

**CENTRO UNIVERSITÁRIO DE FORMIGA UNIFOR-MG
CURSO DE ENGENHARIA DE PRODUÇÃO
EGUIMAR GERALDO SILVA**

**ANÁLISE DOS DIVERSOS PLANOS DE FOGO PARA A OTIMIZAÇÃO DOS
PROCESSOS DE MINERAÇÃO DE ROCHA CALCÁRIA: UM ESTUDO DE CASO
EM UMA EMPRESA DE MINERAÇÃO LOCALIZADA NA REGIÃO CENTRO
OESTE DE MINAS GERAIS**

FORMIGA-MG

2015

EGUIMAR GERALDO SILVA

ANÁLISE DOS DIVERSOS PLANOS DE FOGO PARA A OTIMIZAÇÃO DOS
PROCESSOS DE MINERAÇÃO DE ROCHA CALCÁRIA: UM ESTUDO DE CASO
EM UMA EMPRESA DE MINERAÇÃO LOCALIZADA NA REGIÃO CENTRO OESTE
DE MINAS GERAIS

Trabalho de Conclusão de curso
apresentado ao Curso de Engenharia de
Produção do UNIFOR/MG, como requisito
parcial para obtenção de título de bacharel
em Engenharia de produção.

Orientador: Professor Me Samuel de Oliveira

FORMIGA - MG

2015

Eguimar Geraldo Silva

ANÁLISE DOS DIVERSOS PLANOS DE FOGO PARA A OTIMIZAÇÃO DOS
PROCESSOS DE MINERAÇÃO DE ROCHA CALCÁRIA: UM ESTUDO DE CASO
EM UMA EMPRESA DE MINERAÇÃO LOCALIZADA NA REGIÃO CENTRO OESTE
DE MINAS GERAIS

Trabalho de Conclusão de curso
apresentado ao Curso de Engenharia de
Produção do UNIFOR/MG, como requisito
parcial para obtenção de título de bacharel
em Engenharia de produção.

Orientador: Professor Me. Samuel de
Oliveira

BANCA EXAMINADORA

Prof. Me. Samuel de Oliveira

Orientador

Prof. Me. Daniel Gonçalves Ebias

UNIFOR - MG

Formiga, 11 de novembro de 2015.

“Eu acredito demais na sorte. E tenho constatado que, quanto mais duro eu trabalho,
mais sorte eu tenho.”
(Thomas Jefferson)

AGRADECIMENTOS

Agradeço primeiramente a Deus pelo dom da vida e por tudo de bom que ele tem me proporcionado.

Agradeço imensamente aos meus pais Daurzi e Messias e a minha segunda mãe Julia, por tudo que fizeram por mim e por tudo que me ensinaram.

Agradeço a minha esposa Elenita, por estar sempre comigo em todos os momentos, ao meu filho João Gabriel, razão maior de tudo o que eu faço.

Agradeço a todos os meus familiares que sempre trouxeram uma palavra de incentivo e estímulo.

Agradeço a Empresa, que me deu a oportunidade de realizar o trabalho e pelos dados que me foram repassados.

Agradeço ao Técnico em Mineração e Blaster José Raimundo pelas experiências compartilhadas e pelas informações repassadas e pelo trabalho realizado na prática em campo.

Agradeço ao Gerente de Produção Helio Brito, que sempre esteve disposto a me ajudar.

Agradeço a Controladora de Produção Laís Santos pela imensa ajuda e por estar sempre disposta a me ajudar buscando todos os dados e as informações que precisei.

Agradeço aos colegas de sala, pelas experiências que passamos juntos durante esses cinco anos.

Agradeço imensamente ao meu orientador Samuel de Oliveira, que sempre esteve disposto a me ajudar na realização deste trabalho.

Agradeço a todos os professores que nos transmitiram seus conhecimentos e sempre estiveram dispostos a nos ajudar.

Agradeço a todos que direta ou indiretamente, contribuíram para a realização deste trabalho e na obtenção desta conquista.

RESUMO

O presente trabalho, intitulado Otimização dos processos de mineração de rocha calcária, apresenta uma avaliação dos diferentes parâmetros do plano de fogo para o desmonte de rocha a céu aberto, destinado a produção de calcário britado e moído. Uma variável que interfere diretamente no dimensionamento, nos custos e na produtividade é a fragmentação, pela detonação da rocha. Para se obter uma fragmentação de qualidade, e que atenda às necessidades da produção e as características dos equipamentos utilizados nos processos de carga, transporte e britagem, o plano de fogo utilizado no desmonte, deverá ser bem definido. O Grau de fragmentação dos desmontes foi analisado em simulações feitas de acordo com o método Kuz-Ram, onde verificou-se inicialmente os resultados obtidos na fragmentação variando-se os parâmetros das malhas utilizadas em diferentes detonações. Posteriormente foi feita modificações na execução dos planos de fogo, com o intuito de melhorar a eficiência, desde a perfuração até a sua detonação. Após a execução dos desmontes com as modificações implantadas fez-se a análise dos resultados da fragmentação em todo o processo produtivo desde a jazida até a britagem CBM 01. Os resultados alcançados confirmam que após a melhoria na fragmentação, a eficiência alcançada no carregamento dos caminhões fora de estrada e a diminuição do índice de fogo secundário foi significativa para a empresa, pois, mesmo com um custo unitário por tonelada maior, provou-se que com a utilização de planos de fogo com uma relação afastamento x espaçamento menor (malha fechada), ao final de um ano de trabalho a empresa terá economia com a retirada de um caminhão do processo produtivo e a redução do fogo secundário através da utilização de um rompedor hidráulico.

Palavras-chave: Plano de fogo. Desmonte. Processos de Mineração.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 – Elementos de um plano de fogo.....	18
Figura 2 – Diferentes tipos de malhas de perfuração.....	20
Figura 3 – Efeito da inclinação dos furos no perfil da bancada e no lançamento do material desmontado.....	22
Figura 4 – Perfuratriz roto percussiva Hidráulica.....	27
Figura 5 – Emulsão encartuchada.....	30
Figura 6 – Cordel Detonante.....	31
Figura 7 – Pá carregadeira de pneus.....	35
Figura 8 – Escavadeira Hidráulica.....	36
Figura 9 – Caminhão fora de estrada.....	37
Gráfico 1 – Media das simulações realizadas.....	43
Figura 10 – Vista parcial da jazida da empresa.....	44
Figura 11 – Limpeza da área a ser perfurada.....	47
Figura 12 – Limpeza da boca da mina.....	47
Figura 13 – Tamponamento utilizando Brita P-1.....	48
Figura 14 – Rompedor hidráulico acoplado a escavadeira.....	54

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (1).....	40
Tabela 2 – Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (2).....	41
Tabela 3 – Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (3).....	42
Tabela 4 – Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (4).....	42
Tabela 5 – Planos de fogo de 2013.....	45
Tabela 6 – Planos de fogo de 2014.....	46
Tabela 7 – Planos de fogo de 2015.....	49
Tabela 8 – Utilizando 03 caminhões em Julho/15.....	50
Tabela 9 – Utilizando 02 caminhões em Agosto/15.....	51
Tabela 10 – Utilizando 02 caminhões em Setembro/2015.....	52
Tabela 11 – Economia que será atingida no transporte ao final de 01 ano.....	53
Tabela 12 – Custo do fogo secundário antes das modificações.....	54
Tabela 13 – Custos do fogo secundário após as modificações.....	55
Tabela 14 – Diferença entre custo x economias realizadas.....	55

LISTA DE EQUAÇÕES

Equação 1 - Malha de Perfuração (S).....	20
Equação 2 - Subperfuração (SF).....	23
Equação 3 - Altura da Carga de Coluna (Hcc).....	23
Equação 4 - Altura da Carga de Fundo (Hcf).....	23
Equação 5 - Tampão (T).....	24
Equação 6 - Profundidade do Furo (Pf).....	25
Equação 7 - Razão Linear de carregamento (Rlc).....	25
Equação 8 - Equação de Kuznetsov.....	32
Equação 09 - Equação de Rosin-Rammler	33
Equação 10 - Índice de uniformidade de Cunningham 1.....	33
Equação 11 - Índice de uniformidade de Cunningham 2.....	34
Equação 12 - Equação de Tidman.....	34
Equação 12 - Fator de rocha 1.....	34
Equação 13 - Fator de rocha 2.....	35

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO.....	11
1.1	Problema.....	11
1.2	Justificativa.....	12
1.3	Hipótese.....	12
2	OBJETIVOS.....	12
2.1	Objetivo geral.....	12
2.2	Objetivos específicos.....	13
3	REFERENCIAL TEÓRICO.....	13
3.1	História da mineração.....	13
3.1.1	História da mineração no Brasil.....	14
3.1.2	História da mineração em Minas Gerais.....	15
3.2	Rochas calcárias.....	15
3.3	Desmonte de rocha a céu aberto.....	16
3.3.1	Bancada.....	16
3.3.2	Plano de fogo.....	17
3.3.3	Elaboração do plano de fogo.....	17
3.3.4	Altura da bancada.....	18
3.3.5	Diâmetro das perfurações.....	18
3.3.6	Malha de Perfuração (S).....	19
3.3.7	Afastamento (A).....	20
3.3.8	Espaçamento (E).....	20
3.3.9	Inclinação do Furo (I)	21
3.3.10	Subperfuração (SF).....	21
3.3.11	Altura da Carga de Coluna (Hcc).....	22
3.3.12	Altura da Carga de Fundo (Hcf).....	23
3.3.13	Tampão (T).....	23
3.3.14	Profundidade do Furo (Pf).....	24
3.3.15	Razão de Carregamento (Rc)	24
3.3.16	Razão Linear de carregamento (Rlc)	25
3.3.17	Desmonte Secundário.....	25
3.4	Equipamentos de Perfuração.....	25

3.5	Explosivos.....	26
3.5.1	Escolha dos Explosivos.....	27
3.5.2	Propriedades dos Explosivos.....	28
3.5.3	Força.....	28
3.5.4	Velocidade.....	28
3.5.5	Resistência a água.....	28
3.5.6	Dinamite Granulado (ANFO)	29
3.5.7	Dinamite Encartuchada (Banana)	29
3.5.8	Acessórios de detonação.....	30
3.6	Modelo de Fragmentação de Kuz-Ram.....	31
3.6.1	O modelo Kuz-Ram.....	31
3.6.1.1	Equação de Kuznetsov.....	31
3.6.1.2	Equação de Rosin-Rammler.....	32
3.6.1.3	Índice de uniformidade de Cunningham.....	32
3.6.1.4	Equação de Tidman.....	33
3.6.1.5	Fator de rocha.....	34
3.7	Equipamentos de Carga.....	34
3.8	Equipamentos de Transporte.....	36
4	MATERIAL E METODOS.....	37
4.1	Descrição e característica da empresa.....	37
4.2	Coletas de dados.....	37
4.3	Técnicas e métodos.....	37
5	ANALISE E RESULTADOS.....	38
5.1	Simulação da fragmentação pelo método Kuz-Ram.....	38
6	Conclusão.....	55
	REFERÊNCIAS.....	56

1 INTRODUÇÃO

A mineração é um dos setores que apresenta um dos maiores custos no seu processo produtivo, toda e qualquer melhoria nos meios de produção é de suma importância para as organizações, nesse intuito a busca pelos processos mais eficientes e com menor custo torna-se algo imprescindível para a sobrevivência das empresas e a manutenção dos postos de trabalho.

