

ALLYSSON BARROS SALES

**Impacto da formação e retomada das pilhas de minério na taxa de produção
horária da usina de beneficiamento**

São Paulo

2020

ALLYSSON BARROS SALES

Impacto da formação e retomada das pilhas de minério na taxa de produção horária da usina de beneficiamento

Versão Corrigida

(Versão original encontra-se na unidade que aloja o Programa de Pós-graduação)

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

Área de Concentração: Engenharia Mineral

Orientador: Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves

São Paulo

2020

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

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

São Paulo, _____ de _____ de _____

Assinatura do autor: _____

Assinatura do orientador: _____

Catálogo-na-publicação

Sales, Allysson Barros

Impacto da formação e retomada das pilhas de minério na taxa de produção horária da usina de beneficiamento / A. B. Sales -- versão corr. -- São Paulo, 2020.

81 p.

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

1.Mineração 2.Formação e retomada de pilhas de minério 3.Sistema de despacho 4.Previsibilidade da taxa de produção 5.Moinho SAG I.Universidade de São Paulo. Escola Politécnica. Departamento de Engenharia de Minas e de Petróleo II.t.

Dedico esse trabalho a meus pais Sales e Selma.

AGRADECIMENTOS

Em primeiro lugar, agradeço a Deus, por ter me dado saúde e sabedoria para chegar até aqui.

Agradeço aos meus pais, pela educação, orientação voltada para os estudos e por todo o apoio.

À empresa Vale S.A., por todo crescimento profissional e pessoal ao longo desses 15 anos e pela oportunidade que me concedeu de desenvolver esse trabalho e pelo patrocínio dado em todas as etapas.

Aos gestores Paulo Godoy, Roberto Albuquerque e Paulo Araújo que sempre incentivaram essa pesquisa.

À toda equipe da mina do Sossego, meus colegas que muito contribuíram com o levantamento das informações, desenvolvimento e acompanhamento dos trabalhos.

A meu orientador Prof. Dr. Arthur Pinto Chaves e meu coorientador Prof. Dr. Giorgio de Tomi, pelos direcionamentos e as dicas de ouro dadas em cada etapa.

Ao Prof. Dr. Dennis Cremonese e ao pesquisador Ranyere Sousa pelo apoio na estruturação da pesquisa.

A todos os mestres da USP e UFCG, em especial ao Prof. Antônio Pedro, exemplo de dedicação à profissão de Engenharia de Minas.

A todos os colegas de mestrado e equipe do projeto de pesquisa MinAO²: Gestão Sistêmica do Planejamento e Operação de Lavra na Mina do Futuro (Processo USP: 14.1.02753.03.6).

A todos que contribuíram direta ou indiretamente para realização deste trabalho de pesquisa.

RESUMO

A mineração mundial vem ao longo das últimas décadas aprimorando formas de melhorar o desempenho dos moinhos SAG (moinho semiautógeno), através da adequação da distribuição granulométrica do produto desmontado nas detonações. Uma variável importante neste processo, raramente levada em consideração, é a alimentação proveniente de pilhas de blendagem de minério com grandes volumes, uma vez que a rastreabilidade do material estocado é perdida. Diferentes litologias de rocha apresentam variados comportamentos no processo de detonação, com resultados distintos de granulometria e conseqüentemente variação da taxa de produção da usina. Baseado na dificuldade de uma mina de cobre no norte do Brasil, para calcular a previsibilidade da taxa horária prevista para o moinho SAG, durante as retomadas das pilhas, este trabalho desenvolveu um método, que pode ser aplicado em toda a indústria da mineração mundial, a partir de informações de GPS do sistema de despacho dos caminhões, associando a criação de polígonos nas pilhas. Dessa forma, as características de massa, teor e, principalmente, granulometria do material são segmentados virtualmente, mantendo os atributos originais gerados no desmonte. Por fim, baseado nas amostragens granulométricas realizadas na usina, foi possível estabelecer uma correlação com a taxa de produção do moinho SAG.

Palavras-chave: Moinho SAG. *Mine to mill*. Detonação. Despacho. Taxa de produção.

ABSTRACT

Over the last decades, mining industry worldwide has been working towards improving SAG (semi-autogenous), mill performance, by generating a proper size distribution in the blasting process. Nevertheless, a relevant variable in such process was not being taken into account, which is feeding from large volume ore blending stockpiles, once stored material trackability is lost. Different rock lithologies show varied blasting behavior, with different particle size distribution results and consequent varying plant throughput. Based on the hardships faced on a copper mine site in northern Brazil to calculate the forecastability of SAG mill hourly rate, during stockpile reclaiming, this dissertation developed a method that can be applied to the whole worldwide mining industry, based on GPS information from the haul truck dispatch system, with associated stockpile polygons. Thus, characteristics such as material mass, grade and, specially, particle size can be virtually segmented, while keeping original blasting attributes. Finally, based on the granulometric sampling carried out at the plant, it was possible to establish a correlation with the throughput of the SAG mill.

Key Words: SAG mill. Mine to mill. Blasting. Dispatch. Throughput.

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Localização da Mina do Sossego na Província Mineral de Carajás.....	15
Figura 2: Mapa geológico da Mina do Sossego.	16
Figura 3: Descrição das etapas de beneficiamento na usina do Sossego.	17
Figura 4: Cava da Mina do Sossego: Sequeirinho.	18
Figura 5: Cava da Mina do Sossego: Sossego.	19
Figura 6: Esquema de movimentação da Mina do Sossego.	20
Figura 7: Principais elementos geométricos de uma detonação.	23
Figura 8: Processo de fragmentação.	28
Figura 9: Representação esquemática de um moinho semi-autógeno.....	39
Figura 10: Ilustração esquemática da moagem semiautógena seguida de moagem com bolas.....	42
Figura 11: Ilustração esquemática da moagem semiautógena com britagem e reciclo de seixos, seguida de moagem com bolas.....	43
Figura 12: O efeito do grau de fragmentação nas operações unitárias individuais e no custo total.	45
Figura 13: Relação entre taxa de produção, granulometria e consumo específico de energia para moinho SAG.....	46
Figura 14: Comparação entre os percentuais de finos gerados nos diferentes métodos.....	47
Figura 15: Aumento da massa alimentada no SAG por dia.....	47
Figura 16: Influência da energia do explosivo na taxa de produção do SAG.	48
Figura 17: Fluxograma das atividades da metodologia utilizada.....	50
Figura 18: Espoleta eletrônica.....	51
Figura 19: Projeto de pilha de minério.....	54
Figura 20: Polígono de perfuração.....	55
Figura 21: Foto da pilha do desmonte do polígono E6_040_009.....	57
Figura 22: Contagem parcial dos blocos do fogo E6_040_009, através do Split-Desktop.	57
Figura 23: Curva de distribuição granulométrica do polígono E6_040_009.	58
Figura 24: Topografia das pilhas de minério em janeiro de 2013.....	60
Figura 25: Topografia das pilhas de minério em outubro de 2013.	61
Figura 26: Topografia das pilhas de minério em maio de 2014.....	61

Figura 27: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2014.....	62
Figura 28: Topografia das pilhas de minério em março de 2015.....	63
Figura 29: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2015.....	63
Figura 30: Topografia das pilhas de minério em janeiro de 2016.....	64
Figura 31: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2016.....	65
Figura 32: Topografia das pilhas de minério em janeiro de 2017.....	65
Figura 33: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2017.....	66
Figura 34: Percentual de partículas menores que 3” na alimentação do SAG.....	67
Figura 35: Percentual de partículas acima de 5,5” na alimentação do SAG.....	68
Figura 36: Integração dos dados de despacho, granulometria e polígono de liberação.....	69
Figura 37: Fluxograma do modelo atual e proposto para formação de pilhas.....	71
Figura 38: Polígonos de integração das novas pilhas de minério	72

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Movimentação de minério com destino as pilhas de estoque.	53
Tabela 2: Alimentação do britador oriunda das pilhas de minério.	53
Tabela 3: Malha de perfuração.....	56
Tabela 4: Dados do polígono E6_040_009.	58
Tabela 5: Resultados da fragmentação do fogo E6_040_009, estimado pelo <i>Split-Desktop</i>	59
Tabela 6: Nível de estoques da Mina do Sossego em 2017.	60
Tabela 7: Banco de dados do despacho com informações dos polígonos.....	73

LISTA DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Alimentação do britador por locais de origem.....	59
Gráfico 2: Variabilidade da taxa do moinho SAG da Mina do Sossego em 2017.....	67
Gráfico 3: Correlação da granulometria da alimentação com taxa de produção do SAG.....	74

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO.....	13
1.1. DESCRIÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO	14
1.1.1. Localização.....	14
1.1.2. Geologia do depósito.....	16
1.1.3. Características gerais da mina	17
2. OBJETIVOS E JUSTIFICATIVA	21
2.1. OBJETIVOS	21
2.2. JUSTIFICATIVA	21
3. REVISÃO DA LITERATURA.....	23
3.1. Principais elementos geométricos da detonação	23
3.1.1. Diâmetro de perfuração	24
3.1.2. Afastamento e espaçamento	24
3.1.3. Subperfuração	25
3.1.4. Tampão.....	25
3.1.5. Razão de carga	26
3.2. Ruptura de rochas por detonação.....	27
3.2.1. Ondas de choque	27
3.2.2. Expansão dos gases	29
3.2.3. Colisão de partículas	29
3.3. Explosivos utilizados na mineração.....	30
3.3.1. ANFOS (nitrato de amônio NH_4NO_3 e óleo combustível)	30
3.3.2. Emulsões	30
3.3.3. Blendados.....	31
3.4. Modelos de fragmentação.....	31
3.4.1. Modelo de fragmentação Kuz-Ram	31
3.4.2. Modelos de fragmentação JKMRC	33
3.4.3. Modelo de fragmentação de duas componentes (TCM – <i>Two Components Model</i>).....	33
3.5. Sistema de Despacho	34
3.5.1. Princípio do monitoramento do sistema de despacho	35
3.6. Pilhas de estoque.....	35
3.6.1. Mapeamento de pilhas de estoque.....	38
3.7. Moinho SAG	38

3.7.1. Histórico.....	40
3.7.2. Circuito SAG	42
3.8. <i>Mine to mill</i>	43
3.8.1. A evolução do <i>mine to mill</i>	44
3.8.2. Otimização da detonação numa visão de custo global.....	48
4. METODOLOGIA	50
4.1. Coleta de dados	50
4.1.1. Polígonos de perfuração.....	50
4.1.2. Planos de perfuração.....	51
4.1.3. Detonação	51
4.1.4. Dados do despacho.....	52
4.1.5. Projetos de formação de pilhas de minério.....	53
4.1.6. Dados da usina.....	54
4.2. Tratamento e análise dos dados	54
4.2.1. Polígonos de perfuração.....	55
4.2.2. Planos de perfuração.....	56
4.2.3. Detonação	56
4.2.4. Dados do despacho.....	59
4.2.5. Projetos de formação de pilhas de minério.....	60
4.2.6. Dados da usina.....	66
4.3. Integração das informações para rastreabilidade.....	68
4.4. Abordagem de previsibilidade	69
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES.....	70
6. CONCLUSÕES.....	76
REFERÊNCIAS.....	77

1. INTRODUÇÃO

O aproveitamento dos recursos naturais é realizado por profissionais da área de Engenharia de Minas, que utilizam conhecimentos científicos de vários setores, principalmente da Física, Química e Geologia, com o objetivo de explorar racionalmente as minas.

Além da exploração de recursos minerais (minérios, combustíveis fósseis e águas minerais), a Engenharia de Minas também atua nas atividades de pesquisa, prospecção, mineralogia, tratamento de minérios, planejamento e construção de túneis, gestão do subsolo, utilização e manuseio de explosivos, e engenharia de combustíveis.

Aproximadamente 90% das minas do mundo têm suas operações a céu aberto. A remoção do minério é realizada a partir do terreno em seu estado natural, até o limite estabelecido pela cava em que a exploração se mostre economicamente viável, em que as receitas com a sua venda sejam maiores que os custos operacionais para sua remoção e beneficiamento do minério.

Dentro de um contexto cada vez mais fundamental para a indústria mundial, identificar melhorias e aumentar a eficiência dos processos é o ponto principal desse trabalho.

Utilizando dados dos sistemas supervisórios da mina e usina do Sossego, um grande banco de dados foi analisado, para correlacionar parâmetros dos polígonos de desmonte com o desempenho do moinho SAG. A heterogeneidade das pilhas de minério que alimentaram a usina no ano de 2017, foi identificada, pela equipe do processo da usina, como um aspecto de difícil tratamento. Dados do relatório de desempenho da usina do ano de 2017, evidenciaram um aumento na granulometria do minério. Mais de 62% da alimentação foi oriunda de pilhas, que foram formadas pelo método de basculamento e retomada aleatório, ao longo dos últimos 4 anos, tendo assim a sua rastreabilidade comprometida quando não é possível confirmar a origem do material alimentado. O histórico das topografias precisou ser revisado para direcionar as análises do banco de dados do sistema de despacho. Desta forma, foi necessário levantar informações de todas as cargas de minério, desde a formação das principais pilhas, como tonelagem, qualidade, teor, origem, destino e principalmente as coordenadas X,Y de basculamento dos caminhões e também das máquinas de carregamento que trabalharam nas retomadas durante esse período.

Esse trabalho está inserido no contexto do projeto Min_AO²: Gestão Sistêmica do Planejamento e Operação de Lavra na Mina do Futuro (Processo USP: 14.1.02753.03.6).

1.1. DESCRIÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

Neste tópico serão apresentadas as informações mais úteis do local de estudo, relacionadas com o desenvolvimento do trabalho, como os aspectos gerais da mina, os principais aspectos geológicos e a localização da área.

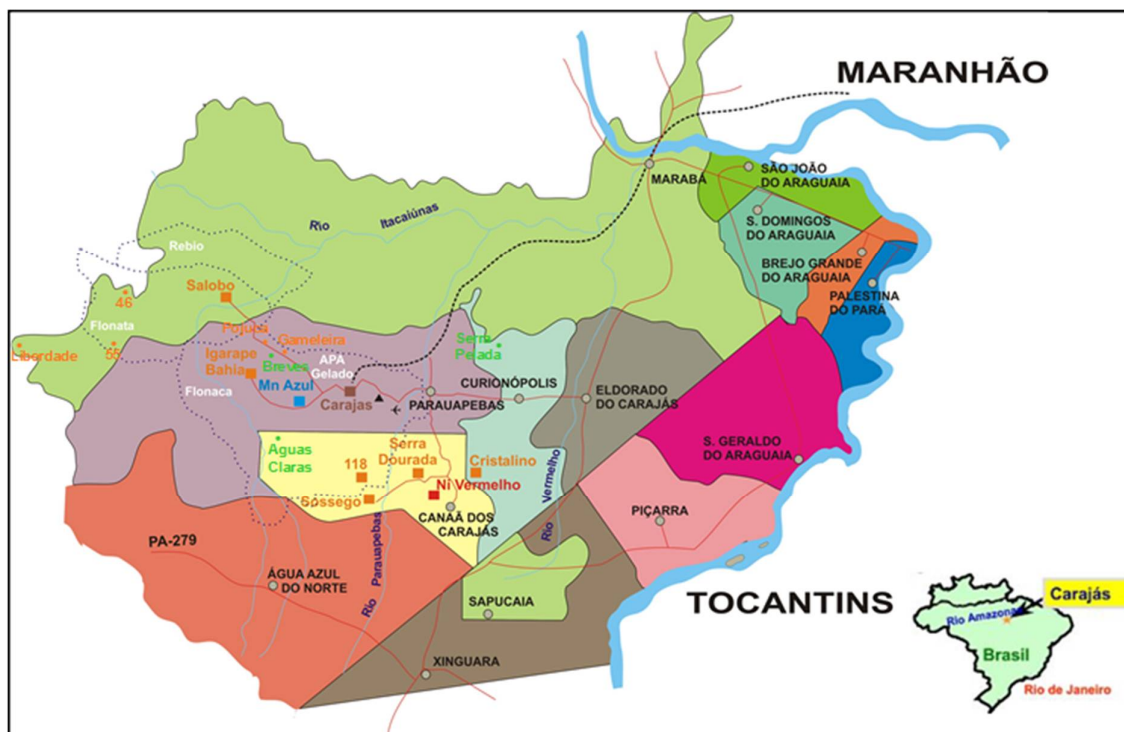
Na Mina do Sossego, o corpo mineral se encontra em veios de sulfetado de cobre, com alta heterogeneidade, apresentando dificuldades para separação de minério e estéril. Além disso, as diferentes litologias precisam ser consideradas nos planos de detonação, pois são fundamentais no resultado da fragmentação.

Pilhas de minério são formadas como garantia operacional para os períodos chuvosos, quando a produção da mina é reduzida, e como reguladores do teor de alimentação da usina, tornando necessário conhecer com detalhes a granulometria do material de sua confecção.

1.1.1. Localização

A Mina do Sossego está localizada no sudeste do estado do Pará, a 20 km, em linha reta, da sede do município de Canaã dos Carajás (PA) e inserida na região da Província Mineral de Carajás, figura 1.

Figura 1: Localização da Mina do Sossego na Província Mineral de Carajás.



Fonte: Vale¹ (2016).

Os principais aeroportos de acesso estão localizados em Marabá (PA) e na Serra de Carajás, em Parauapebas (PA). O percurso até Parauapebas é feito pelas PA-150 e PA-275, respectivamente. A partir da cidade de Parauapebas, toma-se a PA-160, com destino a Canaã dos Carajás, em um percurso de aproximadamente 68 km, até a Vila Planalto. Em seguida, segue-se pela estrada vicinal pavimentada por 27 km até a portaria da mina.

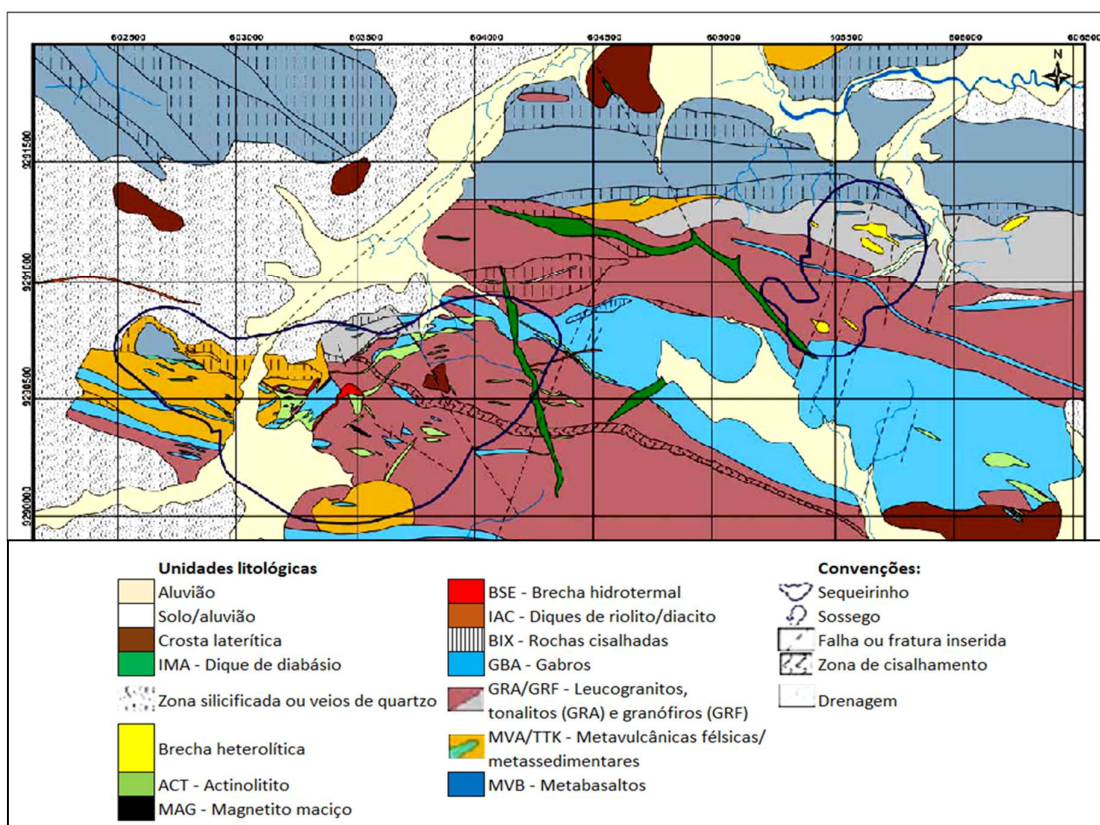
Em um raio de aproximadamente 5 km ao redor da Mina do Sossego, existem alguns alvos de pesquisa em diferentes níveis de maturidade, que irão beneficiar o minério na mesma usina. Na figura 1 podemos observar o Projeto 118, os alvos da Serra Dourada (Bacaba, Visconde e Bacuri) e Sapucaia (Castanha e Jatobá), estão no planejamento estratégico para alimentar a usina de beneficiamento do Sossego, como em um Complexo Mineiro, aumentando assim a sua vida útil. Neste sentido, busca-se uma melhor integração do planejamento, com o desenvolvimento de várias minas simultaneamente.

