

**UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,
METALÚRGICA E DE MATERIAIS**

José Carlos Ramos dos Santos

**OTIMIZAÇÃO DA CADEIA PRODUTIVA MINA/BRITAGEM DA MINA DE
ABÓBORAS COM ADEQUAÇÃO DO PLANO DE FOGO PARA
PROCESSAMENTO DE ITABIRITO COMPACTO**

Porto Alegre

2021

José Carlos Ramos dos Santos

**OTIMIZAÇÃO DA CADEIA PRODUTIVA MINA/BRITAGEM DA MINA DE
ABÓBORAS COM ADEQUAÇÃO DO PLANO DE FOGO PARA
PROCESSAMENTO DE ITABIRITO COMPACTO**

Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial para a obtenção do Grau de Mestre em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais

Orientador: Prof. Dr. Jair Carlos Koppe

Porto Alegre

2021

José Carlos Ramos dos Santos

**OTIMIZAÇÃO DA CADEIA PRODUTIVA MINA/BRITAGEM DA MINA DE
ABÓBORAS COM ADEQUAÇÃO DO PLANO DE FOGO PARA
PROCESSAMENTO DE ITABIRITO COMPACTO**

Dissertação de Mestrado apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial para a obtenção do Grau de Mestre em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais

Aprovada em 03 / 06 / 2021.

Prof. Dr. Jair Carlos Koppe – Orientador

Profa. Dra. – Vlória Cristina de Souza – PPGE3M/UFRGS

Prof. Dr.– Jorge Dariano Gavronski – DEMIN/UFRGS

Eng. Dr. – Vitor Luconi Rosenhaim – COPELMI Mineração

AGRADECIMENTOS

Agradeço, de forma especial, a minha esposa Lucilene Maria Campos, minhas filhas Mariana Campos e Santos e Marina Campos e Santos pelo incondicional incentivo, apoio moral e carinho que sempre demonstraram durante toda minha vida profissional e pessoal. A minha mãe Maria José Ramos dos Santos e meu Pai Daniel Lourenço dos Santos (*In Memoriam*) que certamente estão muito orgulhosos por esta conquista.

Aos estagiários de engenharia de minas Paula do Amaral Santos e Sebastião Bento de Araújo pelo empenho e dedicação na condução dos testes e análise dos dados. Ao supervisor de desmonte Alaercio Ferreira (*In Memoriam*) e aos Professores doutores da UFRGS Jair Koppe, Enrique Munaretti e Vlândia Cristina pelas orientações e ensinamentos.

RESUMO

Nos últimos anos, além da constante flutuação de preços de minério de ferro, o esgotamento progressivo de depósitos de alto teor, induzindo a busca de minério com menor qualidade e com maior complexidade de extração, também vem afetando fortemente as empresas produtoras, forçando-as a uma readequação de operações marcadas por uma política de redução de custos. O projeto de otimização da cadeia produtiva mina/britagem desenvolvido na mina de Abóboras, em Minas Gerais, teve como objetivo essencial propor modificações na operação de perfuração e desmonte, visando melhorar a fragmentação da rocha e promover ganhos desde a mina até a britagem primária. O estudo propôs mudanças em alguns parâmetros de desmonte: aumento de razão de carga, adensamento de malha, utilização de material granulado (expurgo) na coluna de tamponamento, temporização feita em “V” ou em “diagonal” e utilização de espoleta eletrônica. Além dessas mudanças nos parâmetros, houve, também, a aplicação de métodos geofísicos e a avaliação de campo da geologia de mina para a localização dos blocos de itabirito compacto (IC) dispersos nas massas de itabirito friável (IF), os quais não eram previstos devido à falta de detalhamento do modelo geológico do site. Todas essas iniciativas proporcionaram o maior aproveitamento da energia do explosivo para uma melhor fragmentação do material desmontado. Os resultados obtidos mostraram que o D90 (diâmetro a partir do qual 90% dos fragmentos possuem tamanho inferior) do material desmontado nos testes sem o estudo de geofísica apresentou redução de 32% em relação ao desmonte convencional, enquanto nos testes realizados com geofísica o D90 apresentou uma redução de 75%. O rendimento operacional (RO) da britagem primária nos meses de testes obteve um aumento de 17% em comparação com os meses de desmonte convencional. Além disso, estima-se um potencial de ganho anual de, aproximadamente, US\$ 16 milhões, devido ao aumento de IC processado e a redução com o transporte de blocos retidos na grelha do britador primário.

Palavras-chave: desmonte, malha de perfuração, tampão, bancada, britagem, fragmentação, itabirito, friável, adensamento, expurgo, temporização, espoleta eletrônica.

ABSTRACT

In recent years, beyond to the constant fluctuation in iron ore prices, the progressive depletion of high-grade deposits, inducing the search for lower quality ore with greater extraction complexity, has also strongly affected mining companies, forcing them to a readjustment of operations marked by a cost reduction policy. The optimization project of mine/crushing chain developed in Abóboras Mine (MG, Brazil) presented as a main goal to propose modifications in the drilling and blasting operations in order to achieve better rock fragmentation and general cost optimization from the mine to the primary crushing. This study proposed changes in some blast parameters: increase of the load ratio, drilling patterns densification, the use of granulated material as stemming, "V" or "diagonal" pattern and the use of electronic detonators. In addition to these parameter changes, there was also the application of geophysical methods and field evaluation of mine geology to locate the compact itabirite (CI) blocks dispersed in the friable itabirite (FI) masses, which were not predicted due to lack of detail of the geological model of the site. These initiatives have provided the greatest use of the explosive energy for better fragmentation of the blasted material. The results showed that the D90 of the blasted material in the tests without the geophysics study presented a reduction of 32% in relation to the conventional blasting, whereas in the tests carried out with geophysics the D90 showed a reduction of 75%. The operational performance (OP) of primary crushing increased by 17% compared to the conventional blasting. Additionally, an annual gain potential of, approximately, US\$ 16 million is estimated, due to the increase of the CI amount processed and the cost reduction with transportation of blocks retained in the grid of the primary crusher.

Keywords: Blasting, drilling patterns, stemming, bench, crushing, fragmentation, itabirite, friable, expurgo, timing, electronic detonators.

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	11
1.1 CONSIDERAÇÕES INICIAIS	11
1.2 CARACTERIZAÇÃO DO PROBLEMA.....	12
1.3 OBJETIVOS.....	14
1.4 METODOLOGIA	15
1.5 ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO.....	15
2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA	17
2.1 PROPRIEDADES DAS ROCHAS E DOS MACIÇOS ROCHOSOS PARA SEREM CONSIDERADAS NO DESMONTE.....	17
2.1.1 <i>Densidade</i>	17
2.1.2 <i>Descontinuidades</i>	17
2.1.3 <i>Resistência mecânica das rochas</i>	18
2.1.4 <i>Módulo de Young e coeficiente de Poisson</i>	20
2.1.5 <i>Porosidade</i>	21
2.1.6 <i>Fricção interna</i>	21
2.1.7 <i>Presença de água</i>	21
2.2 MECANISMO DE RUPTURA DA ROCHA POR EXPLOSIVOS	22
2.2.1 <i>Propagação das ondas de choque</i>	22
2.2.2 <i>Reflexão das ondas de choque</i>	22
2.2.3 <i>Expansão dos gases</i>	23
2.2.4 <i>Colisão de fragmentos</i>	24
2.3 EXPLOSIVOS	24
2.3.1 <i>Propriedades dos explosivos</i>	26
2.3.2 <i>Alguns tipos de explosivos</i>	30
2.4 SISTEMAS DE INICIAÇÃO	34
2.4.1 <i>Estopim/espoleta</i>	34
2.4.2 <i>Cordel detonante</i>	34
2.4.3 <i>Tube de choque</i>	36
2.4.4 <i>Espoleta/detonadores</i>	37
2.4.5 <i>Reforçadores ou Boosters</i>	38
2.5 PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO	38
2.5.1 <i>Diâmetro do furo</i>	38
2.5.2 <i>Altura da bancada</i>	39
2.5.3 <i>Malha de perfuração</i>	40
2.5.4 <i>Subfuração</i>	42
2.5.5 <i>Inclinação do furo</i>	42
2.5.6 <i>Tampão</i>	45
2.5.7 <i>Amarração</i>	45
2.5.8 <i>Razão de carga</i>	46
3. LOCALIZAÇÃO E DESCRIÇÃO GEOLÓGICA DA ÁREA DE ESTUDO	48
3.1 LOCALIZAÇÃO DA ÁREA	48
3.2 GEOLOGIA REGIONAL	48
3.3 GEOLOGIA LOCAL.....	51
4. DESENVOLVIMENTO DA PESQUISA	52
4.1 DIAGNÓSTICO DO DESMONTE CONVENCIONAL.....	52

4.1.1	<i>Malha de perfuração</i>	52
4.1.2	<i>Material para tampão</i>	54
4.1.3	<i>Explosivos e sistema de iniciação</i>	55
4.1.4	<i>Amarração</i>	55
4.1.5	<i>Fragmentação resultante do desmonte</i>	55
4.2	ADEQUAÇÃO DOS PARÂMETROS DO DESMONTE CONVENCIONAL.....	58
4.2.1	<i>Fechamento da malha de perfuração</i>	59
4.2.2	<i>Mudança do material de tampão</i>	59
4.2.3	<i>Mudança na amarração e sistema de iniciação</i>	63
5.	TESTES REALIZADOS E RESULTADOS OBTIDOS	64
5.1	TESTE 1.....	64
5.2	TESTE 2.....	65
5.3	TESTE 3.....	66
5.4	TESTE 4.....	67
5.5	AVALIAÇÃO DOS RESULTADOS.....	70
5.5.1	<i>Fragmentação do material desmontado dos testes</i>	70
5.5.2	<i>Britagem primária</i>	72
5.5.3	<i>Ganho anual com a aplicação da metodologia estudada</i>	74
5.5.4	<i>Comparação entre os resultados do desmonte convencional e dos testes realizados</i>	76
6.	CONCLUSÕES	77
7.	SUGESTÃO DE TRABALHO FUTURO	80
8.	REFERÊNCIAS	81
	APÊNDICE A – DIAGNÓSTICO DESMONTE 1	84
	APÊNDICE B – DIAGNÓSTICO DESMONTE 2	85
	APÊNDICE C – DIAGNÓSTICO DESMONTE 3	87
	APÊNDICE D – DELIMITAÇÃO DE BLOCOS TESTE 1	89
	APÊNDICE E – DELIMITAÇÃO DE BLOCOS TESTE 2	91
	APÊNDICE F – DELIMITAÇÃO DE BLOCOS TESTE 3	93
	APÊNDICE G – DELIMITAÇÃO DE BLOCOS TESTE 4	95

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Relação entre os custos de explosivo/perfuração e o efeito sobre o custo total de produção em função da fragmentação por custo unitário de produção.	12
Figura 2: Blocos, ao fundo, que foram retidos na grelha do britador primário.	13
Figura 3: Matação de 1400 mm com características lamelares retirado da grelha do britador pela escavadeira.	14
Figura 4: Energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos “ <i>in situ</i> ” e da fragmentação requerida.	18
Figura 5: Representação esquemática do ensaio de compressão uniaxial	19
Figura 6: Representação esquemática do ensaio Brasileiro de tração.	20
Figura 7: Zonas de rocha pulverizada e de rachaduras radiais e reflexão da onda de choque na face livre.....	23
Figura 8: Mecanismo de fragmentação por flexão.	24
Figura 9: Velocidade do processo de reação de decomposição do explosivo até a detonação.	25
Figura 10: Processo de detonação em um explosivo.	26
Figura 11: Reação explosiva em um cartucho.	28
Figura 12: O efeito do balanço de oxigênio no desempenho do ANFO.....	32
Figura 13: Variação da potência e densidade (d) de um ANFO pesado de acordo com a porcentagem de emulsão.....	33
Figura 14: Perda de energia do explosivo devido ao efeito do cordel.	35
Figura 15: Esquema de funcionamento de retardo para um cordel.	36
Figura 16: Esquema de uma espoleta convencional.	37
Figura 17: Principais tipos de malha de perfuração.....	41
Figura 18: Comparação do afastamento de furos verticais e inclinados próximos à bancada.	44
Figura 19: Maior eficiência no uso da energia do explosivo em furos inclinados.	44
Figura 20: Amarração em “diagonal” e em “V”.	46
Figura 21: Mapa de localização da Mina de Abóboras.....	48
Figura 22: Mapa do Quadrilátero Ferrífero.	49
Figura 23: Diagnóstico da malha de perfuração do desmonte 1.	53
Figura 24: Diagnóstico da malha de perfuração do desmonte 2.	54
Figura 25: Diagnóstico da malha de perfuração do desmonte 3.	54
Figura 26: Delimitação de blocos resultantes de um desmonte.	56
Figura 27: Curva granulométrica de material desmontado no desmonte convencional.	56
Figura 28: Aumento do volume de rochas compactas ano longo dos anos na região das minas da VALE no Quadrilátero Ferrífero.....	58
Figura 29: Mapa da área georreferenciada - Banco 1310.	59
Figura 30: Expurgo proveniente da moagem.	60
Figura 31: Desmonte realizado com a utilização de pó de perfuração como tampão, nos furos das laterais, e expurgo, nos furos centrais.....	61
Figura 32: Análise granulométrica dos materiais testados como tampão.....	63
Figura 33: Resumo das mudanças dos parâmetros de desmonte.	64
Figura 34: Curva granulométrica de material desmontado no teste 1.	65
Figura 35: Curva granulométrica de material desmontado no teste 2.	66
Figura 36: Curva granulométrica de material desmontado no teste 3.	67
Figura 37: Marcação da malha de perfuração adensada no teste 4, com auxílio do estudo geofísico.....	68
Figura 38: Curva granulométrica de material desmontado no teste 4.	68
Figura 39: À esquerda, material desmontado resultante do desmonte convencional e, à direita, material desmontado resultante do teste 4, com aplicação de estudo geofísico.	69

Figura 40: Empilhamento do material desmontado no teste 4, com aplicação de estudo geofísico.	70
Figura 41: Distribuição granulométrica de material desmontado dos testes realizados.	71
Figura 42: Distribuição granulométrica da média dos materiais desmontados dos testes realizados em relação à razão de carregamento e RO mensal do britador primário.	72
Figura 43: Rendimento operacional do britador primário no período de julho/15 a março/16.	73

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Resumo dos resultados do diagnóstico da malha de perfuração convencional.	53
Tabela 2: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica de material desmontado no desmonte convencional.	57
Tabela 3: Adequação dos parâmetros utilizados no plano de fogo.	58
Tabela 4: Comparação entre a granulometria dos materiais testados como tampão.	62
Tabela 5: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 1.	65
Tabela 6: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 2.	66
Tabela 7: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 3.	67
Tabela 8: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 4.	69
Tabela 9: Rendimento operacional da britagem primária e porcentagem de itabirito compacto no período de acompanhamento de desmontes convencionais e de testes.	73
Tabela 10: Comparação entre a quantidade de blocos retidos na grelha da britagem primária nos períodos de desmontes convencionais e de desmontes de teste.	74
Tabela 11: Dados para a estimativa de aumento de receita.	75
Tabela 12: Dados para a estimativa de redução de OM.	75
Tabela 13: Dados para a estimativa de custo com geofísica.	75
Tabela 14: Dados para a estimativa de custo com explosivos.	76

1. INTRODUÇÃO

1.1 CONSIDERAÇÕES INICIAIS

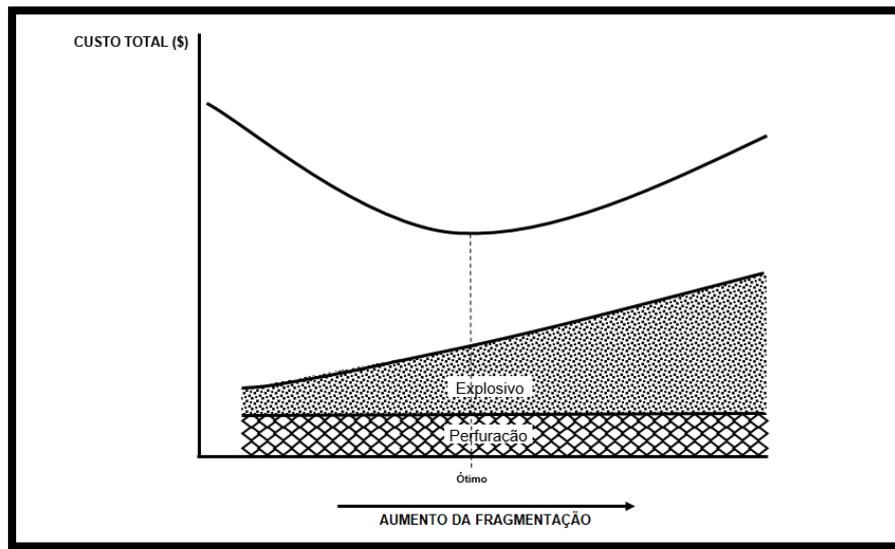
A indústria da mineração de minério de ferro vem sofrendo crescente pressão de redução de custos devido à grande oscilação dos preços das commodities nos últimos anos, atrelados a um mercado global em constante transformação, obrigando as empresas a se tornarem mais competitivas no mercado. Além disso, após anos de atividade minerária, os esgotamentos progressivos de depósitos de alto teor induzem a busca de minério com menor qualidade e com maior complexidade de extração. Diante desse contexto atual, se faz necessária a análise de todos os processos envolvidos na entrega do produto final, buscando a otimização das atividades para que o sistema de produção seja viável e o mais produtivo possível (MCKEE, 2013).

Durante muito tempo, as operações unitárias de mina e as operações de beneficiamento foram tratadas separadamente na cadeia global de produção e, portanto, elas buscavam a otimização do processo independentemente. No entanto, mina e usina são fases da mineração que estão intimamente interligadas e devem ter suas atividades desenvolvidas com um planejamento estratégico integrado, proporcionando a rentabilidade máxima do empreendimento como um todo (HAYASHIDA et al., 2016).

Nas operações de mina, a operação de desmonte de rocha, objeto desta dissertação, é a primeira etapa do processo que tem como objetivo fragmentar a rocha em um tamanho ideal para as atividades seguintes. O resultado da fragmentação de um desmonte gera impacto direto em todas as outras operações de mina subsequentes, bem como no desempenho das operações na planta de britagem e moagem, podendo tornar o custo de produção oneroso, caso não seja realizado de maneira eficiente. Desta maneira, investimentos nesta atividade são importantes e serão compensados ao longo do processo, uma vez que possuem alto potencial de redução do custo global de produção.

Inúmeros pesquisadores buscaram, de maneira simplificada, relacionar os custos de perfuração e desmonte com os custos de carregamento, transporte e comunicação na tentativa de estabelecer uma relação entre a diminuição da fragmentação e os custos com estas atividades (Hustrulid, 1999). Tal relação pode auxiliar a avaliação da viabilidade de um investimento que se realiza com o intuito de otimizar a cadeia de produção minerária por consequência da melhoria no grau de fragmentação do minério (Figura 1).

Figura 1: Relação entre os custos de explosivo/perfuração e o efeito sobre o custo total de produção em função da fragmentação por custo unitário de produção.



Fonte: SANTOS & ALBUQUERQUE, 1993.

Com essa visão integrada da cadeia de valor mineral, foi desenvolvido um estudo para a mina de Abóboras do Complexo Vargem Grande da Vale SA. Este estudo busca aumentar a eficiência do desmonte de rochas com explosivos e otimizar a cadeia produtiva mina/britagem, contribuindo para tornar a empresa mais eficiente e competitiva no mercado de minério de ferro.

1.2 CARACTERIZAÇÃO DO PROBLEMA

O estudo foi conduzido na empresa Vale SA, na mina de Abóboras do Complexo Vargem Grande e na usina de minério de ferro que processa itabiritos friáveis e compactos, Vargem Grande II (VGII).

A falta de detalhamento do modelo geológico local, que não prevê a localização dos blocos de itabirito compacto (IC) que existem imersos nas massas de itabirito friável (IF), e as novas condições do minério *in situ*, com maior percentual de IC, resultam na ineficiência do desmonte de rochas com a geração de muitos matacões. Este problema impacta negativamente todas as atividades seguintes da cadeia observada neste estudo: mina/britagem.

Após o desmonte de rocha em frentes de minério, durante a operação de carregamento de rocha, é necessário realizar a separação dos matacões gerados, os quais serão detonados

posteriormente com o desmonte secundário ou serão realocados diretamente para a pilha de estéril. Para isso, são disponibilizadas horas de trabalho de pá carregadeira, que torna improdutivo o processo de carregamento dos caminhões, além de perda de minério.

O *Run of Mine* (ROM), minério proveniente da mina e destinado a britagem, é transportado e basculado pelos caminhões fora-de-estrada sobre uma grelha 80 cm x 80 cm na entrada de um silo de alimentação do britador de mandíbulas (primário) e uma retroescavadeira fica responsável pela retirada de todos os blocos retidos nesta grelha, os quais não foram percebidos pelo processo inicial de carregamento do material desmontado. A quantidade diária de blocos movimentados por essa retroescavadeira era grande, cerca de 3.300 toneladas por dia, e eles eram remanejados e depositados em local próximo ao britador primário, denominado praça de basculamento do britador. Estes blocos de minério eram realocados para a pilha de estéril por caminhões e este transporte acontece praticamente todos os dias, devido à grande quantidade de blocos e a falta de espaço na praça de basculamento no britador primário.

Além da grande quantidade de blocos com granulometria que excede 80 cm (Figura 2), também, ocorrem blocos de 50 cm que ultrapassam a grelha, mas que, em grande quantidade, causam paradas no britador primário por *pit*, ou seja, excesso de peso. Essas paradas, também, ocorrem quando existe o entupimento ou o engaiolamento de blocos nas mandíbulas do britador. Outro problema é a característica lamelar do material (Figura 3) que, uma vez britado, pode chegar às correias transportadoras em posição que podem obstruir as mesmas.

Figura 2: Blocos, ao fundo, que foram retidos na grelha do britador primário.



Figura 3: Matacão de 1400 mm com características lamelares retirado da grelha do britador pela escavadeira.



1.3 OBJETIVOS

Essa dissertação tem como objetivo essencial melhorar a fragmentação de minério de ferro da mina em estudo pela adequação dos parâmetros do plano de fogo às condições geológicas complexas existentes.

Além desse objetivo essencial, outros objetivos foram estabelecidos:

- Avaliar a utilização de métodos geofísicos para localização de matações de itabirito compacto (IC) imersos em itabirito friável (IF);
- Definir nova metodologia para planejamento do plano de fogo baseado no modelo geológico modificado;
- Avaliar a influência do uso de detonadores eletrônicos na fragmentação do minério;
- Aumentar o rendimento operacional do britador primário, com aumento de disponibilidade e utilização do equipamento;
- Diminuir a geração de matações nos desmontes e, conseqüentemente, a perda de recursos de minério, aumentando a receita anual. Além de diminuir também o transporte destes blocos até ao pátio de estéril.
- Avaliar os ganhos ou perdas decorrentes da utilização da nova metodologia aplicada ao desmonte e fragmentação do minério.

1.4 METODOLOGIA

Foi definida uma metodologia de pesquisa baseada no conceito *Mine to Mill* que se trata de uma abordagem holística da cadeia produtiva para a otimização de operações de mineração e processamento. Esta abordagem foi mais claramente reconhecida na Austrália, onde foi adotada a partir dos anos 90 (MCKEE, 2013).