O desmonte de rochas calcária em uma jazida a céu aberto para utilização nos processos de britagem e moagem é uma das etapas mais importantes da mineração, pois, é a primeira etapa de todo um processo até a chegada do produto final ao cliente.

A Perfuração é a primeira etapa no processo de uma mineração, se essa etapa não for bem planejada todos os processos seguintes sofreram consequências que vão interferir nos desgastes prematuros dos equipamentos, nas metas de produção, nos custos em toda cadeia produtiva e no produto final provenientes da britagem, que é a segunda etapa do processo todo.

O plano de fogo, é o planejamento de como será feito o desmonte das bancadas do maciço rochoso com utilização de explosivos e acessórios, é composto por uma série de elementos que tem interferência direta nos resultados da detonação de rochas em minerações a céu aberto. Um plano de fogo mal elaborado e com elementos distribuídos de forma incorreta podem comprometer a produção, os equipamentos, bem como os custos, uma vez que, ele interfere diretamente nos processos de extração, carregamento, transporte e britagem.

Com o objetivo de melhoria e otimização da produção de uma empresa de mineração de rocha calcária do estado Minas Gerais, propõem-se nesse trabalho analisar e identificar os diversos planos de fogo existentes, e indicar o melhor resultado possível na extração da rocha para beneficiamento e posteriormente a comercialização dos produtos provenientes dos processos de britagem e moagem.

1.1 Problema

Diante do exposto, levanta-se a seguinte questão problema:

É possível otimizar o processo de detonação de rochas através da melhor utilização dos recursos do plano de fogo?

1.2 Justificativa

A proposta de identificar e indicar o melhor plano de fogo irá contribuir para o melhor desempenho de todo o processo produtivo, uma vez que, de acordo com o resultado do desmonte é possível aumentar a produção da britagem, além de contribuir para o bom desempenho dos equipamentos de carregamento, transporte e britagem. Uma boa fragmentação ainda proporciona uma vida útil maior desses equipamentos, pois são eles que entram em contato direto com a rocha, diminuindo assim o desgaste prematuro.

Sendo assim torna-se possível proporcionar um ganho de produção, melhorar a vida útil dos equipamentos e disponibilizar um desmonte que seja adequado às necessidades do tipo de material que se deseja processar.

1.3 Hipótese

Utilizar malhas diferentes, para diferentes granulometrias que são exigidas pelos clientes, irá contribuir para que os custos do desmonte sejam calculados de acordo com o que o cliente necessita, garantindo assim que se possa estabelecer parâmetros entre o preço de venda conforme o custo do desmonte. Acredita-se ser possível executar um desmonte com desempenho o mais próximo possível do desejado, ou seja, aquele em que a fragmentação da rocha não seja muito alta (Granulometria grossa), nem muito baixa (Granulometria fina), que geralmente fica desproporcional aos equipamentos utilizados nos processos de carregamento, transporte e britagem. Somente com a utilização de todos os recursos que o plano de fogo oferece é que se atingira a fragmentação desejada, com um plano de fogo bem executado.

2 OBJETIVOS

2.1 Objetivo geral

Propor o plano de fogo que otimize os recursos da empresa.

2.2 Objetivos específicos

- Aplicar o método Kuz-Ram para simular a fragmentação
- Analisar os planos de fogo existentes utilizados pela empresa
- Identificar os resultados obtidos pelo desmonte e definir o plano adequado
- Propor melhorias para adequar o plano de fogo de acordo com a finalidade desejada.
- Verificar a eficiência do plano de fogo implantado

3 REFERENCIAL TEÓRICO

3.1 História da mineração

Segundo Cavadas (2012), desde os primórdios da pré-história que a vida do homem está diretamente ligada à dependência dos recursos minerais existentes em seu habitat, para a fabricação de utensílios, no período (paleolítico), para a caça, depois no período (neolítico), para a agricultura de modo a garantir a sua sobrevivência.

Ainda segundo o autor os primeiros seres humanos tinham uma vida nômade, indo sempre em busca de locais com solos férteis e abundantes em minerais, que permitissem o seu desenvolvimento de maneira sustentável. Pode-se dizer que os primeiros trabalhos de mineração datam de 300.000 a.c. onde se buscavam principalmente minerais não metálicos como o sílex e mineralóides como a obsidiana (vidro vulcânico) que eram utilizados para a confecção de instrumentos de corte e de caça (CAVADAS 2012)

De acordo com Geraldi (2011), a descoberta dos metais mudou o rumo da história do mundo. Por volta de 12000 a.c. há registros que falam do ouro e do cobre metálico, achados em pepitas nos vales de rios torrenciais. No início de 4000 a.c. tem se registros de meteoritos de ferro encontrados no Egito, dando início aos processos metalúrgicos, onde o homem começa a fabricar armas rudimentares para caça e sua defesa pessoal, bem como ferramentas de corte e perfuração de rocha. Ainda segundo o autor já em 1200 a.c. o homem produzia peças de ferro, mas somente a partir de 800 a.c. e que a produção se dá em maior escala, assinalando assim a idade do ferro. A utilização das ferramentas metálicas facilitou e acelerou a elaboração de furos na rocha, através de cunhas metálicas, contribuindo para que um bloco fosse rapidamente retirado do maciço. Possibilitando a produção de blocos regulares, isso permitiu o desenvolvimento de trabalhos ornamentais e de esculturas em rocha.

De acordo com Cavadas (2012), na Grécia Antiga, as explorações de minerais datam de 600 a.C. eram construídos inúmeros poços de acesso, dotados de sistemas rudimentares de ventilação, através de um método de exploração que ainda se usa atualmente, o método de câmaras e pilares. A civilização Romana impulsionou a extração mineral, com o desenvolvimento de dispositivos de remoção

de água das minas, tais como a nora e o parafuso de Arquimedes, que se baseia no funcionamento alguns dos princípios matemáticos usados ainda em diversas áreas da engenharia moderna.

O Homem passa a desenvolver rapidamente utensílios mais elaborados para a exploração e concentração, à medida que, descobre mais minerais, bem como suas possíveis aplicações. A descoberta e utilização dos combustíveis minerais como o carvão, com o propósito de produzir energia, data do final do século XIII, possibilitando ao homem dar outro salto significativo na evolução da civilização, que tem a sua maior expressão no século XVIII, com a Revolução Industrial (CAVADAS 2012)

3.1.1 História da mineração no Brasil

Segundo Campos *et al* (2009) a busca de metais no Brasil se dá desde o início da colonização. No entanto, com a crise açucareira, onde os preços do açúcar despencaram, A Coroa portuguesa estimulou a extração de metais preciosos. Através dessa influência da Coroa portuguesa houve o desenvolvimento das atividades econômicas em diversos locais, principalmente em São Paulo, com os bandeirantes que saíam em busca de metais e pedras. Três regiões eram marcadas pela extração de ouro e diamantes: Goiás, Mato Grosso e principalmente Minas Gerais.

Através do ciclo do ouro e diamantes, houve grandes mudanças na vida da colônia. Registrou-se grande crescimento da população, onde um número alto de portugueses veio para o Brasil com a intenção de fazer sua própria fortuna. No final do século XVIII, ocorre a decadência da mineração com a paralisação das descobertas e a exploração constante, o que fez com que as jazidas se esgotassem.

3.1.2 História da mineração em Minas Gerais

Segundo Coura (2007), A mineração faz parte da história e da formação do Estado de Minas Gerais, desde o período colonial por volta do século XVII sendo que nesta época já havia centenas de lavras de ouro região central do estado. De 1700 a 1780, Minas produziu cerca de dois terços do ouro e uma grande parte das

gemas e diamantes extraídos no Brasil. Ainda de acordo com o autor essa produção contribuiu para a abertura de estradas, e a criação de cidades, a unificação do território, o surgimento de uma estrutura administrativa própria e a construção da Estrada Real. Cidades como Ouro Preto, Congonhas, Sabará, São João del-Rei, Tiradentes, Diamantina, Serro e várias outras prosperaram em torno das minas.

Ainda conforme Coura (2007) entre os anos de 1700 a 1808, a população mineira cresceu de 30 mil para 433 mil habitantes, sendo que nessa época, Vila Rica – hoje Ouro Preto tinha uma população de 35 mil habitantes, enquanto a cidade de São Paulo tinha apenas 5 mil habitantes. No período de 1820 a 1830, foram formadas seis empresas inglesas de mineração com o intuito de explorar o ouro em Minas, entre elas a St. John D'el Rey Mining Company, posteriormente transformada na mineração Morro Velho, que atuou até o final do século XX.

Junto com o desenvolvimento da mineração de ouro, foram encontrados depósitos de minério de ferro que propiciaram o surgimento da indústria de transformação desse mineral no Estado em 1814, foram instalados os primeiros altos-fornos de ferrogusa. Em 1825, o francês Jean Monlevade instalou uma fábrica na cidade de São Miguel do Piracicaba, hoje João Monlevade. Em 1876, foi criada a Escola de Minas de Ouro Preto, responsável pela formação dos primeiros metalurgistas brasileiros. Em 1942 foi criada a Companhia Vale do Rio Doce. A década de 1960 foi marcada pela abertura do setor mineral brasileiro ao capital estrangeiro, com isso surgiram as empresas MBR, Samitri, Ferteco, Alcoa, CBMM e Usiminas, entre outras (COURA, 2007).

3.2 Rochas calcárias

Segundo Geraldi (2011), O calcário e o carbonato de cálcio natural, que se encontra distribuído de forma abundante na crosta terrestre. É utilizado simples, como agregado para concreto, também tem ampla utilização na indústria cimenteira, siderurgia, na fabricação de cal e tintas, na indústria de vidro, na indústria química e farmacêutica e na agricultura para a correção de solos ácidos.

Ainda segundo o autor para estas utilizações o calcário passa somente por processos de beneficiamento tradicionais de britagem e moagem, de forma a atingir faixas granulométricas mais finas. A distribuição de jazidas no Brasil é considerável, com inúmeras frentes em quase todo território nacional, excluindo se a Amazônia.

3.3 Desmonte de rocha a céu aberto

Segundo Ricardo e Catalani (2007), o desmonte de rochas à céu aberto é efetuado através de bancadas sucessivas, que são estruturas produzidas em cada ciclo de desmonte. Ainda segundo o autor o desmonte de rochas é feito utilizando técnicas específicas que resultam em perfurar o maciço rochoso, carregar os furos com explosivos e detona-lo, depois remover o material. Essas fases compõem o ciclo de escavação.

3.3.1 Bancada

De acordo com Ricardo e Catalani (2007), bancadas são estruturas de rocha em fatias formadas sucessivamente em cada desmonte, as bancadas são constituídas por três superfícies diferentes que são: Berma de Trabalho, face e berma superior.

Berma de Trabalho: Local onde se operam os equipamentos de carregamento e transporte (Escavadeiras hidráulicas, Pá carregadeira e caminhões fora de estrada)

Face: É a superfície vertical ou com uma leve inclinação deixada pelo desmonte da rocha

Berma superior: É onde se executa as perfurações da bancada, com o objetivo de efetuar o desmonte da rocha.