¹ VALE. Mina do Sossego: relatório bianual de lavra 2017 – 2018. Planejamento, Processo e Qualidade do Sossego da Vale, Pará, 2016. Não publicado.

1.1.2. Geologia do depósito

A geologia do complexo do Sossego caracteriza-se regionalmente pela abundância de rochas intrusivas, dentre elas, granitos alcalinos e granófiros de granulação fina, gabros e dioritos. Na área ocorrem diversas alterações hidrotermais, resultando em alterações nas características dos protolitos, gerando assim litologias com características geoquímicas diferentes. As alterações mais importantes são caracterizadas por escapolita, albita, actinolita, biotita, carbonato e epídoto que, junto à magnetita em abundância formam um envelope quase contínuo circundando a mineralização de cobre-ouro do Sossego. Na figura 2 é apresentado o mapa geológico da Mina do Sossego.

Figura 2: Mapa geológico da Mina do Sossego.



Fonte: Vale² (2016).

Os corpos de minério estão contidos em espessos núcleos de brechas hidrotermais e nas bordas, caracterizados por forte controle estrutural no

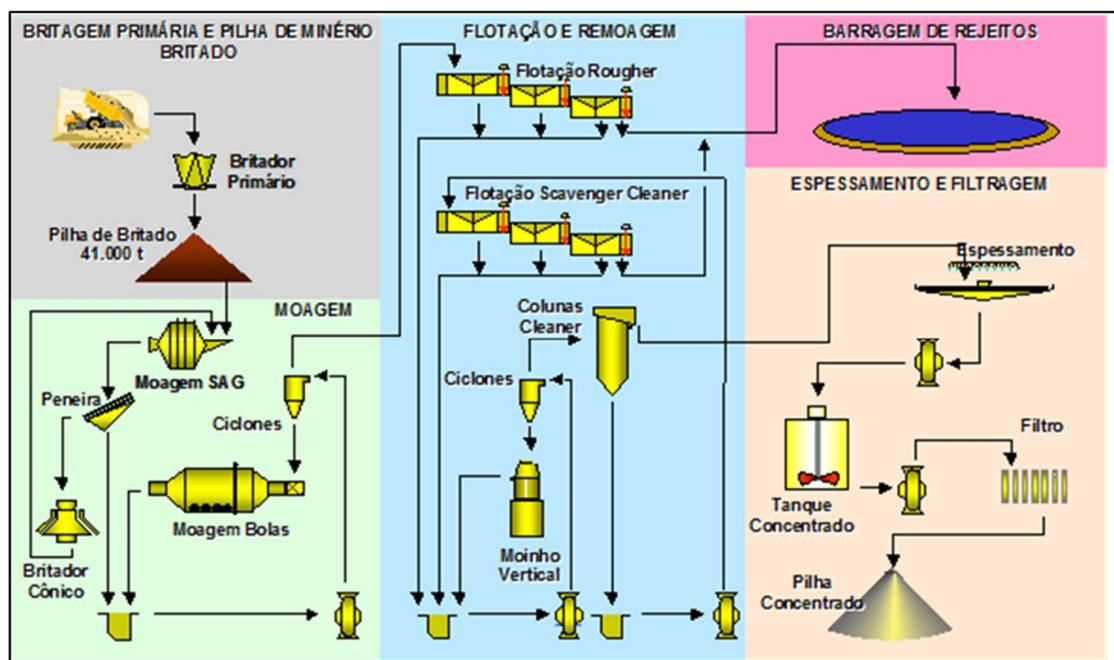
² VALE. Relatório anual. Vale S.A. Rio de Janeiro, 2016. Não publicado.

posicionamento. As observações geológicas apontam que a origem dos depósitos, provavelmente, está relacionada à colocação dos corpos graníticos subvulcânicos mais tardios, a que a mineralização está intimamente associada.

1.1.3. Características gerais da mina

A Mina do Sossego possui dois depósitos principais, Sossego e Sequeirinho. A produção começou em 2004 e tem uma capacidade nominal de 100.000 toneladas por ano (tpa) de cobre em concentrados. O minério de cobre é lavrado pelo método à céu aberto e o *run-of-mine* (ROM) é processado através de britagem primária, moagem SAG, rebritagem de “pebbles”, moagem com bolas, flotação do minério de cobre, descarte dos rejeitos, espessador de concentrado e filtragem, conforme figura 3.

Figura 3: Descrição das etapas de beneficiamento na usina do Sossego.



Fonte: Vale² (2016).

Na cava do Sequeirinho (figura 4), o corpo mineralizado mergulha no sentido leste/oeste se estendendo por aproximadamente 2.000 m, e por outros 1.000 m para oeste com nível de mineralização mais baixa. Constitui-se de uma brecha de cobre sulfetado associada a corpos de actinolito, que teve origem a partir de rochas máficas

e, em menor proporção, graníticas. O Sequeirinho está localizado a aproximadamente 700 m do Morro do Sossego, no sentido oeste/sudoeste.

Figura 4: Cava da Mina do Sossego: Sequeirinho.



Fonte: Próprio autor.

O Sossego é uma cava circular de aproximadamente 600 m de diâmetro, formado, basicamente, por granito rosado a cinza escuro. A mineralização se divide em três tipos: na porção norte, a Brecha do Sossego, de formato circular e 200 m de diâmetro; ao sul, a Brecha Curral, que varia entre 80 m a 400 m; e entre as Brechas Sossego e Curral, formada por veios irregulares, está a Zona Venulada. O Sossego tem um tamanho e volume de produção menores que o Sequeirinho, porém o minério é de maior teor (figura 5).

Figura 5: Cava da Mina do Sossego: Sossego.



Fonte: Próprio autor.

A lavra na mina do Sossego se dá pela aplicação das operações de perfuração e desmonte, carregamento e transporte com caminhões fora-de-estrada, além do apoio de equipamentos auxiliares destinados à manutenção das frentes de lavra, acesso e depósitos.

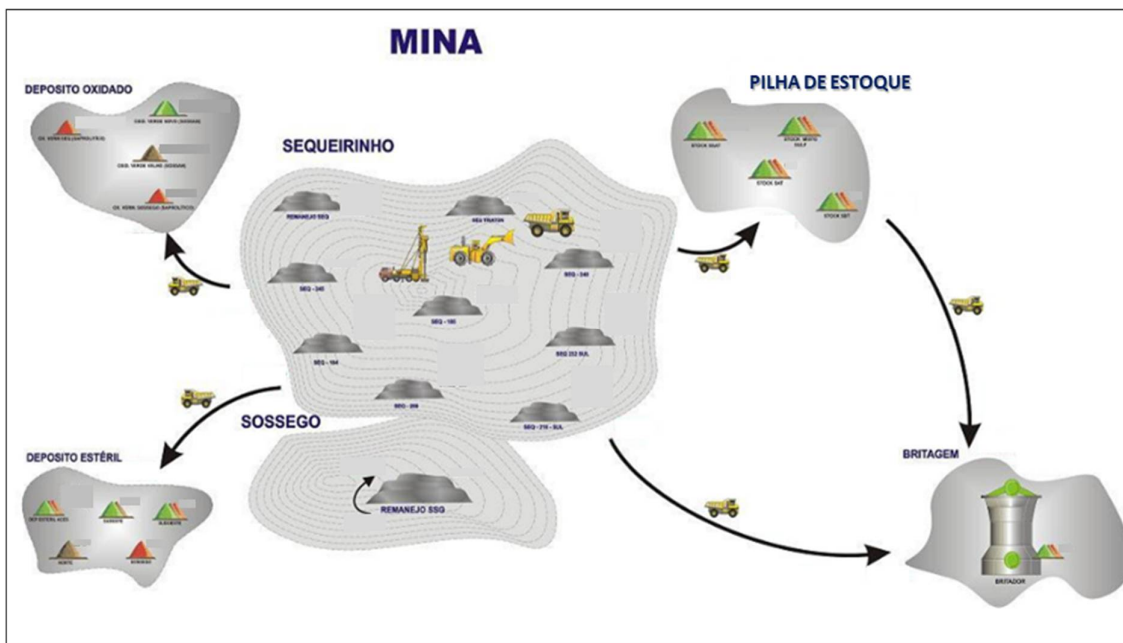
Nas regiões de materiais friáveis são utilizadas escavadeiras hidráulicas e nas regiões de materiais mais competentes são utilizadas escavadeiras a cabo e pás carregadeiras.

Baseado nos aspectos geológico, geotécnicos e morfológicos, assim como na escala de produção planejada, relação estéril/minério e custos de produção, foi definido o método de lavra a céu aberto, com a utilização de equipamentos convencionais de grande porte, como por exemplo: caminhões CAT 793C, escavadeiras P&H 4100 XPB e pás carregadeiras CAT 994. O início da operação da mina foi no ano de 2003. Os critérios para definição do método de lavra a céu aberto consideraram, principalmente, a variabilidade dos teores e a distribuição espacial do minério e estéril, que demandam a necessidade de várias frentes de lavra e

flexibilidade dos equipamentos, com objetivo de atender à blendagem mais adequada, para alimentar a usina dentro das especificações requeridas.

A figura 6 destaca o fluxo de movimentação da mina, ilustrando o transporte de minério ao britador primário e para pilhas de blendagem de minérios de baixo teor (0,3-0,5% Cu), alto teor (0,5-2,0% Cu) e super alto teor (>2,0% Cu), e transporte de estéril para as pilhas de minério oxidado e pilhas de estéril, vindos das cavas.

Figura 6: Esquema de movimentação da Mina do Sossego.



Fonte: Vale² (2016)

O transporte do minério das frentes de lavra até os destinos é realizado de forma convencional, com caminhões fora-de-estrada. O minério destinado às pilhas, por diferença da qualidade programada para alimentação ou por estratégia operacional, é estocado de forma aleatória e não há pátio de homogeneização.

2. OBJETIVOS E JUSTIFICATIVA

2.1. OBJETIVOS

Os objetivos deste trabalho são:

- a) Criar um método para previsão da taxa de produção do moinho SAG, considerando a distribuição granulométrica do minério estocado nas pilhas;
- b) Realizar mapeamento das pilhas de minério a partir das coordenadas de GPS do sistema de despacho dos caminhões;
- c) Estabelecer método de retomada de pilhas baseado em polígonos com informações precisas de massa, teor e, principalmente, granulometria.

2.2. JUSTIFICATIVA

Em minas com característica rochosa de alta dureza, o processo de detonação tem fundamental importância para toda a cadeia produtiva. Alcançar as metas de produção na mina e usina, e conseqüentemente as metas de custo do produto acabado, dependem de que a detonação apresente uma boa fragmentação da rocha.

Ao longo de anos, vários trabalhos de melhoria contínua foram desenvolvidos internamente, com o objetivo de melhorar a qualidade dos desmontes e a fragmentação. Revisões nas malhas e planos de fogo, aumento da razão de carga, aquisição e troca de equipamentos de perfuração, estão entre as ações adotadas, que de fato agregaram valor às operações. Os resultados com aumento de desempenho dos processos seguintes, como a escavação, produtividade das etapas de britagem e, principalmente, da moagem, justificaram esses investimentos e tornaram-se um padrão operacional.

A experiência da operação em períodos chuvosos apontou para a necessidade de formação de pilhas de estoque de minério, dada a dificuldade de lavra no fundo de cava nesses períodos. Assim, as revisões dos planos de lavra começaram a contemplar cada vez mais pilhas em grandes volumes como garantia operacional. Ao longo de anos, essas pilhas tiveram esse objetivo e contribuíam, na maior parte do tempo, como fator de correção do teor para um melhor equilíbrio na alimentação, evitando perdas de recuperação.

A formação de pilhas com grandes volumes de minério e retomadas para a britagem cada vez maiores, não apenas como fator de correção de teor, evidenciou a necessidade de um controle mais preciso, em termos de massa, teor e, principalmente, da granulometria, fator que afeta diretamente a capacidade do moinho.

Desta forma, melhorar a previsibilidade do tipo de material a ser alimentado à usina passa a ser fundamental do ponto de vista do melhor aproveitamento da capacidade do processo de concentração.

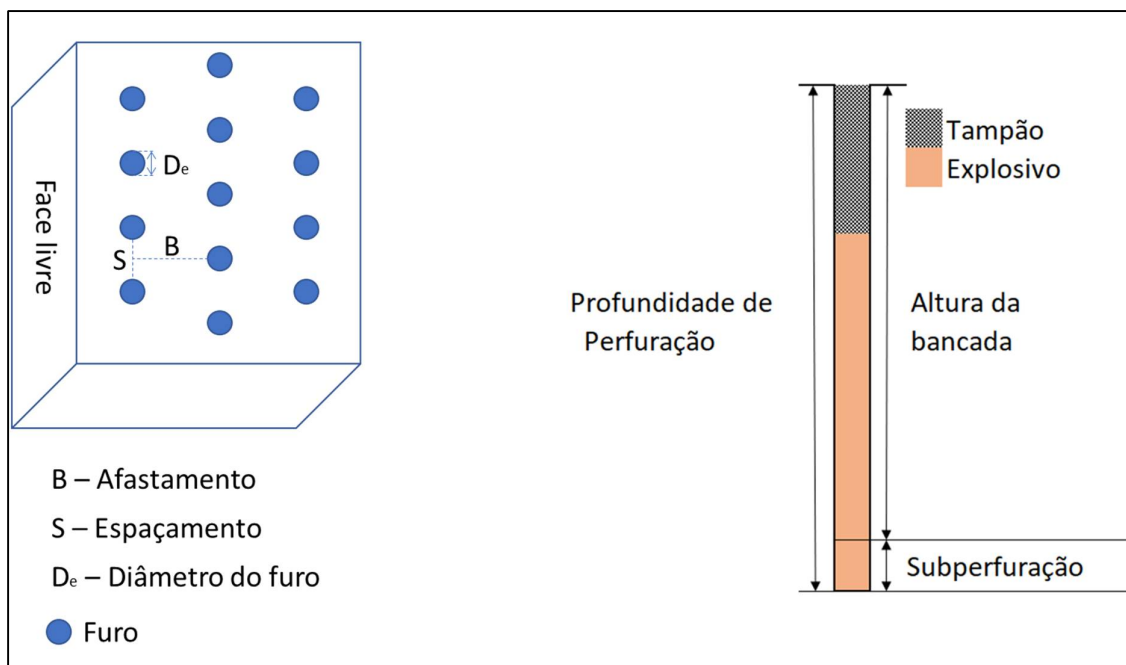
3. REVISÃO DA LITERATURA

A operação de desmonte de rochas, o desempenho do moinho tipo SAG e a integração entre esses dois processos, conhecido por *mine-to-mill*, é discutida e analisada neste tópico.

3.1. Principais elementos geométricos da detonação

A figura 7, ilustra os principais elementos geométricos de uma detonação (MORAIS, 2004).

Figura 7: Principais elementos geométricos de uma detonação.



Fonte: Próprio autor

A detonação é um dos mais complexos e importantes processos para uma mineração, essencialmente para aquelas minas com rocha de elevada dureza, onde a fragmentação adequada irá contribuir significativamente em todos os processos subsequentes, como: carregamento, transporte, britagem e moagem.

Segundo Tucker (2015), um plano ideal de desmonte para mineração a céu aberto tem seus esforços voltados para o equilíbrio entre os seus elementos

geométricos, como: diâmetro do furo, espaçamento, afastamento, subperfuração (repé) e tampão.

Além desses, a razão de carga possui o mesmo nível de importância como elemento básico do desmonte de rocha (MORAIS, 2004).

Ainda de acordo com Tucker (2015), a escolha do explosivo e a forma de iniciação da coluna, constituem a totalidade do plano de desmonte.

3.1.1. Diâmetro de perfuração

A seleção do diâmetro de perfuração depende da produção requerida, do ritmo de escavação, da altura da bancada e das características da rocha (SILVA, 1998). Os diâmetros maiores são aplicados em bancadas altas e para equipamentos de escavação, transporte e britagem de grande porte (MORAIS, 2004).

Em grandes minas a céu aberto, o custo total de lavra é usualmente minimizado pela perfuração de furos de grande diâmetro, no entanto, em geral, os custos de explosivos são maiores para os grandes diâmetros (MORAIS, 2004).

3.1.2. Afastamento e espaçamento

O afastamento é definido como a distância entre a face da bancada e a primeira linha de furos ou a distância entre as linhas de furos. O valor do afastamento é função do diâmetro do furo, das características da rocha e do tipo de explosivo utilizado. Segundo Morais (2004), um valor de afastamento entre 25 a 35 vezes o diâmetro do furo tem mostrado uma boa eficiência da carga explosiva. Uma fórmula empírica útil no cálculo do afastamento é expressa por (SILVA, 1998):

$$B = 0,0123 * \left[2 \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right) + 1,5 \right] * D_e \quad (3.1)$$

onde B é o afastamento (m), ρ_e e ρ_r são as densidades do explosivo e da rocha (g/cm^3), respectivamente, e D_e é o diâmetro do furo (mm).

O espaçamento é a distância entre os furos de uma mesma linha. A seguinte expressão empírica pode ser usada para calcular o valor do espaçamento (SILVA, 1998):

$$S = 0,23 * (H + 2B) \quad (3.2)$$

onde S é o espaçamento (m), H é a altura do banco (m) e B é o afastamento (m).

De acordo com Morais (2004), deve-se verificar a relação entre o espaçamento e afastamento (razão S/B), uma vez que razões muito elevadas podem levar a um resultado indesejado no desmonte. Em rochas friáveis, pode-se adotar as malhas alongadas com razão S/B superior a 1,75 (SILVA, 1998).

Resultados de modelagem de desmonte e experiências de operações mineiras têm mostrado que a fragmentação e a produtividade das operações de carregamento são geralmente maiores nas malhas estagiadas do que nas outras geometrias: quadradas ou retangulares (CAMERON e HAGAN, 1996).

Segundo Morais (2004), para rochas maciças e resistentes, a malha estagiada com a geometria de triângulo equilátero é a que alcança os melhores resultados. Neste caso, o espaçamento entre os furos (S) é igual a 1,16 vezes o afastamento (B).