Para atingir os objetivos propostos, a pesquisa teve o seguinte percurso metodológico:

- Realização do diagnóstico da atividade convencional de perfuração e desmonte do site para a identificação dos problemas;
- Aplicação de métodos geofísicos e avaliação geológica de campo para a identificação e localização de material compacto em áreas planejadas para testes;
- Realização de quatro testes com alterações dos parâmetros convencionais de perfuração e desmonte para melhorar a fragmentação da rocha: ajuste da malha de perfuração, utilização de outro material como tampão, modificação dos tempos de detonação, uso de detonadores eletrônicos e adequação da razão de carga;
- Comparação entre a eficiência do desmonte convencional e dos testes realizados, a partir da curva granulométrica do material desmontado e a partir do rendimento operacional do britador primário.

1.5 ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO

Esta dissertação está distribuída em sete capítulos. O capítulo 1 é composto pela introdução com suas considerações iniciais, a caracterização do problema no site em estudo, os objetivos do trabalho proposto, a metodologia aplicada e a organização desta dissertação.

O capítulo 2 apresenta a revisão bibliográfica sobre desmonte de rochas, assunto sobre o qual foram propostas adequações ao longo do trabalho desenvolvido.

O capítulo 3 localiza a área de estudo e, também, fornece uma visão geral da geologia regional e local.

No capítulo 4 serão descritos todos os resultados obtidos com os testes realizados, após as adequações dos parâmetros de desmonte e utilização dos resultados do método geofísico

para detalhamento geológico. Estes resultados serão discutidos e seus efeitos na cadeia de produção serão analisados, de acordo com os objetivos traçados inicialmente.

O capítulo 5 aborda todas as conclusões que foram observadas durante o desenvolvimento deste trabalho.

Por fim, os capítulos 6 e 7 apresentam as sugestões de estudos futuros e as referências bibliográficas utilizadas, respectivamente.

2. REVISÃO BIBLIOGRÁFICA

O aumento da qualidade da fragmentação do minério de ferro da mina em estudo envolve a adequação do projeto de desmonte de rocha com explosivos. Baseada nisto, a revisão bibliográfica desta dissertação discute e analisa este tema.

2.1 PROPRIEDADES DAS ROCHAS E DOS MACIÇOS ROCHOSOS PARA SEREM CONSIDERADAS NO DESMONTE

O resultado final de um desmonte vai depender da interação entre o explosivo utilizado e o maciço rochoso confinado e, normalmente, são as propriedades do maciço que vão dominar esta interação (SEN, 1995). Diante disso, é fundamental a caracterização do maciço rochoso e o conhecimento do seu comportamento mecânico para a elaboração de um projeto de desmonte.

Um maciço rochoso compreende vários blocos de material rochoso separados por descontinuidades, tais como juntas, falhas, planos de estratificação, e assim por diante. Os blocos representam a maior parte do volume com propriedades parecidas às da rocha constituinte e as descontinuidades correspondem a um volume reduzido, mas que, devido à sua grande deformabilidade, reduzida resistência e alta permeabilidade, influenciam fortemente no comportamento dos maciços rochosos. Conseqüentemente, as propriedades de ambos, de rocha intacta e maciço rochoso, devem ser consideradas.

2.1.1 Densidade

A densidade e a resistência da rocha estão diretamente relacionadas. Quanto maior for a densidade de uma rocha, maior será a energia requerida para a fragmentação e o deslocamento de massa satisfatórios.

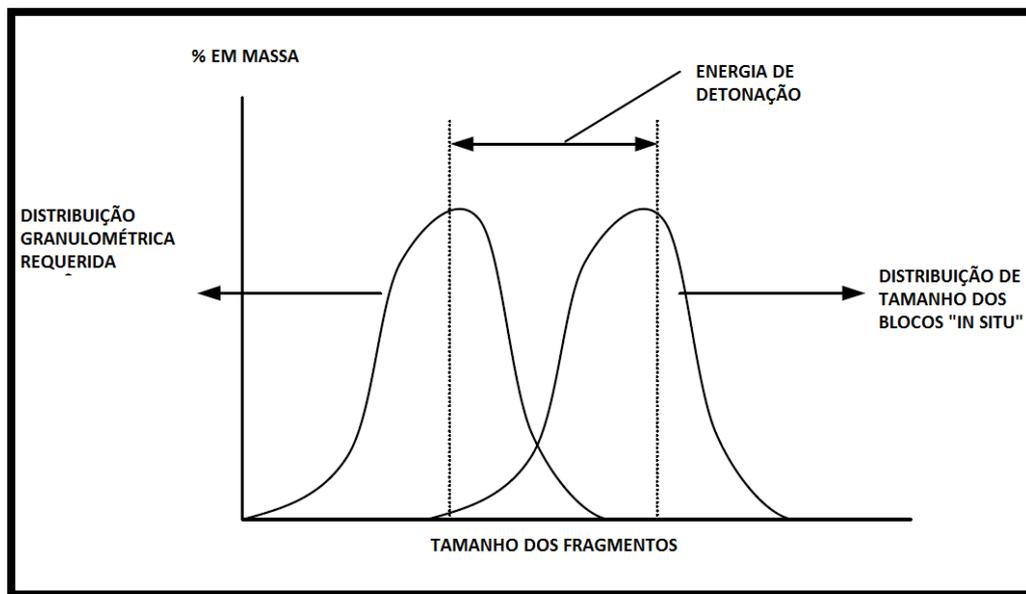
No caso de rochas com elevada densidade, recomenda-se aumentar o diâmetro de perfuração, modificar a sequência de detonação e utilizar explosivos com maior energia e densidade (SEN, 1995).

2.1.2 Descontinuidades

Define-se descontinuidade por qualquer entidade geológica que interrompa a continuidade física de um dado meio rochoso como: diaclases, juntas, falhas, superfícies de estratificação, superfícies de xistosidade, superfícies de contato entre formações, entre outros.

Todas as rochas apresentam algum tipo de descontinuidade que influencia de maneira decisiva em suas propriedades físicas e mecânicas e, conseqüentemente, no resultado do projeto de desmonte. Muitas das vezes, a pilha gerada no desmonte é composta por blocos de rochas naturais que foram simplesmente soltos e liberados pela detonação. Se o tamanho dos blocos no maciço rochoso for substancialmente maior que o tamanho dos fragmentos requeridos na detonação, então maior quantidade de energia de explosivo terá de ser fornecida para a redução dos blocos à faixa de tamanho desejada (SCOTT et al., 1996, Figura 4).

Figura 4: Energia de detonação em função da distribuição de tamanho dos blocos “in situ” e da fragmentação requerida.



Fonte: SCOTT *et al.*, 1996.

2.1.3 Resistência mecânica das rochas

Denomina-se resistência mecânica a propriedade de um sólido opor-se à ruptura quando submetido a ação de uma carga estática ou dinâmica. A tensão de ruptura de uma rocha é o valor da tensão na qual a rocha ou o maciço rochoso inicia o processo de falência segundo mecanismos de cisalhamento, tração e compressão.

Na mineração a céu aberto, comumente se utiliza informações sobre furos de sonda efetuados na fase de prospecção da jazida mineral para se determinar a resistência mecânica dos maciços rochosos e parametrizar o desmonte de rocha com explosivos durante um longo período após a abertura da mina. As vezes alguns furos de sonda são realizados posteriormente, mas, geralmente, com foco no teor do mineral requerido na mineração e não na avaliação dos parâmetros geomecânicos a partir dos testemunhos obtidos. No entanto, a caracterização

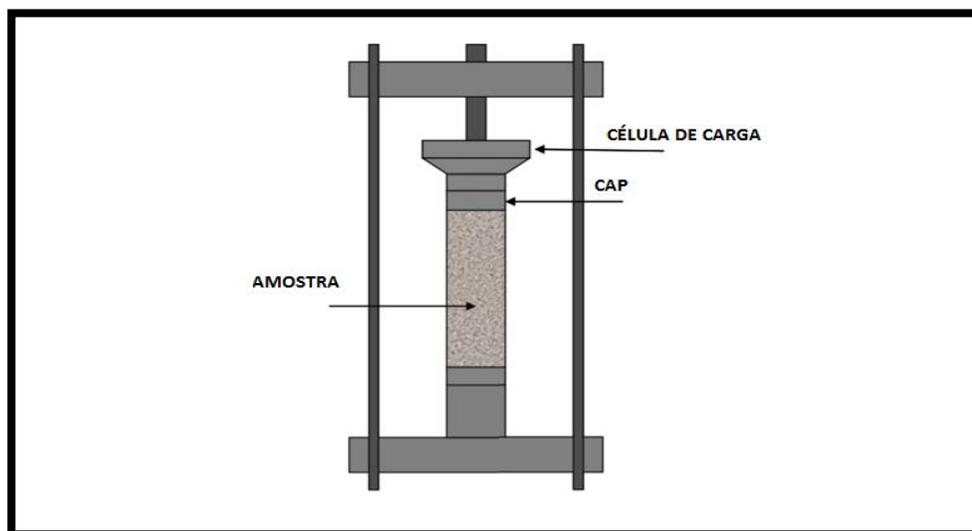
geológico-geomecânica do maciço rochoso é fundamental para a parametrização de um desmonte eficiente e, por isso, a resistência à compressão uniaxial e à tração da rocha intacta são parâmetros exigidos nos sistemas de classificação.

O ensaio de compressão uniaxial (Figura 5) consiste basicamente em aplicar uma carga uniaxial em um corpo de prova padrão, conforme, a uma taxa constante, de carregamento ou deformação, de forma que o tempo de carregamento do ensaio esteja entre 5 a 15 minutos. A resistência da amostra uniaxial (σ_c) é calculada conforme equação abaixo.

$$\sigma_c = \frac{F_a}{R^2\pi} \quad (1)$$

Onde F_a é a à carga axial no momento da ruptura da amostra e R é o raio da amostra.

Figura 5: Representação esquemática do ensaio de compressão uniaxial



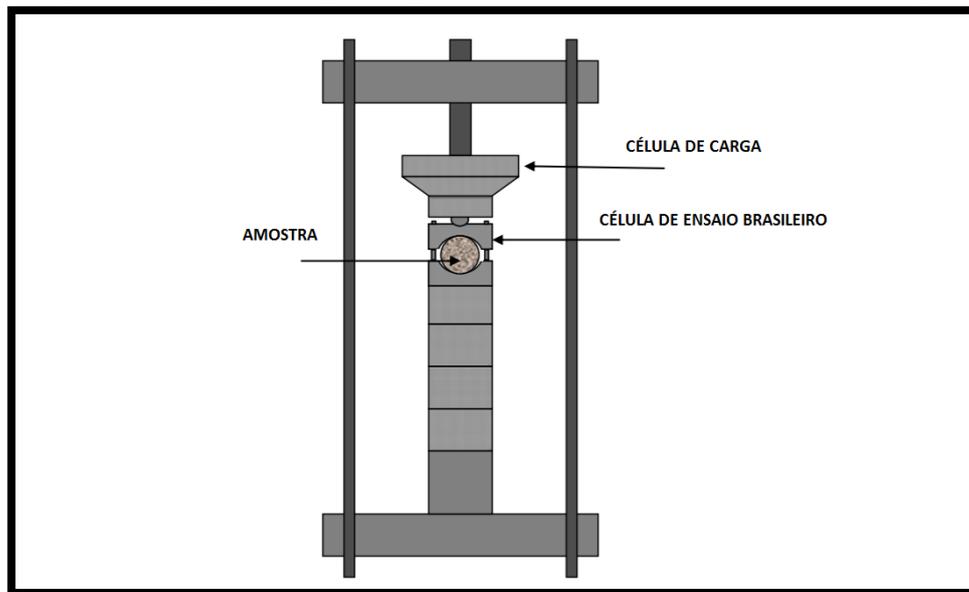
Fonte: PUC-RIO.

O ensaio para se determinar a resistência à tração da rocha intacta se chama Ensaio Brasileiro. Neste caso, uma carga uniaxial é aplicada ao corpo de prova padrão, de maneira a comprimi-lo diametralmente, conforme Figura 6, a uma taxa constante de carregamento. A duração do ensaio deve ser de 1 a 10 minutos e a resistência à tração da amostra (σ_t) é calculada conforme equação 2 abaixo.

$$\sigma_t = \frac{2W}{DL\pi} \quad (2)$$

Onde W é a à carga axial no momento da ruptura da amostra, D é o diâmetro da amostra e L a espessura da amostra.

Figura 6: Representação esquemática do ensaio Brasileiro de tração.



Fonte: PUC-RIO.

De acordo com HOEK (1983), a resistência dinâmica do maciço rochoso depende mais da descontinuidade que apresenta do que propriamente da resistência estática da rocha intacta. Isso explica a significativa diferença entre os valores que se obtém nos ensaios de laboratório e os que se obtém dos ensaios realizados *in situ*. Essa diferença, que se relaciona com o volume da amostra a ser considerado em cada caso, é conhecida como efeito escala. Como decorrência das incertezas na definição da mecânica que governa o efeito escala, tem sido adotado modelos empíricos para expressar a variação da resistência com o volume da amostra. Esses modelos normalmente têm sido baseados em ensaios nas escalas de laboratório e *in situ* e analisados conjuntamente ou individualmente, fazendo-se extrapolações para a estimativa de resistência *in situ* (ZACARIAS, 2003).

2.1.4 Módulo de *Young* e coeficiente de *Poisson*

Durante o ensaio de compressão uniaxial é realizada aquisição dos seguintes dados ao longo do tempo: tensão axial, deformação axial e radial. Com estas informações, se calcula o módulo de *Young* e o coeficiente de *Poisson*, que são constantes mecânicas e controlam o comportamento elástico de uma rocha submetida à ação de uma carga.

O módulo de *Young*, também denominado módulo de elasticidade da rocha, caracteriza a sua resistência à deformação elástica durante a compressão ou tração e é calculado pela razão entre a tensão aplicada e a deformação axial sofrida pelo corpo de prova. De forma geral,

quanto maior esse módulo, maior a tensão necessária para mesmo grau de deformação e, portanto, maior quantidade de energia é requerida para a fragmentação do material.

O coeficiente de *Poisson* (ν) é calculado pela razão entre as deformações radial e axial, de acordo com a equação 3 abaixo. Em estudos geomecânicos, a deformação sob tensão é considerada negativa enquanto a deformação sob compressão é considerada positiva.

$$\nu = - \frac{\text{deformação radial}}{\text{deformação axial}} \quad (3)$$

2.1.5 Porosidade

Porosidade tende a diminuir a eficiência de um desmonte com explosivos. A onda de choque gerada na detonação tem sua intensidade atenuada em maciços que são constituídos predominantemente por rochas porosas. Além disso, estes tipos de rocha têm menor resistência dinâmica à compressão, o que resulta em maior porcentagem de finos na fragmentação. Nestes casos, recomenda-se a utilização de explosivos que produzam grande quantidade de gases, bem como a utilização de tampão adequado.

2.1.6 Fricção interna

A fricção interna ou capacidade específica de amortização de uma rocha é um parâmetro que mede a capacidade desta em atenuar a onda de choque originada na detonação, convertendo energia mecânica em calor. Esta capacidade específica varia consideravelmente com o tipo de rocha e, geralmente, ela aumenta com a porosidade e a permeabilidade das rochas, bem como com os níveis de intemperismo, dependendo da sua espessura e alteração. Quanto maior o valor desta propriedade, maior será a quantidade de energia requerida para a fragmentação desejada do maciço rochoso.

2.1.7 Presença de água

A presença de água no maciço rochoso requer a utilização de explosivos que sejam resistentes à água, pois, caso contrário, o explosivo perde sua eficiência, não fragmentando a rocha adequadamente. Por outro lado, maciços saturados por água promovem maior propagação da onda de choque gerada no desmonte, gerando maior vibração.

2.2 MECANISMO DE RUPTURA DA ROCHA POR EXPLOSIVOS

A fragmentação do material durante o processo de detonação de uma carga confinada de explosivo pode ser considerada em quatro etapas, as quais serão descritas neste tópico.

2.2.1 Propagação das ondas de choque

Instantes após a detonação da carga explosiva confinada no furo, ocorre a propagação da onda de choque gerada pela rápida expansão dos gases à alta temperatura e pressão que impactam a parede do furo. Essa onda compressiva supera a resistência à compressão da rocha que circunda a carga explosiva, provocando seu microfraturamento em um raio equivalente a até 8 vezes o diâmetro da carga, dependendo da potência do explosivo e da competência da rocha da parede do furo (HAGAN, 1979).

A onda de choque, ao se propagar através da massa de rocha, promove intensa compressão radial, a qual induzirá componentes de tração no plano tangencial da frente da onda. Quando estas tensões superam a resistência à tração da rocha, se inicia a formação de uma zona de rachaduras radiais ao redor da rocha triturada que se estende até o raio em que essas tensões de tração estejam atenuadas a um valor que sejam incapazes de gerar novas fissuras. Embora a tensão de tração induzida pela onda não tenha intensidade suficiente para iniciar novas fissuras, ainda tem valor suficiente para ampliar as rachaduras pré-existentes, uma vez que menor tensão é necessária para estender uma rachadura do que para formar uma.

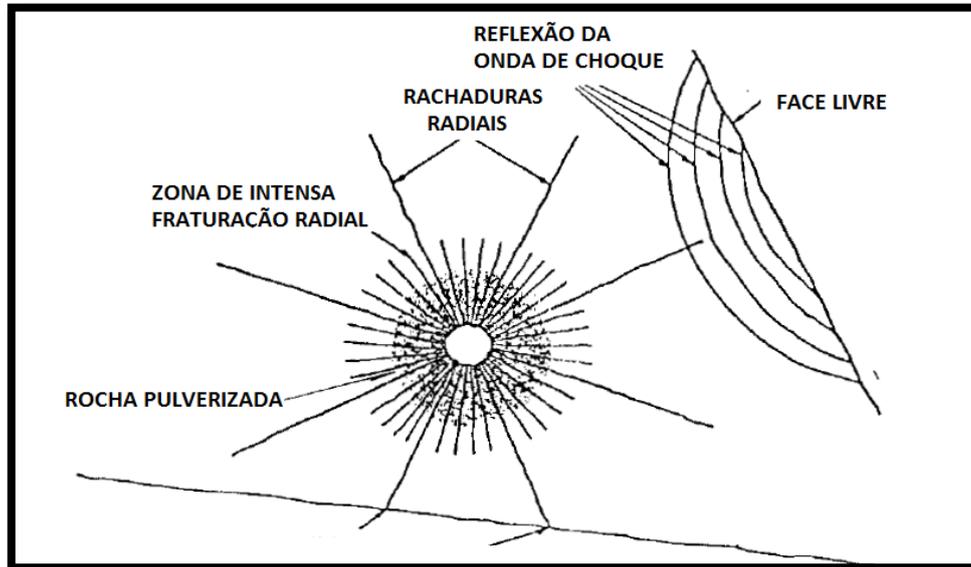
Quando a rocha apresenta fraturas naturais, a extensão das rachaduras mantém uma estreita relação com estas. Se o furo for interceptado longitudinalmente por fraturas existentes, elas serão abertas pelo efeito da onda de choque e o desenvolvimento de rachaduras radiais em outras direções será limitado. No caso de as fraturas serem paralelas ao furo e a alguma distância dele, elas interromperão a propagação das rachaduras radiais (JIMENO et al., 1994).

2.2.2 Reflexão das ondas de choque

Quando a onda de compressão propagada através da massa de rocha atinge uma face livre, ela é refletida e convertida em tensão de tração, que progride de volta ao ponto de origem. Se essa tensão exceder a resistência à tração da rocha, esta se fragmentará. No entanto, de acordo com JIMENO *et al.*, (1994), este mecanismo de fragmentação (Figura 7) contribui relativamente pouco no processo de fragmentação global do desmonte e, estimando-se a carga de explosivo necessária para que o maciço rochoso se fragmente exclusivamente por tensão de

tração, gerada pela reflexão da onda de choque, essa deveria ser oito vezes maior que a carga normal.

Figura 7: Zonas de rocha pulverizada e de rachaduras radiais e reflexão da onda de choque na face livre.

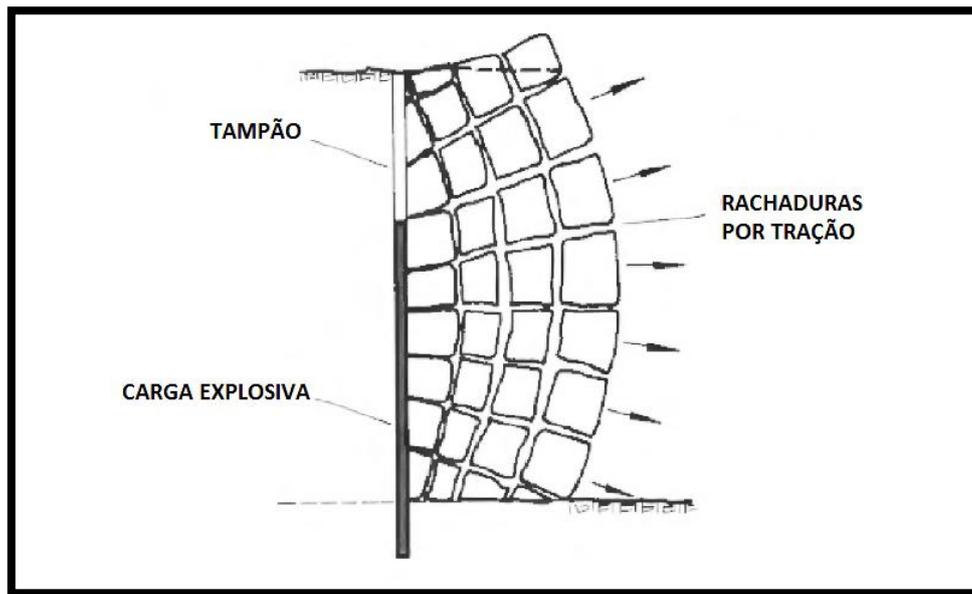


Fonte: JIMENO *et al.*, 1994.

2.2.3 Expansão dos gases

Após a emissão da onda de choque, as pressões dos gases são reduzidas e surge um campo de tensão quase estático ao redor do furo. Durante ou após a formação de rachaduras radiais pela onda de compressão, os gases começam a se expandir novamente e a penetrar nessas rachaduras, as quais se estendem sob a influência da concentração de tensão em suas extremidades. Além de estender as rachaduras pré-existentes, a pressão exercida pelos gases também provoca a fragmentação da rocha por fenômenos de flexão, uma vez que a fragmentação do material localizado na frente da coluna explosiva faz com que a coluna de rocha atue como uma viga, estando fixa na parte inferior do furo e na área do tampão (Figura 8).

Figura 8: Mecanismo de fragmentação por flexão.



Fonte: JIMENO *et al.*, 1994.

2.2.4 Colisão de fragmentos

O último estágio do processo de quebra da rocha ocorre durante o lançamento do material desmontado por colisão entre os blocos ou com o solo. A maioria da fragmentação ocorre pelas ondas compressivas e de tração e pela expansão dos gases, portanto, este mecanismo de fragmentação por colisão entre os fragmentos colabora pouco para o processo de fragmentação global do maciço rochoso.

