da área pós-desmonte, foi observado a não necessidade de limpeza da crista da bancada, geralmente com apoio de uma escavadeira. Essa

atividade era recorrente na produção, devido à alta geração de blocos soltos na parte superior da bancada. Assim, a operação de carregamento do material para o britador primário foi permitida e, durante essa atividade, foi cronometrado o tempo que a escavadeira utilizou para carregar cada caminhão – o qual será comparado com os dados históricos.

Após a limpeza da bancada, iniciou-se a análise do desmonte. Os parâmetros detalhados no capítulo 5.3 foram medidos com auxílio computacional do programa AUTOCAD, através de fotos e uma escala. A região do furo 6 foi desconsiderada na análise: o furo estava obstruído, foi carregamento parcialmente, influenciando na linha posterior (desmonte escultural) e, assim, impossibilitando a análise da região.

Na figura 41 é possível observar:

- em linhas amarelas, onde foi possível visualizar e medir as linhas de HCF;
- em magenta, zona desconsiderada na análise;
- em verde, limite da bancada; e
- em azul, limite entre as duas cargas aplicadas.

A figura 42 ilustra os pontos de UB e OB. A tabela 10 detalha a comparação dos resultados entre os dois tipos de cargas aplicadas no desmonte teste.

Figura 41: Análise do resultado do desmonte 2

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Figura 42: Pontos de OB e UB

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

6.3. MACIÇO ROCHOSO x PERFORMANCE DO DESMONTE 2

Os resultados analisados para comparação entre os dois tipos de cargas mostram valores melhores para a carga 2, mas, durante a análise, foram observados dois pontos importantes:

- a) Por toda extensão da bancada, as meias canas foram visualizadas apenas na parte inferior da bancada, abaixo de 4,5 metros da crista;
- b) Na região onde foi aplicada a carga 1, apesar dos mesmos parâmetros (espaçamento, carga, iniciação, etc.) aplicados, não houve uniformidade entre os resultados, como, por exemplo, entre 12 e 18 metros da bancada, nenhuma visualização das meias canas e, também, onde ocorreram os pontos de OB, como mostrado na figura 43.

Figura 43: Região entre 12 e 18 metros da bancada

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Para entender esses dois pontos apresentados, foi dada atenção às características do maciço rochoso. O mapa de distribuição do RQD da parede bancada, descrito no capítulo 5.2.1 e construído a partir dos valores medidos no mapeamento geomecânico, foi sobreposto na imagem da Figura 41 – “Análise do desmonte 2”.

Com base nessa sobreposição, mostrada na figura 44, percebe-se que a região onde houve o menor valor de RQD, destacada em verde na figura, é exatamente a região entre 12 e 18 metros, onde houve o pior resultado do desmonte: pontos de OB e sem visualização das meias canas.

Figura 44: Sobreposição do mapa de distribuição do RQD na imagem da análise da parede da bancada do desmonte 2

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

A baixa performance na parte superior da banca é explicada pela presença de descontinuidades importantes para a influência negativa da qualidade do maciço. Essas descontinuidades, não consideradas na construção do RQD, foram identificadas como foliações preenchidas com argila (figura 45-a) e pontos de percolação de água (figura 45-b). Esses pontos observados aumentam a instabilidade do maciço, uma vez que podem levar à alteração da rocha ao longo dos planos de fraqueza (PINOTTI et al., 2013).

Figura 45: Descontinuidades na parede do maciço (a: avaliação após o desmonte teste; b: durante medições para estudo geomecânico)

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Como discutido anteriormente, o valor de RQD é uma forma de quantificar o número de descontinuidades e expressar esses valores em porcentagem, caracterizando o maciço e não o classificando. O cálculo de RMR, que considera as características das descontinuidades (presença de água, intrusões, etc.), comprovaria a baixa qualidade também na porção superior da bancada, evidenciando ademais a influência da qualidade do maciço rochoso no resultado do desmonte.