3.1.3. Subperfuração

A subperfuração corresponde à extensão do furo abaixo do nível da bancada a ser lavrada, com o objetivo de facilitar a escavação e evitar a geração de pontos de resistência nas frentes de lavra. Uma subperfuração adequada irá contribuir para o bom desempenho do processo de carregamento, maximizando a produtividade e utilização física, evitando perdas de produção em paradas para correção de piso, por equipamentos de infraestrutura (MORAIS, 2004).

A subperfuração ótima varia de acordo com as seguintes variáveis (Atlas Powder, 1987):

- Propriedades do maciço rochoso;
- Tipo de carga de fundo e, mais particularmente, a energia gerada por metro de furo;
- Diâmetro e inclinação do furo;
- Localização das escorvas na carga explosiva.

3.1.4. Tampão

O tampão é a parte superior de um furo que não é carregado com explosivos e usado para confinar os gases da detonação. Deve ser preenchido com material inerte, como brita, areia, terra ou pó da boca do furo (MORAIS, 2004).

Para cada conjunto de condições da rocha, há um comprimento de tamponamento ótimo. Quando o comprimento do tamponamento decresce abaixo de seu valor ótimo, a quebra da rocha provocada pela energia de choque ao redor do furo aumenta, mas de acordo com Cameron e Hagan (1996):

- A quebra total e o deslocamento pela energia dos gases decrescem (os gases da detonação extravasam mais rapidamente para a atmosfera);
- Há maior probabilidade de ultra lançamento, ultra quebra superficial, ruído e sobre pressão atmosférica.

Quanto maior o comprimento do tamponamento em relação ao seu valor ótimo, uma maior fragmentação é observada na rocha ao longo da coluna de explosivo, mas a região acima do topo da carga apresentará uma granulometria mais grosseira. O comprimento ótimo do tamponamento é menor para (MORAIS, 2004):

- Furos de diâmetros menores;
- Rochas mais resistentes e maciças;
- Material de tamponamento cuja resistência à ejeção é maior;
- Explosivo com menor energia por unidade de volume;
- Bancadas baixas.

3.1.5. Razão de carga

A razão de carga é definida como a massa de explosivo necessária para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha e é medida em g/m³ ou g/t. Pode ser calculada a partir das expressões 3.3 e 3.4 a seguir (MORAIS, 2004):

$$R_c = \frac{1000 \cdot Q_e}{B \cdot S \cdot H}, \text{ em g/cm}^3 \quad (3.3)$$

$$R_c = \frac{1000 \cdot Q_e}{B \cdot S \cdot H \cdot d}, \text{ em g/t} \quad (3.4)$$

onde Q_e é a massa de explosivo por furo (kg), B é o afastamento (m), S é o espaçamento (m), H é a altura do banco (m) e d é a densidade da rocha (g/cm³).

Como as razões de carga são definidas pela massa em vez da energia do explosivo, uma comparação direta entre dois explosivos diferentes talvez não seja possível a partir deste fator (CAMERON e HAGAN, 1996).

3.2. Ruptura de rochas por detonação

Munaretti (2002), destaca a complexidade do mecanismo de quebra de rochas, baseado nas diversas teorias que descrevem esse processo e a ausência de uma teoria única que explique estes mecanismos de desmonte, para qualquer tipo de litologia.

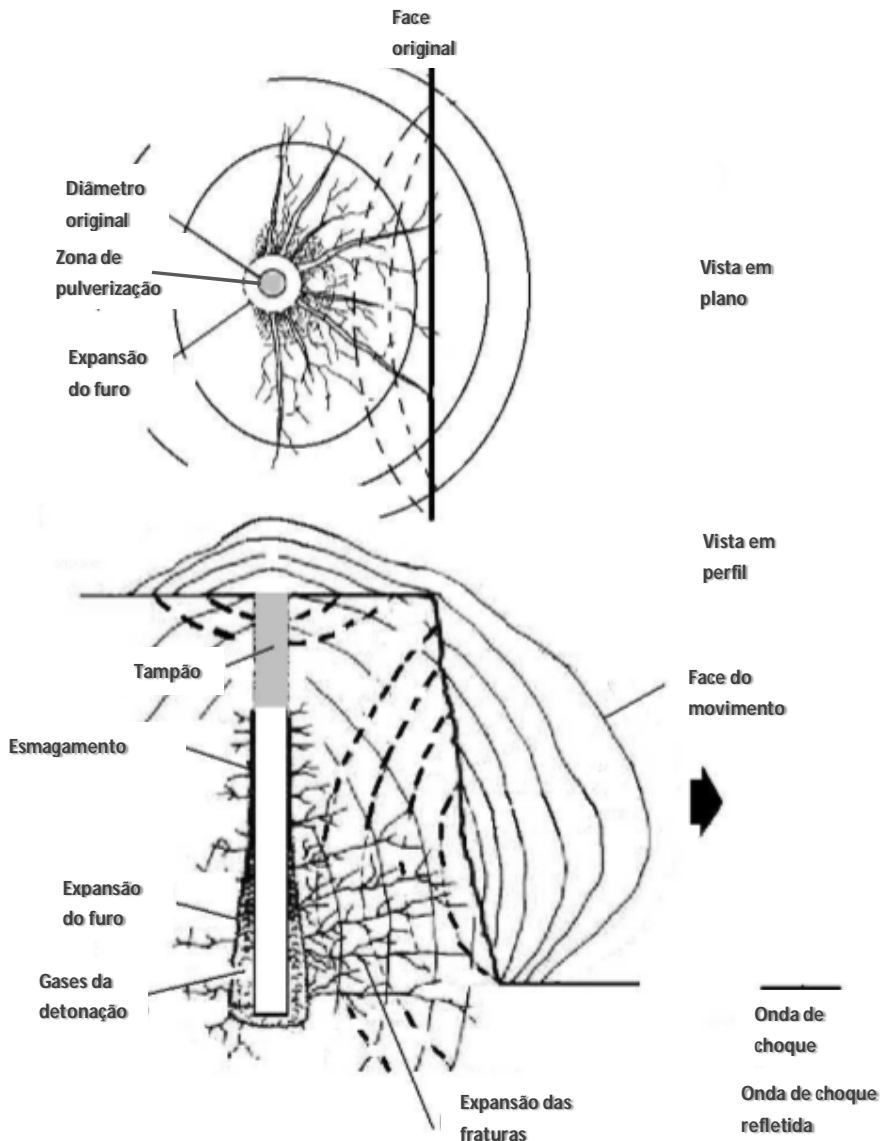
3.2.1. Ondas de choque

Imediatamente após se iniciar o processo de detonação, as ondas de choque se propagam através do maciço rochoso, como resultado da expansão dos gases, comprimindo a parede do furo (MORAIS, 2004).

Segundo Moraes (2004), imediatamente após a detonação, as primeiras fraturas na rocha se originam.

As altas temperaturas e pressão geradas pela detonação, atuam em conjunto para pulverizar e quebrar a rocha em forma de cilindro ao redor do furo, conforme ilustrada na figura 8. A região é conhecida como zona pulverizada. Variáveis como pressão e calor gerado de detonação, resistência e porosidade da rocha irão determinar a espessura dessa zona de pulverização (OLIVEIRA, 2017).

Figura 8: Processo de fragmentação.



Fonte: Adaptado de Munaretti, 2002.

Espera-se que o volume de rocha pulverizado seja da ordem de 2 a 4 vezes maior que o volume do diâmetro do furo para rochas competentes, podendo chegar a 10 vezes em rochas de menor resistência. Essa região consome aproximadamente 30% da energia da detonação (OLIVEIRA, 2017).

A composição das rochas por diferentes minerais facilita a criação de planos de fraqueza. As rochas com fraturas tangenciais à propagação da onda de choque não sofrem alteração pela onda de compressão. As fraturas radiais à direção de propagação das ondas de compressão provocam o cisalhamento, que associado aos

diferentes componentes da rocha, geram novas fraturas. Quanto mais distante da zona do furo, menor a quantidade de fraturas geradas, como consequência da dissipação de energia da onda de compressão (GOKHALE, 2011).

Após atingir a face livre, a onda de compressão é refletida e transforma-se em uma onda de tração, podendo atingir velocidades que variam de 500 a 2.500 m/s (GOKHALE, 2011).

Após o acionamento da carga explosiva, os gases gerados em alta pressão dentro do furo penetram nas fraturas pré-existentes ou induzidas, forçando a rocha a se deslocar e empurrando massas opostas das juntas abertas como uma cunha, aumentando a extensão das fraturas e gerando novas. Também nesta etapa, a coluna de rocha poderá ser quebrada por ruptura flexural e as partículas lançadas no espaço irão colidir entre si, aumentando a quantidade de fragmentos (MUNARETTI, 2002).

3.2.2. Expansão dos gases

Um campo de tensão é criado em volta do furo, devido ao efeito dos gases sob altas pressões e altas temperaturas, no momento e/ou após a propagação das ondas de choque. Não se conhece quais são os principais mecanismos de fragmentação nesta etapa. Há autores que acreditam que o processo de geração de fraturas no maciço rochoso está finalizado, porém outros defendem que este é o momento de maior fraturamento da rocha. Em alguns casos, há formação de novas fraturas e aumento das fendas, provocados pela penetração dos gases nas fraturas pré-existentes (MORAIS, 2004).

3.2.3. Colisão de partículas

Essa é a última etapa do processo de ruptura das rochas. Nesse momento, as ondas compressivas e de tração, a expansão dos gases e/ou a combinação deles já tem fragmentado a maior parte da massa rochosa. Segundo Morais (2004), ainda que pequena, uma fração de fragmentos de rocha é quebrada durante as colisões entre si e com o solo.

3.3. Explosivos utilizados na mineração

Existem duas formas de classificar os explosivos, baseado em suas características de explosão ou por seu campo de uso, que por sua vez são classificados como comerciais ou militares (MORAIS, 2004).

Os explosivos mais comuns, utilizados na mineração, são os ANFOs (“*amonium nitrate fuel oil*”), emulsões e blendados (MORAIS, 2004).

3.3.1. ANFOS (nitrato de amônio NH_4NO_3 e óleo combustível)

As soluções de nitrato de amônio são produzidas a partir da reação do ácido nítrico com amônia. A amônia, por sua vez, é produzida pela combinação do nitrogênio e hidrogênio, sob alta pressão, na presença de catalizadores como por exemplo o óxido de alumínio Al_2O_3 ou o tetróxido triférrico (MORAIS, 2004).

A vantagem do uso do ANFO está relacionada à facilidade de manuseio e fabricação, além de possuir um preço relativamente menor quando comparado a outros tipos de explosivos. A grande desvantagem está na limitação ao uso em furos com a presença de água (MORAIS, 2004).

3.3.2. Emulsões

Emulsões são misturas de explosivos em água e óleo. Basicamente, é uma solução oxidante supersaturada, composta por micro gotículas e uma matriz de óleo. O uso de nitrato de amônio como oxidante faz deste tipo de explosivo o de menor custo de produção e preço de venda, além de possuir o melhor rendimento energético. A emulsão é portanto obtida a partir de agentes emulsificantes, sob forte agitação mecânica e é definida quimicamente como uma dispersão estável de um líquido em outro (SILVA, 2011).

O oxidante e o combustível, combinados em estados líquidos, formam as emulsões. A sua estrutura quando observada ao microscópio, se assemelha à de um favo de mel. A característica da camada da fase contínua, presente na separação das gotículas do oxidante, é menor que uma dezena de micrômetros. Isto propicia uma rápida e completa reação de combustão, devido à grande área de contato entre o oxidante e o combustível (HUSTRULID, 1999).

3.3.3. Blendados

Pode-se aumentar a energia absoluta por volume de ANFO, adicionando diferentes percentuais de emulsão. O resultado dessas misturas é classificado como ANFO blendado ou ANFO pesado (MORAIS, 2004).

Aproximadamente 50% do volume de ANFO é composto de espaços vazios. Deste espaço, cerca de 30% está presente nos próprios grãos e os outros 70% entre eles (HUSTRULID, 1999). Adicionando emulsão, que é um produto mais denso e com maior resistência à água, logo o blendado também terá maior densidade e maior resistência à água que o ANFO, com um custo ainda relativamente baixo (MORAIS, 2004).

Segundo Morais (2004), o ANFO pesado é produzido utilizando dois tipos de tecnologias:

- Produção da emulsão matriz;
- Mistura e aplicação do produto final, normalmente com o uso de caminhões misturadores e de bombeamento.

3.4. Modelos de fragmentação

3.4.1. Modelo de fragmentação Kuz-Ram

Esse modelo foi introduzido por Cunningham (1987), e ao longo dos anos teve modificações e aplicações adicionadas. Dentre os modelos para estimar fragmentação de desmontes, o de Kuz-Ram é considerado como o mais conhecido e de maior uso (CUNNINGHAM, 2005).

O modelo de fragmentação de Kuz-Ram possui cinco equações que combinam as variáveis geométricas do plano de fogo, as propriedades dos explosivos e as propriedades das rochas (Lilly, 1986):

- Teoria de quebra (Kuznetsov, 1973): a equação de Kuznetsov é utilizada para estimar a fragmentação gerada para uma quantidade conhecida de energia de um explosivo.

$$X_{50} = A * \left(\frac{V_0}{Q_T}\right)^{0,80} * Q_T^{1/6} \quad (3.5)$$

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

Hustrulid (1999) estabeleceu uma nova consideração da relação entre a energia da detonação aplicada por unidade de volume de rocha (*powder factor*) e o tamanho médio do fragmento, desenvolvida por Kuznetsov (1973), expressa em função do tipo de rocha.

- Modelo de distribuição de tamanhos de Rosin, Rammler e Sperling (1933): quando o modelo de quebra é conhecido, pode-se determinar a distribuição do tamanho das partículas da rocha a partir do tamanho médio.

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} \quad (3.6)$$

onde X é o tamanho da malha da peneira, X_c é o tamanho característico, n é o índice de uniformidade e R é a proporção de material retido na peneira de tamanho X .

- Teoria de detonação do explosivo (TIDMAN, 1991): determina a quantidade de energia liberada pelo explosivo.

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 * RWS \quad (3.7)$$

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

- Correlação dos parâmetros do plano de fogo (CUNNINGHAM, 1987): estabelece a correlação entre o modelo de fragmentação da rocha e as diversas configurações dos planos de fogo.

$$n = \left[2,2 - 14 * \left(\frac{B}{D}\right)\right] * \left[\frac{(1+S/B)}{2}\right]^{0,5} * \left[\left(1 - \frac{W}{B}\right) * \frac{L}{H}\right] \quad (3.8)$$

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

- Correlação dos tipos de rochas (LILLY, 1986): o resultado da fragmentação do desmonte é função das propriedades e características do maciço rochoso. Posteriormente modificada por Cunningham, a classificação geomecânica de Lilly, é utilizada no modelo de fragmentação de Kuz-Ram.

$$A = 0,06 * (RMD + RDI + HF) \quad (3.9)$$

A partir da classificação geomecânica de Lilly se obtém os valores do RMD.

Os outros parâmetros são obtidos a partir das equações:

$$RDI = 25 * d - 50 \quad (3.10)$$

$$HF = \frac{E}{3} \quad \text{se } E < 50\text{GPa} \quad (3.11)$$

$$HF = \frac{UCS}{5} \quad \text{se } E > 50\text{GPa} \quad (3.12)$$

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

3.4.2. Modelos de fragmentação JKMRC

O Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, JKMRC (2012), da Universidade de Queensland, Austrália, desenvolveu um modelo análogo ao de Kuz-Ram. Este consiste na simulação de detonações controladas de blocos com tamanhos entre 300 e 400 mm ou testemunhos de sondagem de 200 mm, em câmaras de detonação. O trabalho foi desenvolvido por Stagg et al (1990) para a U.S.B.M - *United States Bureau of Mines* para estudar o comportamento da geração de finos nas detonações. Após os testes, foi determinada a distribuição de finos dentro da câmara, sendo combinada com a parte grosseira de uma outra distribuição, gerada a partir do modelo convencional de Kuz-Ram.

O que difere este modelo do convencional modelo de Kuz-Ram é que este define que os finos são gerados a partir da pulverização da rocha provocada pela ação do explosivo ao redor dos furos de detonação (MORAIS, 2004).

3.4.3. Modelo de fragmentação de duas componentes (TCM – *Two Components Model*)

O modelo de duas componentes (TCM) foi elaborado por Djordjevic e publicado no AusIMM Proceedings, Brisbane, Austrália (1999), com o objetivo de determinar com maior precisão a fragmentação esperada em um desmante, mas, principalmente, a quantidade de finos.

Este modelo considera que a formação da pilha resultante do desmante, é um conjunto de rochas com dois tipos principais de fragmentos. O de granulometria mais fina, que está mais próximo da zona do furo, se fragmenta por ruptura compressiva-

cisalhante. O segundo, mais distante da região do furo de desmonte, é formado por fragmentos de rocha de maior granulometria, como resultado de uma ruptura por tração numa zona maior, descontinuidades do maciço rochoso, planos de acamamento e por abertura e extensão de fraturas preexistentes (MORAIS, 2004).

3.5. Sistema de Despacho

É um sistema de gerenciamento de equipamentos de mina que utiliza computadores de alta desempenho, rede de comunicação wireless e um sistema de posicionamento por satélite. A combinação desses sistemas gera designações automáticas para os caminhões entre os diferentes locais dentro de uma mina, como escavadeiras nas frentes de lavra, britadores e pilhas de minério ou estéril. Os sistemas de despacho que operam de forma otimizada, utilizam programação dinâmica para escolher o melhor destino para os caminhões, de forma a maximizar a produtividade da frota (MODULAR SISTEMAS DE MINERAÇÃO³, 2005).

Em um modelo de alocação dinâmica, os caminhões disponíveis no início do turno são designados para as escavadeiras. Na sequência, nas próximas ações realizadas pelos caminhões, novas designações serão geradas, tanto para diferentes escavadeiras, como para diferentes destinos (AFRAPOLI e NASAB, 2017).

O sistema de despacho de maior uso pelas mineradoras em todo o mundo é o DISPATCH®, de propriedade da Modular Mining Systems. Este sistema utiliza algoritmos para definir a melhor rota para o caminhão, em termos de tempo de viagem, com o objetivo de maximizar a sua produtividade. Com a utilização de programação linear, o sistema otimiza a meta de produção dentro de um horizonte de tempo específico, dividindo-a em dois modelos separados, mas acoplados. O primeiro otimiza a produção total da operação, incluindo a lavra, processamento e empilhamento, e a segunda parte, maximiza a produção da frota, minimizando o volume total necessário a ser tratado. A segunda parte gera um plano mestre de transporte teórico que considera as restrições de produção e operacionais e é usado posteriormente como referência para gerar atribuições de caminhões em tempo real (AFRAPOLI e NASAB, 2017).

³ MODULAR SISTEMAS DE MINERAÇÃO. Dispatch. Modular: Minas Gerais, 2005. Não publicado

Depois de resolver a otimização operacional, através da programação linear, o sistema utiliza a programação dinâmica para designar os caminhões aos seus destinos. Para isso, duas listas e três parâmetros são definidos. A lista de escavadeiras ou rotas selecionadas e a lista de caminhões descarregando material ou em rota, seja para a escavadeira ou para os pontos de basculamento (AFRAPOLI e NASAB, 2017).

3.5.1. Princípio do monitoramento do sistema de despacho

Os sistemas de controle podem obter informações dos caminhões e escavadeiras através das diversas interfaces de comunicação. Cada tipo de informação é transmitido ao centro de monitoramento, como uma rede de telecomunicações entre os equipamentos, que transmite principalmente as informações de posição, que por sua vez transmite comandos de despacho e controle aos equipamentos. O centro de monitoramento sob controle do software recebe e processa todos os tipos de informações (GU et al, 2008).