Trabalho de perfuração em bancada

É considerado o melhor método para desmonte de rocha, já que dispõe de uma frente livre para a projeção do material desmontado, permitindo desta forma uma sistematização dos trabalhos. É um método que se utiliza em desmontes a céu aberto e com os furos verticais ou levemente inclinados. (CAVADAS 2012 p22)

3.3.2 Plano de fogo

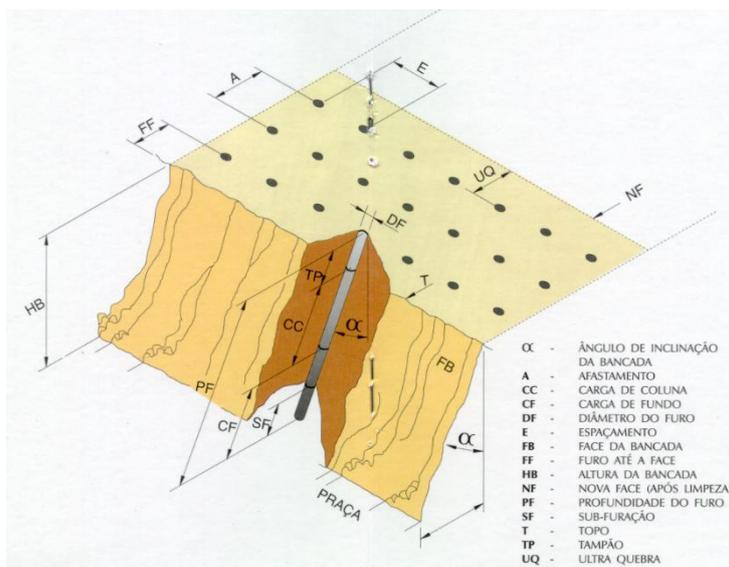
Para Geraldi (2011), o plano de fogo é o projeto executivo elaborado para o desmonte de rocha, nele são contemplados: o plano de perfuração, a qualificação e quantificação dos explosivos e os esquemas de ligação e iniciação dos furos a serem detonados.

De acordo com Ricardo; Catalani (2007), escolha do plano de fogo a ser aplicado dependerá de uma série de variáveis como: O tamanho dos equipamentos utilizados na perfuração, no carregamento e transporte, que atenda a finalidade do material a ser britado e o tamanho da boca do britador primário. Pois de nada adianta um plano de fogo bem executado e com baixo custo de explosivos e de furação, mas que não obedeça essas necessidades.

3.3.3 Elaboração do plano de fogo

A elaboração do plano de fogo consiste na aplicação correta de vários elementos que são fundamentais para a sua execução conforme mostra a FIG. 1 abaixo:

Figura 1 – Elementos de um plano de fogo



Fonte: Manual Britanite

Para se determinar o plano de fogo considerado o mais adequado em um trabalho de desmonte de rocha, primeiro deve se observar o equipamento disponível para sua execução. Observadas as limitações do equipamento, é possível realizar mais de um plano de fogo factível. Opta-se pelo de menor custo, desde que seja eficiente, fragmentando a rocha em blocos de dimensões compatíveis com a finalidade do desmonte. Pouco adiantará um plano de fogo com baixo consumo de explosivos por metro cúbico e também pouca furação, mas que resulte em blocos com dimensões que não são compatíveis com equipamento de carregamento, ou

que não possam penetrar na boca do britador primário (RICARDO E CATALANI, 2007).

3.3.4 Altura da bancada

Segundo Ricardo e Catalani, (2007), a altura da bancada pode chegar até 20,00 m, porém, em grandes minas a céu aberto geralmente é de 15,00 m, já em minas de menor porte pode chegar a 8,00 m, a escolha da altura das bancadas deve ser relacionada de acordo com o porte dos equipamentos de perfuração, carga e transporte.

Esta conformação permite maior agilidade e desempenho dos equipamentos de perfuração, carga e transporte. Também se torna necessária na obtenção dos melhores resultados com a utilização de explosivos, a partir das frentes livres bem estabelecidas. Este procedimento denominado desmonte em bancadas é muito utilizado em obras onde grandes volumes são escavados diariamente. É preciso sempre estar atento aos problemas de estabilidades das frentes durante e após os serviços de escavação. Na linha final de corte (*offset*) das frentes é recomendável que seja feito o desmonte escultural (GERALDI, 2011).

3.3.5 Diâmetro das perfurações

Segundo Geraldi (2011), O diâmetro da perfuração a ser empregado está relacionado com a malha utilizada, quanto maior o diâmetro do furo, maior poderá ser a área da malha de perfuração. Atingindo assim em uma menor quantidade de furos, uma maior porção de material desmontado.

Para Ricardo e Catalani (2007) É através do equipamento de perfuração disponível é que se estabelece este parâmetro, que por sua vez deve ser adequado com o equipamento disponível para carregamento da rocha detonada. Ou seja, ambos, devem ter suas produtividades próximas, para que não ocorra nenhuma ociosidade das partes ou não seja necessário uma quantidade elevada de unidades de um tipo de equipamento para se ter a produção coerente a uma unidade do outro tipo. Ainda de acordo com o autor, outras grandezas do plano de fogo estão de forma direta ou indireta ligadas com o diâmetro do furo, por isso uma regra prática é

levada em consideração: “o valor máximo do diâmetro do furo em polegadas é igual à capacidade da caçamba do equipamento de carga em jardas cúbicas”.

3.3.6 Malha de Perfuração (S)

Geraldi (2011), estabelece como malha de perfuração: é a área decorrente do produto das distancias em metros, seguidos para a locação dos furos em uma frente de escavação de rocha.

$$A \times E = S \quad (1)$$

Onde:

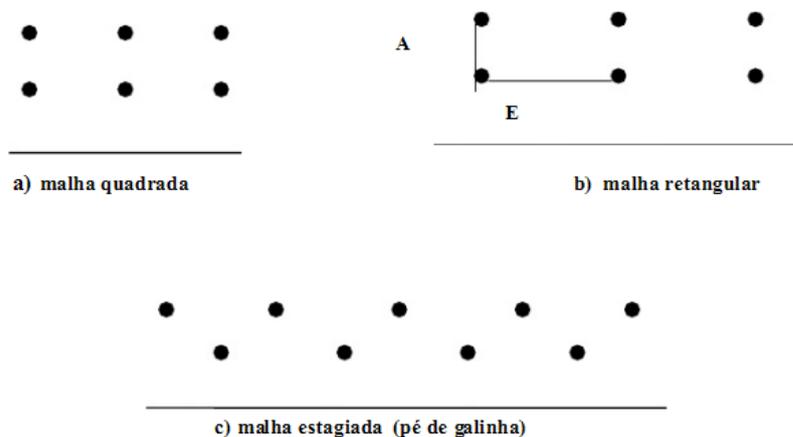
A (Afastamento)

E (Espaçamento)

S (Malha em m²)

Segundo Silva (2009), a geometria das malhas de perfuração podem ser: quadrada, retangular, estagiada ou triangulo equilátero conforme FIG. 2 abaixo:

Figura 2 – Diferentes tipos de malhas de perfuração



Fonte: Costa e Silva (2009)

- Malhas quadradas ou retangulares: Em virtude do seu formato é de fácil perfuração com menos tempo no deslocamento furo a furo.
- Malhas estagiadas: Por causa da geometria de furos alternados atrapalha a perfuração (maior tempo de locomoção furo a furo), porém possui melhor distribuição do explosivo no maciço rochoso.

- Malhas Triângulo Equilátero: São malhas estagiadas com a relação $E/A = 1,15$. São apropriadas para rochas compactas e duras. Possuem ótima distribuição da energia do explosivo na área de atuação do furo, maximizando a fragmentação. O centro do triângulo equilátero, o ponto mais crítico para fragmentação, recebe ação igual dos três furos circundantes (COSTA E SILVA, 2009)

3.3.7 Afastamento (A)

O afastamento é a distância em metros entre a frente da bancada (face livre) e a primeira linha de furos a detonar. Existindo uma ou duas linhas de furos para detonar no mesmo plano de fogo, mantém-se o mesmo afastamento entre as linhas (GERALDI, 2011).

Para Ricardo e Catalani, (2007), esse é o critério geométrico mais delicado do plano de fogo, devido aos desvios que ocorrem pelas perfurações, tais desvios resultam em um valor de afastamento no pé da bancada maior ou menor que o valor de afastamento no topo da bancada, ocasionando uma má distribuição de explosivos ao longo do maciço rochoso, contribuindo para gerar diversos problemas operacionais como uma fragmentação grosseira, fragmentação extremamente fina, ultra lançamento entre outros.

3.3.8 Espaçamento (E)

Segundo Geraldi, (2011), define-se o espaçamento como a distância em metros entre os furos de uma mesma linha do fogo.

Espaçamento é a distância entre furos sucessivos de uma mesma linha (RICARDO E CATALANI 2007)

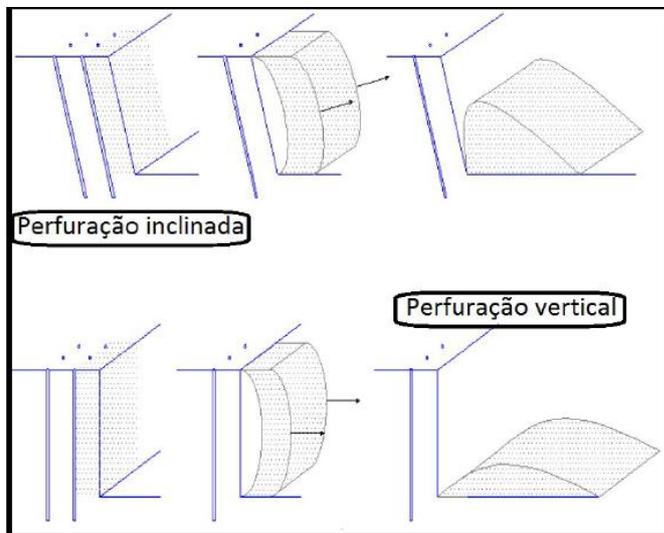
3.3.9 Inclinação do Furo (I)

Segundo Teixeira (2012 p,14) A realização de furos verticais é mais fácil do que furos inclinados, porém o risco de se obter irregularidades na base da bancada e de ocasionar num corte incompleto é elevado. Se já existe uma base irregular

devido a desmontes anteriores, com a efetuação de furos verticais eles continuarão ao longo de todas as bancadas porque o corte na base é feito por ângulos retos.

Para Geraldi (2011), o ângulo de inclinação não deve exceder 20° em relação a vertical. Quanto mais inclinado for o furo menor será a velocidade de perfuração e maiores são as chances de desvios e acidentes com ferramentas de perfuração. A FIG. 3 abaixo mostra como as duas formas de perfuração resultam em diferentes resultados no desmonte de rochas.

Figura 3 – Efeito da inclinação dos furos no perfil da bancada e no lançamento do material desmontado



Fonte: Correia (2011)

3.3.10 Subperfuração (SF)

Segundo Ricardo e Catalani (2007), deve se executar uma perfuração além do plana da praça, para que não haja a aparição de superfícies inclinadas denominadas “repes”, que são oriundas de detonações insuficientes no pé da bancada. Essas irregularidades dificultam a exploração das bancadas sucessivas, sendo necessário a realização de nova perfuração e desmonte, o que aumentara os custos com explosivos e mão de obra.