Assim, conclui-se que as diferenças encontradas nos resultados dos KPI's entre as duas cargas aplicadas no desmonte não são significativas. A baixa qualidade do maciço e suas características foram as principais influências na qualidade do desmonte.

6.4. DIMENSIONAMENTO TEÓRICO

Como discutido anteriormente, a equação de Hustrulid (1999) é aplicada para dimensionamento do desmonte escultural. Assim como no trabalho apresentando por Seccatore et al. (2015), foi realizado uma comparação entre o espaçamento

mínimo teórico entre os furos e o espaçamento utilizado no desmonte teste (tabela 11).

Tabela 10: Comparação entre os espaçamentos teórico e prático

Carga	Ø furo	Ø explosivo	VOD*	ρ explosivo*	ρ rocha	Espaçamento máx. (Teórico)	Espaçamento (experimental)
	mm	mm	Km/s	Kg/dm ³	Kg/dm ³	mm	mm
1	63,5	8,2	7,0	0,2	2,6	96	1000
2	63,5	50,1	5,4	1,2	2,6	1955	1000

*Valores fabricante; Ø: diâmetro; VOD : velocidade de detonação; ρ : densidade

O valor calculado para carga 1 foi muito abaixo do utilizado no teste. Logo, contrasta com o resultado obtido no experimento: o espaçamento de 1 metro foi suficiente para ocorrer o desmonte e, além disso, gerar pontos de *underbreak*, isso é, com espaçamento maior também ocorreria o corte.

No caso da carga 2, o espaçamento encontrado foi praticamente duas vezes maior e é um valor também questionável, uma vez que na zona onde foi aplicada a carga 2 obteve-se uma parede lisa. Se o valor utilizado experimentalmente fosse vagamente subdimensionado, o resultado seria uma geração de danos maiores no maciço remanescente, como pontos de *underbreak*. A realização de demais testes, variando o espaçamento, comprovaria essa análise.

Assim, a equação de Hustrulid, como no trabalho de Seccatore et al. (2015), não foi coerente com os resultados obtidos em campo. Isso pode ser justificado pelo fato de que ela considera apenas o valor da densidade da rocha, sem analisar as demais características do maciço e, como foi demonstrado no capítulo anterior, as características do maciço rochoso foram as principais influências na qualidade do desmonte teste.

6.5.IMPACTO ECONÔMICO, OPERACIONAL E NA SEGURANÇA DO TRABALHO

As empresas não permanecem ativas no mercado sem um resultado financeiro positivo. No entanto, para o sucesso do negócio é necessário haver equilíbrio entre os fatores econômicos, sociais e ambientais. Os empreendimentos que incorporam esses fatores como uma visão estratégica no negócio conseguem apontar seus

riscos e oportunidades e, conseqüentemente, sua viabilidade econômica (Instituto Brasileiro de Governança Corporativa - IBGC, 2007).

Neste trabalho, a viabilidade econômica pode ser evidenciada através da análise dos riscos ligados à segurança, que impactam na produção e também na vida útil da mina. Assim, o impacto da prática do desmonte escultural para o empreendimento foi construído a partir da comparação entre fatores econômicos, de produção e segurança.

6.5.1. CUSTO

A prática do desmonte escultural gera um impacto direto nos custos das operações unitárias de perfuração e desmonte. Foi considerado o valor por metro furado com todos os custos embutidos (operador, locação de máquina, combustível, impostos, etc), o serviço de desmonte e os preços dos explosivos. O gráfico da figura 46 demonstra o incremento percentual nos custos com a inserção da linha do desmonte escultural no desmonte tradicional de produção.

Em um contexto global, esse incremento decresce significativamente. As atividades de perfuração e desmonte (P&D) representam, juntas, apenas 7,8% do custo anual total do empreendimento e, assim, a aplicação do desmonte experimental representaria um aumento de 3,3% nos gastos totais anuais.