O sistema de processamento de dados dos equipamentos localiza as posições em tempo real por GPS e determina a posição do local de carregamento e basculamento, baseado nas iterações com o operador ou automaticamente (GU et al, 2008).

3.6. Pilhas de estoque

As pilhas de blendagem e estoque são utilizadas principalmente como reservas estratégicas entre a mina e a planta de processamento. Frequentemente são empilhadas continuamente e retomadas aos poucos com o objetivo de equilibrar a qualidade na alimentação da britagem (JUPP, HOWARD e EVERETT, 2013).

O potencial minério acumulado no estoque pode ser recuperado durante a exploração das reservas da mina ou após a sua exaustão (ASAD e TOPAL, 2011).

A formação de pilhas pode oferecer flexibilidade máxima à operação de mineração, mas um conhecimento valioso do teor é perdido, especialmente se o minério extraído não se encaixar no teor médio de alimentação requerido, resultando em grandes estoques. Supõe-se que o teor atribuído seja preciso. Todavia, essa

premissa não se justifica se os estoques não forem concluídos antes do início da recuperação ou recuperados até a conclusão, antes da retomada da construção. Podendo haver pouca confiabilidade no teor vindo da pilha, tendo resultados não desejados na planta (JUPP, HOWARD e EVERETT, 2013).

Há uma possibilidade de blendagem toda vez que o minério é empilhado. O grau de blendagem será determinado pelo método de formação da pilha e da maneira como é recuperado. De acordo com Jupp, Howard e Everett (2013), existem quatro opções de empilhamento e recuperação de minério, são elas:

1) Basculamento direto no piso dos estoques

A prática comum de bascular minério diretamente no britador, geralmente também utiliza pilhas de estoque de basculamento direto no piso da britagem. A produção diária do britador e a quantidade de minério vindo da mina é que determina o volume dessas pilhas. É frequentemente utilizado em combinação com as pilhas de estoques próximas a unidade de britagem, que recebem o excesso de minério da programação da mina, que precisa ser extraído devido ao sequenciamento de produção. Sendo então fontes de minério para regulagem de teor de alimentação.

2) Basculamento e retomada aleatório

Esses estoques são geralmente construídos basculando em ponta de aterro progressiva ou em toda a área ocupada, formando a pilha na horizontal e aumentando para repetir o processo várias vezes. Estes estoques podem chegar a vários milhões de toneladas, muitas vezes com pouca consideração à separação de tipos de material, blendagem ou retenção de conhecimento. Muitas operações armazenam minério de baixo teor ou alto contaminante em estoques de longo prazo dessa maneira, para posterior processamento.

3) Último a entrar primeiro a sair

Esses estoques são construídos empilhando o minério extraído em uma ponta de aterro ou diretamente no piso. Depois são retomados no mesmo sentido em que foram construídos, de acordo com a demanda do britador. Um exemplo é o uso de estoques de curto prazo ao lado do britador que reduzem as flutuações na taxa de alimentação.

4) Blendagem na entrada e blendagem na saída.

Esse tipo de armazenamento ocorre quando são utilizadas empilhadoras e recuperadoras automatizadas, usando procedimentos sistemáticos de compilação e recuperação, como o empilhamento de Chevron ou por tamanho fixo e depois são recuperadas por seção transversal completa do estoque (ROBINSON, 2004). Nesta última situação, o minério já blendado, é também homogeneizado.

Em estoques antes da britagem, a melhor abordagem é empilhar o minério dos caminhões em fileiras em uma direção e repetir a ação em várias linhas até que o estoque seja construído com a largura indicada. O minério é então recuperado nas linhas, a 90 graus na direção do despejo. O estoque é totalmente empilhado antes do início da recuperação e totalmente recuperado antes do reinício da pilha. Para continuidade das operações, esse método requer um par de estoques idênticos, um no modo de construção e outro no modo de recuperação. A tonelagem é mantida no mínimo, sujeita aos requisitos de carregamento e variabilidade entre estoques (JUPP, HOWARD e EVERETT, 2013).

A aplicação desses métodos varia de acordo com as particularidades de cada mina, como qualidade da operação, volume de material movimentado, localização das pilhas, tipo de manutenção requerida, custo e nível de automação desejado (CHAVES, 2012).

Atualmente, a indústria tende a utilizar equipamentos contínuos com maior frequência, que por sua característica apresentam menor custo, pelo fato de usarem eletricidade em vez de diesel, menor quantidade de paradas durante o transporte, possibilidade de automação completa e pela facilidade de conexão com transportadores de correia (CHAVES, 2012).

A segregação granulométrica do material é observada durante o empilhamento, principalmente, quando é utilizado transportador de correia para formação de pilhas. As partículas maiores tendem a rolar e se depositarem na base, enquanto as de menor granulometria se concentram no centro da pilha (CHAVES, 2012).

A forma e o tipo de equipamento utilizado para a retomada das pilhas deve ser levada em consideração, uma vez que se for direcionada para a base, irá encontrar a porção mais grosseira e se for em camadas, lavrando do centro para o topo, a parte de menor granulometria será predominante. De acordo com a operação subsequente, esse tipo de variação pode não ser suportado (CHAVES, 2012).

3.6.1. Mapeamento de pilhas de estoque

Murali e Nooka (2016), desenvolveram uma pesquisa de mapeamento de pilhas baseado em fotogrametria a partir de fotos aéreas, inventário de dados e validação de superfície de mina por triangulação aérea. O mapeamento 3D dos dados começa com o carregamento e a atualização do arquivo de dados das pilhas de estoque. A atualização envolve a identificação das áreas que sofreram alteração e destacando-as como um polígono de mapeamento de atualização dessas áreas. Uma vez definidas e demarcadas as áreas que precisam ser atualizadas, a área dentro dela precisa ser mapeada com linhas de interrupção suficientes nas partes superior e inferior dos estoques, juntamente com as cotas dos pontos em uma grade de 20 m para definir com precisão a superfície do estoque.

A precisão dos dados é essencial para o mapeamento de estoque e volumes, já que eles costumavam calcular a quantidade de material do produto. O mapeamento pode ser dividido em 3 diferentes categorias sujeitas a alterações continuamente durante um período de tempo. Essas categorias são os estoques que foram alterados, novas pilhas e pilhas que deixaram de existir (MURALI e NOOKA, 2016).

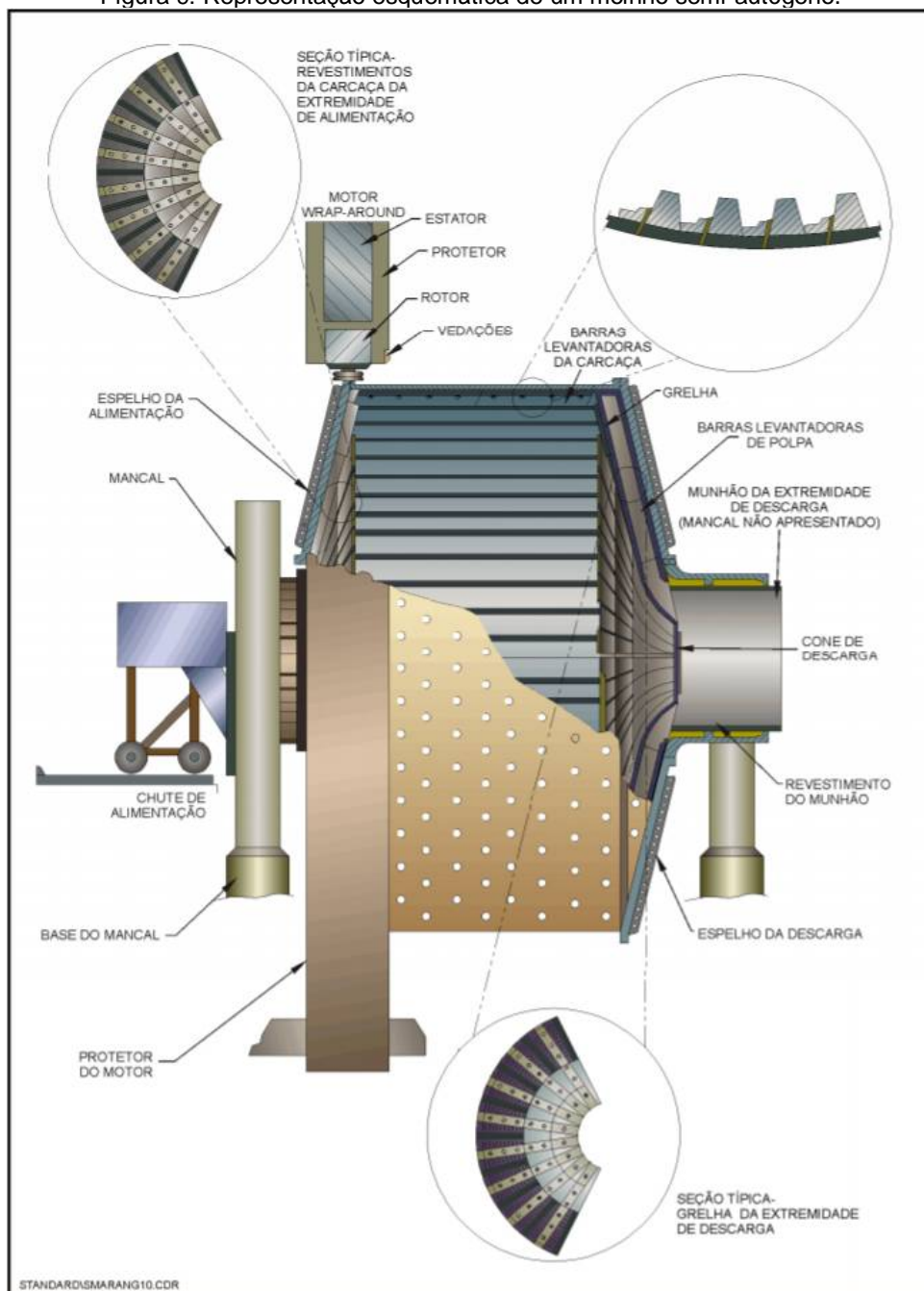
As pilhas de estoque são assim definidas como áreas a serem atualizadas de polígonos de mapeamento. No caso de estoques que não existem mais, eles precisam ser mapeados usando polígono de mapeamento em torno do estoque original, mas não há novos dados a serem plotados. Áreas sem alterações podem ser facilmente identificadas com a presença de vegetação. Áreas com pequenas alterações, dados inalterados da superfície do estoque e alterações devido a processos de erosão no pé da pilha de estoque não precisam ser mapeadas. Uma vez definidas as áreas de atualização, as áreas dentro desses estoques são mapeadas com linhas de pés e cristas, com alturas de 20 m na grade para definir com precisão a superfície do estoque. Para áreas onde se encontrem pilhas de material contrapilhado, as linhas de pé e crista devem ser criadas para cada pilha (MURALI e NOOKA, 2016).

3.7. Moinho SAG

Os moinhos tipo SAG, ilustrado na figura 9, são considerados como ideais para moagem grossa de minérios utilizando água durante o processo, como etapa que antecede a moagem final em moinhos de bolas. Este tipo de moinho utiliza o próprio

minério como corpo moedor, em diferentes variações, com a adição de bolas de aço, aumentando sua capacidade de processar minérios de durezas variadas. Sua característica de moinho semiautógeno é capaz de tratar com eficiência diversos tipos de minérios (PEREIRA, 2004).

Figura 9: Representação esquemática de um moinho semi-autógeno.



Fonte: VALE⁴, 2003

⁴ VALE. Manual de treinamento de moagem. Vale S.A. Carajás, 2003. Não publicado.

Antes de chegar às usinas, o minério passa por etapas de fragmentação na mina, através da detonação, chegando a britagem primária e/ou secundária.

Os custos de operação e os investimentos nos circuitos de cominuição são função da energia investida na detonação e dos esforços mecânicos empregados nos equipamentos. Desta forma, deve-se buscar o melhor aproveitamento da energia gerada pela detonação na fragmentação da rocha, como forma de redução de custos do negócio e do consumo geral de energia (DELBONI, SAMPAIO e LIMA, 2010).

De acordo com JKMRC (1995), cerca de 30 a 50% do consumo total de energia de uma usina de beneficiamento é gasto na cominuição do minério, chegando a até 70% em rochas de dureza elevada.

Wills (1992), estima que o gasto no processo de cominuição é de aproximadamente 50% do custo total de uma usina.

Os custos que envolvem a fragmentação de rochas estão diretamente ligados aos objetivos de granulometria e o consumo de energia requerido aumenta de acordo com a redução do tamanho das partículas. A energia específica para fragmentação aumenta ao longo da cadeia de produção de um empreendimento, do desmonte na mina, passando pela britagem e finalmente na moagem. Estima-se que o consumo de energia nas operações de mina é de aproximadamente 0,1 kWh/t com desmonte de rochas, enquanto na etapa de britagem a energia específica requerida é da ordem de 1,0 kWh/t, chegando a 10 kWh/t nos circuitos de moagem. Etapas subsequentes, conhecidas como micronização, pulverização ou moagem fina, podem elevar esse consumo para 100 kWh/t (DELBONI, SAMPAIO e LIMA, 2010).

3.7.1. Histórico

Atualmente os circuitos de moinhos autógenos e semiautógenos estão sendo amplamente utilizados na indústria de mineração, devido a sua elevada capacidade e flexibilidade de aplicação. Associado à necessidade de uma redução granulométrica mais eficiente, esses equipamentos estão sendo fabricados e demandados com dimensões cada vez maiores (DELBONI, SAMPAIO e LIMA, 2010).

Operações de moinhos com potência de 20 MW e diâmetros de 38 e 40 pés são, comprovadamente, uma alternativa segura em termos de processamento (DELBONI, SAMPAIO e LIMA, 2010).

Segundo Delboni, Sampaio e Lima (2010), foram comercializados, até o final do ano de 2000, mais de 1.000 unidades de moinhos para circuitos do tipo AG/SAG no mundo, correspondendo a uma potência instalada de mais de 2,7 GW. Entre 2005 e 2010, a potência instalada desses equipamentos cresceu aproximadamente 17%, confirmando o aumento na utilização desse modelo.

O primeiro trabalho descrevendo a utilização de moinhos com corpos moedores a partir do próprio minério foi publicado em 1908 pelo *AIMME - American Institute of Mining and Metallurgical Engineers*. Uma parceria entre a empresa *Hedssel*, responsável pelas invenções e a *Hardinge*, desenvolvedora, seguiu por vários anos na sequência, resultando no moinho autógeno comercial *Hardinge-Hedssel*, quase que ao mesmo tempo que os desenvolvimentos da *Aerofall*, empresa canadense, fundada em 1946.

Em 1959, na América do Norte, seguiram-se instalações de vários moinhos autógenos em usinas de moagem de minério de ferro, tirando proveito da característica dos taconitos de gerar excelentes corpos moedores e de elevada densidade. Nesse mesmo ano, a empresa *Huebec Cartier*, instalou doze moinhos de 18 pés de diâmetro, com potência instalada de 600 HP, por equipamento. Com o mercado da mineração necessitando cada vez mais moinhos e com maior capacidade unitária, surgiram moinhos com maior tamanho e potência, chegando, em 1966, a uma unidade com 32 pés de diâmetro e motor de 6.000 HP, com capacidade equivalente aos doze moinhos instalados sete anos antes.

Os primeiros moinhos SAG surgiram em 1970, quando foi identificado que o fator de enchimento de até 12% do volume da câmara de moagem com bolas, aumentou, consideravelmente, a capacidade dos equipamentos. Ao mesmo tempo que eliminava as susceptibilidades do processo de moagem às características do minério alimentado. Os circuitos SAG tornaram-se muito populares no beneficiamento de cobre, devido à variabilidade do minério que, em regra geral, é muito maior que do ferro. A partir dessa década, várias minas de cobre aumentaram sua capacidade de produção ou entraram em operação (DELBONI, SAMPAIO e LIMA, 2010).

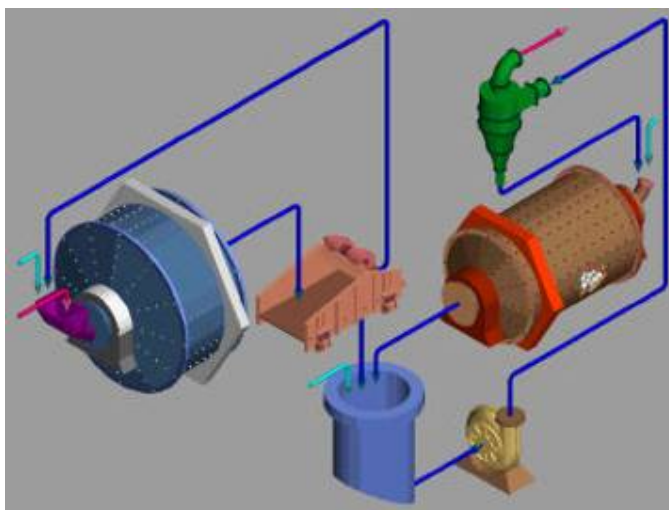
A primeira instalação de um moinho de 40 pés de diâmetro em 1996, na usina de *Cadia Hill*, na Austrália enfrentou algumas dificuldades, o que acabou atrasando a instalação da segunda unidade em quase dez anos. Há informações de projetos de moinhos SAG de 42 e 44 pés de diâmetro, com motores de potência de 30 MW, aproximadamente 40.000 HP.

3.7.2. Circuito SAG

Existem circuitos moinho SAG que utilizam diferentes combinações, dentre os quais se destacam:

- Moinho SAG primário, seguido de moinho de bolas no estágio secundário, como ilustrado na figura 10;

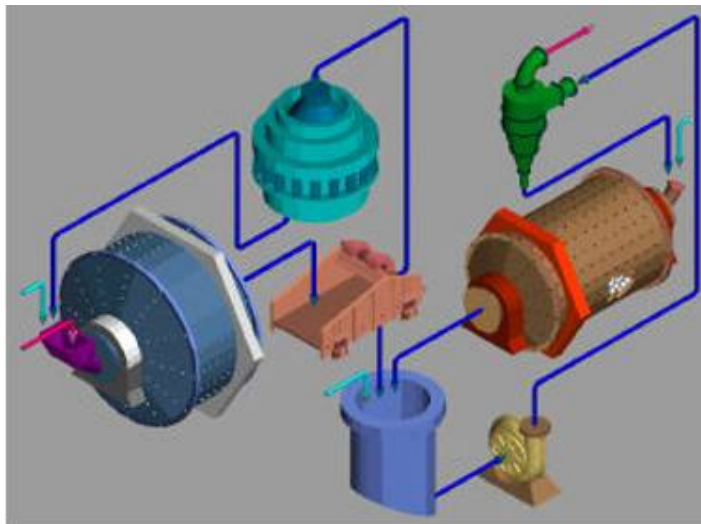
Figura 10: Ilustração esquemática da moagem semiautógena seguida de moagem com bolas.



Fonte: Delboni, Sampaio e Lima (2010)

- Moinho SAG primário, com rebitagem de material crítico, selecionado através de grelhas, seguido de moinho de bolas no estágio secundário, conforme ilustrado na figura 11.

Figura 11: Ilustração esquemática da moagem semiautógena com britagem e reciclo de seixos, seguida de moagem com bolas.



Fonte: Delboni, Sampaio e Lima (2010)

Devido ao seu alto grau de confiabilidade, este último circuito passou a ser padrão na indústria de mineração, em novos projetos ou em expansões de empreendimentos já existentes (DELBONI, SAMPAIO e LIMA, 2010).

3.8. *Mine to mill*

Desde os anos 90, a indústria da mineração vem acompanhando o interesse no processo de integração entre mina e usina, mais conhecido como *mine to mill*.