2.3 EXPLOSIVOS

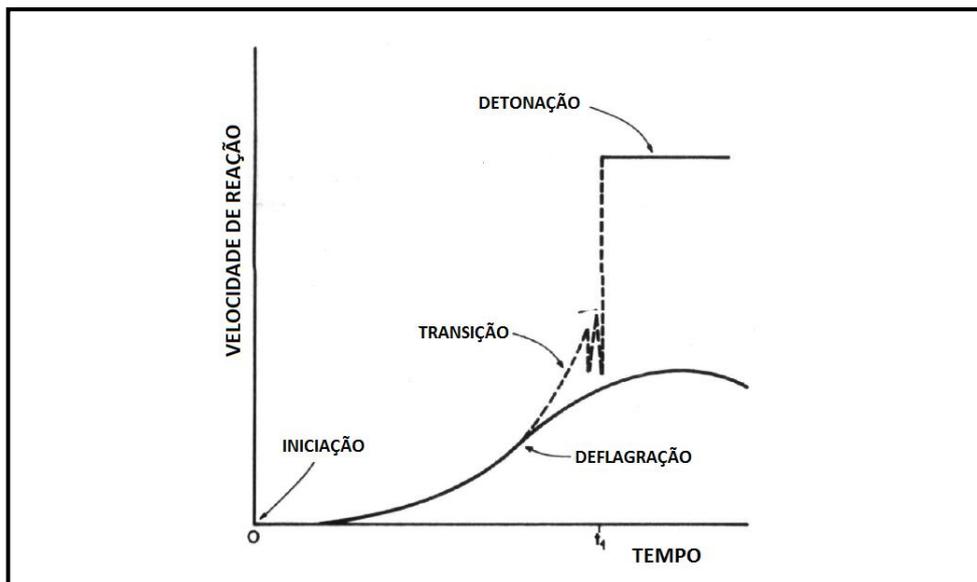
Os explosivos são substâncias ou misturas que, quando submetidas a uma causa térmica ou mecânica suficientemente energética (aquecimento, atrito, impacto, etc.), se decompõem total ou parcialmente em gases com alta temperatura e pressão, liberando uma grande quantidade de energia num intervalo de tempo muito curto (CROSBY, 1998). A natureza das substâncias do explosivo, bem como a forma de iniciação e as condições externas irão governar tal processo de decomposição (JIMENO *et al.*, 1994).

O objetivo essencial da utilização de um explosivo no desmonte de rocha consiste em dispor de uma energia química concentrada em quantidade e local apropriado, e que seja liberada de forma controlada, em tempo e espaço, para que se possa realizar a fragmentação eficiente e adequada da rocha para todas as atividades seguintes da cadeia produtiva.

Uma vez iniciado o explosivo, ocorre um aumento da sua energia cinética e consequente reação química de decomposição, com a liberação de energia que se propagará pelo explosivo, provocando uma reação em cadeia. Se a velocidade da reação é supersônica, o processo é denominado detonação e o agente é um alto explosivo, caso contrário, trata-se de um processo de deflagração e o agente é denominado baixo explosivo (JIMENO *et al.*, 1994).

Quando altos explosivos detonam, gera-se uma grande quantidade de gases a uma alta temperatura e pressão. A expansão desta energia ocorre em velocidade superior ao do som no meio, o que faz gerar uma potente onda de choque ondulatória com propagação radial em todas as direções, que será responsável pela quebra da rocha. Se a velocidade de decomposição química é subsônica, o processo é denominado deflagração, gerando uma expansão gasosa em condições que não produz uma onda de choque potente. Este regime de deflagração pode ocorrer em função do tipo de explosivo, em casos em que as condições para a utilização de determinado explosivo não sejam ideais ou quando a formulação deste não é adequada (Figura 9).

Figura 9: Velocidade do processo de reação de decomposição do explosivo até a detonação.

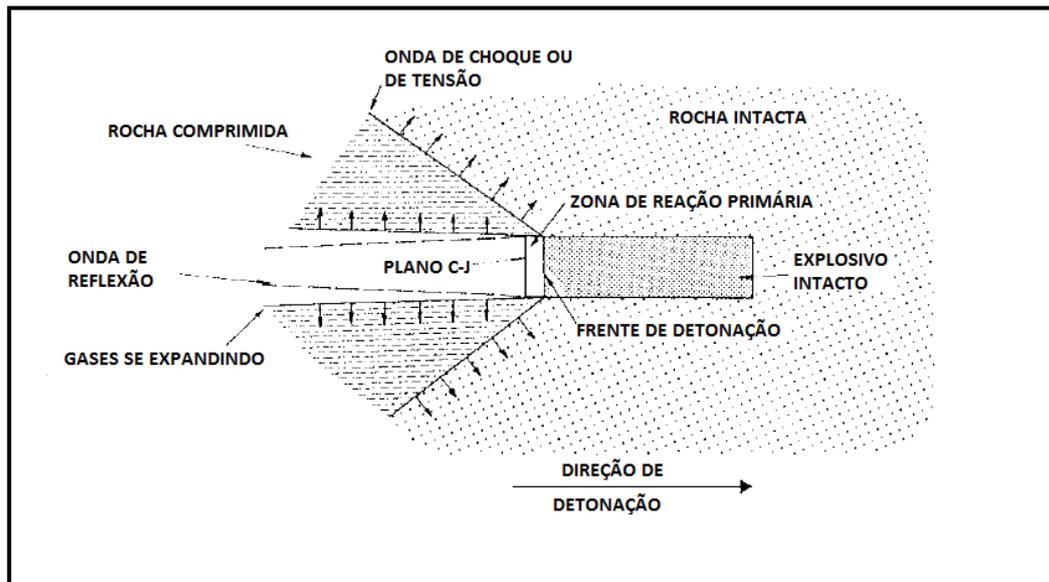


Fonte: JIMENO *et al.*, 1994.

Conforme podemos observar na Figura 10, durante o processo de detonação do explosivo, existe o Plano *Chapman-Jouguet* (Plano C-J), onde ocorre o equilíbrio químico das reações de decomposição, no caso de detonações ideais. Logo após este Plano C-J, ocorrem as reações químicas em uma faixa estreita chamada de Zona de Reação Primária e, anteriormente

ao Plano C-J, se encontram os produtos gasosos das reações. Normalmente, os gases produzidos alcançam temperaturas de 1.500 a 4.000 °C e pressões de 2 a 10 Gpa que, nestas condições, produzem ondas de choque ou de tensão no meio que os rodeia (JIMENO *et al.*, 1994).

Figura 10: Processo de detonação em um explosivo.



Fonte: JIMENO *et al.*, 1994.

2.3.1 Propriedades dos explosivos

As propriedades dos explosivos mais importantes no desmonte de rochas são: potência e energia disponível, velocidade de detonação, densidade, pressão de detonação e pressão de furo, resistência à água e sensibilidade (JIMENO *et al.*, 1994). Estas propriedades são importantes na avaliação e na escolha dos explosivos para as suas diversas aplicações, bem como prever os resultados prováveis de fragmentação, movimentação do material e vibração.

2.3.1.1 *Potência e energia disponível*

A potência de um explosivo é uma das propriedades mais importantes, já que define a energia disponível para realizar trabalho mecânico. Existem vários métodos práticos para se determinar a potência ou energia do explosivo como: Bloco de *Traulz*, Morteiro Balístico, Expansão do Cilindro, Método da Potência Sísmica, Método Subaquático, entre outros.

Segundo SCOTT et al. (1996), a energia dos explosivos está relacionada com o desempenho do explosivo ANFO (*Ammonium Nitrate /Fuel Oil*), amplamente utilizado e que possui valor referência de 100%, e é expressa em termos de massa ou volume, como se segue:

- Energia absoluta por massa (*Absolute Weight Strenght - AWS*): é a medida da quantia absoluta de energia disponível em cada unidade de massa do explosivo. Geralmente, é expressa em cal/g. (AWS do ANFO = 900 cal/g).
- Energia absoluta por volume (*Absolute Bulk Strenght, ABS*): é a quantia absoluta de energia disponível por unidade de volume de explosivo. É geralmente expressa em cal/cm³. Pode ser calculada pela multiplicação da AWS pela densidade do explosivo. (ABS do ANFO, $\rho_e = 0,85 \text{ g/cm}^3 = 765 \text{ cal/cm}^3$).
- Energia relativa por massa (*Relative Weight Strenght - RWS*): é a medida da energia disponível por unidade de massa de um explosivo, comparada a um explosivo padrão, o ANFO. A RWS é calculada pela divisão do AWS do explosivo pela do ANFO, multiplicando o resultado por 100.
- Energia relativa por volume (*Relative Bulk Strenght - RBS*): é definida como a energia contida em uma unidade de volume de explosivo, comparada a um igual volume do explosivo padrão ANFO. A RBS é calculada pela razão entre a RWS do explosivo e do ANFO, multiplicada pela corresponde razão das densidades.

2.3.1.2 *Velocidade de detonação*

A velocidade de detonação (VOD) de um explosivo é a velocidade que a reação de decomposição se propaga através desse explosivo (Figura 11). De acordo com OLOFSSON (1998), a VOD de um explosivo deve ser similar à velocidade de propagação da onda de choque sísmico pela rocha que será fragmentada. Portanto, quanto maior a competência de uma rocha, maior deve ser a VOD do explosivo, uma vez que a alta velocidade proporciona alta energia de choque para quebrar a rocha. Considera-se um explosivo de alta velocidade, aquele que detonar com uma velocidade superior a 3.000m/s.

Os fatores que influenciam na VOD de um explosivo são: o diâmetro da carga explosiva, a densidade do explosivo, o seu confinamento, o seu período de envelhecimento o tipo de iniciação empregado.

Figura 11: Reação explosiva em um cartucho.



Fonte: MENDES, 2012.

2.3.1.3 Densidade

A densidade de um explosivo é definida como o peso por unidade de volume ou peso específico, medida em g/cm^3 . Como a velocidade de detonação, quanto maior a densidade do explosivo, maior sua habilidade de fragmentar a rocha, também, chamada de brisância.

A maioria dos explosivos comerciais possui densidade entre 0,8 e 1,6 g/cm^3 (JIMENO *et al.*, 1994).

2.3.1.4 Pressão de detonação e pressão de furo

A pressão de detonação é a pressão teórica máxima atingida na zona de reação e medida no Plano C-J de uma coluna de explosivo. Esta pressão é a principal responsável pela geração de onda de choque na rocha que circunda a carga explosiva e que causa a fratura da rocha. Em outras palavras, essa pressão de detonação mede a habilidade do explosivo em fragmentar a rocha, chamada também de brisância (MENDES, 2012).

A fórmula usualmente aceita para o cálculo da pressão de detonação (P_d) é dada pela equação 3 abaixo.

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

Onde ρ_e é a densidade do explosivo (g/cm^3) e VOD é a velocidade de detonação do explosivo (m/s).

A pressão do furo é a pressão exercida na rocha que circunda a carga explosiva pela expansão dos gases gerados na detonação. Essa pressão exercida pelos gases e o intervalo de tempo no qual isto ocorre é uma medida da energia do gás do explosivo, também chamada de energia de lançamento ou deslocamento.

A pressão do furo (P_e) é normalmente expressa como uma porcentagem da pressão de detonação. Este valor pode variar de 30% a 70% para diferentes tipos de explosivos e condições de carga, mas a média é de aproximadamente 50% (MORAIS, 2004), conforme podemos notar na equação 4 abaixo.

$$P_e = 0,5 \times P_d \quad (4)$$

2.3.1.5 Resistência à água

A resistência à água de um explosivo é a sua capacidade de ficar exposto à água por um longo período, sem perder sua força ou capacidade de detonar. Esta propriedade varia de acordo com a composição do explosivo e poderá ser classificada como: nula, limitada, boa ou excelente. Geralmente, quanto menor a densidade de um explosivo, menor sua resistência à água (SEN, 1995).

2.3.1.6 Sensibilidade

Esta propriedade tem vários significados, os quais dependem do tipo de ação externa a que o explosivo é submetido.

- Sensibilidade à iniciação: os explosivos detonantes devem ser quimicamente estáveis em condições normais e, por isso, devem ser suficientes sensíveis para ser detonados a partir de um iniciador adequado.
- Sensibilidade à propagação: também conhecida como *Air Gap*, esta propriedade indica a maior distância longitudinal entre dois cartuchos em que ainda ocorre a propagação da detonação de um para o outro.

- Sensibilidade ao choque ou fricção: alguns explosivos podem detonar por efeito de estímulos subsônicos como choques ou fricção. Desta maneira, é importante conhecer este grau de sensibilidade do explosivo durante seu transporte e manipulação.
- Sensibilidade ao calor: dependendo da temperatura que se expõe o explosivo, pode ocorrer que ele se decomponha, repentinamente, com desprendimento de gases. A esta temperatura dá-se o nome de ponto de ignição do explosivo.

2.3.2 Alguns tipos de explosivos

A maioria das minerações de todo o mundo faz uso do explosivo ANFO, fabricado à base apenas de nitrato de amônio e óleo combustível. Este agente explosivo foi desenvolvido no século XX e substituiu os explosivos nitroglicerinados de alto custo, permitindo a redução de custo do desmonte e a melhoria da segurança das operações com estas substâncias. No entanto, a característica do ANFO de não ser resistente à água forçou o desenvolvimento e a evolução deste explosivo, na forma de misturas à base de nitrato de amônio que não sofrem decomposição pela água, surgindo então a emulsão.

2.3.2.1 ANFO

O ANFO consiste em uma mistura de dois compostos principais: nitrato de amônio e óleo combustível. O nitrato de amônio (NH_4NO_3) é um oxidante e, ao reagir, libera o oxigênio que, em excesso, combina com o óleo adicionado para formar os produtos da reação de combustão. Dependendo da quantidade destes compostos presentes, a reação de combustão será mais ou menos completa, com maior ou menor geração de energia para a fragmentação da rocha (MUNARETTI, 2002).

As soluções de nitrato de amônio são obtidas da neutralização do ácido nítrico e do amônio. O amônio, por sua vez, é produzido do nitrogênio e hidrogênio, combinados sob alta pressão, na presença de catalizadores apropriados, tais como tetróxido triférrico e óxido de alumínio. O nitrato de amônio pode ser encontrado sob diferentes especificações, dependendo da sua finalidade e utilização. O composto em pó normalmente é utilizado na fabricação de dinamites e emulsões, enquanto quando em forma de grão (*prill*) de alta densidade é utilizado na agricultura e em forma de grão (*prill*) menos densos e de maior porosidade na indústria de ANFO. Este *prill* utilizado para a fabricação do ANFO apresenta maior porosidade e menor

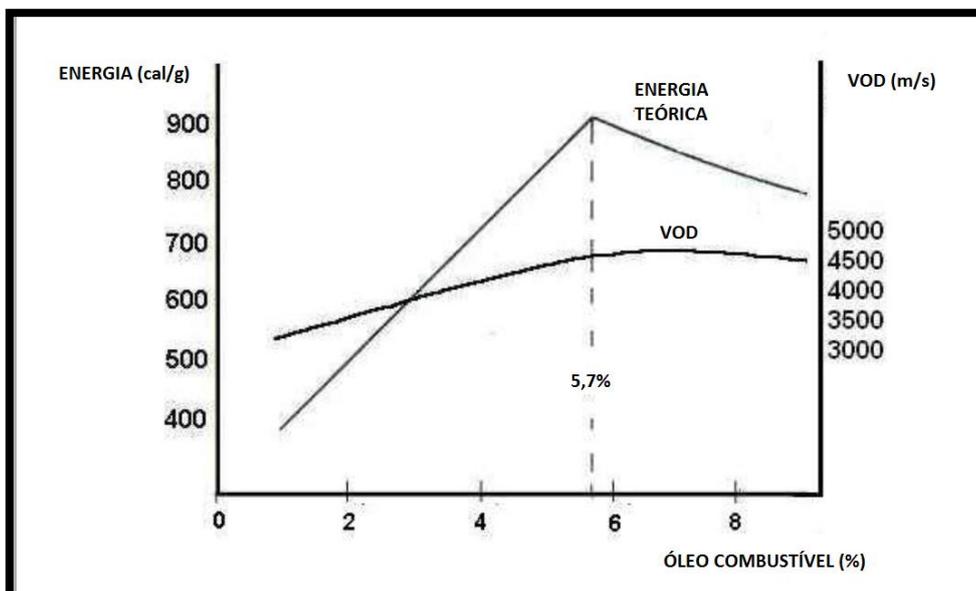
quantidade de material anti-empedante (*anti-caking*) para facilitar a absorção do óleo combustível mais rapidamente (MORAIS, 2004).

O óleo combustível mais utilizado para a mistura ANFO é o óleo diesel. Teoricamente, para uma reação completa e ideal de combustão, o percentual de óleo combustível, em massa, deve ser de 5,7% para 94,3% de percentual, em massa, de nitrato de amônio. Desta maneira, espera-se uma reação com balanço de oxigênio igual a zero, ou seja, com oxigênio suficiente para oxidar completamente todos os combustíveis da mistura e liberar a maior energia térmica possível disponível que, no caso do ANFO, é de 905 calorias por grama de explosivo. A reação de combustão ideal do ANFO é mostrada na equação 5 abaixo.



Se a mistura estiver com excesso de óleo, surgirá uma deficiência de oxigênio na reação que resultará na oxidação do carbono presente no óleo em monóxido de carbono (CO). Embora esta reação seja ainda exotérmica, ela libera menos energia do que a formação de gás carbônico (CO₂). Em outra situação, em que a mistura apresente uma deficiência de óleo, surgirá então um excesso de oxigênio na reação. Neste caso, uma parte do nitrogênio do nitrato de amônio combina com esse excesso de oxigênio para formar NO, o qual ainda reage com oxigênio presente na atmosfera e produz o extremamente tóxico NO₂. Estas reações são endotérmicas e consomem energia e, portanto, a reação de combustão liberará menos energia. Visualmente, excesso de combustível faz o ANFO gerar gases negros e ocorrem maiores velocidades de detonação, com a deficiência de combustível e maior quantidade de oxigênio, gases de cores alaranjadas são observados (MUNARETTI, 2002, Figura 12).

Figura 12: O efeito do balanço de oxigênio no desempenho do ANFO.



Fonte: MUNARETTI, 2002.

A utilização do ANFO proporciona um custo reduzido do desmonte, um fácil carregamento quando a granel e pouca sensibilidade antes e depois de misturado ao óleo. No entanto, a sua utilização fica limitada quando existe a presença de água, uma vez que não é resistente a esta substância.

2.3.2.2 *Emulsão explosiva*

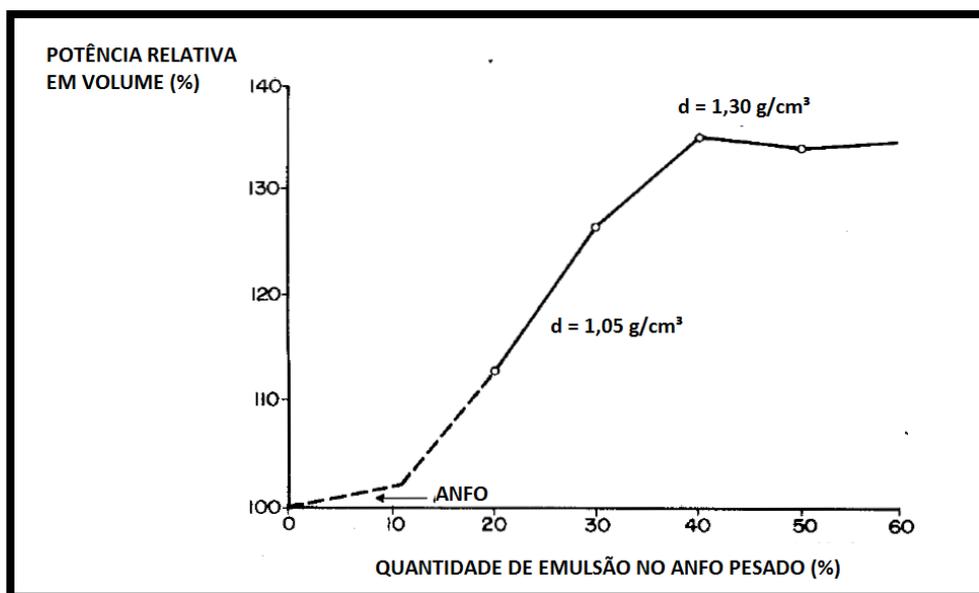
A emulsão explosiva é um sistema bifásico, formado por uma fase aquosa composta por sais inorgânicos oxidantes, normalmente de nitrato de amônio, dissolvidos e saturados em água e por uma fase oleosa composta por um combustível líquido, do tipo hidrocarboneto. Essa dispersão estável de um líquido imiscível em outro é atingida através de agentes emulsificantes, normalmente oleatos de sódio ou estearato de sódio, e uma forte agitação mecânica (MUNARETTI, 2002).

As vantagens na utilização deste explosivo é que ele tem resistência à água e a uma reação de combustão rápida e completa, proporcionada pela enorme área de contato entre as micro gotas de substância oxidante e o combustível. Uma desvantagem, no entanto, é o fenômeno de cristalização. Sob baixas temperaturas, a estrutura que cria as propriedades atrativas da emulsão pode cristalizar e, com isso, a estrutura das emulsões é perdida de forma irreversível (MUNARETTI, 2002).

2.3.2.3 ANFO pesado

Com o objetivo de tornar ainda mais energético o ANFO, tornou-se prática adicionar emulsão ao ANFO, mistura que deu origem a um novo agente explosivo chamado de ANFO pesado. Desta forma, a emulsão ocupa os espaços vazios que o explosivo apresenta e atua como matriz energética. No entanto, as propriedades do ANFO pesado vão depender porcentagem de cada substância na mistura. De acordo com a Figura 13, pode-se concluir que conforme se adiciona emulsão ao explosivo ANFO, a densidade da mistura aumenta, bem como a sua potência relativa em volume, alcançando a energia máxima para um valor de densidade de $1,3\text{g/cm}^3$. Com a adição de mais emulsão, ultrapassando 40% do volume da mistura, observamos que a potência relativa em volume cai, uma vez que a distância entre os *prills* de ANFO aumenta de forma que impedem que atuem como pontos quentes para a propagação de onda de choque (JIMENO et al., 1994).

Figura 13: Variação da potência e densidade (d) de um ANFO pesado de acordo com a porcentagem de emulsão.



Fonte: JIMENO et al., 1994.

As vantagens principais deste agente explosivo são: maior energia que o ANFO, melhores características de sensibilidade, grande resistência à água e possibilidade de variar a carga explosiva ao longo do furo.

2.4 SISTEMAS DE INICIAÇÃO

Os sistemas de iniciação, ou dispositivos de detonação, são responsáveis pelo fornecimento de energia necessária para a iniciação de cargas explosivas. A escolha do projeto da sequência de detonação e dos tempos de retardo é de alta relevância, uma vez que interferem na eficiência e custo do desmonte, além de questões ambientais relacionadas à atividade.

2.4.1 Estopim/espoleta

O estopim é constituído de um núcleo de pólvora negra de nitrato de potássio, envolvida por material de plástico, o qual promove sua impermeabilização e proteção. Normalmente é utilizado para iniciar cargas explosivas a distâncias curtas ou cordel detonante, através de uma espoleta. Para se iniciar este acessório, pode-se utilizar palitos de fósforos ou isqueiros e o a chama é conduzida com velocidade uniforme a um tempo de queima constante de 140 segundos por metro. Nos dias de hoje, esse sistema está em desuso.