Figura 46: Taxa percentual de aumento no custo com a inserção da linha de desmonte escultural

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

6.5.2. TEMPO DE CARREGAMENTO E GERAÇÃO DE MATAÇOS

O tempo que a escavadeira gastava para carregar cada caminhão era monitorado para controle do tempo de ciclo (frente lavra para o britador e vice-versa) e a produtividade da lavra. A eficiência desse equipamento era influenciada negativamente por algumas restrições não modificáveis no momento, como bermas estreitas e bancadas altas. Assim, uma adequada fragmentação da rocha era essencial para contribuir no tempo de carregamento.

Após o desmonte teste, o tempo de carregamento médio sofreu uma queda de, aproximadamente, 10% em relação aos tempos medidos anteriormente ao desmonte teste. Essa melhoria é consequência de um bom lançamento do material (figura 47) e da baixa geração de matacos (figura 48).

Após a limpeza da bancada, foram identificados 9 matacos, os quais representavam menos de 0.01% do volume desmontado. Por outro lado, era registrado nos demais desmontes, em média, um volume de 4,5% de matacos no volume total desmontado.

Figura 47: Pilha de material gerada no desmonte teste.

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Figura 48: Fragmentação do desmonte teste e baixa produção de matacos

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Além da contribuição na produtividade, a baixa geração de matacos gera um impacto econômico, sendo que a empresa diminuirá os custos com desmontes secundários e a locação do rompedor.

6.5.3. SEGURANÇA

Após a atividade de desmonte de rocha da mina em questão, os principais pontos influenciadores na segurança operacional era o desenvolvimento de bancadas com alto *backbreak* e presença de blocos soltos no talude. A área somente era liberada após uma análise dos responsáveis operacionais e de segurança, e, muitas vezes, era necessária a limpeza da crista (apoio de uma escavadeira tombando material solto) antes de iniciar a operação de carregamento e transporte.

Dado o exposto, esses dois pontos principais foram analisados na bancada após o desmonte de teste e em duas bancadas onde houve apenas o desmonte de produção (superior e lateral à bancada teste). As áreas das bancadas, dos danos causados pelo *backbreak* e dos blocos soltos foram calculadas com apoio computacional Autocad, conforme ilustrado nas figura 49.

A razão das áreas de *backbreak* e dos blocos aparentes sobre as áreas totais das bancadas são detalhadas na tabela 12. A bancada b, onde foi realizado o desmonte escultural, apresentou uma queda na porcentagem em relação às bancadas onde houve desmonte de produção tradicional – 3,9 vezes para efeito *backbreak* e 4,8 vezes para os blocos aparentes. Dessa forma, comprova a melhoria que a prática de desmonte escultural gera para a segurança operacional.

Figura 49: Análise da área onde ocorreram o efeito *backbreak* e presença de blocos soltos no talude – a: bancada lateral ao desmonte teste, b: bancada do desmonte teste e c: bancada superior ao desmonte teste

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Tabela 11: Análise percentual do efeito *backbreak* e blocos soltos nas bancadas

Bancada	<i>Backbreak</i>	Blocos Soltos
a	22,22%	5,6%
b	5,6%	1,2%
c	20,8%	6,1%

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

Após a análise dos impactos, pode-se observar que aplicação do desmonte escultural leva a um incremento de 3,3% no custo anual da empresa, no entanto, os ganhos em segurança, produção e operabilidade da cava geram um grande impacto positivo (figura 50). Além disso, o aumento do fator segurança solucionaria os problemas relacionados às áreas bloqueadas à operação. A liberação dessas áreas proporcionaria um aumento da vida útil da mina e, conseqüentemente, a viabilidade do negócio, tornando, assim, esse incremento no custo como um investimento a longo prazo.

Figura 50: Impactos percentuais em fatores no empreendimento com a prática do desmonte escultural

Fonte: Elaborada pelo autor (2017).

É importante destacar que os benefícios econômicos que a prática desse desmonte geraria para empresa poderiam ser ainda maiores. Os parâmetros de custo, segurança e operacional formam uma cadeia de conseqüências que impactam em aspectos simples, como, por exemplo: um menor tempo de carregamento aumenta a taxa de produção horária e cria maior disponibilidade dos caminhões, gerando, assim, maior lucro para empresa.