A detonação é um processo de menor custo quando comparado com uma operação de britagem ou moagem, sendo o primeiro momento de redução do tamanho das partículas (DANCE, 2007).

A geração de partículas muito finas é um dos aspectos mais importantes de uma detonação, pois esse material irá passar direto, sem a necessidade de uma nova redução no primeiro circuito de moagem, aliviando um grande gargalo nos moinhos de bolas (DANCE, 2007).

Tucker (2015), considera como conceito básico que os processos unitários de uma mina e o processamento mineral na usina, estão relacionados e são interdependentes, devendo serem tratados de uma forma integrada, e não como processos isolados.

Desta forma, todos os benefícios e custos associados a cada etapa devem ser considerados como um todo, uma vez que o aumento de custos com o desmonte, irá trazer um menor consumo de energia na etapa de moagem (TUCKER, 2015).

Muitas operações no mundo ainda utilizam o método tradicional e otimizam a mina e usina de forma separada, com as características abaixo (JKMRC, 2012):

- Mina e usina pertencem a diferentes estruturas de gestão e centros de custo;
- Cada processo tem metas de produção e orçamentos de custo direcionados para a própria área, que são otimizados sem a devida consideração pelas implicações dessa otimização, seja no processo que antecede ou posterior;
- O objetivo é ter o maior volume de produção e atingir o menor custo. Desta forma, todos os esforços giram em torno de quantidade e pouca qualidade.

De acordo com Workman e Eloranta (2003), esses objetivos distintos dentro das operações, direcionavam o foco principal de equipamentos de escavação para escavar a rocha com a maior quantidade de fragmentos grandes possíveis.

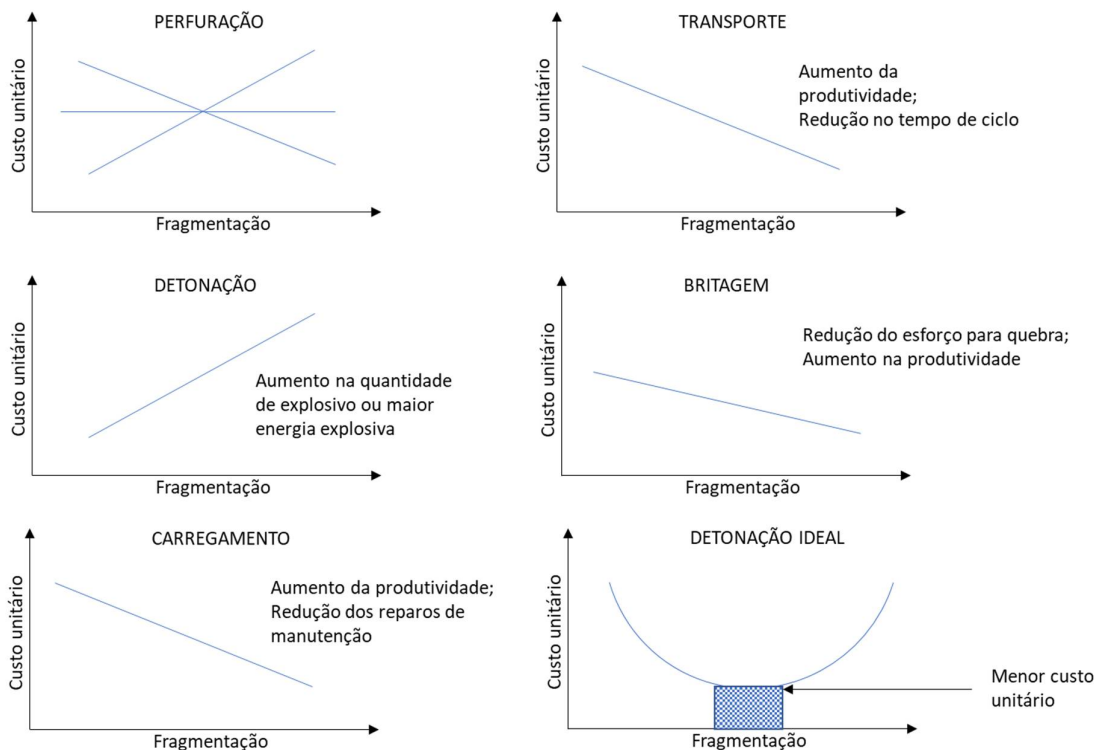
De acordo com JKMRC (2012), problemas de comunicação entre os diferentes processos, causam falhas de interpretação das iterações e mudanças na abordagem tradicional, para otimização da cadeia produtiva. Associado a isso, os empreendimentos não oferecem incentivos para melhorar a eficiência global ou a redução do custo total. É uma orientação voltada unicamente para os custos e não para os valores, pois os principais indicadores de desempenho não favorecem a maximização do valor econômico global.

3.8.1. A evolução do *mine to mill*

Apesar do interesse para se melhorar a fragmentação nas minas ter ganho repercussão na virada do último milênio, essa visão de cadeia integrada mina e usina foi apresentado ao mercado muito antes, principalmente pelos artigos e trabalhos apresentados por MacKenzie (1966).

As curvas clássicas que representam a fragmentação da rocha e o custo unitário, incluindo todas as operações unitárias na mina e usina (figura 12), foram produzidas por MacKenzie.

Figura 12: O efeito do grau de fragmentação nas operações unitárias individuais e no custo total.



Fonte: Adaptado de Tucker, 2015.

O conjunto de curvas da figura 12, mostra os custos das etapas de operação de uma mineração de acordo com o grau de fragmentação. Tais custos de perfuração, detonação, carregamento, transporte e britagem primária serão maiores ou menores baseado no grau de fragmentação. Juntando todas as curvas, como em um processo interdependente, o resultado obtido é uma curva em forma de sela, indicando o ponto ótimo na relação custo total mínimo e o melhor grau de fragmentação. As apresentações de MacKenzie demonstram que a base da sela é ampla, sugerindo pouca variação dos custos totais em uma grande faixa de fragmentação. MacKenzie (1967) e mais tarde Hustrulid (1999) explicam a lógica e o mecanismo por trás das curvas de MacKenzie em detalhes.

A indústria da mineração tem sido influenciada, provavelmente, devido ao pensamento central nas apresentações de MacKenzie, a pensar no conceito de integração da mina e usina praticamente voltado à fragmentação de rochas, particularmente na detonação. Todavia, este conceito é controverso.

Dance et al. (2007) consideram que deve-se ter uma alimentação da planta de maior valor e maior qualidade. Invariavelmente, cada operação possui suas

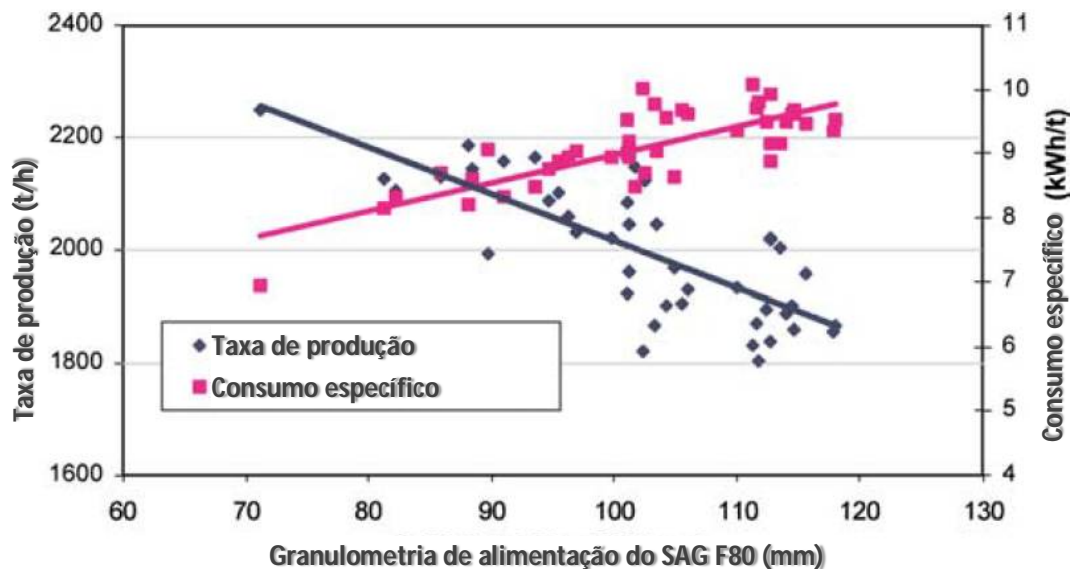
particularidades, então a alimentação de qualidade apresenta o mesmo comportamento. Em alguns casos pode ser uma fragmentação extremamente fina, em outros uma blendagem de materiais com um teor médio e livre de contaminantes, indicando até que alguns tipos de minérios não são lucrativos e devem ser tratados como estéril na mina.

Dance et al. (2007) apresentam uma visão mais ampla, considerando todos os aspectos de melhoria do processo de desempenho de usinas de produção, recuperação e grau de concentrado final, que vai além da boa fragmentação da mina.

A metodologia do *mine to mill* é baseado em cinco estágios que envolvem benchmarking, caracterização de rochas, medições, modelagem / simulação e, se necessário, rastreamento de material.

Morrell (2004), utilizou pequenas quantidades de amostras de rocha para medir a sua dureza (DW_i) e estimar a taxa de produção de circuitos de moinho AG e SAG, através da combinação do consumo de energia requerido, conforme figura 13.

Figura 13: Relação entre taxa de produção, granulometria e consumo específico de energia para moinho SAG.

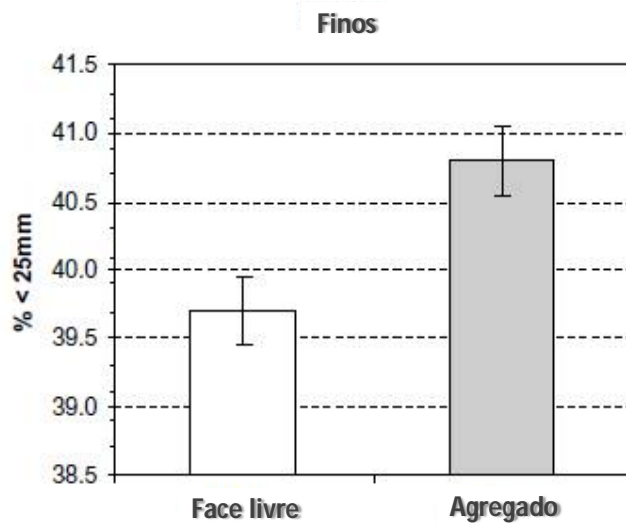


Fonte: Morrell, 2004.

Kojovic (2005), desenvolveu um trabalho de aumento de desempenho de moinho SAG, através de uma técnica de detonação agregada, sem face livre, com o objetivo de aumentar a quantidade de finos do desmonte. Os resultados da técnica no

trabalho foram comparados com o modelo anteriormente utilizado, como mostra a figura 14.

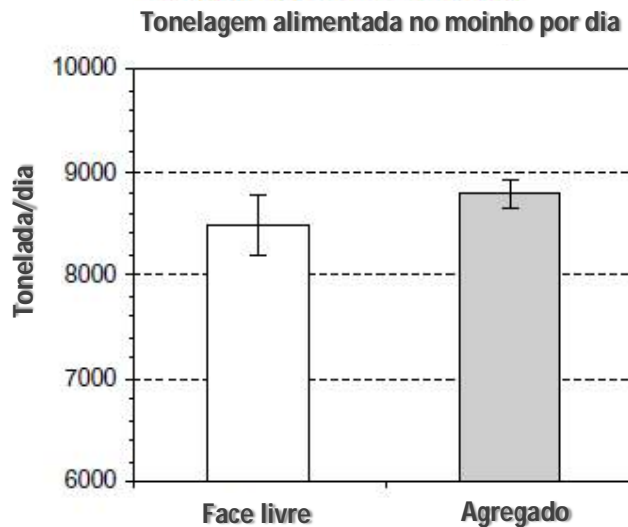
Figura 14: Comparação entre os percentuais de finos gerados nos diferentes métodos.



Fonte: Kojovic, 2005.

Houve um aumento de 3% no percentual de finos abaixo de 25 mm, com um ganho de 4% na massa alimentada por dia no SAG, conforme figura 15.

Figura 15: Aumento da massa alimentada no SAG por dia.

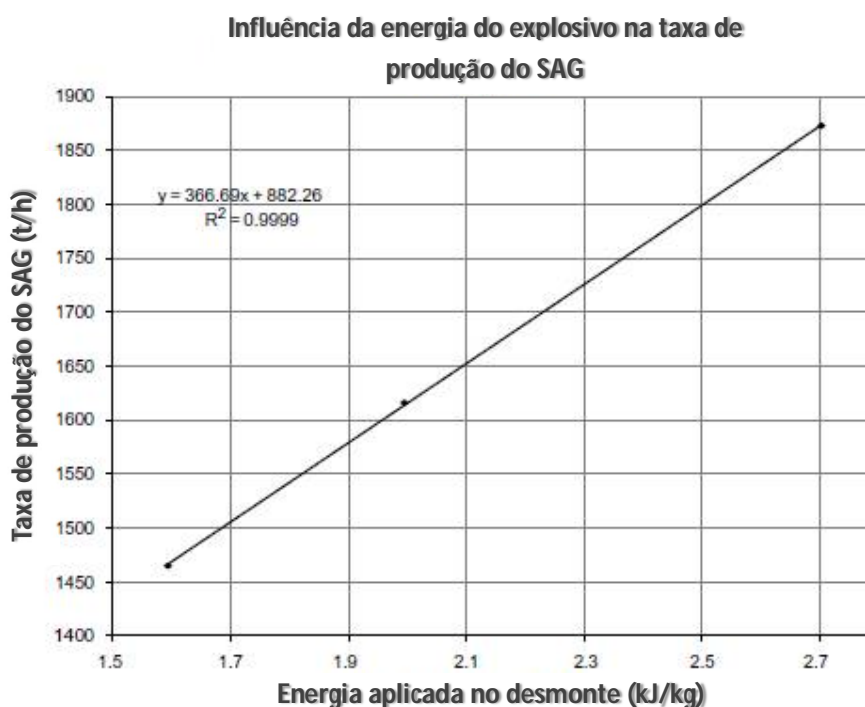


Fonte: Kojovic, 2005.

Michaux e Djordjevic (2004) desenvolveram um estudo cujo ganho em taxa de produção do SAG alcançou 20%, melhorando as condições dos desmontes, influenciando não apenas a fragmentação, mas também a energia gerada para favorecer a quebra das partículas.

Foram utilizados 3 diferentes níveis de energia de desmonte, variando a velocidade de detonação e os resultados da taxa de produção do SAG foram simulados usando o JKSimMet, conforme mostra a figura 16.

Figura 16: Influência da energia do explosivo na taxa de produção do SAG.



Fonte: Michaux e Djordjevic, 2004.

3.8.2. Otimização da detonação numa visão de custo global

A otimização da detonação é a chave para alcançar o grau de fragmentação necessário, para obter o menor custo unitário nas combinações de perfuração, detonação, carregamento, transporte e britagem. A britagem deve ser tratada como ativo da mina e não da usina. O ponto fundamental para alavancar resultados eficientes e de baixo custo em minas de rocha dura, está na mina (MACKENZIE, 1966).

MacKenzie mantém o foco, principalmente, em otimização de custos, buscando alcançar um custo total mínimo desde a mina até o britador, agregando as opções de processo. Mais tarde, Kanchibotla (2001) demonstrou que isso pode levar a uma espécie de falsa eficiência, pois negligencia a influência das mudanças de receita relacionadas a vários graus de fragmentação.

Segundo Kanchibotla (2001), alguns custos dos subprocessos precisam ser aumentados para reduzir os custos gerais da cadeia, onde a lucratividade de um empreendimento pode ser melhorada aumentando a receita ou reduzindo os custos, ou ambos. O esforço da otimização se traduz na receita. Existem variações de cenários que podem influenciar a escolha ótima entre os custos de detonação e de processamento. Alguns desses cenários são específicos para commodities.

Reduzir os custos operacionais totais não se converte, automaticamente, na solução ótima, a menos que as receitas e o impacto sobre os custos fixos sejam considerados. O ótimo, que pode ser definido como a maximização do lucro, também pode ocorrer em ambos os lados do custo total mínimo. Essas diferentes teses para uma curva granulométrica ideal associado ao melhor custo, exigem um estudo detalhado dentro das características e particularidades de cada operação (KANCHIBOTLA, 2001).

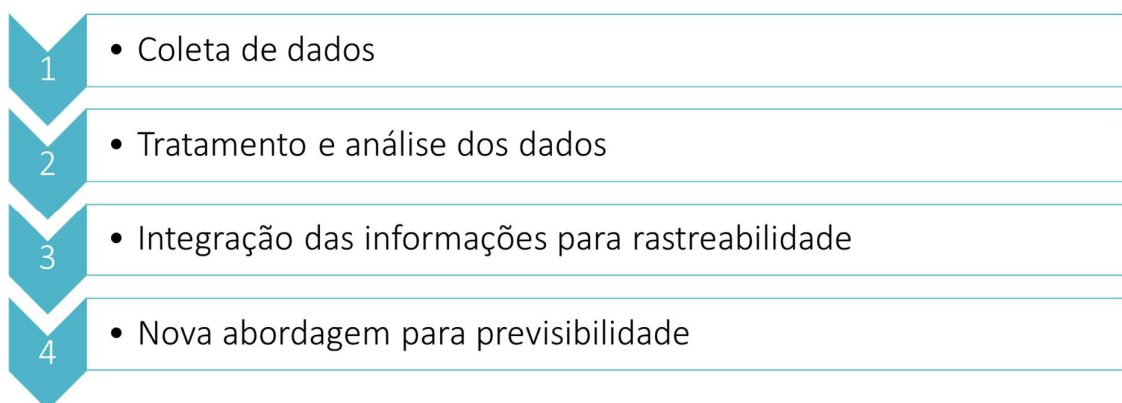
4. METODOLOGIA

Este trabalho foi desenvolvido na Mina do Sossego e envolveu a análise de dados históricos de planejamento da formação das pilhas de minério, itens de controle e de acompanhamento. Utilizando o banco de dados do sistema de despacho foi analisada a massa medida nas cargas, gerada a partir da balança instalada nos caminhões fora de estrada, tipo de minério, teor de cobre contido, polígono de origem, destino (pilhas ou britador) e coordenadas X,Y dos locais de deposição nas pilhas. Associados a essas informações e para compreender as variáveis diretamente ligadas à granulometria, os planos de perfuração, malhas de desmonte, razão de carga e os resultados das análises granulométricas das detonações também foram pesquisados.

Os efeitos do comportamento do minério em termos de taxa de produção horária foram analisados através dos relatórios de desempenho da usina.

A figura 17, ilustra o fluxograma das etapas do projeto de pesquisa.

Figura 17: Fluxograma das atividades da metodologia utilizada.



Fonte: Próprio autor

4.1. Coleta de dados

Nesta etapa foram coletados dados dos polígonos de perfuração, planos de perfuração, planos de fogo e de desmonte, além de dados de despacho e projetos de formação das pilhas de minério.

4.1.1. Polígonos de perfuração

A área de planejamento de curto prazo é responsável por liberar os polígonos de perfuração. Neste momento é observada a geologia do local, tipo de material a ser

perfurado (minério ou estéril), setorização geotécnica da mina, limites das fases – para determinar se o polígono é de produção ou de final de fase (acabamento de talude) – entre outros aspectos operacionais, como abertura de banco, com e sem face livre, entrada em nível de banco através de rampa já existente, etc..