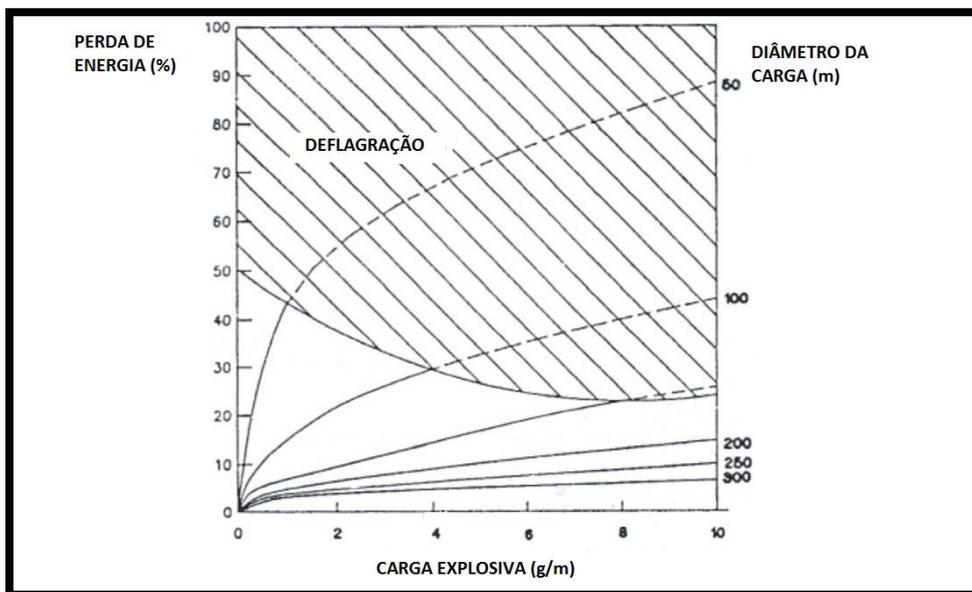
2.4.2 Cordel detonante

O cordel detonante possui em seu núcleo um explosivo de alta velocidade, o tetranitrato de pentaeritritol (PETN), envolvido por múltiplos revestimentos de fibra. Este revestimento confere ao explosivo alta flexibilidade, impermeabilidade e resistência à ação mecânica. Sua iniciação se faz com espoletas simples ou instantâneas, direcionadas no sentido da propagação do fogo e firmemente fixadas por fitas adesivas na extremidade do cordel (MORAIS, 2002).

A velocidade de detonação do PETN é de até 8.000 m/s. Esta alta velocidade dá a condição ao acessório de determinar a velocidade de detonação do próprio explosivo que ele inicia, caso este tenha velocidade inferior. Além disso, também pode promover a iniciação simultânea de cargas explosivas de um grande número de furos (MORAIS, 2002).

No entanto, de acordo com KLEN (2010), o cordel detonante não deve ser utilizado para iniciar explosivos de um furo carregado, pois a iniciação ocorre do seu topo ao fundo, o que promove a projeção do tampão e, conseqüentemente, redução da eficiência deste explosivo. Além disso, no caso do ANFO, dependendo do diâmetro do furo, a pressão causada pela detonação do cordel pode comprimir o explosivo e não o iniciar, impedindo a detonação do furo ou provocando uma detonação parcial, uma vez que explosivo tem sua energia reduzida, conforme podemos observar no gráfico da Figura 14.

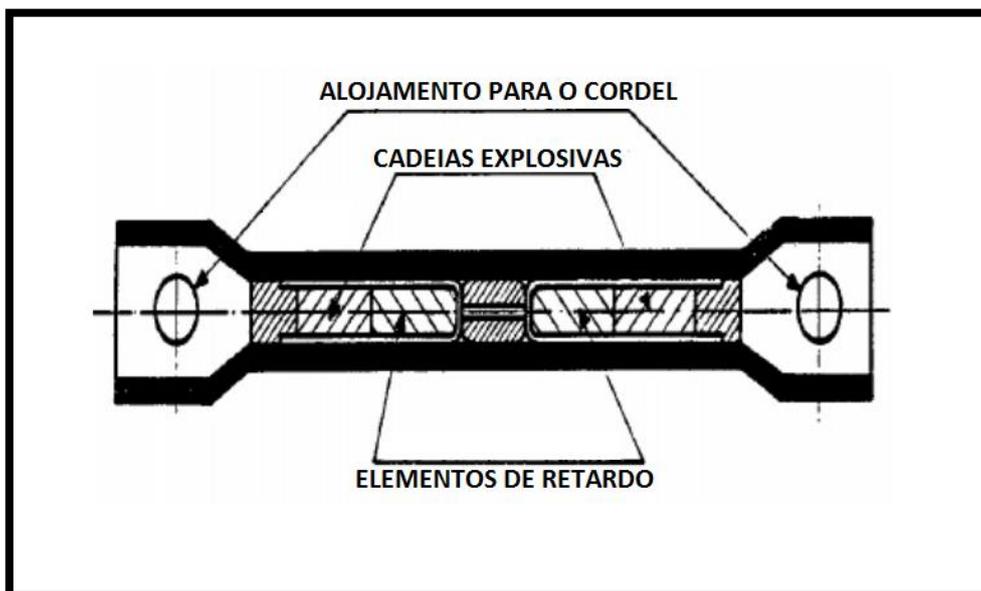
Figura 14: Perda de energia do explosivo devido ao efeito do cordel.



Fonte: KLEN, 2010.

A detonação do cordel detonante pode ser retardada por meio da aplicação de elementos de retardo para o cordel. Este acessório consiste em um tubo plástico, que protege duas cargas explosivas e dois elementos de retardo, conforme Figura 15. Quando a onda de choque passa por uma das extremidades deste dispositivo, ela sofre uma queda de velocidade enquanto queima o misto de retardo, o qual pode ser fabricado nos tempos de 5, 10, 20, 30, 50, 75, 100, 200 e 300 milissegundos. Terminada esta queima, o acessório detona o cordel novamente na sua outra extremidade (KLEN, 2010).

Figura 15: Esquema de funcionamento de retardo para um cordel.



Fonte: Adaptado de KLEN, 2010.

2.4.3 Tubo de choque

A utilização do cordel detonante é limitada pelo excesso de ruído e pela redução da eficiência da carga explosiva do furo, a qual é detonada de cima para baixo. Para solucionar estes problemas, substitui-se o cordel pelo tubo de choque, acessório que pode ser utilizado na iniciação de furos e na linha de tronco, além de poder estar combinado com o cordel detonante.

O tubo de choque consiste em um tubo plástico, com a parede interna normalmente revestida por uma substância reativa denominada HMX-AL, que é responsável por manter a propagação da onda de choque. A velocidade de detonação deste explosivo é de até 2.000 m/s e a onda de choque gerada não destrói o tubo externamente, possibilitando a detonação no fundo dos furos com iniciação pontual de espoletas, uma vez que não exerce influência na coluna de explosivo durante sua propagação (KLEN, 2010).

Tubos de choques podem estar conectados por retardos de superfície, os quais são ligados à linha tronco, que pode ser formada pelos tubos de choque ou cordel detonante. Estes retardos de superfície possuem tempos variáveis que chegam a até 300 milissegundos e seu princípio é o mesmo dos retardos para cordel detonante. Além disso, a detonação do furo também pode ser retardada pelas espoletas, convencionais ou elétricas, as quais variam em

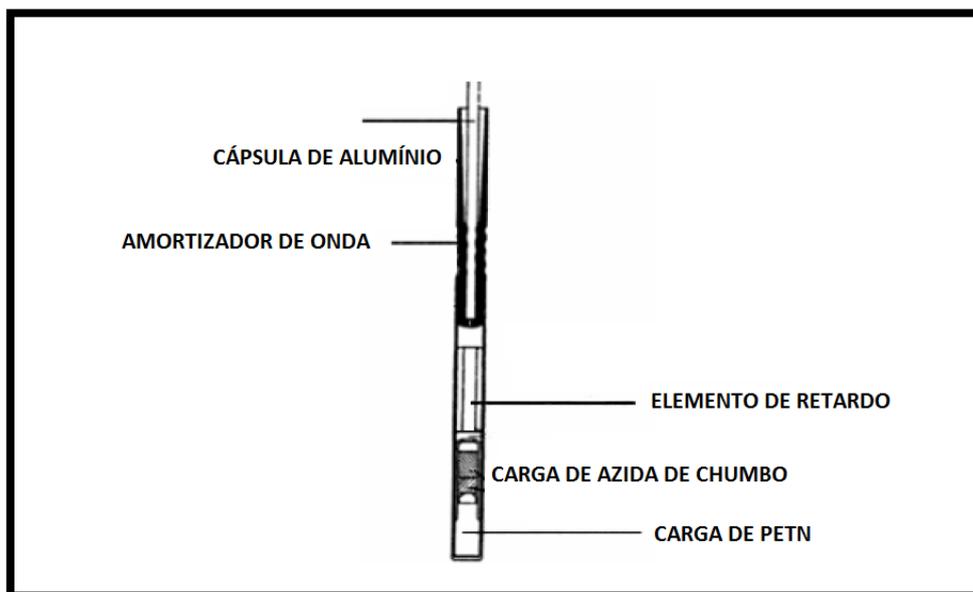
tempos de até 10.000 milissegundos. Desta maneira, o tempo total de retardo de cada furo é a soma do tempo de retardo do dispositivo de mais o tempo de retardo da espoleta.

2.4.4 Espoleta/detonadores

Existem espoletas não elétricas, também, denominadas convencionais, e existem as elétricas e as eletrônicas, que podem ser de detonação instantânea ou com retardo. As espoletas têm cada vez mais restrição de uso na mineração, devido aos riscos de acionamento por correntes parasitas, radiofrequência e raios.

As espoletas convencionais (Figura 16) consistem em uma cápsula de alumínio, a qual envolve um sistema de atenuação de onda de choque, um elemento de retardo, carga de azida de chumbo e carga de PETN. O sistema de atenuação de onda de choque tem a função distribuir a energia advinda do tubo de choque para toda a superfície do elemento de retardo, de forma a proporcionar uma combustão mais estável da mistura pirotécnica deste, a qual proporcionará o retardo da detonação do explosivo. A carga de azida de chumbo será iniciada pelo elemento de retardo e transmitirá energia para a carga de PETN, a qual é responsável por iniciar o explosivo com energia suficiente (KLEN, 2010).

Figura 16: Esquema de uma espoleta convencional.



Fonte: KLEN, 2010.

As espoletas eletrônicas são iniciadas por corrente elétrica, a partir de um circuito integrado ou chip eletrônico, e não por carga pirotécnica de queima lenta, como nas

convencionais e, por isso, apresentam uma alta precisão de tempo de retardo. Tal vantagem proporciona uma redução do nível de vibração, além de melhoria da fragmentação redução de custo com britagem, de acordo com alguns autores.

Uma máquina de detonar se comunica com as espoletas através de fios e é responsável por lhes fornecer energia de iniciação e determinar o tempo de retardo, quando aplicável, o qual admitem intervalos até 15.000 milissegundos, com incrementos de 1 milissegundo. Antes da detonação dos furos, a máquina é capaz de verificar se não há falhas na linha de comunicação com as espoletas e, em seguida, verifica o funcionamento de cada um destes detonadores e atribui a eles o tempo de retardo adequado (KLEN, 2010).

2.4.5 Reforçadores ou *Boosters*

Os reforçadores, ou *Boosters*, são utilizados para a iniciação de explosivos de baixa sensibilidade, como o ANFO ou emulsão. São dispositivos constituídos por carga explosiva, acondicionada em um recipiente plástico que pode ter formatos variáveis de tronco-cônico: cilíndrico, cônico, esférico ou plano. Esta carga explosiva é iniciada por cordel detonante ou por espoleta e possui potência suficiente para obter o maior rendimento energético do explosivo a ser detonado.

2.5 PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO

2.5.1 Diâmetro do furo

Diâmetros pequenos normalmente apresentam menor consumo de explosivo e, também, melhor distribuição da energia gerada na detonação, no entanto, há a necessidade da realização de mais furos para a mesma área de arranque, o que encarece o processo de perfuração. Já diâmetros maiores permitem um aumento na velocidade de detonação da carga explosiva e uma maior massa desmontada por metro perfurado, no entanto, com uma malha mais espaçada, o nível de fragmentação desejável pode ser dificultado, a não ser que se aumente consideravelmente o consumo de explosivos, o que também encarece o processo (JIMENO *et al.*, 1994).

Diante disso, a escolha do diâmetro dos furos perfurados deve levar vários fatores em consideração, como a característica geológica do maciço rochoso, o objetivo do arranque, a fragmentação desejada e os custos das operações de perfuração e desmonte. Este é parâmetro fundamental, já que a partir dele se determinam todos os outros parâmetros do desmonte de

rocha, além de proporcionar uma estimativa do custo de perfuração e desmonte (SANTOS & ALBUQUERQUE, 1993).

Segundo JIMENO *et al* (1994), o custo total de perfuração pode ser resumido pela soma de todas as parcelas envolvidas nos custos de posse, relativos aos custos com impostos, seguros e depreciação do equipamento, e nos custos de operação, relativos à manutenção e reparos do equipamento, materiais de consumo, mão de obra e acessórios de perfuração, conforme equação 6 abaixo.

$$Ct = \frac{Cd+Ci+Cm+Cmob+Ce+Co+Cb}{Pr} \quad (6)$$

Onde na fórmula tem-se: Ct é o custo total de perfuração (\$/m); Cd é o custo de depreciação do equipamento (\$/h); Ci é o custo com imposto e seguros (\$/h); Cm é o custo com manutenção e reparos (\$/h); Cmob é o custo de mão de obra (\$/h); Ce é o custo de combustível ou energia (\$/h); Co é o custo de óleo, graxa e filtros (\$/h); Cb é o custo com bits, hastes e luvas (\$/h); e Pr é a produtividade da perfuratriz (m/h).

O custo total de perfuração é dado por metro. Assim, quando elaborado o plano de fogo, que contenha a profundidade dos furos, pode-se estimar o custo associado a este furo multiplicando-se o custo por metro perfurado e a profundidade do furo. Uma vez que se conhece o custo de perfuração por furo, se pode compreender qual a relação do diâmetro do furo e o tipo de explosivo com o custo por furo, a qual fornece um modelo inicial de controle de consumo.

2.5.2 Altura da bancada

Para assegurar uma boa fragmentação é importante que o afastamento e a altura da bancada sejam razoavelmente compatíveis. De acordo com SILVA (2009), a recomendação de vários autores é que a altura da bancada seja o quádruplo do afastamento. Quando a altura da bancada (H) é menor que o recomendado, qualquer variação do afastamento ou do espaçamento dificulta o controle da fragmentação do material detonado. Em contrapartida, quando os bancos são muitos altos, podem surgir problemas de desvios dos furos durante a operação de perfuração, o que prejudica a fragmentação do maciço.

2.5.3 Malha de perfuração

Uma malha de perfuração, formada pelo afastamento e pelo espaçamento, define a área de influência do furo carregado e é muito importante para o resultado da fragmentação do desmonte com explosivo. Esses parâmetros dependem basicamente do diâmetro de perfuração e das propriedades da rocha e do explosivo (SILVA, 2009).

O afastamento é considerado a mais importante e crítica variável no projeto do desmonte de uma bancada. Esse parâmetro é definido como a distância de um furo à face livre mais próxima na hora da detonação. Quando o afastamento é maior que o necessário, os gases gerados na explosão encontram muita resistência para continuar expandindo as trincas e criar outras novas, e assim, parte da energia cinética é transformada em energia sísmica, o que aumenta a intensidade das vibrações do desmonte. Em contrapartida, quando um afastamento é menor que o necessário, os gases gerados na explosão se expandem em alta velocidade, projetando os fragmentos de rocha de forma descontrolada (SILVA, 2009).

Segundo SEN (1955), O valor do afastamento (B) é em função do diâmetro da coluna de explosivos, conforme mostrado na equação 7 abaixo.

$$B = (25 \text{ a } 40) \times D \quad (7)$$

Onde D é o diâmetro da coluna de explosivo.

A distância entre furos adjacentes, medida perpendicular ao afastamento, é definida como espaçamento. Espaçamentos muito pequenos causam excesso de trituração do material e problemas de repés. Já espaçamentos muito grandes produzem uma fragmentação não adequada ao desejado e também problemas de repés.

O espaçamento é medido diretamente em função do afastamento e, também de acordo com SEN (1955), pode ser calculado pela equação 8 abaixo.

$$S = (1,0 \text{ a } 1,8) \times B \quad (8)$$

Onde H é a altura do banco.

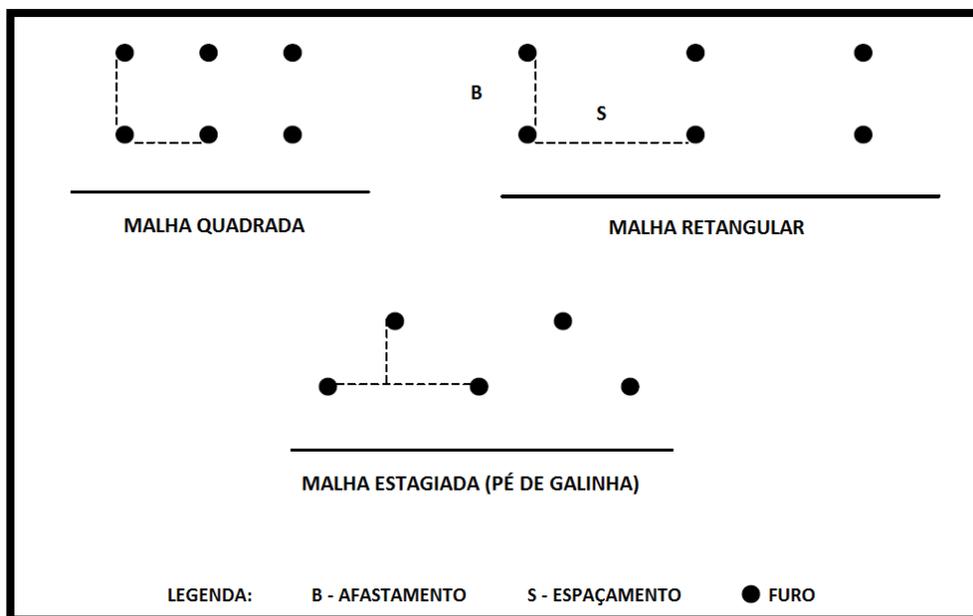
É importante verificar a relação entre o espaçamento e o afastamento (razão S/B) de acordo com a resistência da rocha. No caso de rochas duras com resistência à compressão

superior a 100MPa, recomenda-se uma relação S/B menor que 1,30. Em rochas friáveis, pode-se adotar as malhas alongadas com razão S/B superior a 1,70 (MORAIS, 2004).

Outra verificação importante é o real valor do afastamento e do espaçamento, uma vez que estes parâmetros não dependem somente da geometria dos furos, mas também da sequência de iniciação e dos tipos de retardos utilizados (SANTOS & ALBUQUERQUE, 1993).

Existem vários tipos de malhas de perfuração, sendo as mais comuns de três tipos: quadrada, retangular ou estagiada, também conhecida como “pé de galinha” (Figura 17). As malhas quadradas possuem valores iguais para o afastamento e para o espaçamento e as linhas de furos se apresentam paralelas e alinhadas horizontalmente. A malha retangular, também, apresenta as linhas de furos paralelas e alinhadas horizontalmente, porém é formada por afastamento e espaçamento com diferentes valores. Por fim, a malha “pé de galinha” pode ou não apresentar valores iguais de afastamento e espaçamento dos furos, e as linhas estão paralelas e alinhadas diagonalmente. Esta malha estagiada é considerada a mais eficiente delas, já que trabalhando com a temporização de detonação dos furos, ela permite a formação de maiores faces livres para os mesmos.

Figura 17: Principais tipos de malha de perfuração.



Fonte: MORAIS, 2004.

2.5.4 Subfuração

A subfuração é o comprimento perfurado abaixo do nível da praça inferior para assegurar que a face completa da bancada seja removida pela detonação. Uma subperfuração insuficiente resultará na formação de repé, que é uma porção de rocha localizada no pé da bancada com uma fragmentação pobre e resistente ao processo de escavação. Este repé exige detonação secundária, que encarece bastante a atividade de perfuração e desmonte (JIMENO *et al.*,1994).

A subfuração (J) deve ser 1/3 do afastamento, como se nota na equação 9 abaixo.

$$J = \frac{1}{3} \times B \quad (9)$$

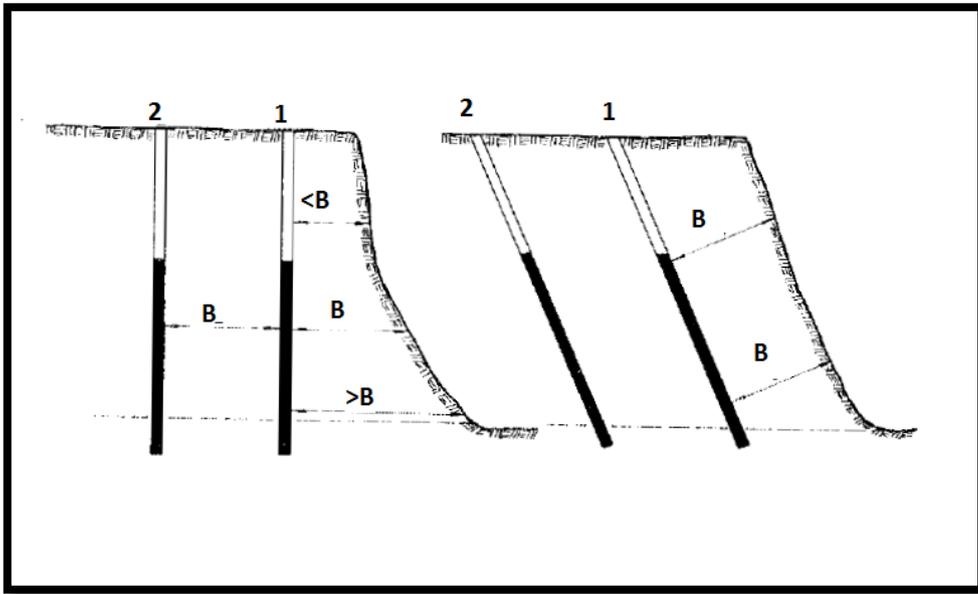
A subfuração excessiva deve ser evitada uma vez que promove um aumento da vibração durante o desmonte, um custo maior de explosivos e a destruição indesejável além do piso da bancada, prejudicando os desmontes seguintes.

2.5.5 Inclinação do furo

Furos inclinados promovem melhor fragmentação do maciço rochoso, bem como deslocamento e empilhamento do material detonado mais adequados. Tais vantagens ocorrem por dois motivos principais: maior uniformidade do afastamento desde o topo até o fundo da carga e maior aproveitamento da energia do explosivo, conforme podemos observar nas

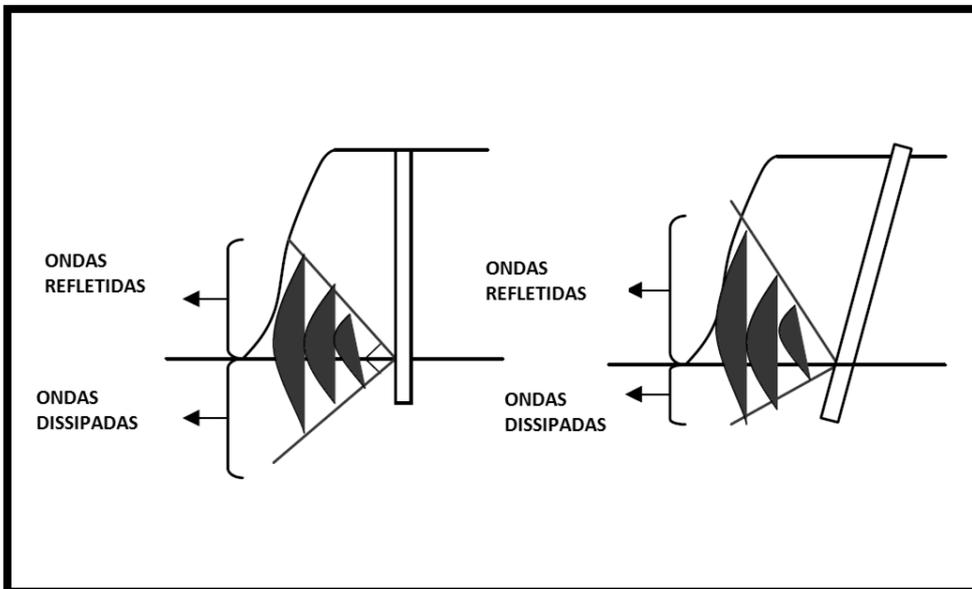
Figura 18 e Figura 19.