7. CONCLUSÃO

A aplicação de técnicas de desmontes esculturais na mina de estudo, em experimentos com diferentes critérios (geometria e cargas de explosivo), foi analisada através dos indicadores de qualidade – KPI's (HCF, OB, etc.). O resultado mostrou que não houve uma relação entre os valores dos KPI's com os critérios dos experimentos.

Por outro lado, a influência da característica do maciço rochoso na qualidade do desmonte foi comprovada neste trabalho. A sobreposição de um mapa de distribuição de valores de RQD na imagem da análise dos indicadores de qualidade (HCF, OB, etc.) mostrou que, apesar de cargas diferentes aplicadas nos furos, as características do maciço rochoso foram as principais influências na qualidade do desmonte.

Nesse mesmo contexto, ressalta-se a necessidade de analisar as características do maciço de cada sítio para um projeto de dimensionamento do desmonte escultural. Os valores do espaçamento entre os furos, calculados a partir da fórmula teórica de Hustrulid (1999), apresentaram divergências com os resultados dos experimentos. Isso dado que essa fórmula utiliza como parâmetro do maciço apenas a densidade da rocha.

Em relação aos parâmetros econômicos, de produção e segurança operacional, a aplicação do desmonte escultural na operação geraria um incremento de 3,3% do custo anual total do empreendimento. Por outro lado, o fator operacional diminuiu 10% no tempo de carregamento dos caminhões e a geração de matacos foi praticamente nula. Além disso, na segurança operacional, a porcentagem de blocos soltos e efeito *backbreak* na bancada diminuíram, respectivamente, 5% e 16%.

Por fim, a aplicação desse tipo de desmonte nas bancadas da mina produz um impacto positivo significativo na produção, estabilidade e segurança operacional, podendo solucionar os problemas relacionados às áreas bloqueadas do empreendimento. Considerando que o avanço da cava ocasiona a probabilidade de prolongamento da vida útil da mina, o incremento gerado no custo deixa de ser um impacto negativo e torna-se um investimento para o empreendimento.

8. REFERÊNCIAS

ATLAS COPCO ROCK DRILLS AB. Mining and construction: a better way to presplit, 2012. Disponível em <http://miningandconstruction.com/mining/abetterwaytopresplit-1031/>>. Acesso em: 12 jan 2017.

AZARKOVICH, A. E.; SHUIFER, M. I.; KOLOSNITSENA, E. A. Estimating the accuracy of arranging smooth blasting holes under field conditions – Tradução de Gidrotekhnicheskoe Stroitel'stvo, 1985, Nº. 3, pp. 22-26.

BACCI, D.L.; LANDIM, P.M.B.; ESTON, S.M. Aspectos e impactos ambientais de pedreira em área urbana. **REM: Revista Escola de Minas**, Ouro Preto, v.59, n. 1, 47-54, 2006.

BARTON, N.; CHOUBEY, V. The shear strength of rock joints in theory and practice. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, Áustria, V. 10, p. 1–54, 1977.

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, Áustria, v. 6, p.183-236, 1974.

BATTISON, R.; ESEN, S.; DUGGAN, R.; HENLEY, K.; DARE-BRYAN, P.; Reducing Crest Loss at Barrick Cowal Gold Mine, **11th International Symposium On Rock Fragmentation By Blasting**, Sydney, NSW, 24-26 ago. 2015

BHANDARI, S. **Engineering Rock Blasting Operations**. Rotterdam, Países Baixos: A.A. Balkema, 1997.

BIENIAWSKI, Z. T. Rock Mass Classification of Jointed Rock Masses In: Z.T. Bieniawski. (Ed), **Exploration for Rock Engineering**. Johannesburg: A.A. Balkema, p.97-106, 1976.

BIENIAWSKI, Z. T. **Engineering Rock Mass Classifications**. New York: Wiley and Sons, 1989. 251p.

BRITANITE. **Guia de utilização de produtos**. [S.L.:s.n.], 2010. 90p.