A subperfuração é uma prolongação do furo, que excede a altura da frente livre da bancada, ela deverá ser de no máximo 30% da medida do afastamento da malha de perfuração. Esta técnica é necessária para se evitar a formação dos repés detonação insuficiente na soleira (pé) da bancada, representada por uma superfície

inclinada e que dificultará a exploração das bancadas sucessivas. Para removê-la serão necessárias perfurações adicionais, conseqüentemente perda de tempo na produção e maior consumo de explosivos e de brocas (GERALDI, 2011).

$$Sf = 0,3 \times A \quad (2)$$

Onde:

Sf = Subperfuração

0,30%

A = Afastamento

3.3.11 Altura da Carga de Coluna (H_{cc})

Segundo Geraldi (2011), a carga de coluna é colocada numa extensão do furo imediatamente acima da carga de fundo, não tem necessidade de ser tão concentrada como a carga de fundo, já que nessa região a rocha não é tão presa como na rocha no fundo do furo. Para Ricardo; Catalani (2007) a equação que se calcula a carga de coluna e determinada pela seguinte expressão:

$$H_{cc} = H_{ce} - H_{cf} \quad (3)$$

Onde:

H_{ce} : é a altura da carga de explosivos

H_{cf} : é a altura da carga de fundo

3.3.12 Altura da Carga de Fundo (H_{cf})

A carga de fundo é a região em que se coloca uma maior quantidade de explosivo junto à parte final da perfuração. O tamanho da carga de fundo, em metros, e calculada da seguinte regra:

$$H_{cf} = 0,3 \times (Pf - T) \quad (4)$$

Onde:

Hcf = Altura da carga de fundo

Pf = Profundidade do furo

T = Tampão

Quando acontece a detonação de diversas linhas de furos de uma única vez, é preciso que se carregue os furos das linhas mais afastadas da face com uma quantidade maior de explosivo, pois o “fogo” das linhas mais distantes terá de fazer um maior trabalho, empurrando o material detonado nas primeiras linhas, sendo que tudo isso acontece em um intervalo de tempo bem reduzido (RICARDO E CATALANI, 2007).

3.3.13 Tampão (T)

É a parte superior da perfuração, que não é cheia com explosivo, mas carregada com material inerte tal como areia seca, pó de pedra e brita. O tampão tem a função de confinar os gases produzidos no momento do desmonte, o confinamento adequado desses gases é de suma importância, pois garante a eficácia do explosivo além de controlar a sobrepressão atmosférica (RICARDO; CATALANI, 2007). A altura do tampão pode ser calculada pela seguinte fórmula:

$$T = 0,7 \times A \quad (5)$$

Onde:

T = Tampão

0,70%

A = Afastamento

3.3.14 Profundidade do Furo (Pf)

Segundo Geraldi (2011), É a altura da bancada (H) somada a subperfuração, em metros. Se a bancada for inclinada a profundidade do furo será maior e deverá ser medida de acordo com a inclinação do furo utilizando-se a seguinte fórmula:

$$Pf = (H + Sf) \div \cos\alpha \quad (6)$$

Onde:

Pf = Profundidade do furo

H = Altura da Bancada

Sf = Subperfuração

α = Ângulo de inclinação

3.3.15 Razão de Carregamento (Rc)

É a quantidade de explosivos que será utilizado por metro cúbico (ou por tonelada, nas minerações) de rocha a desmontar em uma detonação

A razão de carga é um dos principais parâmetros de um plano de fogo e pode ser determinada pela quantidade de explosivos por metro linear de furo a detonar. Rochas mais duras e tenazes exigem uma maior razão de carga, ela varia muito também em função do tipo de serviço a ser executado: a céu aberto, subterrâneo, em frentes confinadas ou em derrocamentos subaquáticos (GERALDI, 2011).

3.3.16 Razão Linear de carregamento (Rlc)

Determina a quantidade de explosivos que pode ser colocada por metro linear de furo, para se calcular a razão linear de carregamento utiliza-se a fórmula abaixo:

$$Rlc = ((\pi d^2 \times \delta e) \div 4000) \quad (7)$$

Onde:

π = 3,1416

d^2 = diâmetro do furo (mm)

δe = densidade do explosivo

3.3.17 Desmorte Secundário

Segundo Geraldi (2011), desmorte secundário ou “fogachos” é uma operação para a redução de grandes blocos de rocha (matacões), gerados num desmorte primário. Esta operação onera os custos do desmorte, mas na maioria das vezes é inevitável e deve ser prevista em orçamentos, principalmente quando o material do desmorte é destinado a uma britagem posterior.

3.4 Equipamentos de Perfuração

De acordo com Ricardo e Catalani (2007), para se fazer os furos predeterminados no plano de fogo, com os diâmetros que no Brasil variam de 33 mm a 100 mm faz-se necessário a utilização de um equipamento específico chamado de equipamento de perfuração. Segundo Cavadas (2012) a classificação dos sistemas de perfuração de rocha se dá de acordo com a sua aplicabilidade; assim podemos dividi-los da seguinte forma:

- Mecânicos, que inclui os mecanismos de percussão, rotação e roto percussão.
- Térmicos, através da emissão de fluidos quentes e congelação.
- Hidráulicos, que são normalmente jatos de água, promovendo a erosão e a cavitação.
- Sónicos, promovem a vibração de alta frequência.
- Químicos, por dissolução.
- Eléctricos, normalmente por indução magnética.
- Sísmico, raio laser.
- Nucleares, Fusão e Fissão.

Abaixo a FIG. 4 mostra um modelo de perfuratriz roto percussiva hidráulica em operação na jazida de rocha calcária de propriedade da empresa onde se realiza o estudo de caso.

Figura 4 – Perfuratriz roto percussiva Hidráulica



Fonte: Arquivo da Empresa

Como se pode verificar existe um campo amplo de sistemas possíveis para a perfuração de rocha. No entanto, na mineração a perfuração é realizada atualmente, e de uma forma geral, utilizando a energia mecânica. Este fato deve-se a vários fatores, de ordem técnica, económica e de eficiência. Existem vários tipos de perfuratrizes no mercado, sua utilização dependerá do tipo de perfuração a ser executada, porém, as mais utilizadas em minerações a céu aberto são as perfuratrizes roto percussivas pneumáticas e hidráulicas.

3.5 Explosivos

Segundo Gomes (2004/2005) *apud* Teixeira (2010, p.17)

“Explosivo é um composto químico, constituído fundamentalmente por substâncias combustíveis (ricas em carbono) e substâncias comburentes (ricas em oxigénio), que quando estimuladas por uma fonte de energia térmica ou mecânica (impacto, fricção ou choque) se decompõe bruscamente, libertando um elevado volume de gases e alta temperatura e pressão”, isto é, trata-se de “Uma substância ou mistura de substâncias que, devidamente estimuladas numa pequena parte da massa, se converte, num intervalo muito pequeno de tempo, em outras substâncias mais estáveis, essencialmente gasosas, que ocupam um volume muito maior que o explosivo no seu estado original”. Podemos dizer que quando ativados por uma fonte de energia térmica ou mecânica podem reagir rapidamente libertando um grande volume de gases, a alta pressão e temperatura. A energia libertada por este processo é capaz de provocar a rotura de qualquer maciço rochoso”.

Segundo Geraldi (2011), explosivos são substâncias, que quando sofrem transformações químicas imediatas e violentas provenientes de um agente iniciador externo, passando do estado sólido ou líquido para o estado gasoso em um curtíssimo espaço de tempo, gerando grande quantidade de energia na forma de gases e altas temperaturas e pressão. Ainda segundo o autor no instante em que se detona o explosivo, uma onda de choque percorre o maciço rochoso com velocidades de 3000 e 5000 m/s provocando tensões radiais e tangenciais a partir do furo detonado, essas tensões provocam a abertura de microfissuras radiais na rocha, em volta do furo, a violenta expansão dos gases distende a rocha, abrindo fissuras radiais transformando seu estado elástico e promovendo sua fragmentação.

3.5.1 Escolha dos Explosivos

De acordo com Ricardo e Catalani (2007) na escolha dos explosivos deve se levar em conta os seguintes fatores:

- Dureza da rocha (dura, média, branda);
- Tipo de rocha (ígneas, metamórficas, sedimentares);
- Natureza da rocha (homogênea, fraturada):
- Presença de água
- Região a que se destina (carga de fundo, carga de coluna);
- Diâmetro dos furos;
- Custo.

3.5.2 Propriedades dos Explosivos

Segundo Ricardo e Catalani (2007), os explosivos apresentam características distintas que os recomendam para algumas aplicações e não para outras. Por isso, é necessário analisar quais as propriedades que são indicadas para um determinado tipo de trabalho. As principais propriedades dos explosivos utilizados na escavação a céu aberto são: Força e Velocidade.

3.5.3 Força

Revela a quantidade de energia que é liberada na detonação, portanto significa a capacidade do explosivo em produzir desmonte de rocha (RICARDO E CATALANI 2007).

3.5.4 Velocidade

De acordo com Ricardo e Catalani (2007), deve ser considerado essa grandeza tendo em vista o tipo de rocha a ser detonada. Durante a detonação ocorre uma reação química com intensa produção de luz, calor e gases a uma pressão muito elevada. Entende-se por velocidade do explosivo ou velocidade de detonação, a velocidade com que a reação química avança num explosivo de forma cilíndrica.

Ainda segundo o autor essa grandeza tem uma variação aproximadamente entre 1.500 e 7.500 m/s e deve ser indicada de acordo com o diâmetro do explosivo. Os explosivos a base de nitroglicerina são muito velozes ficam geralmente entre 4.000 e 7.500 m/s, os a base de nitrato de amônio tem velocidade mais baixa entre 1.500 e 3.000 m/s

3.5.5 Resistência a água

Importante propriedade, pois, em muitos casos, terá concentração de água nas perfurações. Ao realizar um furo, esse intercepta as fraturas da rocha que são como captadores da água acumulada nessas fraturas, se o explosivo em uso for de baixa resistência a água ficará neutralizado e não detonará. Por isso é necessário conferir os furos para averiguar a presença ou não de água ao se adotar um determinado tipo de explosivo (RICARDO E CATALANI 2007).

3.5.6 Dinamite Granulado (ANFO)

É uma mistura de Nitrato de Amônio e óleo combustível em pequenos grânulos porosos chamados *prill* que flui facilmente da embalagem. Não é recomendado para uso em rochas reativas. É indicado para o uso em furos secos

(sem presença de água), e permanecerão secos até a detonação. Pode ser usado como uma carga de coluna em mineração acéu aberto, em pedreiras, em minas subterrâneas e para detonações em geral, pode ser derramado de forma livre, no carregamento de furos descendentes ou por carregamento pneumático em furos ascendentes ou horizontais (MANUAL ORICA BRASIL, 2015).

Segundo Ricardo e Catalani (2007), anfos são explosivos feitos quase que a base de nitrato de amônia, composto químico muito utilizado como fertilizante agrícola. O nome anfos vem do inglês “ammoniumnitrate + fueloil” uma vez que originalmente era formulado misturando o nitrato de amônia com óleo diesel.

3.5.7 Dinamite Encartuchada (Banana)

A FIG. 5, nos mostra uma emulsão explosiva encartuchada é uma emulsão de alta potência, sensível a espoleta. É um explosivo robusto, resistente à água, para uso em todas as aplicações de mineração e trabalhos de desmonte em geral. É um explosivo desenvolvido para fornecer uma alta quantidade de energia.