Figura 18: Comparação do afastamento de furos verticais e inclinados próximos à bancada.



Fonte: JIMENO *et al.*, 1994.

Figura 19: Maior eficiência no uso da energia do explosivo em furos inclinados.



Fonte: MORAIS, 2004.

A inclinação dos furos, portanto, tende a reduzir os repés, possibilita uma subperfuração menor e conseqüente redução de consumo de explosivos, promove uma melhor homogeneização do afastamento, promove aumento de produtividade da atividade de carregamento devido ao formato mais adequado da pilha, além de originar bancadas mais estáveis e seguras com a redução da influência do desmonte no maciço rochoso remanescente.

No entanto, normalmente, os furos em desmonte de mineração à céu-aberto são verticais devido à dificuldade da perfuração com inclinação, a qual demanda maior tempo e cuidado para as operações de emboque e é mais susceptível ao desvio dos furos.

2.5.6 Tampão

O tampão (T) é constituído por material inerte, utilizado no topo da coluna de explosivo com a função de realizar o confinamento dos gases produzidos na detonação. O comprimento recomendado deste parâmetro é dado pela equação 10 abaixo, podendo T variar entre 0,7 a 1,2 de B.

$$T = B \quad (10)$$

Quando a coluna de tampão é menor do que a recomendada, os gases da detonação não são devidamente confinados e podem ocorrer projeções de fragmentos e excessiva vibração durante o desmonte. Em contrapartida, quando a coluna do tampão é a recomendada, a energia do explosivo é bem aproveitada e mais trabalho efetivo é realizado na rocha ao longo da carga explosiva, quando o tamanho do tampão for muito grande a fragmentação acima do topo da carga pode se tornar grosseira (SILVA, 2009).

Em muitas operações de perfuração e desmonte utiliza-se o próprio pó da perfuração como tampão. No entanto, muitas pesquisas desenvolvidas sobre o assunto já comprovaram que o uso de um material granular anguloso proporciona uma melhor fragmentação e controle de nível de vibração e ultralançamentos e, portanto, deve ser adotado.

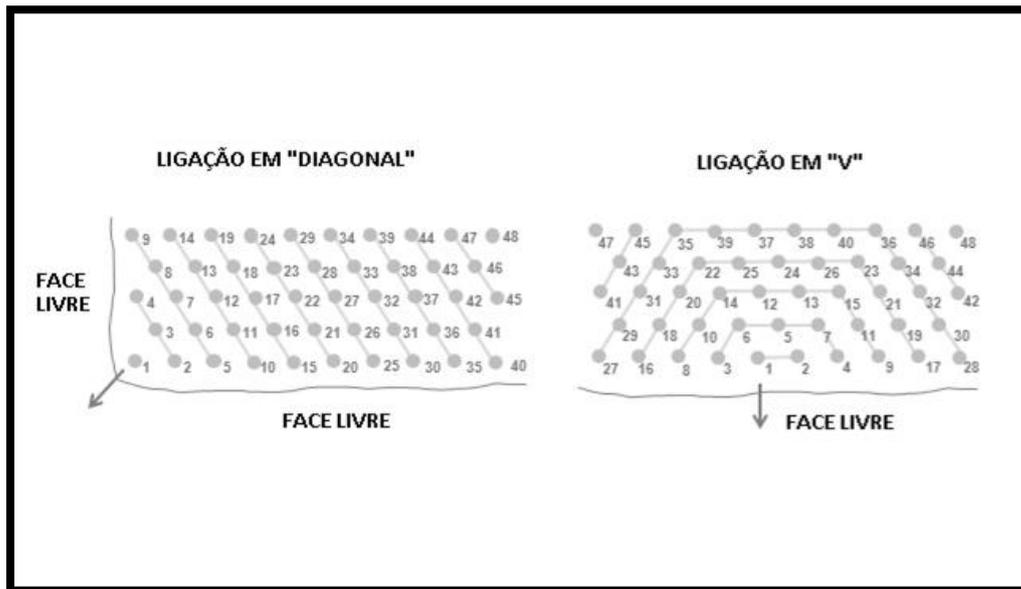
2.5.7 Amarração

A amarração consiste no procedimento de conexão dos furos, determinando a sequência de detonação das cargas explosivas. Este processo influencia diretamente no grau de fragmentação da rocha detonada, no controle de vibrações e define a direção de lançamento da pilha do desmonte.

É muito importante a utilização de tempos adequados entre as séries sucessivas de furos da detonação de tal forma que sempre exista um alívio dos afastamentos de uma linha de furos antes da detonação da próxima linha. Dessa maneira formam-se faces livres para os furos que serão detonados posteriormente e a energia do explosivo é mais bem aproveitada (SANTOS & ALBUQUERQUE, 1993).

Os principais tipos de amarrações mais utilizadas são: linear com detonação simultânea dos furos, linear com detonação simultânea dos furos de uma linha e tempo entre linhas, em “V” ou em diagonal (Figura 20). Estas duas últimas são as mais recomendadas, já que não causam muitos problemas relacionados com vibrações e ruídos e pelo fato de aproveitarem melhor a energia dos explosivos melhorando a fragmentação do material, já que criam mais faces livres para os furos que irão detonar.

Figura 20: Amarração em “diagonal” e em “V”.



Fonte: Contribuição do autor, 2016.

2.5.8 Razão de carga

A razão de carga (RC) é a massa de explosivo usada para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha e pode ser calculada a partir das expressões 11 e 12 abaixo.

$$RC = \frac{Q_e}{B \times S \times H} \quad (11)$$

$$RC = \frac{Q_e}{B \times S \times H \times \rho_r} \quad (12)$$

Onde Q_e é a massa de explosivo no furo e ρ_r a densidade da rocha.

A definição de uma razão de carga para um dado desmorte vai depender das características da rocha, da potência do explosivo utilizado e dos objetivos do desmorte. Se a

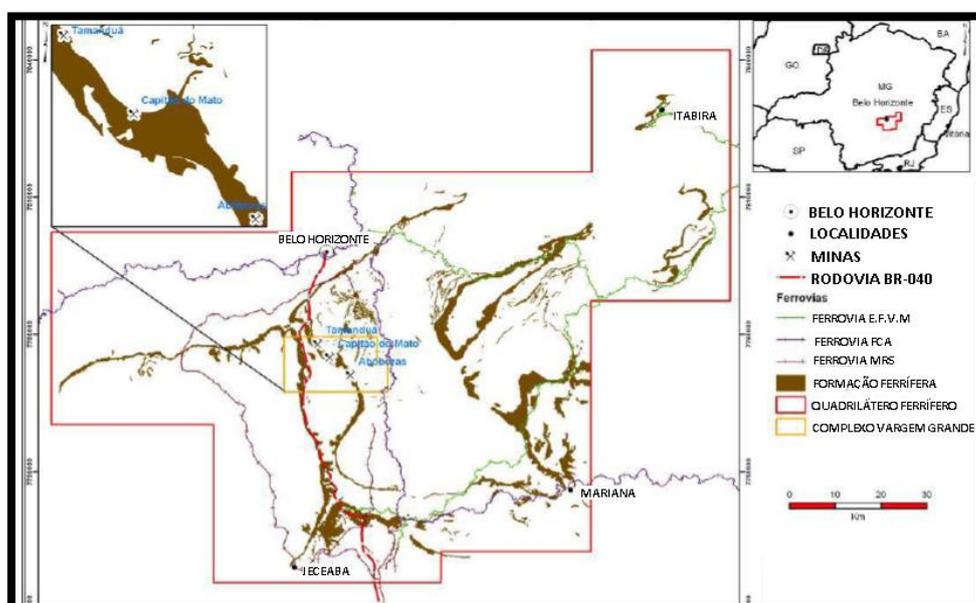
razão de carga for mais baixa que a requerida pelo maciço, não haverá energia suficiente para a quebra da rocha, ocasionando uma fragmentação grosseira com a geração de muitos blocos. No caso contrário, se a razão de carga estiver em excesso, ocorrerá a geração de uma porcentagem muito grande de finos, que pode dificultar bastante as operações seguintes de concentração na planta de beneficiamento.

3. LOCALIZAÇÃO E DESCRIÇÃO GEOLÓGICA DA ÁREA DE ESTUDO

3.1 LOCALIZAÇÃO DA ÁREA

A Mina de Abóboras está localizada na porção leste do Quadrilátero Ferrífero, no município de Nova Lima, junto às Minas Capitão do Mato e Tamanduá, que integram o complexo Vargem Grande da Vale (Figura 21). O acesso é realizado a partir de Belo Horizonte por meio da rodovia BR-040 (sentido sul) até o trevo de Ouro Preto, a partir daí segue-se pela BR-356 (sentido oeste) até a Balança Rodoviária da Polícia Rodoviária Federal. Na balança, segue-se pela estrada na margem esquerda (sentido norte) por 4,5 km, acessando, finalmente, a Mina de Abóboras.

Figura 21: Mapa de localização da Mina de Abóboras.



Fonte: ANICETO *et al.*, 2017.

3.2 GEOLOGIA REGIONAL

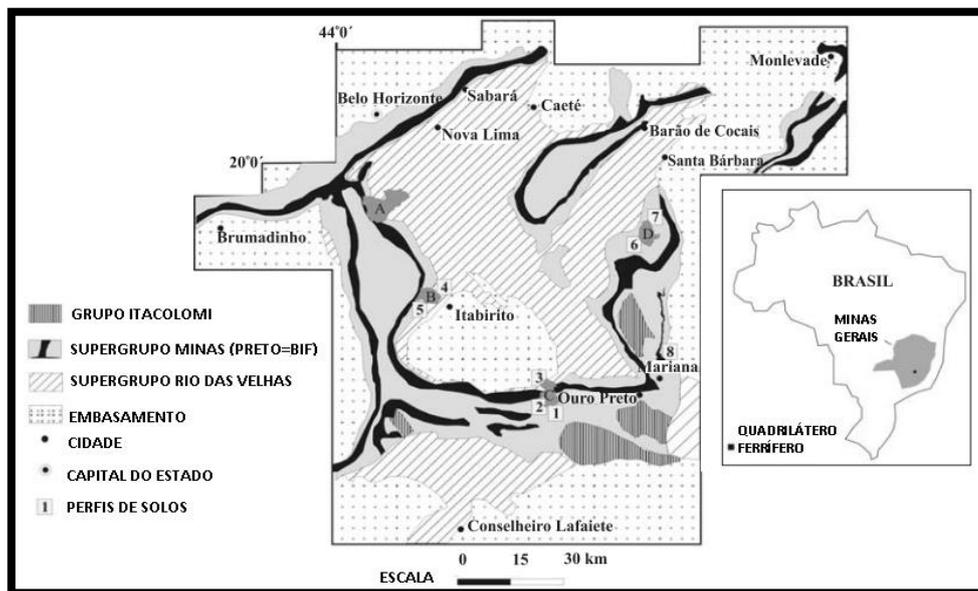
O Quadrilátero Ferrífero (QF) (Figura 22) é internacionalmente reconhecido como uma das maiores províncias minerais do planeta. Constituído por rochas que contam parte da história da Terra associada ao Arqueano e Paleoproterozoico e com vestígios de mais de 300 anos de exploração mineral contínua, especialmente de ouro e ferro, esta região se destaca por seu significativo patrimônio geológico e mineiro (RUCHKYS & MACHADO, 2013).

Localiza-se na porção central do estado de Minas Gerais, na região sudeste do país e cobre uma área de, aproximadamente, 7.000 km². Vários municípios são abrangidos por esta

região, como Belo Horizonte, Sabará, Nova Lima, Caeté, João Monlevade, Barão de Cocais, Santa Bárbara, Itabirito, Brumadinho, Mariana, Ouro Preto, Conselheiro Lafaiete, entre outros.

De acordo com RUCHKYS & MACHADO (2013), em linhas gerais, o QF compreende três grandes conjuntos de unidades rochosas: duas de idade arqueana representadas por terrenos granito-gnáissicos e por uma unidade do tipo *greenstone-belt* (Supergrupo Rio das Velhas), e a terceira composta por uma sequência metassedimentar paleoproterozoica contendo formações ferríferas bandadas do tipo lago-superior (Supergrupo Minas).

Figura 22: Mapa do Quadrilátero Ferrífero.



Fonte: CHICARINO VARAJÃO, *et al.*, 2009.

O complexo granito-gnáissico corresponde ao embasamento cristalino e representa as rochas mais antigas da região. Estas rochas constituem a parte central e bordas do Quadrilátero Ferrífero, conforme Figura 22. Suas principais ocorrências são os complexos do Baçõ, Belo Horizonte, Caeté, Bonfim, Florestal e Mato Dentro (RENGER, ROMANO, & MACHADO, 1994).

O Supergrupo Rio das Velhas corresponde a uma sequência de rochas de origem vulcânica, intercaladas com rochas de origem sedimentar, caracterizando o *greenstone-belt* de origem arqueana. Esta unidade abrange os Grupos Quebra Osso, Nova Lima e Maquiné. O Grupo Quebra Osso é constituído por metakomatiítos, metabasaltos toleíticos e metariolitos. Já o Grupo Nova Lima compreende rochas metassedimentares de composição carbonática, siliciclástica e formações ferríferas bandadas do tipo Algoma. Neste grupo estão concentradas

as ocorrências e maiores jazidas de ouro no Quadrilátero Ferrífero, responsáveis pela designação do estado como “Minas Gerais” (RUCHKYS & MACHADO, 2013). Sobre o Grupo Nova Lima, ocorrem níveis metaconglomeráticos na base, quartzitos maciços e sericíticos, sericita-quartzo xistos, metaconglomerados oligomíticos e polimíticos e filitos, pertencentes ao Grupo Maquiné (ANICETO *et al.*, 2017).

O Supergrupo Minas é uma sequência metassedimentar de idade paleoproterozóica constituída predominantemente por sedimentos plataformais clásticos e químicos. De acordo com os estudos desenvolvidos por vários autores, propõe-se que a estratigrafia do Supergrupo Minas seja formada por cinco grandes unidades. Da base para o topo, encontram-se sedimentos clásticos do Grupo Tamanduá, sedimentos clásticos do Grupo Caraça, sedimentos químicos do Grupo Itabira, sedimentos clásticos e químicos do Grupo Piracicaba e sedimentos do tipo *flysh* do Grupo Sabará (ANICETO *et al.*, 2017).

O Grupo Tamanduá é formado por quartzitos com camadas de conglomerados com seixos de formação ferrífera, da Formação Cambotas e por xistos diversos, filitos e formações ferríferas subordinadas. O Grupo Caraça é dividido em duas formações: Moeda e Batatal. A Formação Moeda é composta predominantemente por litologias de composição quartzítica, que incluem metaconglomerados, filitos, quartzitos de grão fino a grosso com conteúdos variáveis de sericita. Já a Formação Batatal é constituída por filitos sericíticos, filitos grafitosos, formação ferrífera e, subordinadamente por metacherts. O Grupo Itabira é composto pelas formações Cauê na base e Gandarela no topo. A Formação Cauê, compreende itabiritos, itabiritos dolomíticos e anfibolíticos, além de lentes de filito e margas, enquanto que a Formação Gandarela é formada essencialmente por itabiritos dolomíticos, dolomitos e mármore. O Grupo Piracicaba é a sequência clástica de topo, dividido da base para o topo nas formações Cercadinho, Fecho do Funil, Taboões e Barreiro. A Formação Cercadinho é composta por quartzito, quartzito ferruginoso, filito ferruginoso, filito dolomítico, filito prateado e dolomito. A Formação Fecho do Funil é formada por filito dolomítico, filito e dolomito. A Formação Taboões consiste, essencialmente, de ortoquartzitos finos e equigranulares. A Formação Barreiro é formada, predominantemente, por xisto, filito e filito grafitoso. Finalmente, no topo do Supergrupo Minas, ocorre uma sequência de rochas imaturas com contribuição vulcanogênica, que constitui o Grupo Sabará. Esta sequência é composta por xistos, filitos, metarenitos, metavulcanoclásticas, metaconglomerados e metadiamicritos (ANICETO *et al.*, 2017).

Grande parte dos itabiritos e rochas adjacentes no Quadrilátero Ferrífero apresentam uma cobertura de canga, de origem supergênica. A canga é uma rocha formada por quantidades variadas de fragmentos detríticos, principalmente itabirito e minério de ferro compacto, cimentados por goethita, o que resulta em uma rocha muito dura (DORR, 1964).

3.3 GEOLOGIA LOCAL

Na mina de Abóboras ocorre a sequência basal do Supergrupo Minas invertida, já que a região corresponde ao flanco leste do Sinclinal Moeda. São mapeados nesta área, da base para o topo, quartzitos sericíticos da Formação Moeda, filitos sericíticos e grafitosos da Formação Batatal, itabiritos silicosos e corpos hematíticos da Formação Cauê, mármore dolomíticos da Formação Gandarela e filitos sericíticos prateados com lentes centimétricas de quartzito ferruginoso da Formação Cercadinho. Além de coberturas sedimentares recentes e cangas. (ANICETO *et al.*, 2017).

A Formação Cauê representa a maior proporção litológica da área do depósito e constitui-se principalmente por Formações Ferríferas Bandadas e seus produtos de alteração hidrotermal e/ou supergênico: minérios de ferro caracterizados por hematitas, com alto teor de ferro, e itabiritos e crosta laterítica, caracterizados por cangas, com baixo teor de ferro (ANICETO *et al.*, 2017).

Os minérios de alto teor de ferro, sendo maior que 62%, podem ser subdivididos em 2 tipos: hematitas compactas e hematitas friáveis. Já os minérios mais pobres, os itabiríticos, são predominantes no depósito e apresentam um percentual de ferro variável entre 20 e 62%. Esta graduação está relacionada diretamente ao processo de enriquecimento supergênico (ANICETO *et al.*, 2017).

4. DESENVOLVIMENTO DA PESQUISA

Durante um período de três meses foram feitos acompanhamentos de todas as atividades que envolvem o desmonte de rocha na mina de Abóboras com o objetivo de se obter um diagnóstico desta atividade no site, identificando os problemas e complicações da operação. Foram acompanhados três desmontes convencionais para a realização do diagnóstico desta atividade na mina.

Após a realização do diagnóstico do desmonte convencional, foi realizado o detalhamento geológico de algumas áreas determinadas para teste com utilização de métodos geofísicos de resistividade, que orientaram tomadas de decisões quanto a alterações de parâmetros de perfuração e detonação, objetivando uma fragmentação mais eficiente do material compacto.

Além do acompanhamento do resultado da granulometria dos desmontes com todas as alterações propostas, foi, também, realizado o acompanhamento da britagem primária, onde se analisou o rendimento operacional (RO) mensal do britador, índice que analisa e mede a eficiência do equipamento.

4.1 DIAGNÓSTICO DO DESMONTE CONVENCIONAL

4.1.1 Malha de perfuração

Em relação ao acompanhamento da marcação da malha de perfuração, observou-se que as malhas produzidas no período não eram adequadas ao planejado para a detonação, havendo necessidade de melhorias nos procedimentos da operação de perfuração. Pelo que foi vivenciado com a equipe no período de acompanhamento, dois fatores, principalmente, contribuíam para a não adequação das malhas perfuradas: problemas com os equipamentos de perfuração e erros humanos. Os equipamentos diversas vezes apresentavam problemas mecânicos, que prejudicavam a atividade de perfuração dos furos e favoreciam o gasto precoce dos acessórios de perfuração. Por outro lado, os operadores apresentavam deficiências técnicas durante a operação devido a uma ausência de treinamentos recorrentes, o que, por sua vez, além de contribuir para a não adequação das malhas de perfuração, também contribuía para reforçar o primeiro fator: danos ao equipamento.

Dos três acompanhamentos realizados, em média, apenas 46% dos furos perfurados atenderam o planejado no quesito afastamento e somente 25% dos furos atenderam o quesito

espaçamento. Esses dados nos sugere uma distribuição de energia de desmonte bastante heterogênea, a qual pode originar resultados imprevisíveis no tocante a fragmentação do minério.

A Tabela 1 e as Figura 23, Figura 24 e Figura 25 mostram um resumo dos dados coletados sobre as malhas mensuradas, devidamente identificadas. O afastamento e o espaçamento são considerados adequados quando a diferença entre o planejado e executado não ultrapassa 0,5 metros, diferença considerada aceitável para o sistema de marcação da malha manual.

Tabela 1: Resumo dos resultados do diagnóstico da malha de perfuração convencional.

Desmonte 1	Desmonte 2	Desmonte 3
Data: 25/08/2015	Data: 22/09/2015	Data: 01/10/2015
Banco: 1280 ZN	Banco: 1330 ZWA	Banco: 1330 ZN
Material: Itabirito Compacto	Material: Itabirito Compacto	Material: Itabirito Compacto
Furos Realizados: 149	Furos Realizados: 39	Furos Realizados: 47
Furos Recebidos para Análise Malha: 24	Furos Recebidos para Análise Malha: 39	Furos Recebidos para Análise Malha: 45
Afastamento adequado		
62,5% dos furos	31% dos furos	46% dos furos
Espaçamento adequado		
33,3% dos furos	21% dos furos	26% dos furos

Figura 23: Diagnóstico da malha de perfuração do desmonte 1.

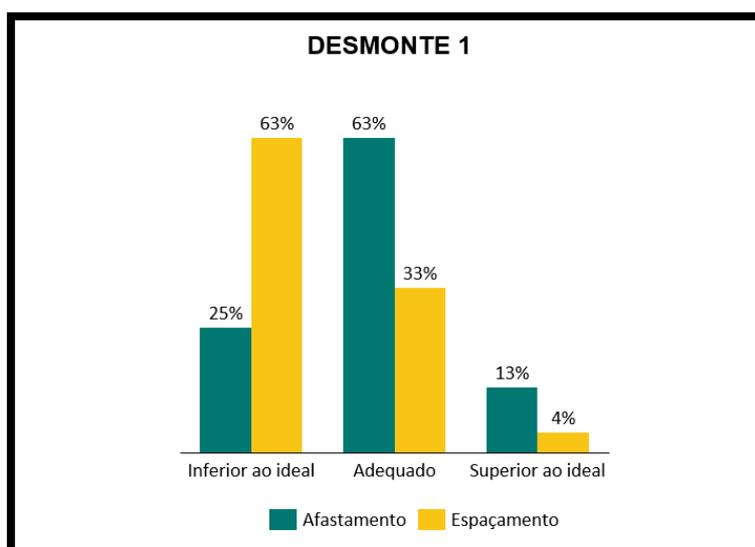


Figura 24: Diagnóstico da malha de perfuração do desmonte 2.