4.1.2. Planos de perfuração

A equipe de topografia é responsável por elaborar os planos de perfuração, juntamente com a equipe de desmonte. Neste momento, é definida a malha a ser utilizada observando o tipo de material (minério ou estéril), tipo de polígono (produção ou final de fase) – definido pelo planejamento de curto prazo – e aspectos geométricos do polígono como face livre, para pré-determinar a iniciação do desmonte.

Após aprovação da equipe de desmonte, o plano de perfuração é distribuído e enviado para o despacho, que irá armazenar seus dados planejados e executados.

4.1.3. Detonação

A equipe de desmonte é responsável pela aprovação do plano de fogo. Preferencialmente, é utilizada espoleta eletrônica, conforme ilustrado na figura 18. Desta forma, todo o sequenciamento da detonação pode ser programado através de software e realizadas simulações, com o objetivo de analisar o sequenciamento e comportamento do fogo.

Figura 18: Espoleta eletrônica.

1. Conector
2. Condensador elétrico lógico
3. Processador
4. Capacitor de ignição elétrica
5. Iniciador elétrico



Fonte: Próprio autor.

A utilização da espoleta eletrônica garante melhor fragmentação quando comparada com as espoletas pirotécnicas ou retardos, devido à precisão na sua deflagração. Além do aspecto da segurança, pois o sistema eletrônico só libera a iniciação da detonação caso todas as espoletas apresentem conexão, eliminando o risco de falha.

O processo de detonação é conduzido pela equipe responsável e, um dia útil antes da data programada as partes envolvidas participam de uma reunião de programação, onde é definido o cerco de isolamento de área para retirada de equipamentos e pessoas e estabelecidos os horários de locomoção de saída. O raio de distância varia de acordo com as particularidades de cada cava. No dia do desmonte, com 30 minutos de antecedência, todos os equipamentos e pessoas devem estar fora da área de isolamento. O responsável faz uma vistoria em toda a área para garantir que nenhum equipamento ou pessoa esteja em risco. Feito isto, no horário programado, é dada a autorização para realizar a detonação. Após o desmonte, uma equipe de pelo menos duas pessoas, faz uma inspeção na área detonada, antes de liberar para a operação da mina.

4.1.4. Dados do despacho

Através dos dados do sistema de despacho, foram coletadas todas as movimentações de minério em 2017, incluindo além das cargas, informações de polígono, teor e coordenadas X,Y de carregamento e deposição.

A tabela 1 mostra os dados de origem das diversas frentes de lavra da mina e seus respectivos locais de destino.

Tabela 1: Movimentação de minério com destino as pilhas de estoque.

ANO	MÊS	DIA	TURNO	EQMT	ORIGEM	QUALIDADE	TEOR	DESTINO	X	Y	CARGA
13	1	1	1	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO AT/B	604499	9289739	119.00
13	1	1	1	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO AT/B	604445.44	9289690	135.39
13	1	1	1	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO AT/B	604510	9289785	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112021S03/SAT	0.93	SULFETADO SAT1	604617.19	9289412	109.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112021S03/SAT	0.93	SULFETADO SAT1	604501.75	9289446	114.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112021S03/SAT	0.93	SULFETADO SAT1	604644.19	9289439	115.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112021S03/SAT	0.93	SULFETADO SAT1	604622.31	9289423	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112021S03/SAT	0.93	SULFETADO SAT1	604635.19	9289435	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604616.75	9289422	115.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604643.94	9289573	116.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	0	0	130.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604487.06	9289475	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604598.56	9289404	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022L01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604613.88	9289376	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022S01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604607.38	9289425	116.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022S01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604615.19	9289431	129.00
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022S01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604504.5	9289451	135.39
13	1	1	2	ES3201	SOS2-112S	O2112022S01/SAT	1.04	SULFETADO SAT1	604542.75	9289546	135.39
13	1	1	2	PM3701	SULFETADO SAT4	SULFET_ SAT4/SAT	1.36	SULFETADO SAT4	604737.31	9289388	135.39
13	1	1	3	ES3201	SOS2-112	O2112021S01/SAT	0.78	SULFETADO AT/B	604503.25	9289781	128.00
13	1	1	3	ES3201	SOS2-112	O2112021S01/SAT	0.78	SULFETADO AT/B	604546.88	9289708	135.39

Fonte: Próprio autor.

A tabela 2 apresenta os dados de carregamento nas pilhas de minério com destino ao britador.

Tabela 2: Alimentação do britador oriunda das pilhas de minério.

ANO	MÊS	DIA	TURNO	EQMT	ORIGEM	QUALIDADE	TEOR	DESTINO	X	Y	CARGA
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604340	9289675	133.60
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604346	9289669	125.10
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604348	9289670	144.90
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604349	9289676	144.00
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604350	9289675	130.00
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604351	9289664	142.90
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604351	9289678	116.60
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604352	9289678	142.80
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604352	9289682	153.70
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604353	9289677	139.90
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604354	9289677	140.00
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604355	9289678	148.90
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604355	9289682	143.80
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604356	9289676	121.90
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604356	9289677	142.20
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604357	9289688	149.30
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604358	9289676	138.70
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604359	9289675	119.40
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604359	9289679	140.70
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604359	9289680	104.90
17	1	1	1	PM3402	SULFETADO AT/B	SULFET. AT-B/SAT	0.51	BRITADOR	604360	9289675	135.90

Fonte: Próprio autor.

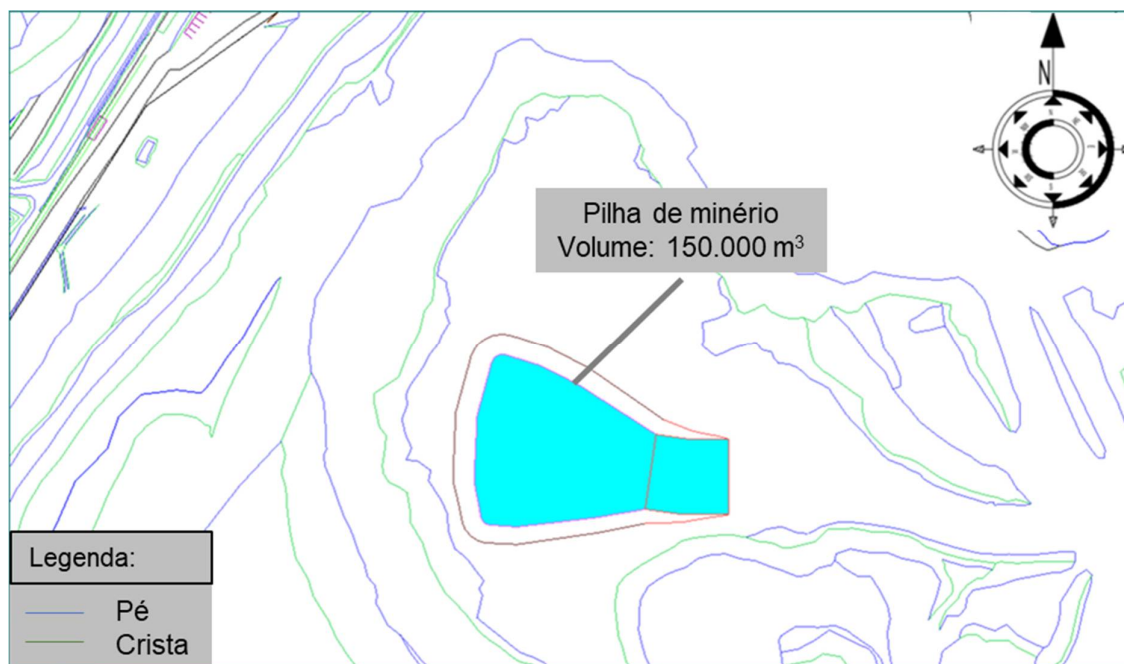
4.1.5. Projetos de formação de pilhas de minério

A equipe de planejamento de curto prazo da mina é responsável pela preparação dos projetos de deposição de minério nas pilhas de minério. Essas pilhas ficam, estrategicamente, posicionadas próximas à britagem primária e são divididas

por faixa de teor de cobre: baixo teor entre 0,27% e 0,49%, alto teor entre 0,5% e 2%, e super alto teor acima de 2%.

A figura 19, ilustra um projeto de pilha de minério.

Figura 19: Projeto de pilha de minério



Fonte: Próprio autor.

4.1.6. Dados da usina

Os dados de desempenho da taxa de produção horária do SAG e de granulometria do material alimentado foram coletados do sistema supervisor e dos relatórios de desempenho mensais.

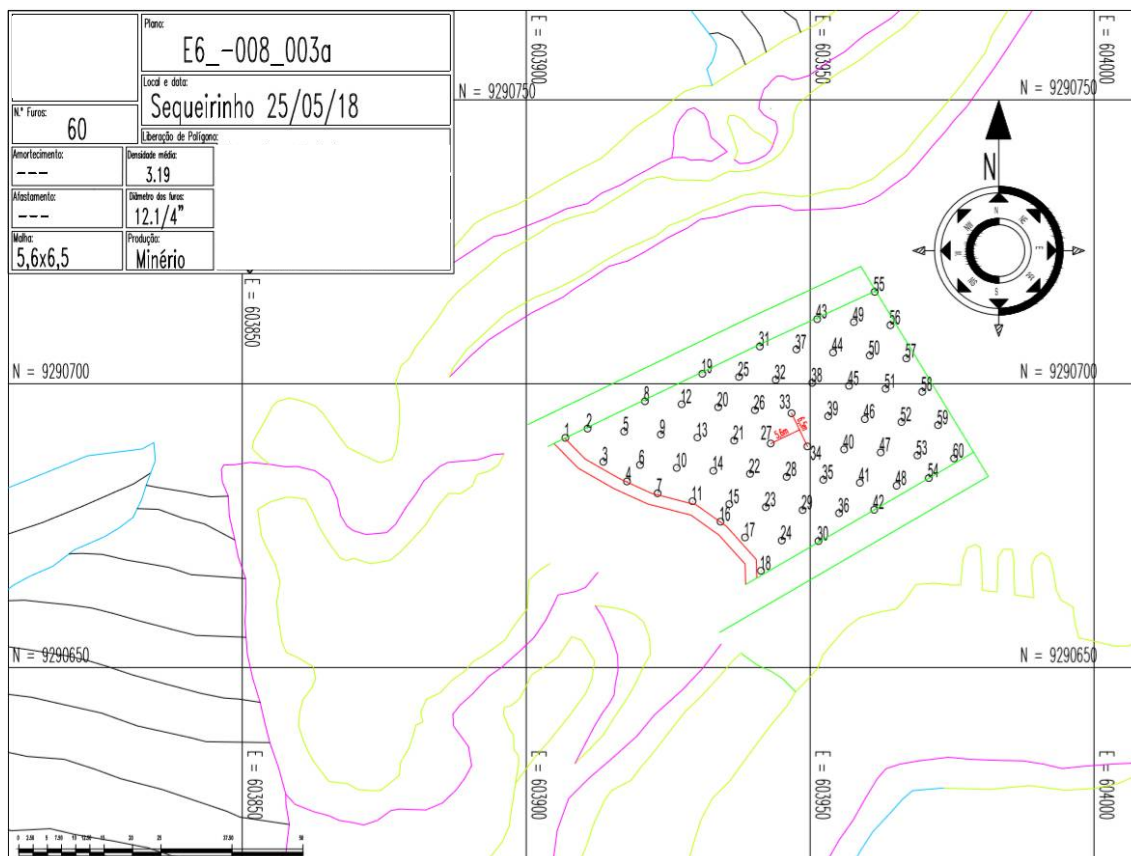
4.2. Tratamento e análise dos dados

Neste tópico foram tratados e analisados os dados coletados na etapa anterior, além dos resultados que estavam sendo alcançados com os parâmetros definidos para o desmonte, através da curva granulométrica de fragmentação e desempenho da taxa de produção do moinho SAG.

4.2.1. Polígonos de perfuração

Um aspecto importante, mas pouco observado, é a geometria do polígono. Fraturas no maciço rochoso e blocos pré-formados contribuem para a ineficiência da fragmentação, que é potencializada quando o polígono possui em seu desenho poucas linhas de furos. A figura 20, ilustra um polígono de perfuração.

Figura 20: Polígono de perfuração.



Fonte: Próprio autor.

Para uma fragmentação adequada, é adotada, na Mina do Sossego, uma prática de largura mínima para os polígonos de 5 linhas de perfuração. Em algumas situações operacionais ou de geologia do corpo do minério, pode não ser possível a adoção dessa prática.

4.2.2. Planos de perfuração

Existem, basicamente, dois tipos de malhas de perfuração para cada tipo de material (minério e estéril), que são adotados de acordo com a necessidade de fragmentação requerida. Durante a análise dos dados, a malha de 5,6 m x 6,5 m é a que estava sendo utilizada nos polígonos de minério.

Na tabela 3, são representados os tipos de malhas utilizadas atualmente na perfuração de minério e estéril.

Tabela 3: Malha de perfuração.

Material	Tipo polígono	Malha (m)	
Minério	Produção	6,0 x 6,9	5,6 x 6,5
	Final de Fase	6,0 x 6,9	5,6 x 6,5
	Amortecimento	5,8 x 5,0	5,4 x 5,0
Estéril	Produção	7,6 x 9,0	7,2 x 8,3*
	Final de Fase	7,2 x 8,3	7,2 x 8,7
	Amortecimento	5,8 x 5,0	5,8 x 5,0

* Abertura de banco

Fonte: Próprio autor.

4.2.3. Detonação

Em todas as detonações de minério é realizada uma fotoanálise para obtenção da sua distribuição granulométrica. O trabalho é realizado por empresa especializada, através do programa *Split-Desktop*. Fotos, como a ilustrada na figura 21, são enviadas para a empresa realizar a análise.

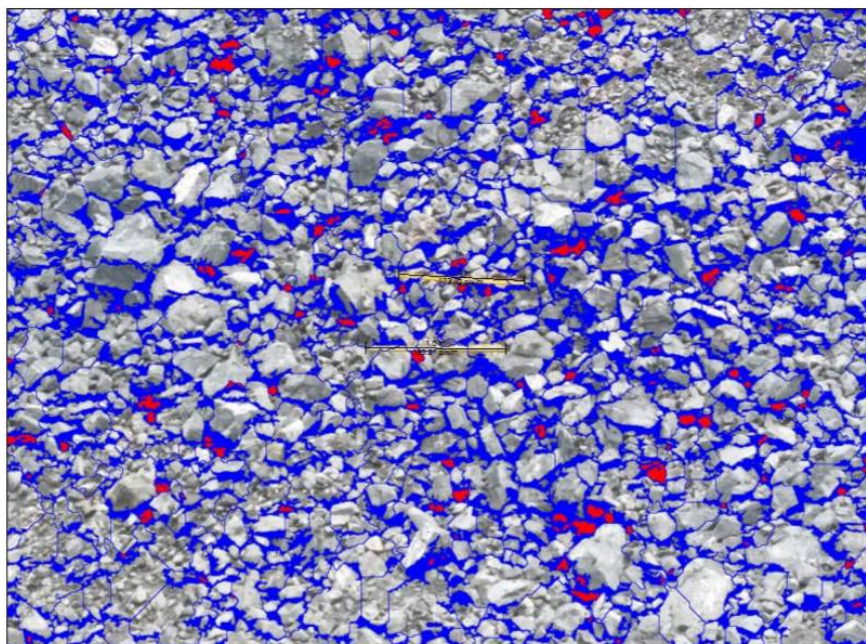
Figura 21: Foto da pilha do desmonte do polígono E6_040_009.



Fonte: ENAEX Britanite⁵, 2017.

A figura 22, apresenta o contorno e a contagem dos blocos.

Figura 22: Contagem parcial dos blocos do fogo E6_040_009, através do Split-Desktop.



Fonte: ENAEX Britanite⁵, 2017.

⁵ Relatório das fotoanálises dos desmontes de rocha da mina do Sossego. 2017. Não publicado.

Os dados desse desmonte são apresentados na tabela 4.

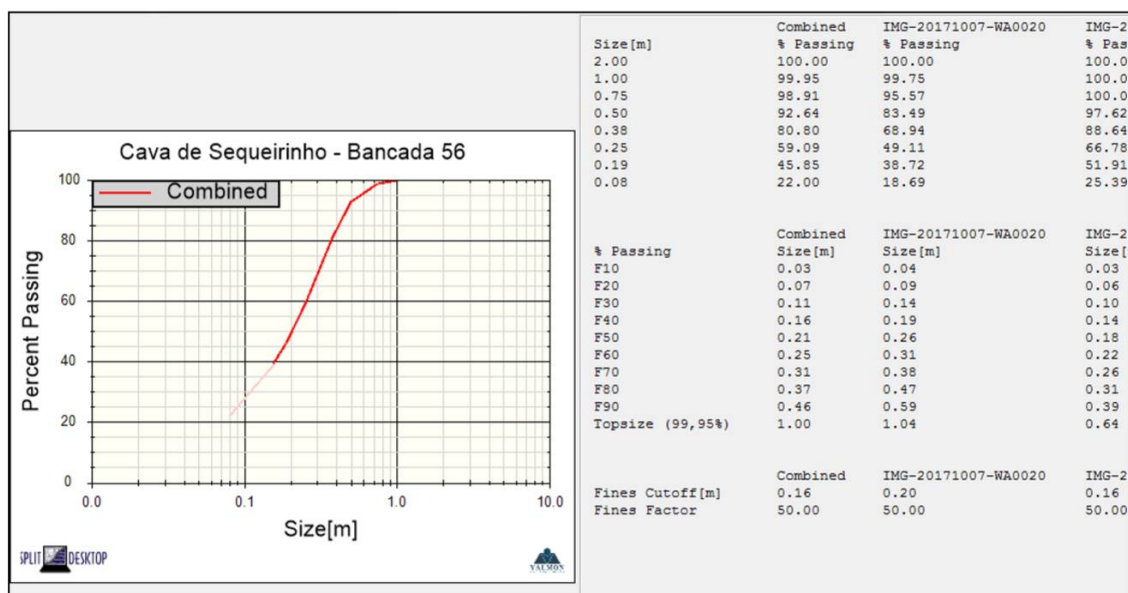
Tabela 4: Dados do polígono E6_040_009.

PARÂMETRO	ESPECIFICAÇÃO
Malha e diâmetro dos furos, respectivamente	6,00 m x 6,90 (12 ¼")
Explosivo utilizado	IBENITE 80/20 – 100%
Número de furos	416
Tipo de rocha	Minério
Razão de carga	517,47 g/t

Fonte: ENAEX Britanite⁵, 2017.

A figura 23, exibe a distribuição da distribuição granulométrica do desmonte estimado pelo *Split-Desktop*.

Figura 23: Curva de distribuição granulométrica do polígono E6_040_009.



Fonte: ENAEX Britanite⁵, 2017.

A tabela 5 mostra a curva de distribuição granulométrica obtida para a pilha de fragmentos decorrentes de todas as 10 fotos tiradas da pilha do desmonte.

Tabela 5: Resultados da fragmentação do fogo E6_040_009, estimado pelo *Split-Desktop*.

Max (m)	F ₁₀ (m)	F ₃₀ (m)	F ₅₀ (m)	F ₇₀ (m)	F ₉₀ (m)	% < 120 cm
1,00	0,03	0,11	0,21	0,31	0,46	100

Fonte: ENAEX Britanite⁵, 2017.