Figura 5 – Emulsão encartuchada



Fonte: Manual orica Brasil (2015)

A alta velocidade de detonação e natureza robusta fazem dele um produto ideal quando as condições do terreno requerem alta energia para se alcançar uma boa fragmentação e lançamentos. É apropriado para ser usado em furos de qualquer profundidade, contanto que a coluna d'água não ultrapasse 20m de profundidade (MANUAL ORICA BRASIL 2015).

Segundo Ricardo e Catalani (2007) as emulsões encartuchadas é um explosivo que devido a sua consistência, facilita o carregamento das perfurações com alta variação das inclinações e níveis hidrostáticos. Tem excepcional resistência a água, acomoda se no furo, proporcionando ótimas densidades de carregamento.

3.5.8 Acessórios de detonação

É com a utilização dos acessórios que se inicia a detonação, eles são responsáveis pela carga energética inicial que provocara a explosão do explosivo que resultará em um desmonte da rocha. Abaixo a FIG. 6 Mostra um exemplo de cordel detonante:

Figura 6 - Cordel Detonante



Fonte: Manual orica Brasil (2015)

Outros acessórios mais utilizados:

- Espoleta simples
- Espoletas elétricas
- Cordel Detonante
- Acendedores
- Reforçadores ("boosters")
- Escorvas
- Sistema não Elétricos

3.6 Modelo de Fragmentação de Kuz-Ram

Segundo Cunha (2013, p.53), vários autores têm estudado modelos de interação explosivo-rocha, que fornecem uma descrição útil do processo de detonação como um "background" para modelar o processo de fragmentação da rocha por explosivos. Entre os principais trabalhos destacam-se: Kuznetsov (1973), Cunningham (1983), Lilly (1986), Rosin e Rammler (1933), e Tidman. Esse artigo

apresenta um resumo dos resultados dos trabalhos desses pesquisadores, que estudaram e construíram modelos para a previsão da fragmentação do desmonte a explosivo. Esses modelos foram reunidos para possibilitar a simulação da fragmentação. A finalidade principal da simulação é a previsão da curva granulométrica da pilha detonada. Isto possibilita a alteração dos parâmetros dos planos de fogo de forma a atingir a fragmentação desejada para cada detonação.

3.6.1 O modelo Kuz-Ram

Segundo Lilly (1998 apud Moraes, 2004), apud Cunha 2013, as propriedades das rochas, as propriedades dos explosivos e as variáveis geométricas do plano de fogo são combinadas usando cinco equações que compõem o modelo de fragmentação Kuz-Ram:

3.6.1.1 Equação de Kuznetsov

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

$$X_{50} = A \cdot (K)^{-0,80} \cdot Q_e^{0,167} \cdot \left(\frac{115}{E_r}\right)^{0,633} \quad (8)$$

Onde:

X_{50} - tamanho médio da partícula (cm);

A - fator de rocha;

V_0 - volume de rocha desmontado por furo (m^3);

Q_e - massa do explosivo utilizado (Kg);

E_r - representa a energia relativa em massa (RWS) do explosivo comparado ao ANFO (ANFO=100);

$K=Q_e/V_0$ – razão de carga (Kg/m^3);

Q_t - é a massa (Kg) de TNT equivalente a energia contida na carga explosiva de cada furo

3.6.1.2 Equação de Rosin-Rammler

O percentual passante é calculado por:

$$P = 100. \left[1 - e^{-0,693. \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n} \right] \quad (9)$$

Onde:

X: tamanho da malha da peneira;

N: índice de uniformidade.

3.6.1.3 Índice de uniformidade de Cunningham

Através de testes de campo por Cunningham (1987), esta expressão foi desenvolvida. Esta correlaciona todos os parâmetros geométricos do plano de fogo, como:

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

Onde:

B: afastamento (m);

S: espaçamento (m);

D: diâmetro do furo (mm);

W: desvio padrão da perfuração (m);

L: comprimento total de carga (m);

H: altura do banco (m).

Ao se utilizar dois explosivos no furo (carga de fundo e carga de coluna) a equação anterior é alterada por:

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

Onde:

BCL = comprimento da carga de fundo (m);

CCL = comprimento da carga de coluna (m);

abs: = valor absoluto referente a (BCL – CCL)

3.6.1.4 Equação de Tidman

A energia do explosivo é calculada por:

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

Onde:

E_r : = energia efetiva relativa por massa do explosivo;

VOD_e : = velocidade de detonação efetiva do explosivo (medida em campo);

VOD_n : = velocidade de detonação nominal do explosivo (m/s);

RWS: = representa a energia por massa relativa ao ANFO (%).

3.6.1.5 Fator de rocha

É calculado pela equação originalmente desenvolvida por Lilly (1986) e modificada por Cunningham (1987). É usado para ajustar o tamanho médio dos fragmentos baseado no tipo de rocha, direção e mergulho das descontinuidades com relação à frente livre do desmonte. O fator da rocha A é um índice de blastabilidade (descrição das características de detonação) do maciço rochoso. O valor do fator de rocha (A) é calculado por:

$$A = 0,06 \cdot (RMD + RDI + HF) \quad (13)$$

Os valores do RMD são obtidos a partir da classificação geomecânica de Lilly. Os demais parâmetros são calculados por:

$$\begin{aligned}
 RDI &= 25 \times d - 50 \\
 HF &= \left(\frac{E}{3}\right) \text{ se } E < 50 \text{ Gpa} \\
 HF &= \frac{UCS}{5} \text{ se } E > 50 \text{ Gpa}
 \end{aligned}
 \tag{14}$$

Onde:

d: densidade da rocha;

E: representa o módulo de Young (GPa);

UCS: resistência à compressão uniaxial da rocha (MPa).

3.7 Equipamentos de Carga

Após a execução do desmonte é necessário que se faça o carregamento do material utilizando equipamentos específicos para a atividade. Em alguns casos utiliza-se pá carregadeira de pneus conforme o modelo da FIG. 7 abaixo:

Figura 7 – Pá carregadeira de pneus



Fonte: Arquivo da Empresa

Feito o carregamento o mesmo é transportado até o britador primário para ser britado. Nas minerações a céu aberto é comum a utilização de pás carregadeiras de pneus, que além de executar o carregamento também auxiliam na manutenção e limpeza das praças. Nem sempre é possível que se faça o carregamento utilizando esse equipamento, pois, dependendo da característica do desmonte sua operação

torna se inviável. Outro equipamento muito utilizado nas operações de carregamento são as escavadeiras hidráulicas conforme FIG. 8 abaixo:

Figura 8 – Escavadeira Hidráulica



Fonte: Arquivo da Empresa

Escaveira hidráulica sobre esteiras com capacidade de carga da caçamba de 2,5 m³ de material, a escolha de qual desses equipamentos será utilizado, dependerá do tipo de pilha que se formou após o desmonte, pois em alguns casos não é possível efetuar o carregamento com a Pá carregadeira, sendo necessário a utilização somente da escavadeira hidráulica.

3.8 Equipamentos de Transporte

Após a execução do carregamento, dá-se início ao processo de transporte do material da jazida até o britador primário. Nesta etapa dependendo da distância do banco em operação, é necessário a utilização de no mínimo 03 caminhões para se realizar o transporte. O equipamento mais utilizado para essa atividade é o de “caminhões fora de estrada”, conforme modelo FIG. 9

Figura 9 – Caminhão fora de estrada



Fonte: Arquivo da empresa

Pois eles são preparados para trabalhar em estradas de terra com subidas e descidas acentuadas.

A empresa hoje utiliza caminhões com capacidade de carga média de 35 toneladas ou 16 m³, são caminhões automáticos e semiautomáticos 8x4 que oferecem bom desempenho e todo o conforto e segurança necessários para os operadores.

4 MATERIAL E METODOS

4.1 Descrição e característica da empresa

A empresa na qual o estudo foi feito, refere se a uma mineração de rocha calcária, situada na região centro oeste de minas, com mais de 35 anos de história, atuando em diversos segmentos principalmente nos setores de calcinação, siderurgia, construção civil, ingrediente para alimentação animal entre outros. Possui grande quantidade de modernos equipamentos móveis e uma planta com duas linhas de britagem e quatro linhas de moagem, com capacidade de produção de 600 toneladas hora nas duas britagens. As plantas de moagem são automatizadas, sempre atenta as novidades do mercado a empresa sempre busca a atualização e constante qualificação de sua mão de obra, e dos equipamentos mais modernos e necessários para a realização das atividades de mineração, além de possuir jazida própria de onde é extraído o calcário que depois segue para o beneficiamento através dos processos de britagem e moagem.

4.2 Coletas de dados

Para a realização da pesquisa e coletas de dados serão utilizados os seguintes dados:

- Planos de fogo realizados antes e atualmente
- Explosivos utilizados
- Equipamentos de perfuração em operação
- Diâmetros executados nas perfurações
- Histórico dos planos de fogo

4.3 Técnicas e métodos

A análise dos dados obtidos (grau de fragmentação, consumo de explosivo por tonelada desmontada, índice de matações em cada desmonte e produção tonelada hora da britagem), serão distribuídos em tabelas e gráficos através de planilhas eletrônicas e cartas de texto. Será utilizada as técnicas de natureza

quantitativa, uma vez que se utilizaram fórmulas e cálculos a fim de garantir a precisão de resultados e evitar distorções de análise e interpretação, possibilitando uma margem de segurança quanto as sugestões e colocações resultantes deste estudo. Conforme Chiavenato (1983), os métodos quantitativos apresentam vantagens, tais como: descobrir e entender os fatos de uma situação melhor do que permitiria uma descrição qualitativa; descobrir relações existentes entre vários aspectos do problema, que não transpareciam por si só na descrição verbal; estabelecer medidas para a eficácia; explicar situações, que no passado não foram esclarecidas, ao proporcionar relações de causa e efeito; tratar do problema em seu conjunto e considerar todas as variáveis principais simultaneamente; fatores que integram um problema por serem tão numerosos, apenas os modelos matemáticos de processamento de dados permitem proporcionar respostas imediatas e em escala gigantesca, através de computadores e equipamentos eletrônicos.

Com relação aos requisitos teóricos, os procedimentos metodológicos baseiam-se em revisão bibliográfica, ou seja, é um estudo desenvolvido através de pesquisas em materiais como livros, periódicos e materiais de acesso eletrônico disponíveis ao público em geral, sendo que a coleta de dados foi realizada através de acompanhamento em campo e documentos disponibilizados pela empresa em que se realizou o estudo. A etapa de coleta de dados foi realizada da seguinte forma prática: comparação de um desmante em relação ao outro, de acordo com os elementos utilizados em cada plano de fogo, verificando o resultado que cada parâmetro diferente proporcionou no desmante.

5 ANALISE E RESULTADOS

5.1 Simulação da fragmentação pelo método Kuz-Ram

Para efeito de comparação da fragmentação das malhas utilizadas nas detonações da empresa em que foi realizado o estudo de caso, foi utilizado o método de fragmentação de Kuz-Ram, onde foram realizadas dez simulações em quatro planos de fogo diferentes, cada um utilizando uma malha específica. O resultado das simulações de fragmentação tem como referência a primeira tela de peneiramento da britagem, que tem uma abertura de 115 (mm).

Ao final das dez simulações obteve-se a média de todos os resultados e dos dados mais importantes das simulações, conforme mostra a TAB. 1.