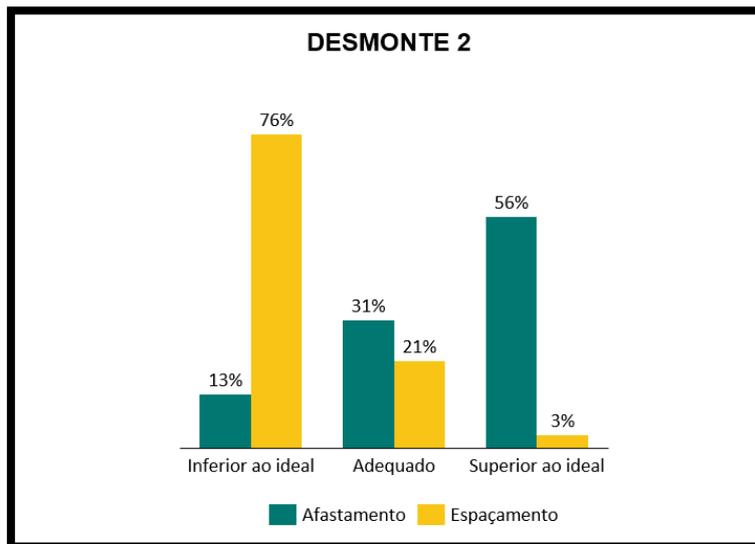
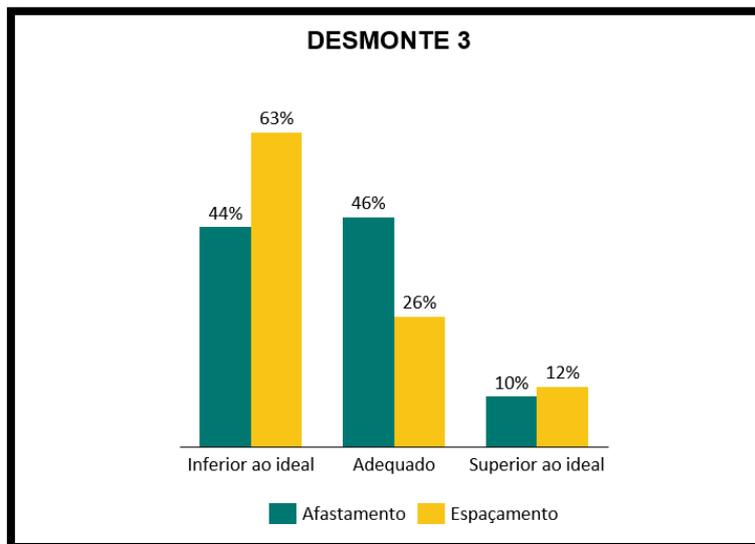


Figura 25: Diagnóstico da malha de perfuração do desmonte 3.



4.1.2 Material para tampão

Utiliza-se o pó gerado na perfuração dos furos como material de tampão dos furos do plano de fogo. Durante os desmontes acompanhados, observou-se indesejável ultralançamento, que pode ser consequência da granulometria fina deste tampão, sendo mais de 50% do material abaixo de 6,3 mm para um diâmetro de perfuração de 200 milímetros

4.1.3 Explosivos e sistema de iniciação

Na mina de Abóboras, utilizava-se o ANFO quando não existe a presença de água nos furos perfurados e, nos outros casos, ANFO pesado (40 emulsão / 60 ANFO). O sistema de iniciação dos furos era o não elétrico, utilizando-se cordel, retardo, tubo de choque, booster e estopim. Recentemente a VALE expediu determinação para que todas as suas unidades passem a utilizar detonadores eletrônicos nos seus desmontes, passando a valer integralmente a partir desse ano (2021).

4.1.4 Amarração

Nos desmontes acompanhados, os furos carregados foram detonados de duas formas: todos os furos simultaneamente ou furos de uma mesma linha simultaneamente e um tempo de 42 milissegundos entre linhas. Essa detonação simultânea dos furos não é recomendada, pelo fato de causar muita vibração e ruído durante o desmonte, além de uma fragmentação ineficiente, diferente de uma temporização individual de cada furo, em que são geradas faces livres para os furos que ainda irão detonar, de forma que existam superfície de reflexão das ondas de choque e, conseqüentemente, uma fragmentação eficiente.

4.1.5 Fragmentação resultante do desmonte

Realizar o diagnóstico da fragmentação resultante do desmonte é muito importante, já que a partir dele que se valida ou não o plano de fogo realizado. Para a determinação da curva granulométrica dos desmontes foi utilizado um método que consiste no tratamento de imagens de fragmentos de rochas do material desmontado por um software (*Split Engenier – JK Simblast*). Os fragmentos maiores de 5 cm foram delimitados nas fotos (Figura 26) realizadas após o desmonte e, com base em uma referência (bola), obtém-se uma curva de distribuição granulométrica acumulada.

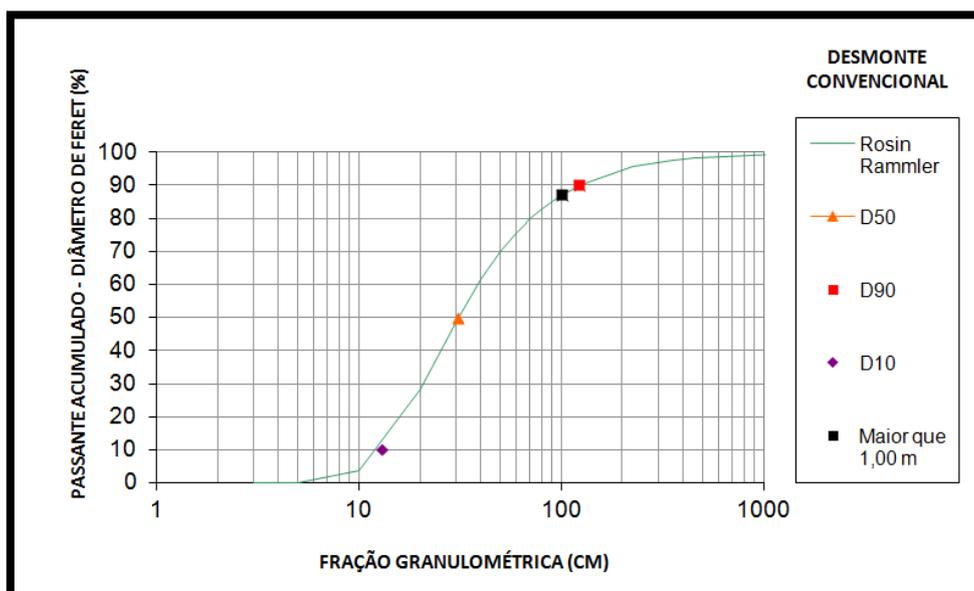
Figura 26: Delimitação de blocos resultantes de um desmonte.



No diagnóstico do desmonte convencional realizado na Mina de Abóboras, o D90 médio apresentou valores da ordem de 133 cm, o D50 de 30 cm e o D10 de 12 cm. A Figura 27 ilustra a distribuição granulométrica média medida e a

Tabela 2 mostra o resumo dos dados do levantamento.

Figura 27: Curva granulométrica de material desmontado no desmonte convencional.



Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Tabela 2: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica de material desmontado no desmonte convencional.

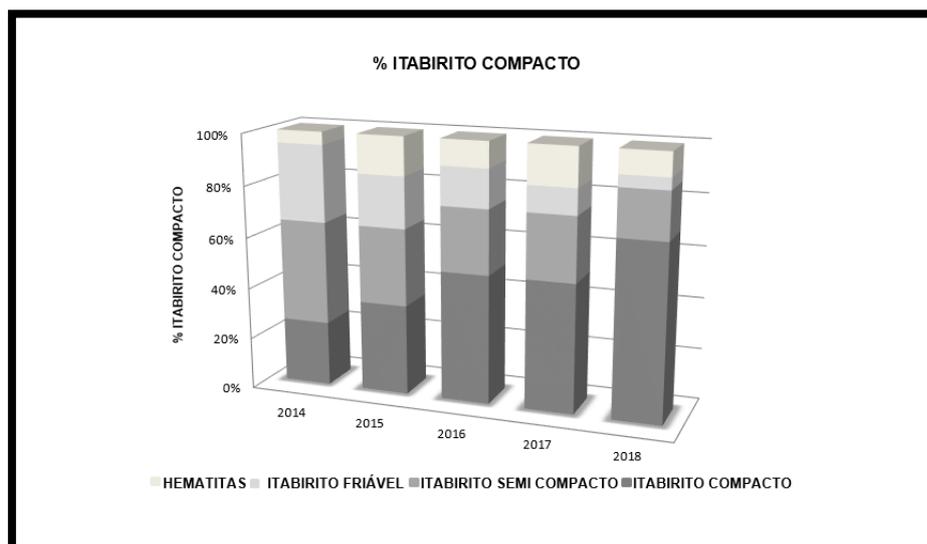
Resultados			
Rosin Rammmler		Resumo dos dados	
D90 (cm)	133,15	Acima de 1m (uni/%)	146/15.21%
D75 (cm)	67,58	Nº Fragmentos	960
D50 (cm)	33,6	Nº Fotos	15
D25 (cm)	19,27	DMáximo (cm)	601,06
D10 (cm)	12,29	DMínimo (cm)	4,4

Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Concluiu-se que a fragmentação resultante dos desmontes acompanhados não é satisfatória para as atividades seguintes da operação de perfuração e desmonte. Pode-se observar que 35% do material enviado para a usina apresenta granulometria inadequada para o britador primário (granulometria maior que 50 cm), o que refletiu no baixo valor do rendimento operacional do britador primário, média de 55% no período em questão.

Segundo informações da usina, a maior parte do minério processado no período de acompanhamento foi de IF (apenas 10% de IC, sendo que, normalmente, esta litologia representa até 30% de todo o material enviado para a britagem). Diante disto, faz-se fundamental a melhoria das práticas de desmonte no site, para melhorar fragmentação do minério, que tem sido mais cada vez competente ao passar do tempo e passará a ser preponderante para alimentação da planta de beneficiamento. Segundo dados fornecidos pela Diretoria de planejamento da mina em análise, um estudo desenvolvido de maneira interna mostrou que comparando a porcentagem de IC entre os anos de 2014 e 2018, na região das minas da VALE no Quadrilátero Ferrífero, sua quantidade triplicaria nestes quatros anos, conforme se pode observar na Figura 28 abaixo.

Figura 28: Aumento do volume de rochas compactas ano longo dos anos na região das minas da VALE no Quadrilátero Ferrífero.



Fonte: Equipe de planejamento-VALE SA, 2016.

4.2 ADEQUAÇÃO DOS PARÂMETROS DO DESMONTE CONVENCIONAL

Depois de realizado o diagnóstico da atividade convencional de perfuração e desmonte na mina de Abóboras, foi determinada uma adequação dos parâmetros desta atividade (Tabela 3). Devido à maior competência das rochas *in situ*, decidiu-se fechar mais a malha de perfuração. Além disso, o plano de fogo teve a temporização alterada, de linear para “diagonal” ou em “V”, fez-se uso de espoleta eletrônica ao invés da convencional, trocou-se o tampão para um material denominado expurgo e aumentou-se a razão de carga do plano de fogo.

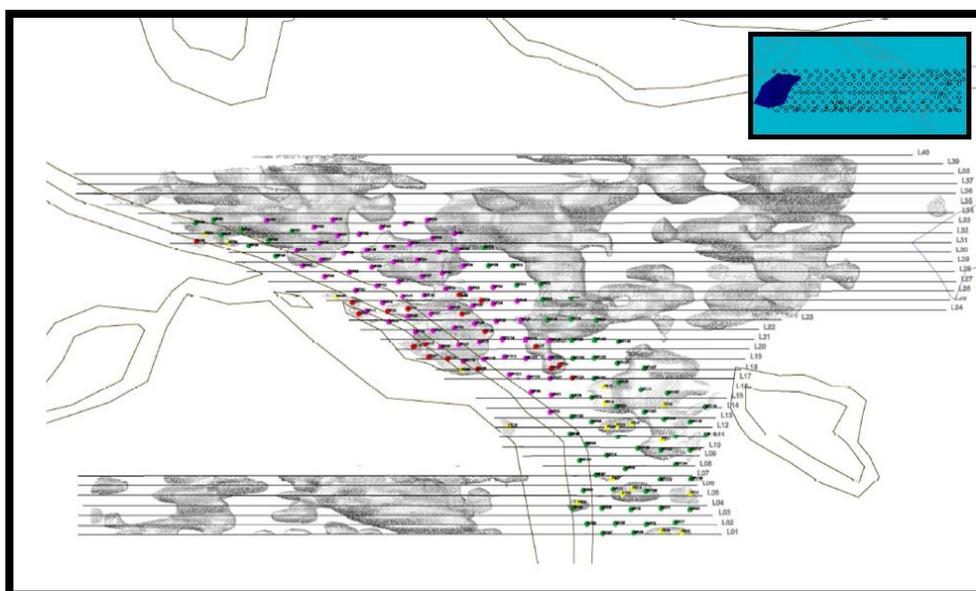
Tabela 3: Adequação dos parâmetros utilizados no plano de fogo.

Parâmetros dos desmontes	Convencional	Adequação
Temporização	Linear	"diagonal" ou "V"
Acessórios	Espoleta convencional	Espoleta eletrônica
Afastamento (m)	3	3
Espaçamento (m)	7	6
Profundidade do furo (m)	9	10,5
Altura da bancada (m)	8	9,5
Altura da coluna do tampão (m)	4,5	4,5 (Expurgo)
Razão de carga (g/t)	220	290 a 530
% Itabirito Compacto	10	30
Blocos dispersos no maciço	Sim	Sim

4.2.1 Fechamento da malha de perfuração

As malhas de perfuração realizadas em Abóboras eram, em média, de 7 m x 3 m (afastamento), tendo o furo carregado influência de uma área de 21 m². Decidiu-se fechar a malha de perfuração para 6 m x 3m, diminuindo a área para 18 m². Além disso, foi realizado o estudo detalhado de geofísica de uma determinada área no Banco 1310. O método de georreferenciamento foi aplicado com a integração dos métodos geofísicos de resistividade, condutividade, radar de penetração em superfície (GPR) e sísmica de refração. As informações integradas foram então plotadas em mapas geológicos e estruturais, os quais suportaram o adensamento da malha nas regiões onde foram detectados os blocos de IC, imersos no IF.

Figura 29: Mapa da área georreferenciada - Banco 1310.



Fonte: Grupo GEONEO, 2016.

Como pode-se observar na Figura 29, a área era definida no mapa geológico da mina como IF (azul claro no quadro superior direito na figura), com presença de IC apenas na região esquerda do banco (azul escuro no quadro superior direito da figura). No entanto, após o georreferenciamento da área, identificou-se um grande volume de IC, representados na figura com cor cinza. A presença desta litologia competente foi considerada no planejamento da malha de perfuração, com a relocação de furos da malha, de forma a perfurar o IC.

4.2.2 Mudança do material de tampão

Um estudo foi desenvolvido sobre a utilização de um tampão como material alternativo, o expurgo (Figura 30), com objetivo de melhorar o aproveitamento da energia do explosivo e,

consequentemente, diminuir os níveis de vibração e ruído e melhorar a fragmentação do material detonado. Esse expurgo é estocado, proveniente do processo pós-moagem do minério beneficiado na usina de tratamento da unidade (ITMI VGR) e apresenta granulometria maior que o pó de perfuração. Além da granulometria maior, algumas partículas do material têm forma de cunha, contribuindo para atingir os objetivos da sua aplicação.

Figura 30: Expurgo proveniente da moagem.



A Figura 31 mostra o ultra lançamento do desmonte realizado com o uso dos dois tipos de tampão, para efeito de comparação. Os furos laterais foram carregados com pó de perfuração e os centrais com o expurgo, o que deixa muito claro a maior eficiência de confinamento com o material granulado.

Figura 31: Desmorte realizado com a utilização de pó de perfuração como tampão, nos furos das laterais, e expurgo, nos furos centrais.



A Tabela 4 e a

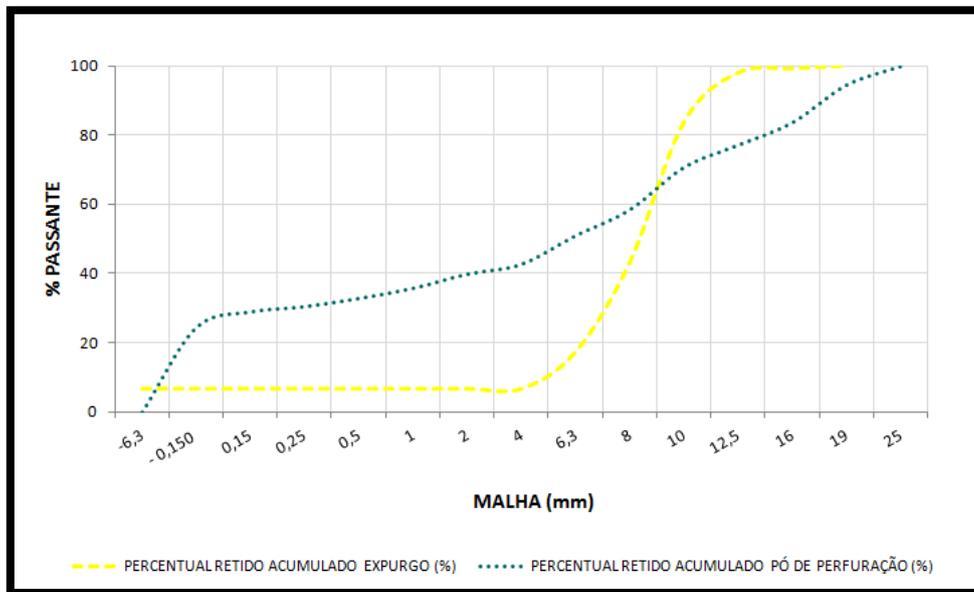
Figura 32 abaixo mostram a diferença granulométrica entre os dois materiais utilizados como tampão.

Tabela 4: Comparação entre a granulometria dos materiais testados como tampão.

Malha (mm)	Expurgo	Pó de perfuração
	Percentual retido (%)	
19	0,8	16,26
16	1,18	6,53
12,5	14,12	6,41
10	40,5	12,25
8	26,02	7,49
6,3	10,75	8,27
-6,3	6,63	42,79

Fonte: Equipe de perfuração-VALE SA, 2016.

Figura 32: Análise granulométrica dos materiais testados como tampão.



Fonte: Equipe de perfuração-VALE SA, 2016.

4.2.3 Mudança na amarração e sistema de iniciação

A temporização dos furos foi modificada para aproveitar toda a face livre disponível das bancadas e para criar novas faces livres para os furos que seriam detonados em sequência. Utilizou-se a amarração em “diagonal” para detonações em bancadas com duas faces livres disponíveis e em “V” para detonações em bancadas com uma única face livre disponível.

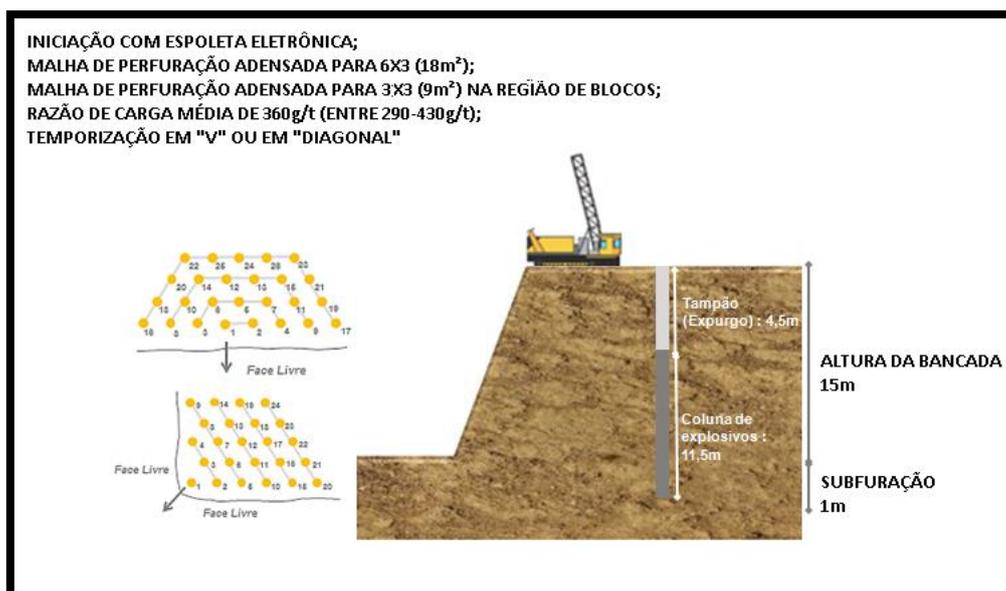
Em relação ao sistema de iniciação, modificaram-se, também, os acessórios de iniciação não elétrica para espoleta eletrônica.

5. TESTES REALIZADOS E RESULTADOS OBTIDOS

Foram realizados quatro testes, totalizando 138.100 toneladas processadas. Destes testes, os três primeiros foram realizados com mudanças dos parâmetros de desmonte descritas anteriormente e resumidas na Figura 33, enquanto o último foi realizado com essas mudanças de parâmetros, auxiliadas pelo detalhamento do estudo geofísico desenvolvido na área. Seguem informações dos testes realizados:

- Teste 1: 11/12/2015 (40.700t - RC 290 g/t);
- Teste 2: 23/12/2015 (24.400t - RC 430 g/t);
- Teste 3: 01/02/2016 (33.000t - RC 320 g/t);
- Teste 4: 09/03/2016 (40.000t - RC 530 g/t). Área georreferenciada.

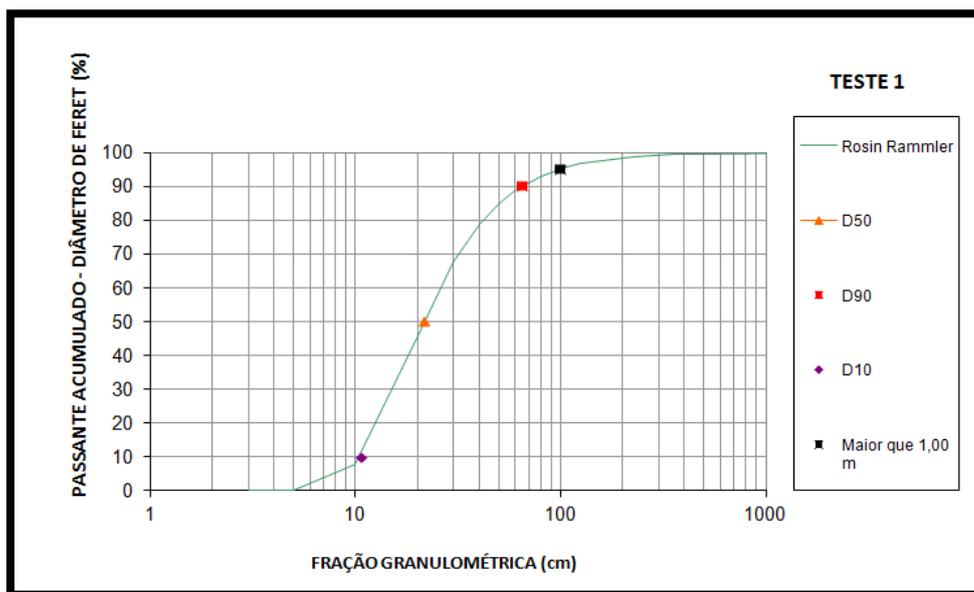
Figura 33: Resumo das mudanças dos parâmetros de desmonte.



5.1 TESTE 1

O primeiro teste foi realizado com uma razão de carga de 290g/t, resultando em material desmontado com D90 de 78 cm, o que representa uma redução de 41% em relação ao D90 do desmonte convencional (Figura 34 e Tabela 5).

Figura 34: Curva granulométrica de material desmontado no teste 1.



Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Tabela 5: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 1.