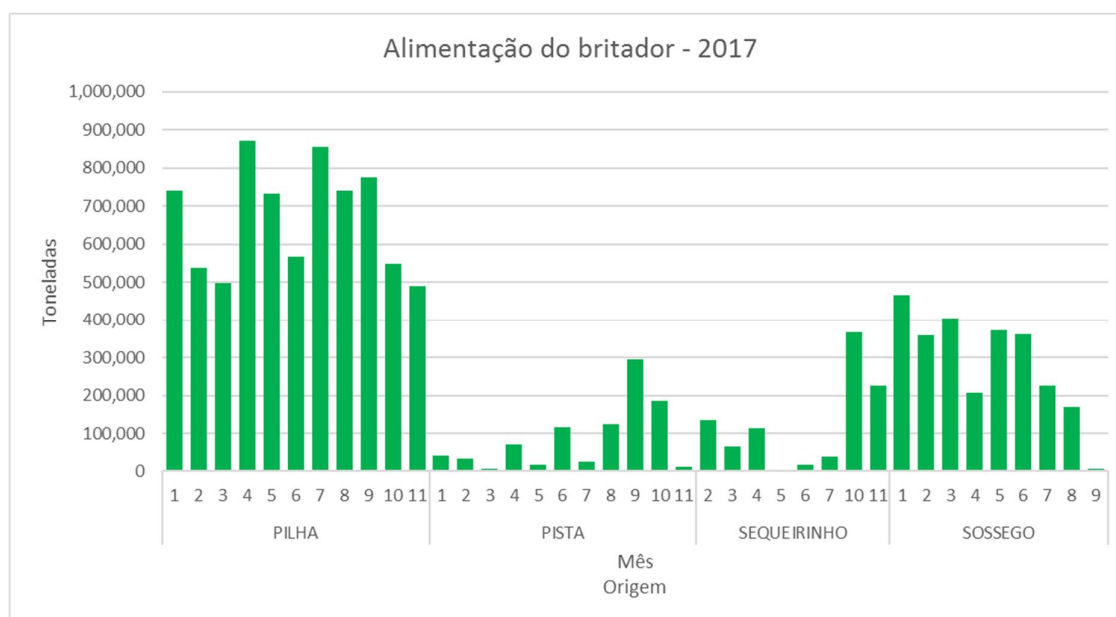
Observa-se, pela tabela 5, que 90% dos fragmentos é menor que 46 cm e 50% menor que 21 cm.

Baseado na análise da figura 21 pelo software *Split-Desktop*, mostrada na figura 23, concluiu-se que nenhum dos fragmentos ficou com um comprimento acima de 100 cm.

4.2.4. Dados do despacho

O gráfico 1 mostra a partição de alimentação do britador em 2017, onde é possível observar que 62% da massa teve origem de pilhas de minério.

Gráfico 1: Alimentação do britador por locais de origem.



Fonte: Próprio autor.

Na tabela 6 é apresentada a variação dos níveis das pilhas de estoque ao longo do ano de 2017.

Tabela 6: Nível de estoques da Mina do Sossego em 2017.

MÊS	ESTOQUES/2017													
	SAT1	% Cu SAT1	SAT4	% Cu SAT4	SAT6	% Cu SAT6	Pilha B	% Cu Pilha	Pilha P	% Cu Pilha	Não Britável	% Cu Não	Total Complexo	% Cu Compl
2016	196,660	0.79	1,070,732	1.18			2,326,981	0.51			278,985	0.81	3,873,358	0.73
Janeiro	74,886	0.86	1,204,936	1.17			2,096,133	0.51	130,067	0.73	289,466	0.81	3,795,488	0.76
Fevereiro	163,643	0.79	1,316,546	1.11			2,325,053	0.52	295,137	0.70	296,341	0.81	4,396,720	0.74
Março	94,420	0.80	1,448,642	1.16			2,592,872	0.52	309,018	0.69	446,770	0.75	4,891,722	0.75
Abril	134,427	0.78	1,331,401	1.21			2,469,543	0.51	333,749	0.69	455,361	0.74	4,724,481	0.75
Mai	46,028	0.86	1,462,733	1.24			2,231,593	0.51	334,058	0.69	524,817	0.70	4,599,229	0.78
Junho	63,972	0.74	1,336,018	1.21			2,395,587	0.51	337,112	0.69	564,328	0.72	4,697,017	0.75
Julho	10,926	0.83	1,171,854	1.29			2,054,036	0.50	344,249	0.70	565,876	0.72	4,146,941	0.77
Agosto	12,984	0.80	958,774	1.28	7,149	0.74	1,870,203	0.50	344,249	0.70	580,219	0.73	3,773,578	0.75
Setembro	9,895	0.79	543,041	1.15	102,824	0.85	1,747,579	0.50	344,249	0.70	581,846	0.73	3,329,433	0.68
Outubro	74,404	0.76	473,076	1.14	286,076	0.65	1,601,835	0.50	376,276	0.72	581,846	0.73	3,393,514	0.67
Novembro	13,644	0.82	362,730	1.18	257,568	0.65	1,529,268	0.50	353,661	0.72	583,225	0.74	3,100,096	0.66
Dezembro	15,068	0.72	257,594	1.13	109,967	0.65	809,505	0.51	353,882	0.72	583,225	0.74	2,129,240	0.69

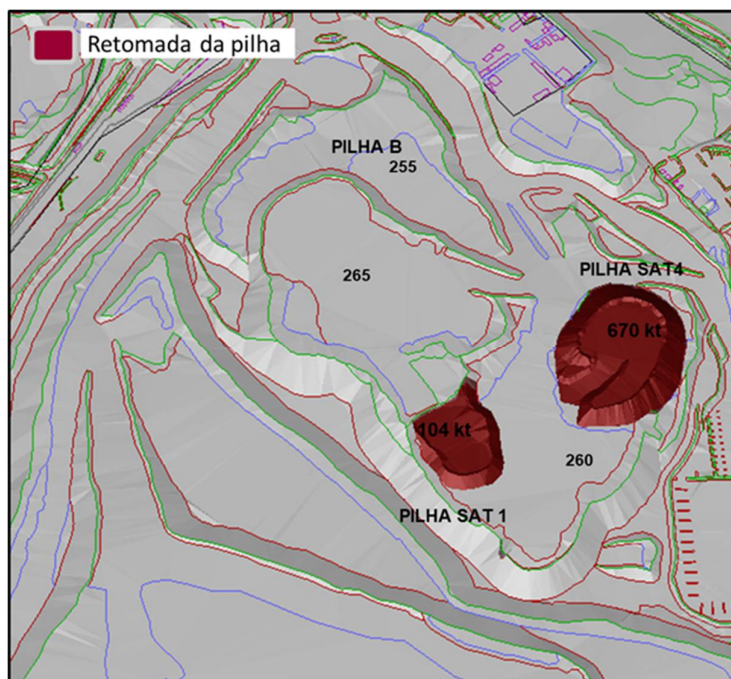
Fonte: Próprio autor.

4.2.5. Projetos de formação de pilhas de minério

Foi realizado um levantamento do histórico das topografias das pilhas desde 2013, ano de formação das pilhas de maior volume de alimentação em 2017, para analisar com o máximo de detalhe os efeitos de deposição e retomada.

A figura 24, mostra a massa de material lavrado a em janeiro de 2013.

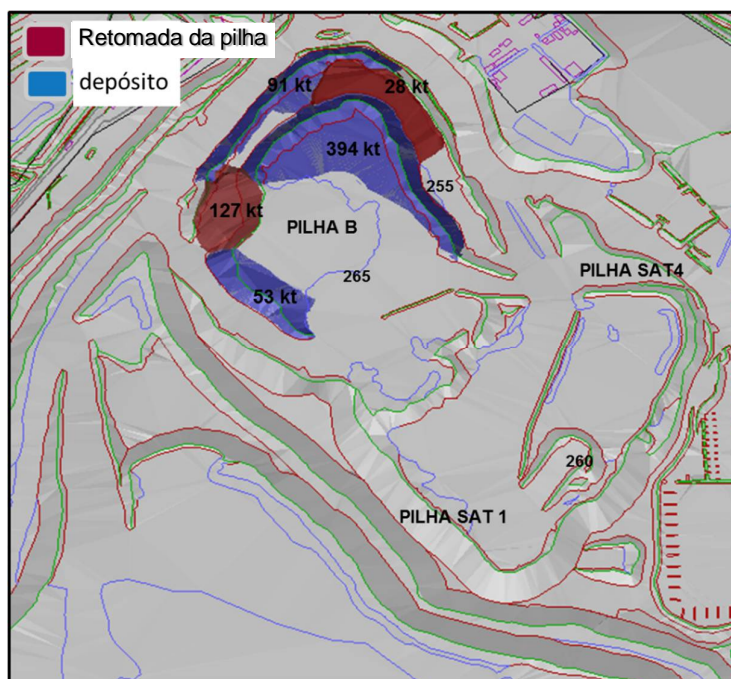
Figura 24: Topografia das pilhas de minério em janeiro de 2013.



Fonte: Próprio autor.

A figura 25, ilustra todo o material lavrado e depositado entre fevereiro e outubro de 2013.

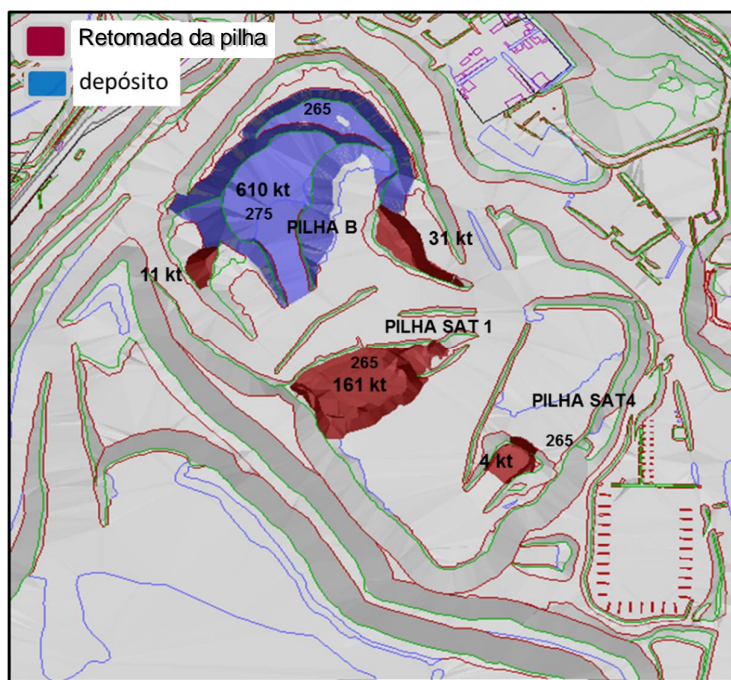
Figura 25: Topografia das pilhas de minério em outubro de 2013.



Fonte: Próprio autor.

A figura 26, destaca o material lavrado e depositado entre novembro de 2013 e maio de 2014.

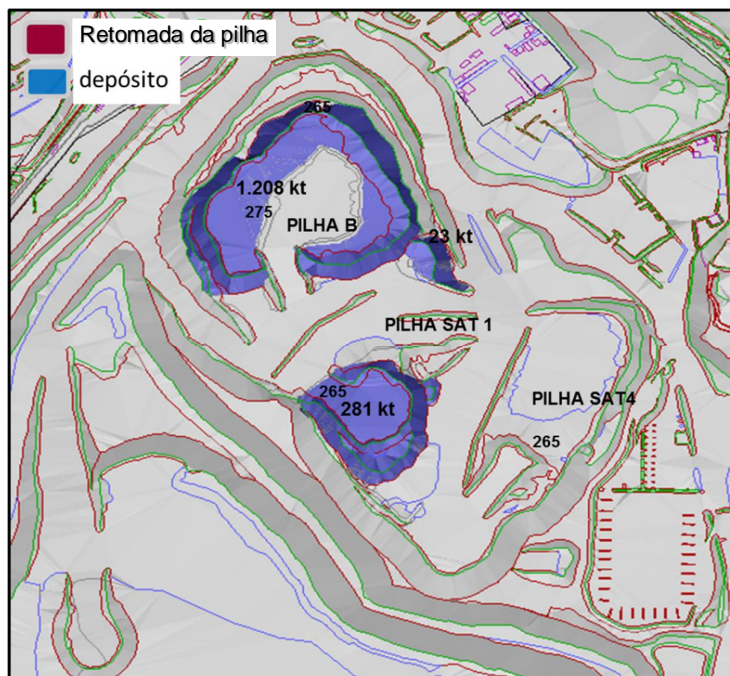
Figura 26: Topografia das pilhas de minério em maio de 2014.



Fonte: Próprio autor.

A figura 27, mostra a topografia da pilha e o material lavado e depositado entre junho e dezembro de 2014.

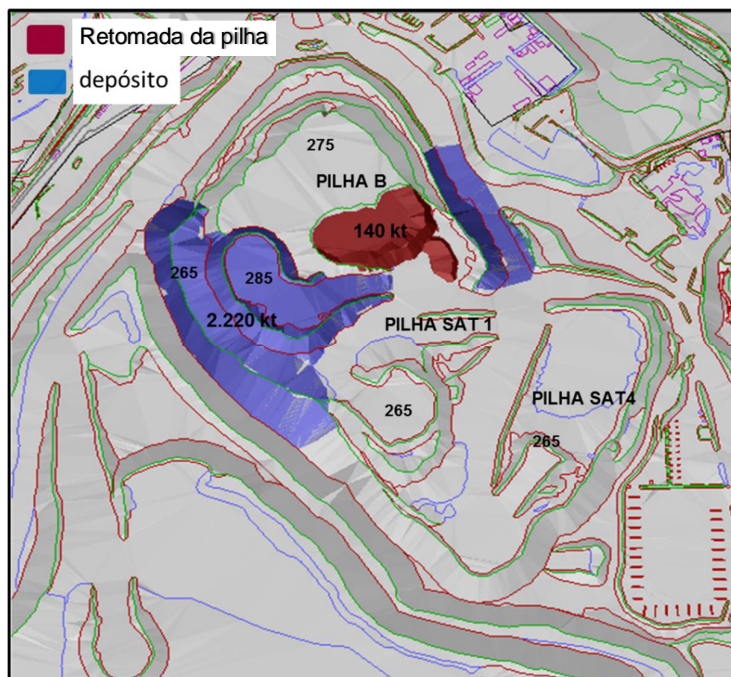
Figura 27: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2014.



Fonte: Próprio autor.

A figura 28, mostra os avanços de material lavado e depositado entre janeiro e março de 2015.

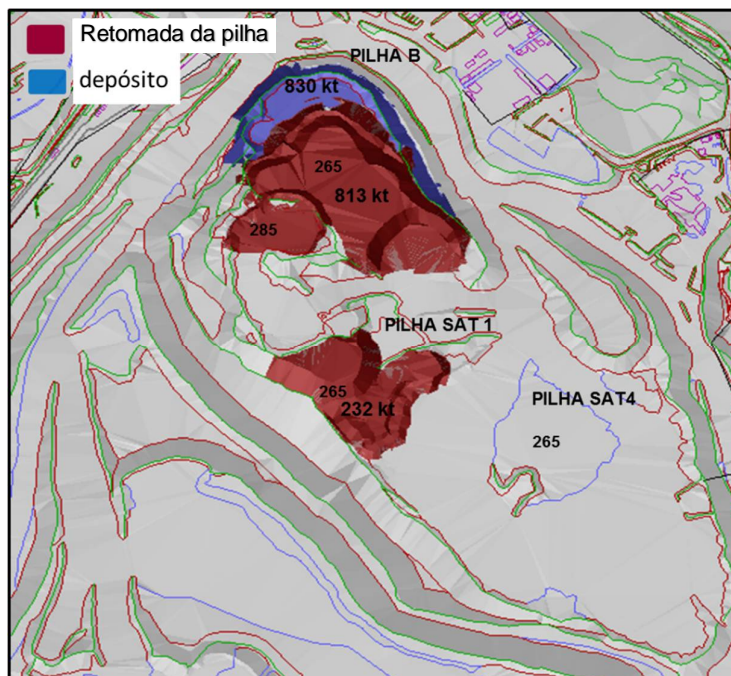
Figura 28: Topografia das pilhas de minério em março de 2015.



Fonte: Próprio autor.

A figura 29, representa a lavra e depósito de material entre abril e dezembro de 2015.

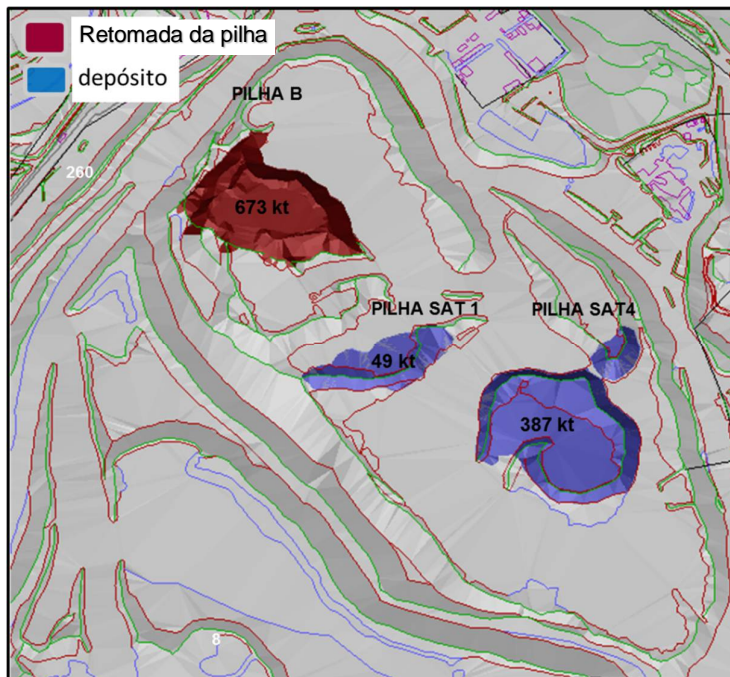
Figura 29: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2015.



Fonte: Próprio autor.

A figura 30, mostra a massa de material lavrado e depositado em janeiro de 2016.

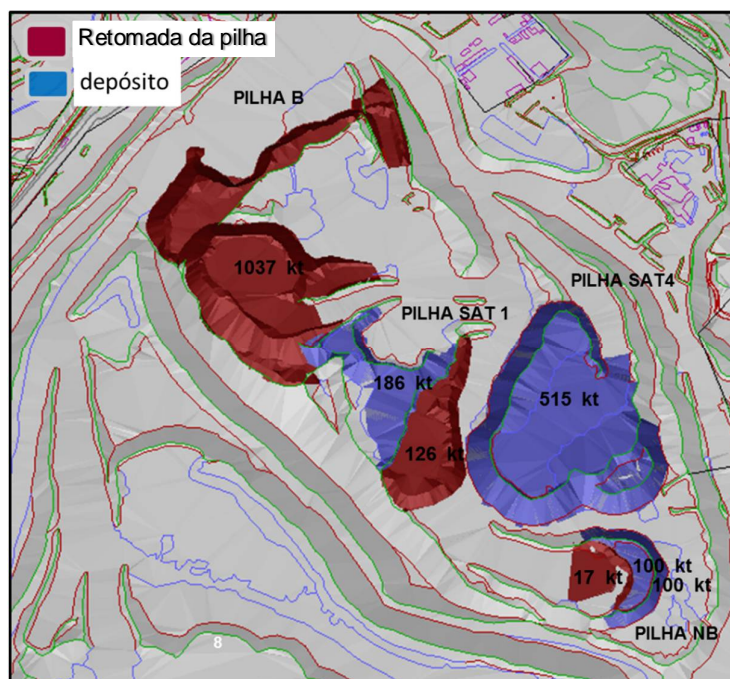
Figura 30: Topografia das pilhas de minério em janeiro de 2016.



Fonte: Próprio autor.

A figura 31, mostra os avanços de lavra e material depositado entre fevereiro e dezembro de 2016.