CANDIA, R. C.; CAMARGO, L. M.; SILVA, L. A. A. O controle estrutural do maciço no desmonte por explosivos. In: **12ª Reunião Anual Da Associação Iberoamericana De Ensino Superior De Engenharia De Minas**, São Paulo, SP, 2004. **Anais...** São Paulo, SP: EPUSP, 2004. p. 153-157.

CLEETON, J. Air-Deck techniques –Improvement in costs and efficiency linked with use of gas bags. **Quarry Management**, Austrália, 1997.

DEERE, D. U. Technical description of rock cores for engineering purposes. **Rock Mechanics Engineering Geology**, New York, 1963 v.1, Nº 1, p. 16-22.

DEL GRECO, O.; FORNARA, M.; MANCINI, R.; PATRUCCO, M. Profiling of quarry walls in rock blasting: analysis of noticeable examples. **Bulletin of the Subalpine Mining Association**,. XX(1-2):136-159, 1983 (em Italiano).

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL & COMPANHIA DE PESQUISA DE RECURSOS MINERAIS – DNPM/CPRM. Projeto Integração Geológica da Região Metropolitana de São Paulo, São Paulo. DNPM/CPRM,1991, p.65 e 28 mapas.

DEPARTAMENTO NACIONAL DE PRODUÇÃO MINERAL - DNPM, SUMÁRIO MINERAL, diversos anos. Disponível em: <<http://www.dnpm.gov.br/conteudo.asp?IDSecao=68&IDPagina=2263>> Acesso em: 20 nov. 2014

DUNCAN C. W; CHRISTOPHER W. M. **Rock Slope Engineering Civil and Mining**. 4th Ed. New York: Taylor & Francis Group, New York, 2005, 431p.

EXSA, SA. **Manual Pratico de Voladura**, 4th Ed. Peru. Disponível em: <<http://exsa.net/wp-content/publicacion/manual-de-voladura.pdf>> Acesso em 10 janeiro de 2017.

GENC, O.; BENZER, A. H.; Analysis Of Specific Discharge Rate Functions In Industrial Scale Cement Grinding Multi-Compartment Ball Mills To Assist Ball Mill Modeling. **Minerals Engineering**, Cornwall, v.74, 2015, p. 20-29.

GUPTA, R.N.; SINGH, M. M.; SINGH, B. Application of *presplitting* and smooth blasting for excavation of a large power house cavern. **28th US Symposium on Rock Mechanics (USRMS)**, American Rock Mechanics Association, Tucson, 1987.

HARTMAN H. L. **SME Mining Engineering Handbook**. 2th Ed. Estados Unidos: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 1996. 2268p.

HENNIES, W. T.; STELLIN JUNIOR, A.; LAUAND, C.T; CORTÉSM, G.R.M; Pedras e Pedreiras: Fundamentos. **Revista Brasil Mineral**. n. 238, São Paulo, maio 2005, p 64-70.

HINZEN, K.G. Comparison of seismic and explosive energy in five smooth blasting test rounds. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, v. 35, Issue 7, 1998, p. 957–967.

HOEK, E.; BROWN, E. T. **Underground Excavations in Rock**. London: IMM, 1980, 527p.

HU, Y.; LU, W.; CHEN, M.; YAN, P.; YANG, J. Comparison of Blast-Induced Damage between Presplit and Smooth Blasting of High Rock Slope. **Rock Mechanics and Rock Engineering**, Springer Vienna, 2014, v.47, n. 4, p. 1307-1307.

HASUI, Y.; CARNEIRO, C. D. R.; COIMBRA, A. M. The ribeira folded beld. **Revista Brasileira de Geociências**, Rio Claro, 1975, v.5, p.257-266.

HUSTRULID, W.A. **Blasting principles for open pit mining**. Rotterdam: A. A. Balkema, 1999. 1013p.