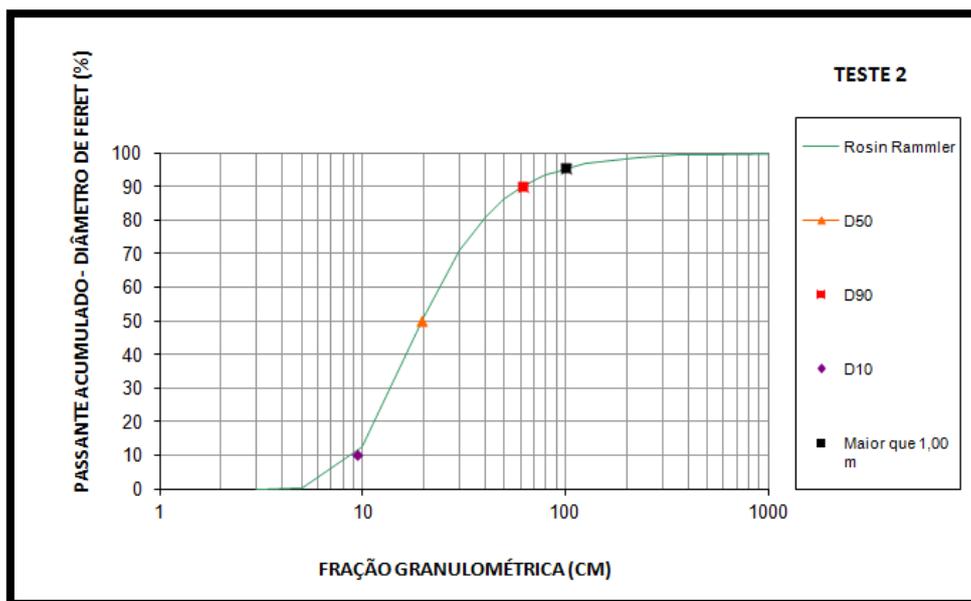
Resultados			
Rosin Rammler	Resumo dos dados		
D90 (cm)	78,41	Acima de 1m (uni/%)	4/6,25%
D75 (cm)	49,05	Nº Fragmentos	64
D50 (cm)	22,99	Nº Fotos	4
D25 (cm)	10,98	DMáximo (cm)	277,71
D10 (cm)	7,62	DMínimo (cm)	5,23

Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

5.2 TESTE 2

O segundo teste realizado mostrou uma redução ainda maior que o primeiro teste, com um D90 de 65 cm, aproximadamente 51% menor, se comparado ao desmonte convencional (Figura 35 e Tabela 6). A razão de carga nesse caso foi praticamente duplicada, para 430g/t.

Figura 35: Curva granulométrica de material desmontado no teste 2.



Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Tabela 6: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 2.

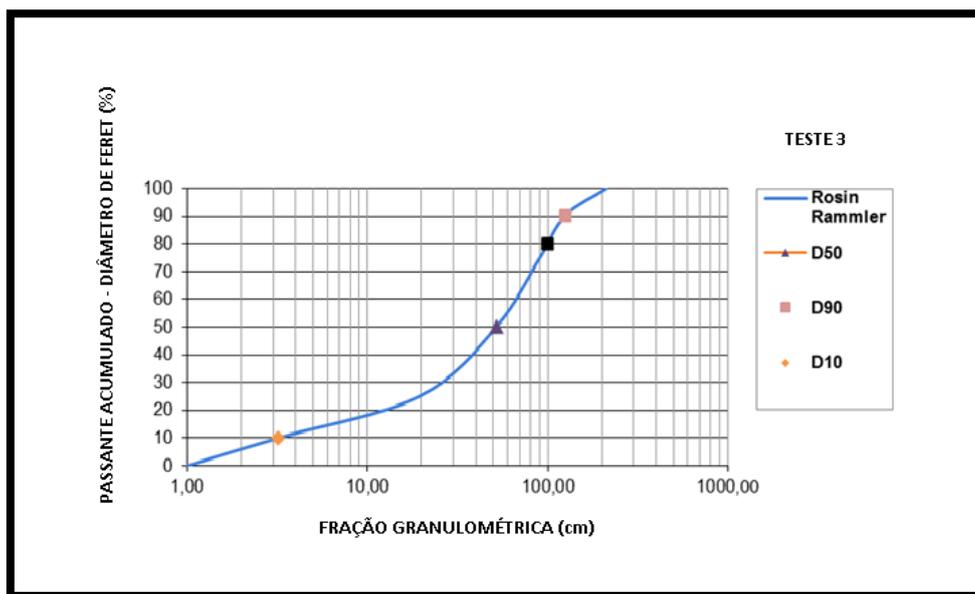
Resultados			
Rosin Rammler	Resumo dos dados		
D90 (cm)	65,54	Acima de 1m (uni/%)	22/4,84%
D75 (cm)	35,68	Nº Fragmentos	455
D50 (cm)	19,92	Nº Fotos	9
D25 (cm)	11,39	DMáximo (cm)	226,26
D10 (cm)	7,72	DMínimo (cm)	2,03

Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

5.3 TESTE 3

O terceiro teste foi realizado com razão de carga de 320g/t, e o material desmontado resultou em um D90 de 125 mm, o que não mostrou redução relevante (Figura 36 e Tabela 7). Tal resultado não condiz com os resultados esperados a partir dos outros testes, o que pode ser justificado por alguma falha operacional, ou mesmo pela grande quantidade de blocos de IC imersos, que não puderam ser identificados sem o estudo da geofísica. Este fato salienta ainda mais a importância do detalhamento geológico com o estudo geofísico para se obter a fragmentação almejada.

Figura 36: Curva granulométrica de material desmontado no teste 3.



Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Tabela 7: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 3.

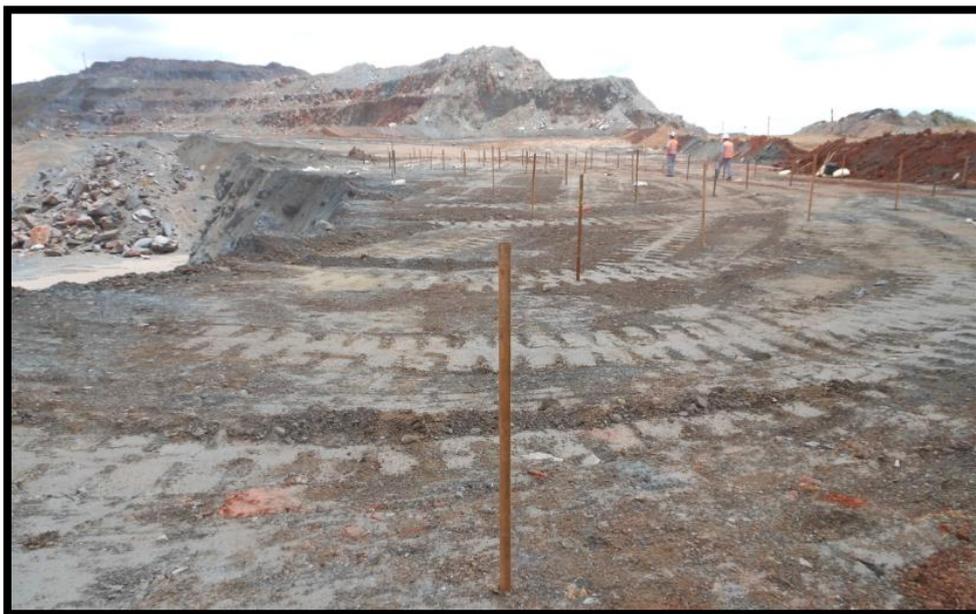
Resultados			
Rosin Rammler	Resumo dos dados		
D90 (cm)	125,23	Acima de 1m (uni/%)	-
D75 (cm)	90,92	Nº Fragmentos	-
D50 (cm)	52,13	Nº Fotos	-
D25 (cm)	19,61	DMáximo (cm)	212,78
D10 (cm)	3,20	DMínimo (cm)	1,00

Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

5.4 TESTE 4

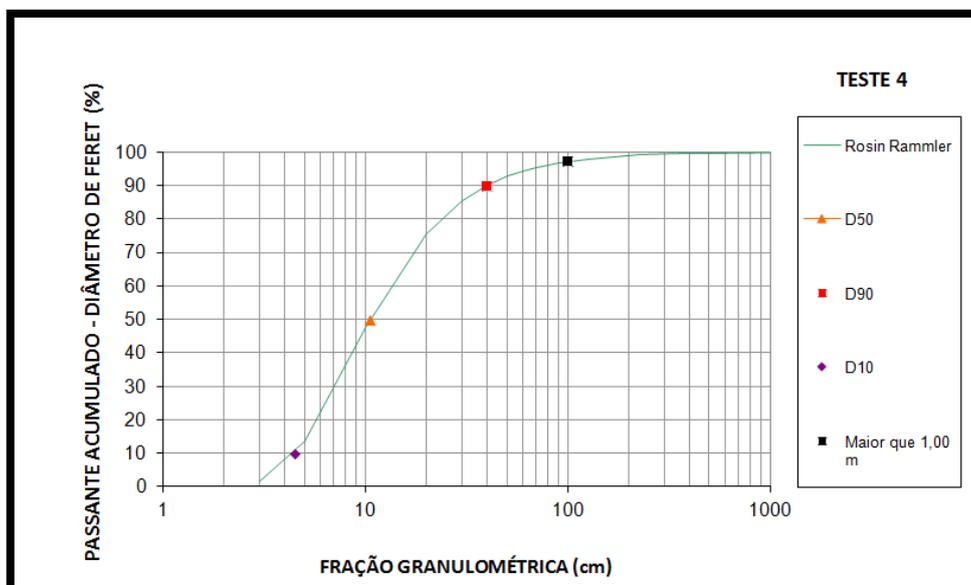
O teste 4 foi realizado com o suporte do detalhamento geofísico. Dessa maneira, foi possível detectar as regiões onde existiam os blocos de IC e, assim, adensar a malha de perfuração nessas áreas, a fim de se garantir a melhor fragmentação desses blocos. A Figura 37 mostra o adensamento da malha feita a partir do modelo geológico gerado.

Figura 37: Marcação da malha de perfuração adensada no teste 4, com auxílio do estudo geofísico.



O material desmontado resultante do teste, realizado com razão de carga de 525 g/t, apresentou uma granulometria bem mais fina que o material desmontado em desmontes convencionais. Essa redução de granulometria foi de 75%, com um D90 de, aproximadamente, 33 cm (Figura 38 e Tabela 8).

Figura 38: Curva granulométrica de material desmontado no teste 4.



Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Tabela 8: Resumo dos dados para obtenção da curva granulométrica do material desmontado no teste 4.

Resultados			
Rosin Rammler	Resumo dos dados		
D90 (cm)	32,96	Acima de 1m (uni/%)	19/3,42%
D75 (cm)	19,98	Nº Fragmentos	556
D50 (cm)	12,37	Nº Fotos	22
D25 (cm)	8,42	DMáximo (cm)	328,55
D10 (cm)	7,72	DMínimo (cm)	2,31

Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Além da redução da granulometria do material desmontado (Figura 39), foi observado no quarto teste um melhor lançamento deste material, com um bom empilhamento deste, bem como uma boa liberação da bancada remanescente, com preservação da rocha remanescente (Figura 40).

Figura 39: À esquerda, material desmontado resultante do desmonte convencional e, à direita, material desmontado resultante do teste 4, com aplicação de estudo geofísico.



Figura 40: Empilhamento do material desmontado no teste 4, com aplicação de estudo geofísico.

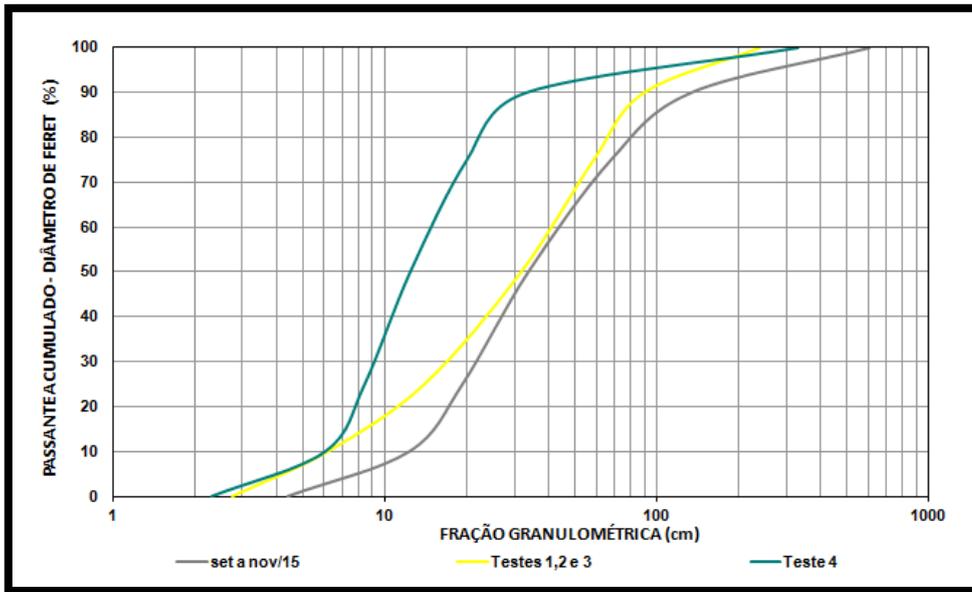


5.5 AVALIAÇÃO DOS RESULTADOS

5.5.1 Fragmentação do material desmontado dos testes

A Figura 41 abaixo mostra a curva granulométrica média do material desmontado nos desmontes convencionais que foram acompanhados (RC média de 220 g/t), do material desmontado dos testes 1, 2 e 3, em que houve modificações nos parâmetros de desmonte (RC média de 350 g/t), e do material desmontado do teste 4 (RC 525 g/t), em que houve modificação nos parâmetros com auxílio do estudo de geofísica.

Figura 41: Distribuição granulométrica de material desmontado dos testes realizados.

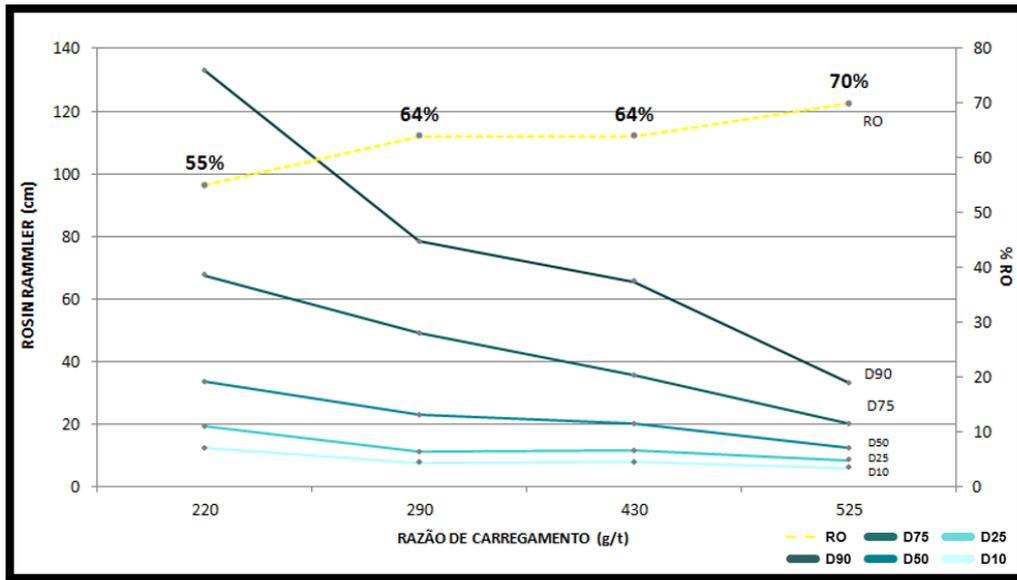


Fonte: Equipe UFRGS, 2016.

Podemos observar que os testes realizados apresentaram um material desmontado com granulometria bem mais fina do que nos de desmontes convencionais. O resultado dos testes 1, 2 e 3 apresentou uma redução de 32% do D90 em relação ao desmonte convencional, enquanto essa redução foi de 75 % no caso do teste 4, com a aplicação do estudo geofísico. Tais resultados nos indicam maior eficiência de fragmentação quando se tem o plano de fogo definido junto às características geológicas da área a ser desmontada.

A Figura 42 mostra a média da curva granulométrica do material desmontado em cada teste realizado com diferentes razões de carregamento (220 g/t a 525 g/t), bem como o rendimento operacional (RO) mensal do britador primário correspondente ao mês em que o teste foi realizado. Como pode-se observar, conforme se aumentou a razão de carga dos testes, se obteve melhoria tanto na fragmentação do material quanto o RO do britador primário. No entanto, a redução de granulometria obtida no teste 4 possivelmente poderá ser reavaliada por não necessitar de material desmontado tão fino. Como o estudo geofísico permite o adensamento da malha de perfuração e o alcance dos blocos de IC, uma razão de carga menor pode ser utilizada, uma vez que o explosivo poderá ser aplicado nos furos de forma variável e mais eficiente. Essa razão de carga ótima é aquela que produz um material desmontado com granulometria suficientemente adequada.

Figura 42: Distribuição granulométrica da média dos materiais desmontados dos testes realizados em relação à razão de carregamento e RO mensal do britador primário.

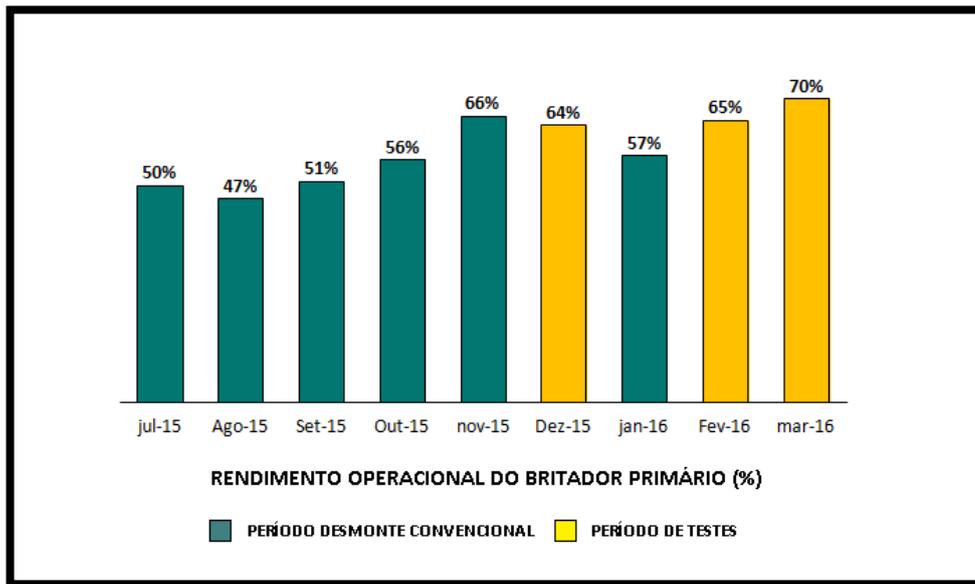


De acordo com os resultados obtidos nos testes realizados, determinou-se que a razão de carregamento ótima para a cadeia produtiva da mina de Abóboras é de 360 g/t, valor médio do intervalo de RC de 290 g/t e 430g/t. A partir deste valor, a redução da granulometria não seria tão significativa para as atividades subsequentes ao desmonte.

5.5.2 Britagem primária

Fazendo o acompanhamento da operação da britagem primária no período de julho/15 a março/16, pode-se observar que nos meses em que o material desmontado dos testes foi enviado à usina, o rendimento operacional (RO) do britador primário apresentou os maiores valores. Em média, o valor do RO no período dos testes foi de 66%, valor 17% superior ao período de acompanhamento dos desmontes convencionais, que apresentou RO de 55% (Figura 43).

Figura 43: Rendimento operacional do britador primário no período de julho/15 a março/16.



Os valores mais altos do rendimento operacional do britador primário (Tabela 9) no período dos testes são justificados pelo envio de um material melhor fragmentado e adequado ao equipamento. Com a menor quantidade de blocos, evitam-se os problemas de enguiolamento e entupimento do britador, que foram recorrentes no período anterior aos testes, tornando o equipamento disponível por mais tempo. Vale ressaltar que a melhoria na fragmentação do material detonado e do RO do britador primário foram alcançados mesmo com o aumento de 10% para 30% de material compacto na massa desmontada.

Tabela 9: Rendimento operacional da britagem primária e porcentagem de itabirito compacto no período de acompanhamento de desmontes convencionais e de testes.

Parâmetros da Britagem Primária	Desmonte Convencional	Desmonte de testes	Ganho
Média Rendimento Operacional (RO)	55%	66%	20%
Itabirito Compacto	10%	30%	-

5.5.3 Ganho anual com a aplicação da metodologia estudada

De acordo com as informações obtidas no período de realização dos testes, houve uma redução de 91% na quantidade de matacões retidos na grelha de alimentação do silo do britador primário (Tabela 10). Essa redução na quantidade de blocos retidos na grelha do britador primário pode proporcionar um aumento de receita anual para a companhia, já que, agora com granulometria adequada, este material desmontado poderia ser britado e, posteriormente, processado na usina do *site*. Conforme se observa na tabela abaixo, o aumento diário de ROM seria de 2.990 toneladas, o que representam quase 1 milhão de toneladas anuais.

Tabela 10: Comparação entre a quantidade de blocos retidos na grelha da britagem primária nos períodos de desmontes convencionais e de desmontes de teste.

Informações	Quantidade média de blocos retidos (t/dia)
dez a mar/15	3.268
Testes 1,2,3 e 4 (dez/15,fev-mar/16)	278
Aumento de ROM	2.990

Quando se quantifica todos os ganhos com o maior processamento de IC e com o transporte dos blocos retidos na grelha do britador, e se desconta todos os custos agregados aos desmontes realizados com a aplicação da metodologia estudada, representados por estudo geofísico e maior razão de carregamento, conclui-se que há um grande potencial de ganho anual, que pode chegar a, aproximadamente, 16 milhões de dólares.

- Estimativa de aumento de receita anual por maior processamento de IC: US\$17.679.870,00;
- Estimativa de redução de transporte de blocos retidos na grelha: US\$ 580.111,00;
- Estimativa de custo com geofísica: US\$ 1.008.000,00;
- Estimativa de custo com explosivos e atividade de perfuração: US\$ 1.271.808,00;
- Potencial de ganho total anual: US\$ 15.980.173,00.

5.5.3.1 *Cálculo estimado do aumento de receita*

De acordo com a viabilização de maior processamento de minério pela usina (1.091.350 toneladas anuais), dado pela melhor fragmentação do material que chega no britador primário, se estima um ganho de, aproximadamente, 18 milhões de dólares ao ano, quando se considera

a recuperação do processo de beneficiamento do *site* e os valores do minério no momento da análise.

Tabela 11: Dados para a estimativa de aumento de receita.

Aumento de ROM	Aumento de ROM anual (t)	1.091.350
	Recuperação (usina) ¹	60%
	Preço minério - Platts (US\$/t) ²	67,00
	Custo de produção do minério (US\$/t) ³	40,00
	Estimativa de aumento de receita (US\$/ano)	17.679.870,00

¹Valor informado pela usina do *site*.

²Preço Platts : 23/08/2018.

³Valor estimado médio pelo autor.

5.5.3.2 *Cálculo estimado da redução de transporte de blocos retidos na grelha*

Além do ganho com o aumento de processamento de minério pela usina, também se estima um ganho considerável com respeito a movimentação de blocos descartados desde a praça de basculamento do britador até as pilhas de estéril. No *site*, o transporte de material desde um ponto que não seja a frente de carregamento até outro ponto que não seja o britador primário, é denominado de “outra movimentação”(OM). De acordo com o custo praticado pelo *site* com OM, se estima uma redução de, aproximadamente, 580 mil dólares ao ano.