Tabela 1 - Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (1)

Malha	Data	Bancada N°	Altura (m)	Diâmetro furo (mm)	Angulo (°)	Razão de Carga (Kg/m ³)	Custo R\$/tn	Volume (tn)	Resultado
5,00 x 1,50	22/05/2015	5	3	88,90	15	0,42	0,76	10,632,2	81,54%
5,00 x 1,50	19/06/2015	3	14,00	88,90	15	0,69	1,29	9787,50	98,97%
5,00 x 1,50	01/07/2015	3	14,00	88,90	15	0,53	1,03	6750,00	96,85%
5,00 x 1,50	09/07/2015	1	14,00	88,90	15	0,59	1,14	14953,13	94,71%
5,00 x 1,50	11/07/2015	2	10,00	88,90	15	0,61	1,27	3375,00	99,35%
5,00 x 1,50	22/07/2015	2	14,00	88,90	15	0,6	1,17	9262,50	97,54%
5,00 x 1,50	24/07/2015	4	14,00	88,90	15	0,58	1,14	11700,00	94,95%
5,00 x 1,50	04/08/2015	4	14,00	88,90	15	0,57	1,11	13893,75	93,44%
5,00 x 1,50	04/08/2015	4	14,00	88,90	15	0,6	1,20	6581,25	98,11%
5,00 x 1,50	13/08/2015	5	21,00	88,90	15	0,63	1,21	12600,00	97,85%
5,00 x 1,50	28/08/2015	5	21,00	88,90	15	0,59	1,12	18450,00	93,98%
Média						0,58	1,13	10735,31	95,21%

Fonte: O Autor (2015)

Utilizando uma malha de 5,00 m x 1,50 m pode-se observar que quando a relação afastamento e espaçamento é menor (malha fechada), o resultado da simulação do grau de fragmentação do maciço é bem alto, pois, a média da simulação ficou em 95,21%, ou seja, utilizando esse plano de fogo 95,21% do material será passante na tela de 115 (mm), outro dado importante é o custo R\$/ton. Uma vez, que, o desmonte ideal é o que consiga atender as necessidades da

empresa, mas que tenha um custo relativamente baixo, o que não é o caso apresentado, pois, o custo médio ficou em R\$1,13 valor alto para um desmonte.

Na segunda simulação observou-se que com apenas uma modificação nos parâmetros do plano de fogo os resultados já apresentam uma variação razoável tanto na fragmentação e no custo do desmonte em relação a primeira simulação.

Tabela 2 - Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (2)

Malha	Data	Bancada N°	Altura (m)	Diâmetro furo (mm)	Ângulo (°)	Razão de Carga (Kg/m ³)	Custo R\$/tn	Volume (tn)	Resultado
5,00 x 2,00	06/01/2015	1	14,00	88,90	20	0,42	0,73	11050	82,65%
5,00 x 2,00	09/01/2015	1	14,00	88,90	20	0,42	0,74	8400,00	84,52%
5,00 x 2,00	12/01/2015	1 - R	10,00	88,90	15	0,42	0,73	5500,00	86,73%
5,00 x 2,00	15/01/2015	1	14,00	88,90	15	0,43	0,74	7350,00	86,77%
5,00 x 2,00	19/01/2015	3	14,00	88,90	15	0,42	0,76	5525,00	89,46%
5,00 x 2,00	22/01/2015	1 - R	10,00	88,90	15	0,45	0,83	4275,00	89,11%
5,00 x 2,00	22/01/2015	2	10,00	88,90	15	0,46	0,8	4200,00	89,89%
5,00 x 2,00	27/01/2015	1 - R	14,00	88,90	15	0,45	0,77	6650,00	90,21%
5,00 x 2,00	30/01/2015	1 - R	10,00	88,90	15	0,46	0,82	5225,00	88,14%
5,00 x 2,00	31/01/2015	3	14,00	88,90	15	0,66	0,77	6650,00	88,56%
5,00 x 2,00	05/02/2015	3	14,00	88,90	15	0,42	0,72	9800,00	84,01%
Média						0,46	0,76	6784,09	87,28%

Fonte: O Autor (2015)

Na segunda simulação com uma malha de 5,00 m x 2,00 m com um afastamento maior que o da primeira simulação, à medida que se aumenta essa relação afastamento x espaçamento a malha aumenta e os resultados se modificam e o grau de fragmentação diminui. Nesta simulação em média 87,28% do material será passante a tela de 115 (mm), e o custo médio por tonelada caiu para R\$0,76 conforme os dados apresentados na tabela 02.

Na terceira simulação a relação afastamento x espaçamento aumentou em 01 metro em relação a primeira e 0,50 m em relação a segunda, os outros parâmetros são quase idênticos, porém, os resultados já apresentam uma variação cada vez maior na fragmentação e no custo, como mostra a TAB. 3.

Tabela 3 - Simulação da fragmentação pelo método de Kuz-Ram (3)

Malha	Data	Bancada N°	Altura (m)	Diâmetro furo (mm)	Angulo (°)	Razão de Carga (Kg/m ³)	Custo R\$/tn	Volume (tn)	Resultado
5,00 x 2,50	16/04/2014	2	14,00	88,90	15	0,31	0,52	8750,00	68,10%
5,00 x 2,50	26/05/2014	7	7,00	88,90	15	0,37	0,65	16406,25	66,98%
5,00 x 2,50	28/05/2014	1	14,00	88,90	15	0,38	0,63	18578,13	68,40%
5,00 x 2,50	10/06/2014	1	14,00	88,90	15	0,37	0,64	16875,00	68,12%
5,00 x 2,50	01/07/2014	1	14,00	88,90	15	0,34	0,59	5625,00	77,97%
5,00 x 2,50	07/04/2015	4	14,00	88,90	15	0,39	0,61	6796,88	81,39%
5,00 x 2,50	10/04/2015	4	14,00	88,90	15	0,34	0,59	12687,50	67,09%
5,00 x 2,50	17/04/2015	4	14,00	88,90	15	0,34	0,59	14000,00	66,55%
5,00 x 2,50	17/04/2015	1	3,00	88,90	15	0,14	0,28	17812,50	39,38%
5,00 x 2,50	25/04/2015	3	12,00	88,90	15	0,28	0,51	18750,00	53,70%
5,00 x 2,50	13/05/2015	2	14,00	88,90	15	0,37	0,62	6562,50	78,80%
Média						0,33	0,57	12985,80	66,95%

Fonte: O Autor (2015)

A TAB. 3 mostra um grau de fragmentação médio de 66,95% e um custo por tonelada de R\$0,57, nota-se que quando vai diminuindo o grau de fragmentação, também diminui o custo por tonelada

Tabela 04 – Simulação da fragmentação pelo método Kuz-Ram (4)

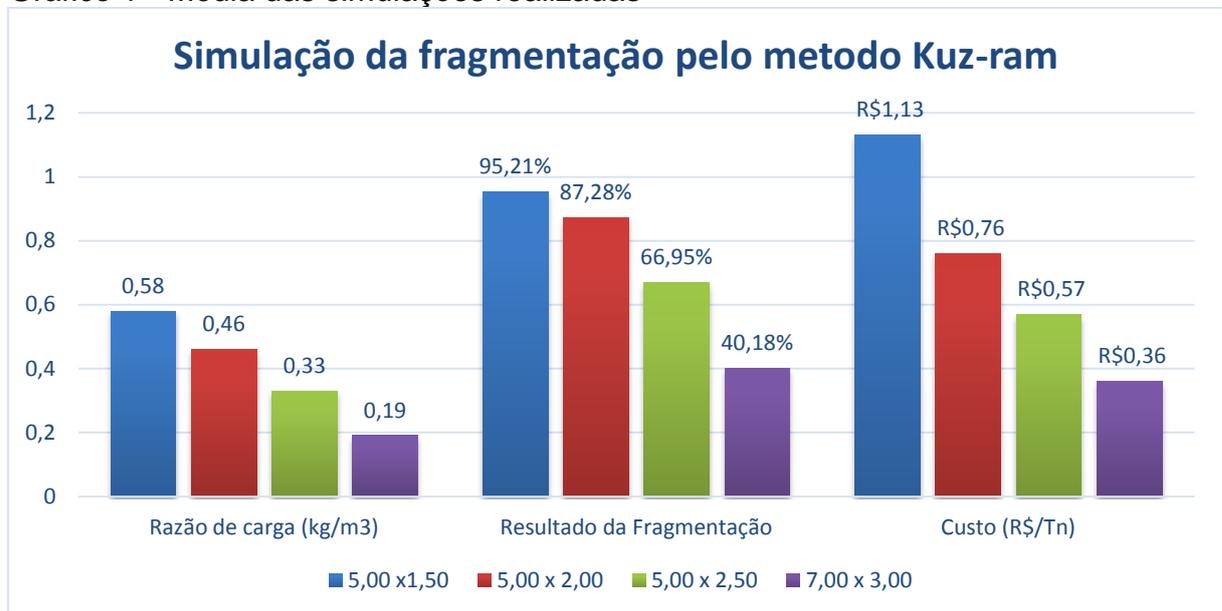
Malha	Data	Bancada N°	Altura (m)	Diâmetro furo (mm)	Ângulo (°)	Razão de Carga (Kg/m ³)	Custo R\$/tn	Volume (tn)	Resultado
7,00 X 3,00	08/01/2015	1	18,00	88,90	15	0,15	0,26	33075,00	27,47%
7,00 X 3,00	16/12/2014	1	14,00	88,90	15	0,16	0,30	21315,00	33,28%
7,00 X 3,00	03/03/2015	1	18,00	88,90	15	0,18	0,32	13230,00	40,85%
7,00 X 3,00	11/03/2015	1	14,00	88,90	15	0,20	0,34	16537,50	42,15%
7,00 X 3,00	28/05/2015	1	14,00	88,90	15	0,19	0,34	11418,75	44,54%
7,00 X 3,00	05/06/2015	1	14,00	88,90	15	0,20	0,40	11418,75	44,28%
7,00 X 3,00	02/07/2015	1	14,00	88,90	15	0,20	0,38	20580,00	39,98%
7,00 X 3,00	04/08/2015	1	14,00	88,90	15	0,20	0,43	7323,75	50,49%
7,00 X 3,00	18/08/2015	1	16,00	88,90	15	0,20	0,39	42000,00	34,43%
7,00 X 3,00	10/09/2015	1	14,00	88,90	15	0,21	0,42	18850,00	42,87%
7,00 X 3,00	22/09/2015	1	14,00	88,90	15	0,19	0,33	14730,00	41,60%
Média						0,19	0,36	19134,43	40,18%

Fonte: O Autor (2015)

Na TAB. 4 realizou-se uma simulação com uma relação afastamento x espaçamento bem elevado, os demais parâmetros são quase os mesmos. Porém, os resultados mostram um grau de fragmentação e um custo muito baixo em relação as outras simulações realizadas, pois, nessa simulação apenas uma média de 40,18% do material desmontado será passante na tela de 115 (mm), já o custo médio por tonelada detonada será de R\$0,36 um valor relativamente baixo.

Com o intuito de comparação das simulações apresenta-se o gráfico com a média de cada simulação realizada nos 04 planos escolhidos. O gráfico traz os dados mais relevantes de cada simulação.

Gráfico 1 - Média das simulações realizadas



Fonte: O Autor (2015)

Observou-se que com uma relação afastamento x espaçamento menor (malha fechada), mais alto é a razão de carga e o custo de detonação por tonelada, porém, temos um grau fragmentação muito melhor que nas demais simulações realizadas, que apresentam um custo e uma razão de carga inferior mas com uma fragmentação bem mais grosseira.