HUSTRULID, W.A.; JOHNSON, J.C. A Gas Pressure-Based Drift Round Blast Design Methodology. in: **5th International Conference & Exhibition on Mass Mining, MASSMIN 2008**, Lulea, Suécia, 9-11, 2008. Schunnesson, H, Nordlund, E, eds., Lulea University of Technology, 2008:657-669.

HUSTRULID, W.; KUCHTA, M.; MARTIN, R. Open pit mine: planning & design. 3th Ed. Leiden, Países Baixos : CRC Press, 2013. 1004 p.

IBGC, **Guia de Sustentabilidade para as Empresas**, Brasil, 2007, 50p.

IBRAM, **Gestão para a sustentabilidade na mineração: 20 anos de história**, Brasil, 2012

IDEAL INDUSTRIAL EXPLOSIVES LTD., IDEAL DETONATORS PVT. LTD. Products. Disponível em: <<http://www.idealexplosives.com/slurry-explosives.html>> Acesso em: 5 fev. 2017.

INTERNATIONAL SOCIETY FOR ROCK MECHANICS, Método para descrição quantitativa de descontinuidades em maciços rochosos, **ISRM**, 1983.. Trad. de: ISRM. Sug- Trad. de: ISRM. Suggested methods for the quantitative description of rock masses. São Paulo, 1983, ABGE/CBRM 132p. (Trad. 12).

INNAURATO, N.; MANCINI, R.; AND CARDU, M. On the influence of the rock mass quality on the quality of the blasting work in tunnel driving. **Tunnelling and Underground Space Technology**, Elsevier, 1998 v.13, n.1, p.81-89,.

INSTITUTO DE PESQUISAS TECNOLÓGICAS DO ESTADO DE SÃO PAULO. **Manual de Ocupação de Encostas**. São Paulo: IPT, 1991. 216p.

ISEE (2011). **Blaster's Handbook. International Society Of Explosives Engineers**. Cleveland, Ohio, USA. 18th Edition. 1030 p.

IRAMINA, W.S.; TACHIBANA, I. K.; SILVA, L. M. C.; ESTON, S. M.; Identificação e controle de riscos ocupacionais em pedreira da região metropolitana de São Paulo. **REM: Revista Escola de Minas**, Ouro Preto, v.62, n. 4, 503-509, out. dez. 2009.

JIMENO, C. L.; JIMENO, E. L.; BERMÚDEZ, P. G. **Manuel de Perforación y Voladura de Rocas**. 1th Ed. Madrid: U. D. Proyectos, 2003. 780p.

LANGFORS, U.; KIHLESTRÖM, B. **The modern technique of rock blasting**. Stockholm, Almqvist & Wiksell, 1963. 425p.

LANGFORS, U.; KIHLESTRÖM, B. **The modern technique of rock blasting**. 3th Ed. New York, Halsted Press, a Division of John Wiley & Sons, 1978. 438p.

LU, W.; CHEN, M.; GENG, X.; SHU, D.; ZHOU, C. A study of excavation sequence and contour blasting method for underground powerhouses of hydropower stations. **Tunnelling and Underground Space Technology**, 2012, V. 29, P. 31–39.

MANCINI, R.; CARDU, M. **Rock Excavation – the explosives**, Hevelius: Benevento, 2001. 191p. (Em italiano).

MANDAL S.; SINGH M.; DASGUPTA S. Theoretical concept to understand plan and design smooth blasting pattern. **Geotechnical and Geological Engineering**, 2008, v.26, n. 4, p. 399–416.

MIRAYA, B. B. Geologia da mina de mármore dolomia, Taubaté-SP e sua aplicação ao planejamento de lavra. Dissertação (Mestrado), **Instituto de Geociências – Universidade de São Paulo**, São Paulo, 2015, 38p.

MASAHIKO, O.; YAMATO, M.; KENJI, M.; YUKIO, K.; SHIGERU, I., A Study on Shock Wave Propagation Process in the Smooth Blasting Technique. In: **8th International LS-DYNA Conference**, Detroit, 2004. p. 7:5-7:12.