Tabela 12: Dados para a estimativa de redução de OM.

Redução OM	Preço OM (US\$/t) ¹	0,53
	Redução de OM (t)	1.091.350
	Redução de OM (US\$/ano)	580.111,00

¹Valor informado pela equipe de operação do *site*.

5.5.3.3 *Cálculo estimado de custo com geofísica*

O melhor resultado de fragmentação obtido ocorreu no teste 4, com a aplicação de estudo geofísico para identificação dos blocos de IC, que não estavam detalhados no modelo geológico do local, e para a adequação dos parâmetros de desmonte. De acordo com o custo desse estudo no teste realizado e considerando a média do *site* de 15 desmontes mensais, se estima um custo com de geofísica de, aproximadamente, 1 milhão de dólares anuais.

Tabela 13: Dados para a estimativa de custo com geofísica.

Custo Geofísica	Massa média por desmonte (t)	40.000,00
	Custo geofísica (US\$/t)	0,14
	Custo geofísica (US\$/ano) ¹	1.008.000,00

¹Considera-se 15 desmontes mensais.

5.5.3.4 Cálculo estimado de custo com explosivos e atividade de perfuração

De acordo com a razão de carregamento ótima de 360 g/t determinada para a cadeia produtiva da mina de Abóboras, também se aumentará o custo com explosivos. Considerando um aumento de 140 g/t em comparação a razão praticada no *site*, se estima um aumento do custo com ANFO de, aproximadamente, 380 mil dólares ao ano.

Tabela 14: Dados para a estimativa de custo com explosivos.

Custo Explosivos	Custo unitário ANFO (US\$/kg)	0,38
	Aumento de carga por desmonte (g/t) ¹	140
	Massa média por desmonte (t)	40.000,00
	Custo maior com explosivos (US\$/ano) ²	383.040,00

¹Aumento da RC de 220g/t para 360g/t.

²Considera-se 15 desmontes mensais.

Com o fechamento das malhas de perfuração, modificando o espaçamento de 7m para 6m e diminuindo a influência do furo carregado para uma área de 18 m², se espera um custo de perfuração proporcionalmente maior em 15% da área de desmonte. Por outro lado, considerando o adensamento da malha de perfuração para 3m x 3m na região dos blocos de Itabirito Compacto (aproximadamente 30% da área desmontada) e diminuindo a influência do furo carregado para uma área de 9 m², se espera um custo de perfuração proporcionalmente maior em 57% nesta área. Desta maneira, se estima um aumento do custo de atividade de perfuração anual de, aproximadamente, US\$ 1,2 milhões de dólares por ano.

Tabela 15: Dados para a estimativa de custo com perfuração.

Custo perfuração	Custo atividade perfuração (US\$/t) ¹	0,64
	Massa média IF por desmonte (t)	28.000,00
	Custo maior de 15% por desmonte IF (US\$)	2.688,00
	Massa média IC por desmonte (t)	12.000,00
	Custo maior de 57% por desmonte IC (US\$)	4.377,60
	Custo maior com perfuração (US\$/ano) ²	1.271.808,00

¹Valor informado pela equipe de operação do *site*.

²Considera-se 15 desmontes mensais.

5.5.4 Comparação entre os resultados do desmonte convencional e dos testes realizados

Nos três primeiros testes realizados, a adequação dos parâmetros do plano de fogo às características geológicas das áreas desmontadas possibilitou uma redução de 32% no D90 do material desmontado, em comparação com os desmontes convencionais acompanhados. O desmonte realizado no quarto teste, em que houve a adequação dos parâmetros à geologia,

auxiliada por um estudo geofísico da área, obteve-se uma redução de 75% no D90 do material desmontado em relação ao desmonte convencional.

As análises, também, mostraram que houve um aumento de 17% do RO do britador primário nos meses em que foram realizados os testes, em comparação aos meses de acompanhamento dos desmontes convencionais. Esse resultado foi devido a melhor fragmentação obtida nos desmontes de teste, menor quantidade de maticões foi enviada ao britador, evitando suas paradas por “*pit*” ou por engaiolamento e aumentando sua disponibilidade e utilização física. Além disso, a menor quantidade de maticões enviados ao britador primário proporcionou uma redução com o custo de transportes destes até o pátio de estéril, onde eram destinados. Conseqüentemente, também se obteve um aumento de receita, devido ao maior processamento de IC.

Quando se quantifica os ganhos obtidos com os testes realizados e considera-se o investimento com o estudo geofísico das áreas e a maior quantidade de explosivos com a aplicação da razão de carregamento ótima determinada, obtém-se um potencial de ganho anual de, aproximadamente, US\$ 16 milhões.

6. CONCLUSÕES

Houve uma melhora considerável na fragmentação de minério de ferro da mina de Abóboras pela adequação dos parâmetros do plano de fogo às condições geológicas complexas existentes, atingindo o objetivo essencial deste estudo que era a adequação da fragmentação da rocha. Tal resultado foi alcançado com a realização de uma sequência de atividades na melhoria do processo utilizando a metodologia proposta para o desenvolvimento desta pesquisa.

Atingindo uma redução de 75% do D90 em comparação com o desmonte convencional realizado na mina do estudo, se conclui que a adequação dos parâmetros do plano de fogo é fundamental para obter o aproveitamento de energia ideal do explosivo e atingir os objetivos da atividade de desmonte de rochas: alcançando a fragmentação, forma da pilha, distância de lançamento do material, baixo impacto ao maciço remanescente e ambiente desejados e otimizando os custos do negócio. Vale ressaltar que essa adequação gera resultados satisfatórios quando se detém informação geológica suficiente na área de desmonte. No caso da mina em estudo, essa informação não estava com o detalhamento geológico suficiente e a aplicação de métodos geofísicos e a avaliação de campo da geologia de mina possibilitou o

alcance preciso dos blocos de IC imersos na massa rochosa com IF, o que foi de grande valia para o planejamento dos planos de fogo propostos para os testes realizados durante o estudo.

Após conhecer com maior exatidão as características geológicas da área de estudo, analisar o diagnóstico dado as suas atividades convencionais de perfuração e detonação e, também, analisar os resultados obtidos nos quatro testes realizados com diferentes parâmetros, pode-se recomendar no planejamento do plano de fogo do *site*:

- Adensamento das malhas de perfuração mantendo o afastamento de 3m e modificando o espaçamento de 7m para 6m, diminuindo a influência do furo carregado para uma área de 18 m².
- A aplicação do método geofísico para o detalhamento do modelo geológico e adensamento da malha de perfuração para 3m x 3m na região dos blocos compactos identificados.
- O acompanhamento constante da marcação da malha de perfuração, para a verificação do seu adequamento ao planejado para a detonação e para a avaliação e definição de um plano de ação com respeito à necessidade de melhorias nos procedimentos da operação de perfuração.
- Melhorar o confinamento do explosivo, obtido com a utilização do expurgo como tampão. Esse material possui uma granulometria maior que o pó de perfuração utilizado no *site* e uma geometria de cunha que permite um melhor aproveitamento da energia do explosivo e, conseqüentemente, diminuir os níveis de vibração e ruído e melhorar a fragmentação do material detonado. Além disso, se viabiliza o reaproveitamento de um material que é descartado pelo processo pós-moagem do minério beneficiado na usina de tratamento da unidade (ITMI VGR).
- Utilização da sequência de detonação em “diagonal” no caso de bancadas com duas faces livres disponíveis e em “V” para detonações em bancadas com uma única face livre disponível. Diferentemente da amarração linear utilizada no *site*, essa nova configuração aproveita toda a face livre disponível das bancadas para criar faces livres para os furos que são detonados em sequência.

- A utilização de espoleta eletrônica. Trata-se de um sistema que permite maior flexibilidade nos ajuste dos tempos e uma menor dispersão que a espoleta convencional, permitindo, assim, um controle melhor da detonação.
- Aumento da razão de carga de 220g/t para 360g/t. Essa é a razão de carregamento ótima para a cadeia produtiva da mina de Abóboras. A partir deste valor, a redução da granulometria não seria tão significativa para as atividades subsequentes ao desmonte.

Como se esperava, o estudo mostrou que a adequação dos parâmetros e a melhor fragmentação observada nos testes realizados possibilitou um impacto positivo em algumas atividades subsequentes, que foram monitoradas durante o desenvolvimento do estudo. Além de se observar um aumento do rendimento do britador primário que recebeu material de teste, se pode estimar um incremento na receita anual do negócio, devido a possibilidade de processar IC que era enviado para pilhas de estéril e reduzir o transporte destes blocos retidos na grelha do britador primário. Dessa forma, se comprovou que as atividades subsequentes ao desmonte estão intimamente interligadas e, quando planejadas estrategicamente de forma integrada, existe a oportunidade de proporcionar uma otimização e rentabilidade máxima do processo minerário como um todo.

Diante do cenário desafiador vivido pela companhia na região estudada, que é o aumento significativo da quantidade de material compacto ao longo dos anos, conforme estimado pela equipe de planejamento no *site*, o estudo realizado se torna fundamental para a atividade de extração futura de maneira eficiente e produtiva. Além disso, esse processo pode ser replicado para qualquer operação em que se aplique desmonte de rochas com explosivos e vise resultados positivos ao longo dos processos subsequentes, visando um negócio sustentável ao longo dos anos.

7. SUGESTÃO DE TRABALHO FUTURO

A partir da pesquisa realizada, sugere-se como trabalho futuro a realização de um estudo para o processamento de minério com até 60% de IC, visto que, de forma geral, as minas de ferro da Vale SA possivelmente chegarão próximo deste percentual nos próximos anos.

8. REFERÊNCIAS

ANICETO, M. et al. Relatório de Recursos Minerais: Mina de Abóboras. Nova Lima: VALE SA., 2017.

CROSBY, W. Tecnologia de Desmonte de Rochas com Explosivos para Minas a Céu Aberto. International Drilling, Blasting and Explosives Technology Course, 1998, Ouro Preto.

DORR, J. V. N. Supergene Iron Ores of Minas Gerais, Brazil. Economic Geology and the Bulletin of the Society of Economic Geologists, Brasil, Vol. 59, Nº 7, pp. 1023-1239, Novembro, 1964.

HAGAN, T. N. Rock Breakage by Explosives. Acta Astronautica, Melbourne, Vol. 6, Nº 3-4, pp. 329-340, Março, 1979.

HAYASHIDA, R. et al. Otimização Integrada de Mina e Planta, para Aumento de Rentabilidade e Sustentabilidade de Operações. Disponível em: https://issuu.com/formulae/docs/emina_hach_-_otimizac__a__o_integra. Acesso em: 19 julho 2018.

HOEK, E. Strength of Jointed Rock Masses. Geotechnique, Vol. 33, Nº 3, pp. 187-223, Setembro, 1983.

HUSTRULID, W. Blasting Principles for Open Pit Mining: general design concepts. Rotterdam: A.A. Balkema. 1999. 2 v. 328 p.

JIMENO et al. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: Instituto Geologico y Minero de Espana, 1994.

KLEN, A. M. Aplicação da Técnica de Simulação para Análise da Superposição de Ondas Sísmicas Geradas em Desmonte de Rocha pela Dispersão dos Tempos de Retardo Utilizando o Método Monte Carlo. 2010. 146p. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas. Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2010.

MCKEE, D. J. Understanding Mine to Mill. Brisbane: The Cooperative Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE), 2013.

MENDES, M. L. Curso de Desmonte de Rochas por Explosivos. Disponível em: <http://fliphtml5.com/peale/jzhn/basic>. Acesso em: 19 julho 2018.

MORAIS, J. L. Simulação da Fragmentação dos Desmontes de Rochas por Explosivos. 2004. 224p. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2004.

MORHARD, R. C. Explosives and Rock Blasting. Dallas: Editora Atlas Powder Company, 1987.

MUNARETTI, E. Desenvolvimento e Avaliação de Desempenho de Misturas Explosivas a Base de Nitrato de Amônio e Óleo Combustível. 2002. 249p. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2002.

OLOFSSON, S. O. Applied Explosives Technology for Construction and Mining. Arla: APPEX, 1998.

PUC-RIO. Caracterização Mecânica de Rocha. Disponível em: https://www.maxwell.vrac.puc-rio.br/31864/31864_6.PDF. Acesso em: 19 julho 2018.

RENGER, F. E. et al. Evolução sedimentar do Supergrupo Minas: 500 ma. de Registro Geológico no Quadrilátero Ferrífero, Minas gerais, Brasil. Geonomos, Belo Horizonte, Vol. 2, Nº 1, pp. 1-11, Julho, 1994.

RUCHKYS, Ú. A.; MACHADO, M. M. M. Patrimônio Geológico e Mineiro do Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais – Caracterização e Iniciativas de Uso para Educação e Geoturismo. Boletim Paranaense de Geociências, Paraná, Vol. 70, pp. 120-136, Junho, 2013.

SANTOS, J. C.; ALBUQUERQUE, A. C. Experiência da Mineração Caraíba em Desmonte de Rocha em Mina à Céu Aberto. Caraíba, 1993.

SCOTT, A. et al. Open Pit Blast Design: Analysis and Optimisation. Queensland: JKMRC. 1996.

SEN, G. C. Blasting Technology for Mining en Civil Engineers. Sydney: University of New South Wales Press LTD. 1995.

SILVA, V. C. Curso de Mineração: Operações Mineiras. Disponível em: https://www.academia.edu/25700203/DEPARTAMENTO_DE_ENGENHARIA_DE_MINAS_ESCOLA_DE_MINAS_UFOP_CURSO_DE_MIN_210_-

OPERA%C3%87%C3%95ES_MINEIRAS. Acesso em: 19 julho 2018.

VARAJÃO, C. A. C. et al. Estudo da Evolução da Paisagem do Quadrilátero (Minas Gerais, Brasil) por Meio da Mensuração das Taxas de Erosão e da Pedogênese. *Revista Brasileira de Ciência do Solo*. Viçosa, Vol. 33, Nº 5, pp. 1408-1425, Setembro, 2009.

ZACARIAS, C. M. Classificação de Maciços Rochosos da Mina do Córrego de Meio Aplicada as Operação de Perfuração. 2003. 133p. Dissertação de Mestrado em Engenharia de Minas. Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2003.

APÊNDICE A – Diagnóstico Desmante 1

Dados coletados da malha de perfuração convencional do Desmante 1 para o diagnóstico do desmante convencional (Fonte: Contribuição do autor, 2016).

Data: 25/08/2015

Banco:1280 ZN

Litologia: Itabirito Compacto

Realizado				Planejado			
Nº furo	Profundidade do Furo (m)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)	Profundidade do Furo (m)	Afastamento (m)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)
1	7,3	4,6	8,0	8,0	20,3	4,0	8,0
2	7,7	3,8	7,5	8,3	20,3	4,0	8,0
3	7,6	3,1	7,4	11,3	20,3	4,0	8,0
4	8,2	3,5	7,4	12,9	20,3	4,0	8,0
5	8,0	3,5	8,2	11,5	20,3	4,0	8,0
6	7,8	5,5	7,4	8,6	20,3	4,0	8,0
7	7,6	3,4	7,5	12,8	20,3	4,0	8,0
8	5,4	4,0	5,0	12,0	20,3	4,0	8,0
9	8,0	3,0	7,0	12,7	20,3	4,0	8,0
10	5,8	4,0	2,9	12,5	20,3	4,0	8,0
11	7,6	3,5	7,4	12,8	20,3	4,0	8,0
12	12,7	3,4	7,4	13,0	20,3	4,0	8,0
13	12,3	3,6	7,0	13,5	20,3	4,0	8,0
14	3,9	3,6	0,7	14,0	20,3	4,0	8,0
15	11,9	3,9	8,6	14,0	20,3	4,0	8,0
16	5,4	3,4	8,0	14,5	20,3	4,0	8,0
17	12,8	4,3	7,2	14,7	20,3	4,0	8,0
18	4,6	4,6	8,3	13,5	20,3	4,0	8,0
19	11,6	3,3	6,8	13,0	20,3	4,0	8,0
20	8,6	4,0	6,7	13,0	20,3	4,0	8,0
21	11,2	4,4	7,2	13,0	20,3	4,0	8,0
22	12,9	3,7	6,5	12,8	20,3	4,0	8,0
23	8,0	4,0	7,7	12,7	20,3	4,0	8,0
24	8,3	3,6	7,5	13,0	20,3	4,0	8,0
Média	8,6	3,8	6,9	12,4	20,3	4,0	8,0

APÊNDICE B – Diagnóstico Desmante 2

Dados coletados da malha de perfuração convencional do Desmante 2 para o diagnóstico do desmante convencional (Fonte: Contribuição do autor, 2016).

Data: 22/09/2015

Banco: 1330 ZWA

Litologia: Itabirito Compacto

Realizado				Planejado		
Nº furo	Profundidade do Furo (m)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)	Profundidade do Furo (m)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)
1	14,00	3,50	0,00	16,00	8,00	4,00
2	14,10	3,50	7,50	16,50	8,00	4,00
3	14,00	2,70	7,50	16,30	8,00	4,00
4	14,00	5,00	8,40	16,00	8,00	4,00
5	14,40	4,00	7,20	16,00	8,00	4,00
6	13,00	3,40	6,00	15,80	8,00	4,00
7	13,60	4,30	6,20	15,30	8,00	4,00
8	14,20	5,10	6,50	15,30	8,00	4,00
9	13,70	3,80	7,00	15,50	8,00	4,00
10	14,00	3,80	6,70	16,00	8,00	4,00
11	10,60	5,00	8,70	16,00	8,00	4,00
12	13,80	5,00	7,10	16,00	8,00	4,00
13	11,30	6,70	3,80	16,20	8,00	4,00
14	14,00	6,70	8,00	16,10	8,00	4,00
15	14,30	7,00	7,50	15,80	8,00	4,00
16	14,10	6,60	6,30	15,70	8,00	4,00
17	14,30	6,30	6,90	15,00	8,00	4,00
18	11,00	6,70	6,30	15,50	8,00	4,00
19	14,80	6,90	6,70	15,50	8,00	4,00
20	14,80	9,50	4,20	16,00	8,00	4,00
21	14,70	5,00	4,00	15,80	8,00	4,00
22	13,70	7,00	6,80	15,70	8,00	4,00
23	14,80	6,30	7,40	16,20	8,00	4,00
24	14,10	7,20	6,80	16,00	8,00	4,00
25	14,50	10,90	2,00	15,00	8,00	4,00
26	14,60	3,40	7,00	16,70	8,00	4,00
27	14,60	4,20	7,00	15,50	8,00	4,00
28	14,50	4,40	7,20	15,70	8,00	4,00
29	14,70	3,70	6,90	15,80	8,00	4,00
30	13,90	5,00	6,50	15,50	8,00	4,00
31	14,20	4,00	6,20	15,50	8,00	4,00

32	14,50	3,00	2,50	16,00	8,00	4,00
33	13,80	3,30	6,30	16,20	8,00	4,00
34	10,70	4,90	6,70	16,00	8,00	4,00
35	13,70	4,00	8,10	15,80	8,00	4,00
36	14,40	10,80	7,00	15,90	8,00	4,00
37	14,00	10,40	4,00	16,00	8,00	4,00
38	14,80	5,40	7,50	16,00	8,00	4,00
39	14,10	3,50	7,50	15,70	8,00	4,00
Média	13,9	5,4	6,3	15,8	8,00	4,0

APÊNDICE C – Diagnóstico Desmante 3

Dados coletados da malha de perfuração convencional do Desmante 3 para o diagnóstico do desmante convencional (Fonte: Contribuição do autor, 2016).

Data: 01/10/2015

Banco: 1330 ZN

Litologia: Itabirito Compacto

Nº furo	Realizado			Planejado		
	Profundidade do Furo (m)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)	Profundidade do Furo (m)	Afastamento (m)	Espaçamento (m)
1	13,20		7,40	13,20	4,00	8,00
2	12,40		7,30	12,40	4,00	8,00
3	12,70		7,50	12,70	4,00	8,00
4	12,40		7,00	12,40	4,00	8,00
5	13,30	3,40	4,00	13,30	4,00	8,00
6	12,00	3,60	7,40	12,00	4,00	8,00
7	12,00	3,40	7,70	12,00	4,00	8,00
8	12,00	6,00	7,50	12,00	4,00	8,00
9	12,50	4,40	7,30	12,50	4,00	8,00
10	13,00	4,00	7,80	12,50	4,00	8,00
11	13,50	3,50	8,80	13,50	4,00	8,00
12	12,60	4,80	5,00	12,60	4,00	8,00
13	12,30	7,00	7,40	12,30	4,00	8,00
14	14,00	4,00	6,60	14,00	4,00	8,00
15	13,30	4,00	7,00	13,30	4,00	8,00
16	12,50	4,40	7,00	11,50	4,00	8,00
17	12,40	4,00	6,50	12,40	4,00	8,00
18	12,60	3,60		12,60	4,00	8,00
19	12,60	3,00	7,00	12,60	4,00	8,00
20	13,20	2,60	6,60	13,30	4,00	8,00
21	13,80	3,00	6,40	13,80	4,00	8,00
22	13,00	3,00	7,00	13,00	4,00	8,00
23	14,40	3,00	8,00	14,40	4,00	8,00
24	11,90	3,70	5,00	11,40	4,00	8,00
25	11,60	3,00	7,80	11,60	4,00	8,00
26	12,90	2,60	8,20	12,90	4,00	8,00
27	12,40	3,00	8,00	12,40	4,00	8,00
28	12,50	3,50	9,50	12,50	4,00	8,00
29	12,60	4,00	4,20	12,60	4,00	8,00
30	12,80	3,30	7,20	12,80	4,00	8,00
31	13,40	3,50	9,00	13,00	4,00	8,00
32	13,30	3,50	7,50	13,30	4,00	8,00

33	13,30	2,50	3,00	13,30	4,00	8,00
34	13,70	3,40	8,80	13,70	4,00	8,00
35	11,80	3,10	6,40	11,80	4,00	8,00
36	13,40	3,00	5,70	13,40	4,00	8,00
37	14,20	3,60	7,40	14,20	4,00	8,00
38	13,30	3,40	7,00	13,30	4,00	8,00
39	13,30	5,70		13,30	4,00	8,00
40	13,00	3,60	7,00	13,00	4,00	8,00
41	13,30	4,00	7,50	13,30	4,00	8,00
42	13,60	2,80	5,40	13,60	4,00	8,00
43	13,00	3,00	6,50	13,00	4,00	8,00
44	13,40	3,50	10,60	13,40	4,00	8,00
45	13,50	3,50	8,30	13,50	4,00	8,00
Média	12,9	3,7	7,0	12,9	4,00	8,0

APÊNDICE D – Delimitação de Blocos Teste 1

Algumas fotos dos blocos delimitados do material desmontado no Teste 1 realizado com adequação dos parâmetros (Fonte: Contribuição do autor, 2016).





APÊNDICE E – Delimitação de Blocos Teste 2

Algumas fotos dos blocos delimitados do material desmontado no Teste 2 realizado com adequação dos parâmetros (Fonte: Contribuição do autor, 2016).





APÊNDICE F – Delimitação de Blocos Teste 3

Algumas fotos dos blocos delimitados do material desmontado no Teste 3 realizado com adequação dos parâmetros (Fonte: Contribuição do autor, 2016).





APÊNDICE G – Delimitação de Blocos Teste 4

Algumas fotos dos blocos delimitados do material desmontado no Teste 4 realizado com adequação dos parâmetros, auxiliada por estudo geofísico da área (Fonte: Contribuição do autor, 2016).