Com o intuito de otimizar a performance da produção e da extração, carregamento, transporte e britagem da empresa em que se realiza o estudo de caso, o primeiro passo foi analisar, identificar e propor melhorias nos planos de fogo das detonações. Pois conforme seja o resultado do desmonte ele irá causar reflexo em todo processo produtivo subsequente.

A figura 10 mostra a vista parcial da jazida onde foi feita a pesquisa.

Figura 10 – Vista parcial da jazida da empresa



Fonte: Arquivo da empresa

Feita as simulações através do medelo de fragmentação pelo método de Kuz-Ram, o próximo passo foi analisar os planos de fogo utilizados pela empresa. Após a utilização de planos de fogo com malhas mais abertas (afastamento x espaçamento), que traziam sérios problemas no dia a dia, a empresa optou por utilizar planos de fogo com malhas mais fechadas e com um custo maior, mas que trouxeram benefícios significativos para a organização.

A empresa trabalhou com diversas malhas no seu plano de fogo, sendo que até o final do ano de 2013, todas as detonações utilizavam o furo com 3 polegadas de diâmetro (76,2 mm), para efeito de análise foram coletados alguns planos de fogo do ano de 2013, sendo que nesse ano as malhas mais utilizadas nas detonações eram de 6,00 x 2,00 (m) e 6,00 x 3,00 (m), os explosivos utilizados nas detonações são os mesmos que se usam nos dias atuais: emulsão explosiva encartuchada, dinamite granulada e cordel detonante NP10 (todos fabricados pela ORICA). A seguir na tabela 5 os planos de fogo mais utilizados no ano de 2013.

Tabela 5 - Planos de fogo de 2013

Plano de fogo	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)
	5,00x2,50	6,00x2,00	6,00x2,50	6,00x3,00	4,50x1,50
Nº de Detonações	1	5	2	3	3
Diâmetro do furo	76,20 mm	76,20 mm	76,20 mm	76,20 mm	76,20 mm
Inclinação	15 °	15°	15 °	15 °	15 °
Sub furação	0,50 m	0,50 m	0,50 m	0,50 m	0,50 m
Altura	14 m	14 m	14 m	14 m	14 m
Razão de carga (Kg/m ³)	0,39	0,32	0,22	0,26	0,42
Volume (Ton.)	11200,00	45840,00	12037,50	58735,00	8555,63
Custo R\$/Ton.	R\$ 0,61	R\$ 0,51	R\$ 0,37	R\$ 0,34	R\$ 0,73
% Fogo Secundário	7%	8%	8%	10%	2%
Volume (Ton.)	784,00	3667,20	963,00	5873,50	171,11

Fonte: O autor (2015)

Os planos de fogo utilizados apresentavam um custo relativamente baixo, ficando em média de R\$0,42 por tonelada, porém, os resultados dos desmontes não eram satisfatórios, pois tinham-se um alto índice de fragmentação grosseira e um percentual alto de fogo secundário em média de 9%. A fragmentação grosseira dificulta o carregamento dos caminhões fora de estrada, pois a uma dificuldade de penetração no material detonado por parte dos equipamentos de carga, ela aumenta o tempo de ciclo dos caminhões (da jazida até o britador e do britador até a jazida), acarretando assim baixa produtividade nas etapas subsequentes do processo produtivo. Além disso, a necessidade da realização de fogo secundário aumenta consideravelmente o custo da extração.

No início de 2014 a empresa optou em trabalhar na perfuração com o furo no diâmetro de 3,5 polegadas (88,9 mm) e com o ângulo de inclinação maior passando de 15° para 20°, porém, as malhas não mudaram muito em relação as utilizadas no ano anterior, e o custo também não mudou muito ficando em média de R\$0,48 por tonelada, o índice de fogo secundário permaneceu quase que o mesmo em média de 8,5%. Foram coletados alguns planos de fogo após essas modificações e os dados estão na TAB. 6:

Tabela 06 - Planos de fogo de 2014

Plano de fogo	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)
	5,00x2,50	6,00x2,50	6,00x3,50	6,00x3,00	4,50x1,50
Nº de Detonações	8	3	3	5	3
Diâmetro do furo	88,9 mm	88,9 mm	88,9 mm	88,9 mm	88,9 mm
Inclinação	20 °	20 °	20 °	20 °	20 °
Sub furação	0,50 m	0,50 m	0,50 m	0,50 m	0,50 m
Altura	14 m	14 m	14 m	14 m	14 m
Razão de carga (Kg/m ³)	0,35	0,29	0,20	0,21	0,487
Volume (Ton.)	61780,65	37537,50	66465	73732,5	22207,5
Custo R\$/Ton.	R\$ 0,61	R\$ 0,51	R\$ 0,34	R\$ 0,36	R\$ 0,90
% Fogo Secundário	7%	8%	10%	10%	2%
Volume (Ton.)	4324,65	3003,00	6646,50	7373,25	444,15

Fonte: O Autor (2015)

No início do ano de 2015 a empresa optou em trabalhar com malhas mais fechadas (Malha fechada e a diminuição das distancias entre o afastamento e o espaçamento, ou seja quanto menor for essa relação mais fechada e a malha), essas alterações tem um custo financeiro bem mais elevado, pois com um diâmetro maior e com a malha mais fechada demanda mais tempo na perfuração e maior consumo de explosivo, o que aumentou o custo dos desmontes. Houve melhorias nas detonações, mais ainda ocorriam alguns problemas como: tempo de ciclo alto, engaiolamento de pedra no alimentador e alto índice de parada por matacão no britador. Mesmo que bem menores do que anteriormente, para sanar de vez essas ocorrências, implantou-se também novos procedimentos, antes, durante e depois da perfuração da área a ser detonada e no carregamento dos furos com explosivos, adotando algumas medidas simples, porém, que foram muito eficazes e que reduziram em muito os problemas de fragmentação nas detonações realizadas.

As medidas adotadas foram as seguintes:

- Mudança no ângulo de inclinação de 20° para 15° (Diminuindo as chances de desvio na perfuração).
- Marcação antecipada da furação (Evitando perda de tempo com o equipamento de perfuração parado aguardando a marcação da área a ser perfurada).

- Limpeza eficiente da a área a ser perfurada (Evitando que material solto na praça caia nos furos provocando entupimento dos mesmos).

Figura 11 – Limpeza da área a ser perfurada



Fonte: O Autor (2015)

- Limpeza da boca dos furos já perfurados (evitando que o pó da perfuração caia de volta no furo diminuindo o tamanho dos mesmos).

Figura 12 – Limpeza da boca da mina



Fonte: O Autor (2015)

- Melhor limpeza dos furos perfurados (evitando pó no fundo do furo, diminuindo o tamanho do mesmo, para isso faz-se a medição do mesmo após a perfuração).

- Utilização de brita P-1 para tamponamento dos furos (evitando a ejeção do tampão, aumentando o confinamento dos gases e melhorando a fragmentação do maciço).

Figura 13 – Tamponamento utilizando Brita P-1



Fonte: O Autor (2015)

Após a implantação dessas medidas e a utilização das malhas mais fechadas (utilizou-se na maioria das vezes as malhas 5,00 m x 2,00 m e 5,00 m x 1,50 m), que apresentam um custo unitário maior, em média de R\$0,84 por tonelada, porém, elas proporcionam uma fragmentação melhor e mais eficiente e também diminui o percentual de fogo secundário que ficou em média de 3,5 % conforme mostra os dados da TAB. 7.

Tabela 7 – Planos de fogo de 2015

Plano de fogo	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)	Malha (m)
	5,00x2,50	5,00x2,00	5,00x1,50	5,00x1,80	7,00x3,00
Nº de Detonações	6	15	5	3	6
Diâmetro do furo	88,9 mm	88,9 mm	88,9 mm	88,9 mm	88,9 mm
Inclinação	15 °	15 °	15 °	15 °	15 °
Sub furação	0,50 m	0,50 m	0,50 m	0,50 m	0,50 m
Altura	14 m	14 m	14 m	14 m	14 m
Razão de carga (Kg/m³)	0,31	0,45	0,57	0,47	0,185
Volume (Ton.)	76609,38	101825,00	45496,88	34278,75	106260
Custo R\$/Ton.	R\$ 0,53	R\$ 0,74	R\$ 0,94	R\$ 0,92	R\$ 0,34
% Fogo Secundário	7%	5%	2%	5%	10%
Volume (Ton.)	5362,66	5091,25	909,94	1713,94	10626,00

Fonte: O Autor (2015)

Essas alterações proporcionaram melhoria significativa na produção, pois, com o material mais fragmentado a eficiência dos equipamentos de carga melhora, pois não há dificuldade de penetração no material, aumentando a eficiência no carregamento (caminhão e carregado em menos tempo, com a carga maior e bem feita), diminuindo assim o tempo de ciclo dos caminhões (da jazida até o britador e do britador até a jazida), o que também resultou numa maior produção da britagem CBM 01, possibilitando que a empresa inicia-se um teste para a retirada de um caminhão fora de estrada do processo de abastecimento dessa britagem no final do mês de julho de 2015, conforme mostra TAB. 8:

Tabela 8 – Utilizando 03 caminhões em Julho/15

DATA	META (ton./h)	MEDIA (h)	PRODUÇÃO (ton.)
18/07/2015	220	227,25	2.079,31
20/07/2015	220	275,97	2.919,80
21/07/2015	220	254,96	2.600,59
22/07/2015	220	277,63	2.795,76
23/07/2015	220	271,05	2.680,64
24/07/2015	220	244,83	3.209,70
25/07/2015	220	335,87	2.931,99
27/07/2015	220	269,39	2.763,98
28/07/2015	220	236,72	2.376,63
29/07/2015	220	255,62	3.330,69
30/07/2015	220	316,40	291,09
31/07/2015	220	224,41	2.831,82
			30.812,00
Custo da hora do caminhão			R\$ 117,70
Horas disponíveis por dia de trabalho			10
Número de dias trabalhados no período			12
Custo total de cada caminhão no período			R\$ 14.124,00
Quantidade de Caminhões trabalhando			3
Custo total no período			R\$ 42.372,00

Fonte: O Autor (2015)

Os dados da tabela 08 mostram como era o abastecimento da britagem CBM 01 antes das mudanças feitas nos planos de fogo e no carregamento dos mesmos. Utilizava-se 03 caminhões fora de estrada para transportar o material da jazida até o britador. Cada caminhão transportava em cada viagem uma média de 34,5 toneladas, que eram baseadas nas medias das pesagens feitas todos os dias, sendo que cada caminhão faz no mínimo 5 pesagens por dia. No período de 12 dias no mês de Julho de 2015 foram utilizados os 03 caminhões para abastecer a britagem e em todos os dias a meta foi atingida com folga. No mês seguinte com as melhorias que foram implantadas começamos a trabalhar somente com 02 caminhões alimentado a britagem CBM 01, pois, com o material bem fragmentado foi possível diminuir o tempo de carregamento e aumentar o volume de carga de cada caminhão passando de 34,5 para uma média de 36 toneladas em cada caminhão, o que possibilitou o aumento da produtividade da britagem como mostra a TAB. 9.