MINISTÉRIO DE MINAS E ENERGIA/ SECRETARIA DE GEOLOGIA, MINERAÇÃO E TRANSFORMAÇÃO MINERAL. Sinopse Mineração e Transformação Mineral. Disponível em: <<http://www.mme.gov.br/sgm/menu/sinopse.html>> Acesso em 18/11/2014.

MOHAMMADNEJAD, M.; GHOLAMI, R.; SERESHKI F.; JAMSHIDI A.; A new methodology to predict backbreak in blasting operation, **International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences** vol.60 p. 75-81, 2013

MORAIS, J. L.; GRIPP, M. F. A. Fundamentos para simulação dos desmontes de rocha por explosivos. **REM: Revista Escola de Minas**, Ouro Preto, v.57, n. 4, 241-248, 2004.

MOROZ-CACCIA GOUVEIA, I. C. A cidade de São Paulo e seus rios: uma história repleta de paradoxos. *Confins* (Online), n. 27, 2016. Disponível em: <http://confins.revues.org/10884>. Acesso em: 16 de novembro de 2017.

MOTA P. J. F. Abordagem prática para execução de taludes em obras rodoviárias com recurso a pré-corte. 2011. Dissertação (Mestrado), **Instituto Superior de Engenharia do Porto**. Porto, 2011, 254 p.

OLOFSSON, S. O.; Applied explosives technology for construction and mining. 2th. Suécia: Applex, 2002. 304p.

PALMSTRÖM, A. Characterization of jointing density and the quality of rock masses (in Norwegian). Internal report, A.B. Berdal. Noruega, 1974. 26p.

PALMSTRÖM, A. Measurement and characterization of rock mass jointing, V.M. Sharma e K.R. Saxena (Eds.). **In-Situ characterization of rocks** A.A. Balkema, Lisse, 2001, p. 49-97.

PALMSTRÖM, A. Measurements of and correlations between block size and Rock Quality Designation (RQD). **Tunnels and Underground Space Technology**, 2005, V. 20, p. 362-377.

PERSON, P. A.; HOLMBERG, R.; LEE, J. **Rock blasting and explosives engineering**. Boca Raton: CRC Press, 1994. 540 p.

PINOTTI, A. M.; CARNEIRO, C. D. R. Geologia Estrutural na previsão e contenção de queda de blocos em encostas: aplicação no Granito Santos, SP. **Terræ Didática**, Campinas, 2013, v. 9, p. 132-16.

ROY, P.P. **Rock Blasting Effects and Operations**. India: A.A. Balkema Publishers, 2005. ISBN 9789054104414, 380 p.

RUSTAN, A et al. **Mining and Rock: Construction Technology desk reference rock mechanics, drilling & blasting**. Leiden: CRC Press/Balkema, 2010. ISBN 9780415600439, 466p.

RUSTAN, A. **Rock terms blasting and symbols**. Rotterdam: A. A. Balkema, 1998. 193p.

SANDVIK TAMROCK CORP. 1999, Rock Excavation Handbook [online]. Disponível em: <http://www.metal.ntua.gr/uploads/3290/254/Excavation_Engineering_Handbook_Tamrock.pdf> Acesso em: 04 fev. 2017.

SANTORO, E. ; CARNEIRO, C. D. R. ; OLIVEIRA, M. C. B. Estrutura geológica da região de Cajamar-Jordanésia, SP. **Revista Brasileira de Geociências**, Rio Claro, 1988, v.18(4), p. 353-361.

SCOTT, A.; COCKER, A.; DJORDJEVIC, N.; HIGGINS, M.; LA ROSA, D.; SARMA, K.; WEDMAIER, R. **Open pit blast design: analysis and optimisation**. Austrália: JKMRC, Queensland, 1996. 339p.

SECCATORE, J.. GOLIN, F.; CARDU, M.; MUNARETTI, E.; BETTENCOURT, J.; KOPPE, J. C. Evaluating the Effects of Non-coaxial Charges for Contour Blasting. **11th International Symposium On Rock Fragmentation By Blasting. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy (AUSIMM)**. Sidney, 2015, ISBN 9781925100327, pp. 267-278.

BRASIL. **Segurança E Saúde Ocupacional Na Mineração**, Norma Regulamentadora 22 - NR 22, Portaria GM n.º 3.214, 08 jun. 1978.

_____. Norma Regulamentadora 4 - NR 4, Portaria GM n.º 3.214, 08 jun. 1978.

SHARMA, P. D. Techniques of controlled blasting for mines, tunnels and construction workings - To mitigate various blast induced adverse effects. **ISSU**. Disponível em: <https://issuu.com/sharmapd1/docs/techniques_of_controlled_blasting>. Acesso em: 22 dez. 2009.

SHENG, Q.; YUE, Z.; LEE, C.; THAM, L.; ZHOU, H. Estimating the excavation disturbed zone in the permanent shiplock slopes of the Three Gorges Project, China. **International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences**, 2012, v.39, n.2, p. 165-184.

SHOKROLLAH, Z.; AMUND, B. Comparison of tunnel blast design models. **Tunnelling and Underground Space Technology**, 2006, v. 21, p.533–541.

SHUIFER, M.I.; AZARKOVICH, A.E. **Hydrotechnical Construction**, 1982, v.16, Issue 5, p. 259–267. DOI:10.1007/BF01427808. Translated from *Gidrotekhnicheskoe Stroitel'stvo*, 1982, No. 5, pp. 17–21.

SILVA L. A. A.; A influência dos desmontes por explosivos na estabilidade dos Taludes. **Geomecânica aplicada a la pequeña minería, TEMA VI, Curso - Proyecto CYTED XIII**, Córdoba, Argentina, 2005.

SILVA, R. D.; ALVARES, W. J. Técnicas do desmonte escultural utilizando cordel detonante de alta gramatura em escavações subterrâneas. **XXVII Seminário Nacional De Grandes Barragens**, 2007. Belém, PA, Brazil. CBDB, T100, A01, p.1-8.

SINGH, P.K.; ROY M.P.; PASWAN R. K. Controlled Blasting for Long Term Stability of Pit-walls. **International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences**, 2014, v. 70, p. 388-399.

SINGH, T.N. New trends in economical and safe rock blasting. **Journal of Powder Metallurgy and Mining**, Los Angeles, v. 1, Issue 1, 2012. Disponível em: <<https://www.omicsonline.org/open-access/new-trends-in-economical-and-safe-rock-blasting-2168-9806.1000e104.php?aid=8140&view=mobile>>. Acesso em: 24 jul. 2017.

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

SPECIAL BLASTS LIMITED. Products. Disponível em: <<http://www.specialblasts.co.in/new/rnd.php>> Acesso em: 05 fev. 2017.

TEET, R., **Digging deeper**. AMC Consultants, nov 2013 Disponível em: <http://www.amcconsultants.com/files/digging_deeper/Digging_DeeperNovember_2013.pdf> Acesso em: nov. 2013

TERZAGHI, K. R. Rock defects and loads on tunnel support. Eds: V. Proctor & T. L. White. **Introduction to rock tunnelling with steel supports**. Youngstown, OH: Commercial Sheering & Stamping Co, 1946. 271p.

TORRENS, R. B.; QUESADA, R. W.; MARTINEZ, A. G.; MONCAYO, M. A. C.; SILVA, L. A. A. A influência dos desmontes por explosivos na estabilidade de taludes: tema VI. In: (ORG.). **Geomecânica Aplicada A La Pequeña Minería. CYTED** Córdoba, Argentina, 2005, p. 163-179

WYLLIE, C. D., MAH, C.W. **Rock slope engineering: civil and mining**. 4th. Nova York: Taylor & Francis e-Library, 2005. 431p.

YAN, P.; ZHAO, Z.; LU, W.; FAN, Y.; CHEN, X.; SHAN, Z. Mitigation Of Rock Burst Events By Blasting Techniques During Deep Tunnel Excavation . **Engineering Geology**, 2015, v. 188, p.126-136.