Tabela 9 – Utilizando 02 caminhões em Agosto/15

DATA	META (ton./h)	MEDIA (h)	PRODUÇÃO (ton.)
18/08/2015	220	237,42	2.397,96
19/08/2015	220	238,52	2.497,28
20/08/2015	220	254,28	2.644,50
22/08/2015	220	210,63	1.727,15
24/08/2015	220	224,72	2.220,28
25/08/2015	220	250,19	2.594,45
26/08/2015	220	258,64	2.676,95
27/08/2015	220	276,90	2.868,69
28/08/2015	220	214,57	2.027,68
29/08/2015	220	247,36	2.582,43
31/08/2015	220	236,83	2.384,92
			26.622,29
Custo da hora do caminhão			R\$ 117,70
Horas disponíveis por dia de trabalho			10
Número de dias trabalhados no período			11
Custo total de cada caminhão no período			R\$ 12.947,00
Quantidade de Caminhões trabalhando			2
Custo total no período			R\$ 25.894,00
Com a retirada de 01 caminhão economizou-se			R\$ 12.947,00

Fonte: O autor (2015)

A comparação feita em um período quase que idêntico apenas com um dia de diferença mostra que, apesar do volume total ter diminuído em mais de 4000 toneladas. A meta de produção por hora foi atingida como era esperado, mesmo com um caminhão a menos. Como foi feito um teste num período muito curto, no mês seguinte (Setembro 2015), a empresa manteve somente 02 caminhões para alimentar a britagem CBM 01 com o intuito de confirmar se realmente o objetivo foi plenamente alcançado os dados da TAB. 10 mostram o resultado:

Tabela 10 – Utilizando 02 caminhões em Setembro/2015

DATA	META (ton./h)	MEDIA (h)	PRODUÇÃO (ton.)
01/09/2015	220	223,32	2.333,65
02/09/2015	220	236,47	2.445,08
04/09/2015	220	245,22	2.579,76
05/09/2015	220	270,33	2.708,67
07/09/2015	220	252,11	2.334,58
08/09/2015	220	235,66	2.373,05
09/09/2015	220	234,18	2.437,86
10/09/2015	220	214,85	729,57
11/09/2015	220	226,54	2.365,07
12/09/2015	220	232,93	1.930,97
14/09/2015	220	230,22	2.483,00
15/09/2015	220	242,57	2.406,31
16/09/2015	220	236,93	2.456,99
17/09/2015	220	239,84	2.429,59
18/09/2015	220	243,53	1.638,91
19/09/2015	220	270,76	1.518,98
21/09/2015	220	248,29	2.562,34
22/09/2015	220	245,90	2.476,21
23/09/2015	220	243,83	2.591,86
24/09/2015	220	227,51	1.310,43
25/09/2015	220	223,46	2.165,35
26/09/2015	220	263,69	1.877,45
28/09/2015	220	239,23	1.244,01
29/09/2015	220	255,33	2.550,74
30/09/2015	220	247,95	1.423,23
			53373,66
Custo da hora do caminhão			R\$ 117,70
Horas de trabalho disponíveis por dia			10
Custo total por dia de trabalho			R\$ 1.177,00
Número de dias trabalhados no período			25
Custo total do caminhão no período trabalhado			R\$ 29.425,00
Quantidade de Caminhões trabalhando			2
Custo total no período com 02 caminhões			R\$ 58.850,00
Custo total se fosse 03 caminhões			R\$ 88.275,00
Com a retirada de 01 caminhão economizou-se			R\$ 29.425,00

Fonte: O Autor (2015)

Observou-se que somente em um dia a meta de produção não foi atingida, o que não quer dizer que é pela falta do caminhão, com isso fica claro que as

adequações implantadas realmente contribuíram para a melhoria do carregamento do material detonado e por consequência a melhoria da produtividade da britagem. A empresa trabalha durante todos os meses do ano interruptamente, para efeito de análise podemos considerar que as mudanças realizadas ao final de um ano de trabalho apresentarão uma economia bem significativa como mostra a TAB. 11.

Tabela 11 - Economia que será atingida no transporte ao final de 01 ano

Custo da hora do caminhão	R\$ 117,70
Horas de trabalho disponíveis por dia	10
Custo total por dia de trabalho	R\$ 1.177,00
Número de dias trabalhados por mês	26
Custo total do caminhão por mês trabalhado	R\$ 30.602,00
Meses de trabalho	12
Custo total ao final de 01 ano de trabalho	R\$ 367.224,00

Fonte: O Autor (2015)

Além da economia feita com a retirada de um caminhão pode-se também salientar que uma melhor fragmentação contribui para a diminuição do fogo secundário, esse fato também contribui para reforçar a importância da utilização de uma malha adequada a necessidade da britagem. Uma vez que, o custo do desmonte secundário é elevado, independente que forma seja realizado seja por detonação com utilização de explosivos ou por ruptura mecânica com o uso de um rompedor hidráulico acoplado a uma escavadeira. A empresa extrai e processa em média 90.000 toneladas de rocha calcária por mês, portanto quanto menor for o índice de fogo secundário melhor e mais baixo vai ser o custo da extração, conforme mostra a simulação feita na TAB. 12.

Tabela 12 – Custo do fogo secundário antes das modificações

Quantidade de material extraído por mês (ton.)	90.000,00
Índice de fogo secundário (fogacho)	8,5%
Quantidade total por mês (ton.)	7.650,00
Meses do ano	12
Total ao final de um ano (ton.)	91.800,00
Produção do rompedor por hora (ton.)	150
Quantidade de horas necessárias	612,00
Custo da hora do rompedor	R\$ 107,78
Custo total ao final de um ano	R\$ 65.961,36
Custo por tonelada	R\$ 0,72

Fonte: O Autor (2015)

Como mostra a TAB. 12 o custo com o rompedor hidráulico é muito elevado, pois o valor unitário é bem próximo do valor do primeiro desmonte. Ao final de um ano de trabalho a quantidade de material que necessitou ser reprocessado é maior que um mês de extração de material na jazida.

Figura 14 – Rompedor hidráulico acoplado a escavadeira



Fonte: Arquivo da empresa

Ao trabalhar com um plano de fogo com malhas mais fechadas e conseqüentemente um custo unitário maior tudo indicaria que tal situação não seria a mais indicada, porém, os dados da TAB. 13 provam o contrário:

Tabela – 13 Custos do fogo secundário após as modificações

Quantidade de material extraído por mês (ton.)	90.000,00
Índice de fogo secundário (fogacho)	3,5%
Quantidade total por mês (ton.)	3.150,00
Meses do ano	12
Total ao final de um ano (ton.)	37.800,00
Produção do rompedor por hora (ton.)	150
Quantidade de horas necessárias	252,00
Custo da hora do rompedor	R\$ 107,78
Custo total ao final de um ano	R\$ 27.160,56
Custo por tonelada	R\$ 0,72

Fonte: O Autor (2015)

Verificou-se que a economia realizada com o fogo secundário é muito significativa, o que justifica a utilização dos planos de fogo com menor relação afastamento x espaçamento. Para reforçar tal situação a TAB. 14 mostra como mesmo com um aumento de 57% nos custos das detonações a empresa ainda terá ao final de um ano de trabalho uma pequena economia proveniente de ter retirado um caminhão do processo e utilizar menos o rompedor hidráulico:

Tabela 14 – Diferença entre custo x economias realizadas

Custo Total com desmonte em 2015	R\$ 907.200,00
Custo Total com desmonte em 2014	R\$ 518.400,00
Custo maior devido malha fechada	R\$ 388.800,00
Economia com a retirada de um caminhão	R\$ 366.224,00
Economia com a redução do fogo secundário	R\$ 38.800,80
Total economizado	R\$ 405.024,80
Diferença	R\$ 16.224,80

Fonte: O Autor (2015)

Ao se trabalhar com planos de fogo com maior afastamento e espaçamento (malhas abertas), os custos com perfuração e explosivos são bem menores, que quando se utiliza um plano de fogo com afastamento e espaçamento menores (malhas fechadas), que demandam maior tempo de perfuração e um consumo maior de explosivos.

Considerando que a empresa extrai e comercializa por ano um volume de mais de 1.000.000,00 toneladas de rocha calcária seja britada ou moída em diversas granulometrias, fica evidente que mesmo com um custo de detonação mais elevado a economia feita com a retirada de um caminhão e a diminuição do fogo secundário é muito maior. Isso sem contabilizar as outras economias que também são resultantes de se trabalhar com uma fragmentação mais fina, a empresa terá um menor consumo de dentes e caçambas dos equipamentos de carga, menor consumo de mandíbulas dos britadores e também menor consumo de energia elétrica na britagem.

Portanto utilizar planos de fogo com esses parâmetros no processo de mineração pode num primeiro instante parecer não ser viável, mas como verificou-se no presente estudo ele traz benefícios significativos para todo o processo produtivo da empresa e conseqüentemente proporcionara um lucro maior para a organização.

6 Conclusão

Conclui-se que ao se trabalhar no desmonte de rocha calcária em mineração a céu aberto com planos de fogo com uma relação afastamento x espaçamento menor (malhas fechadas), que apresentam um custo inicial por tonelada maior, mostrou-se ser a melhor opção, pois, possui um grau de fragmentação maior, o que permite um melhor desempenho dos equipamentos de carga, diminuindo o tempo de ciclo do transporte, sendo possível a diminuição do número de caminhões envolvidos no processo de transporte da jazida até o britador e reduzindo o índice de fogo secundário, que tem um custo unitário elevado e contribui para aumentar ainda mais os custos da extração. Além dessas situações já mencionadas temos também outras contribuições que um desmonte com um bom grau de fragmentação proporciona no processo de carregamento que são: maior vida útil das caçambas, pontas e dentes, pois não se tem dificuldade de penetração no material. Na britagem tem-se economia de mandíbulas e energia elétrica, uma vez que, o britador terá menos esforço para reduzir o tamanho da rocha. A empresa obteve bons resultados nos seus processos produtivos, melhorando sua eficiência e reduzindo seus custos na extração.

REFERÊNCIAS

CAMPOS, J; STUTZ, P; BRITTO, M; VALVANO, T; OLIVEIRA, R. **Trabalho de história do Brasil I**. Instituto de Ciências Humanas e Filosofia, Departamento de História, Universidade Federal Fluminense: Niteroi, 2009

CAVADAS, P.M. **Optimização do desmonte numa mina a céu aberto com aplicação de Air Decks**: Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente) – Faculdade de Engenharia, Universidade do Porto. 2012.

CHIAVENATO, I. **Introdução a teoria geral da administração**. S. Paulo: Mc Graw-Hill, 3º edição, 1983.

CORREIA, C.A.H, **Desmonte de rochas com explosivo: importância da otimização** Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente) – Instituto Superior de Engenharia do Porto. 2011.

COURA, J.F. **Histórico e importância da mineração no estado**. In Revista do legislativo ALMG: Belo Horizonte, [s.d]

CUNHA, L.E.O, **Estudo de plano de fogo para otimização dos custos de transporte e britagem**, Trabalho de final de curso, Universidade Federal De Juiz De Fora, 2013.

GERALDI, J.L.P. **O ABC das escavações de rocha**. Rio de Janeiro. Ed. Interciência, 2011.

ORICA BRASIL, Manual tecnico

RICARDO, H.S.; CATALANI, G. **Manual prático de escavação: terraplenagem e escavação de rocha**. 3 ed. São Paulo: PINI, 2007.

SILVA, V.C. **Apostila de Mineração 210**. UFOP. Minas Gerais, 2009.

TEIXEIRA, J.L.S. **Qualidade da fragmentação no desmonte de rocha**. Dissertação (Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente) – Instituto Superior de Engenharia do Porto. 2010