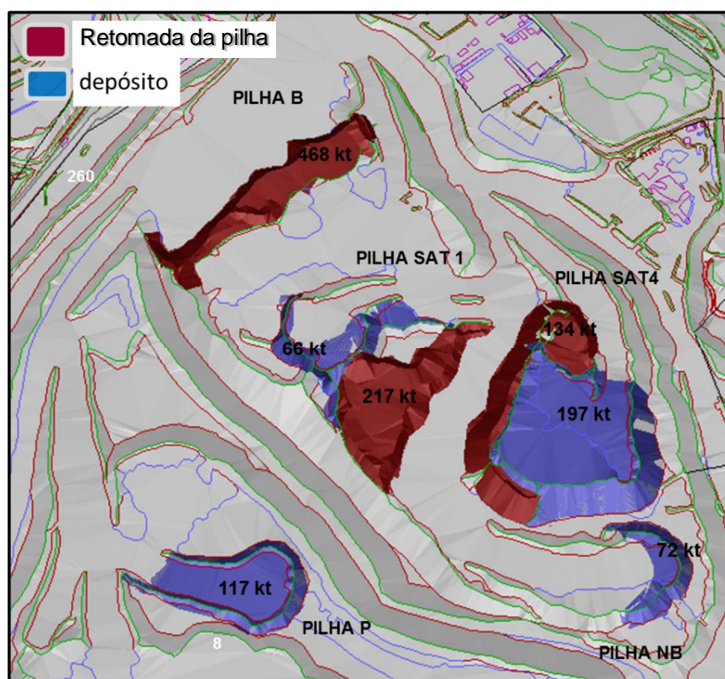
Figura 31: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2016.



Fonte: Próprio autor.

A figura 32, mostra o material lavrado e depositado em janeiro de 2017.

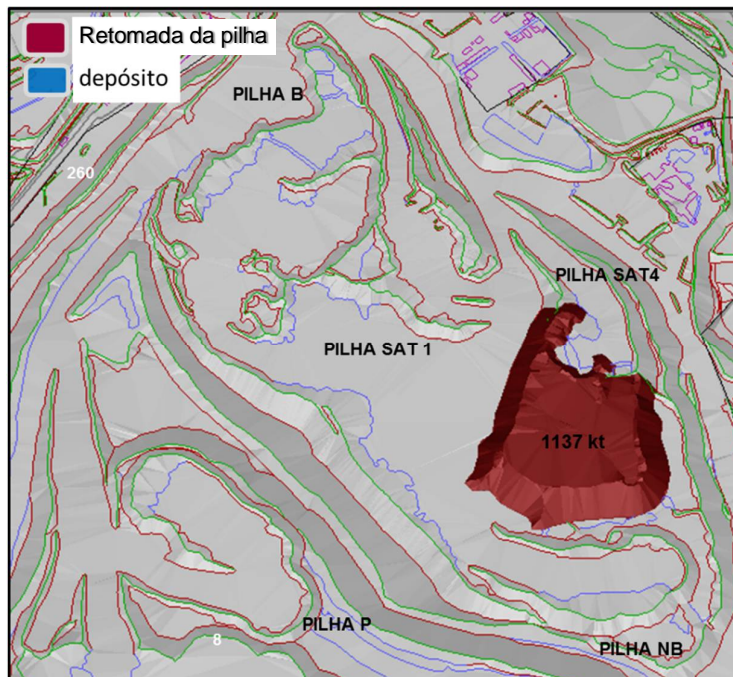
Figura 32: Topografia das pilhas de minério em janeiro de 2017.



Fonte: Próprio autor.

A figura 33, mostra o material lavrado entre fevereiro e dezembro de 2017.

Figura 33: Topografia das pilhas de minério em dezembro de 2017.

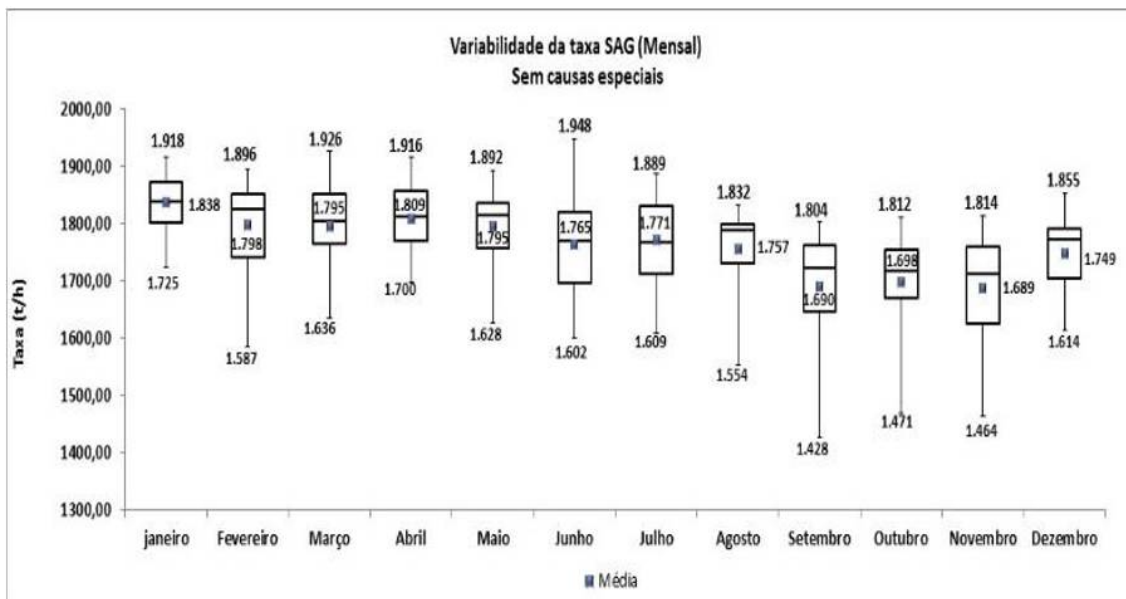


Fonte: Próprio autor.

4.2.6. Dados da usina

Através do sistema supervisorio da usina e relatórios de desempenho, os dados de desempenho do moinho SAG e a granulometria alimentada foram analisados. O gráfico 2 apresenta a variabilidade da taxa do moinho mensalmente, eliminando-se as causas especiais, como paradas na britagem, alimentador central, circuito de rebitagem, moinho de bolas, etc., ou seja, todas os processos que impactam na taxa do SAG foram eliminados.

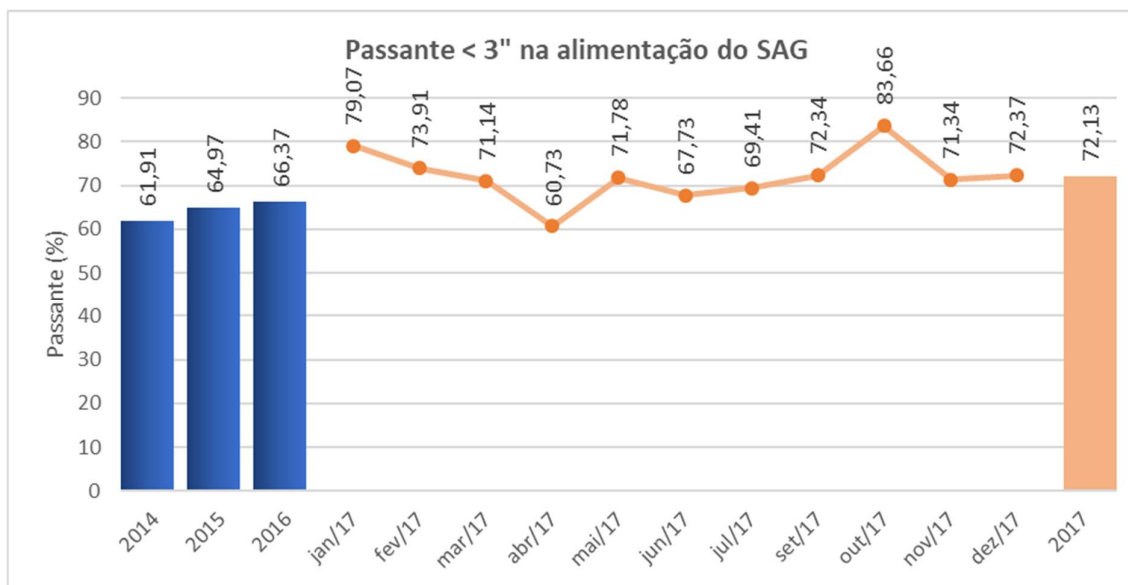
Gráfico 2: Variabilidade da taxa do moinho SAG da Mina do Sossego em 2017.



Fonte: Vale⁶, 2017.

A granulometria da alimentação do SAG é amostrada no transportador de correia pouco antes de entrar no moinho. Essa amostragem é pontual e está representada nas figuras 34 e 35.

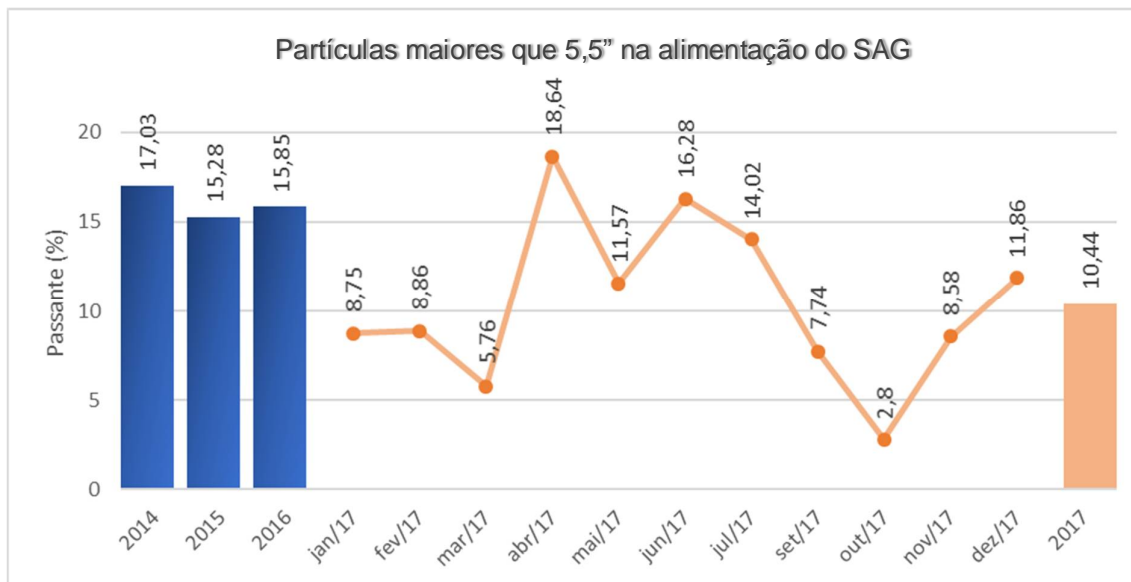
Figura 34: Percentual de partículas menores que 3" na alimentação do SAG.



Fonte: Vale⁶, 2017.

⁶ Relatório de Performance – Dezembro/2017. Não publicado.

Figura 35: Percentual de partículas acima de 5,5" na alimentação do SAG.

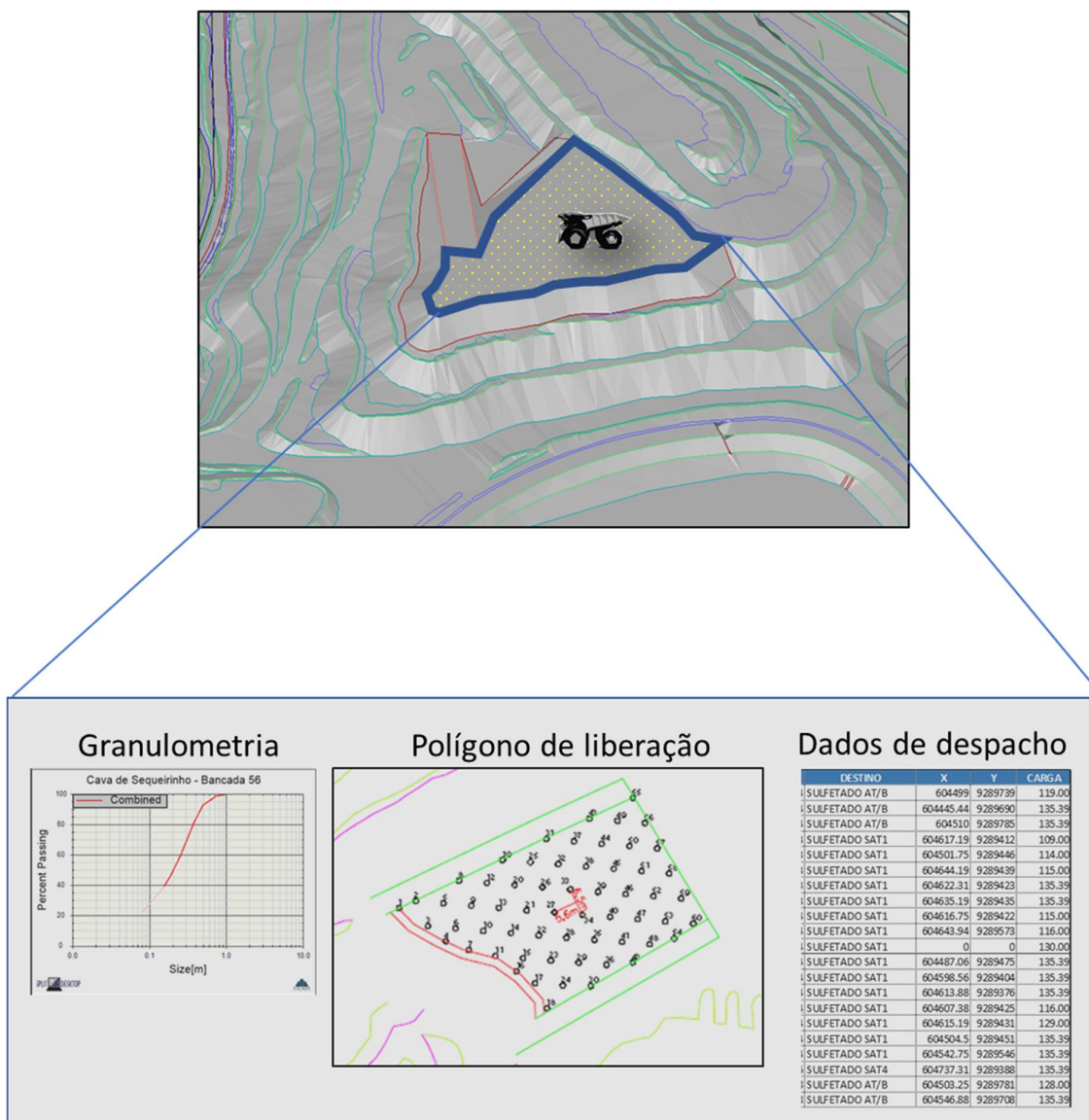


Fonte: Vale⁶, 2017.

4.3. Integração das informações para rastreabilidade

Nesta etapa foram integrados os dados de polígonos com despacho, topografia e detonação. Dos dados do despacho foram extraídos as informações de massa, teor e coordenadas X,Y dos locais de basculamento de cada polígono de minério, destinado para as pilhas. Da análise do desmonte do respectivo polígono de lavra, foi verificada a distribuição granulométrica e esses dados, finalmente, foram cruzados com a topografia de avanço da pilha, conforme figura 36.

Figura 36: Integração dos dados de despacho, granulometria e polígono de liberação.



Fonte: Próprio autor

4.4. Abordagem de previsibilidade

Baseado nas informações agrupadas conforme descrito no tópico anterior, foram criados polígonos nas pilhas e carimbados com os atributos de massa, teor e granulometria do material. Dessa forma, no momento da sua retomada será possível prever o resultado da taxa de produção do moinho SAG.

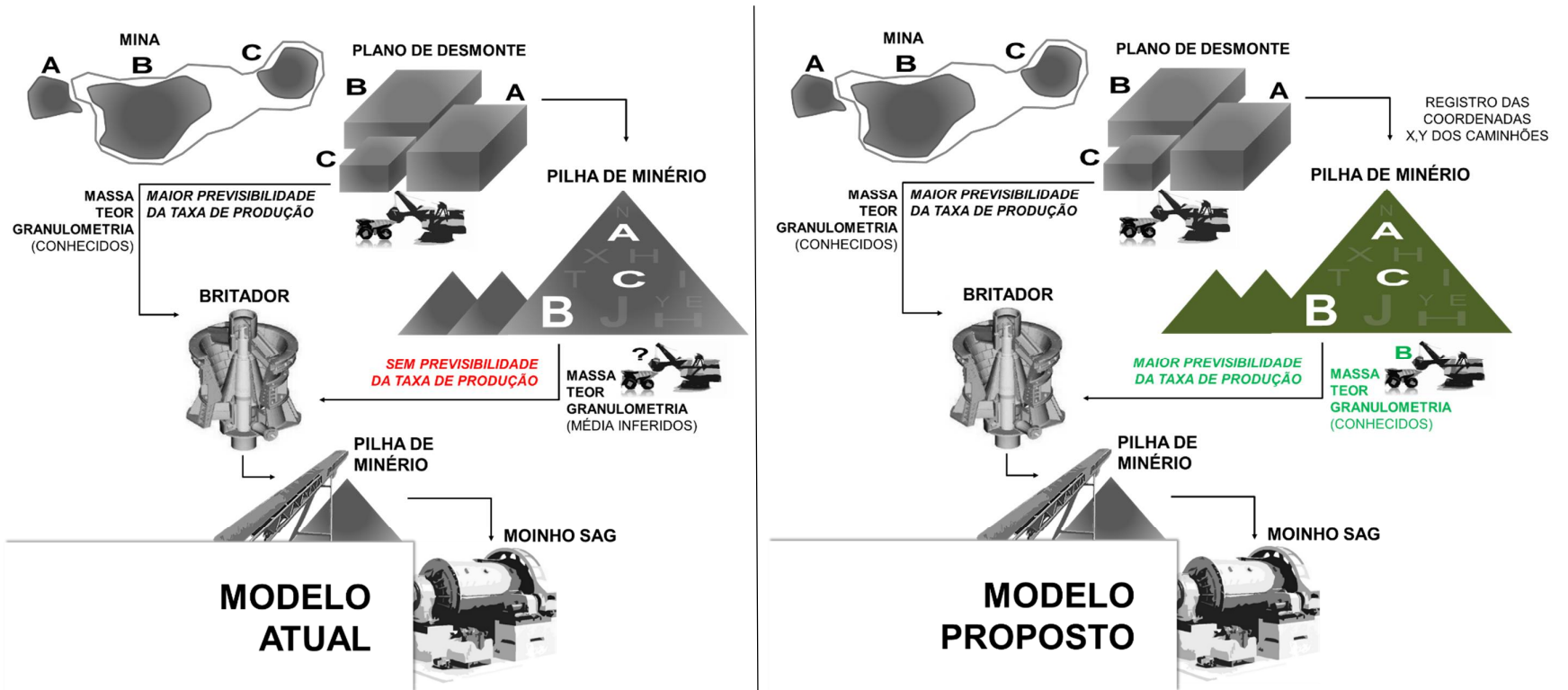
5. RESULTADOS E DISCUSSÕES

Em 2017, apenas 38% do material alimentado no britador da mina do Sossego veio direto da mina. A maior parte, 62%, veio das pilhas de minério que tiveram seu início de formação em 2013. Nenhum tipo de controle ou separação por faixa granulométrica foi aplicado a essas pilhas, afetando a previsibilidade, até então estabelecida, do desempenho do moinho SAG.

Vários estudos, iniciados desde 2008, concluíram que para garantir a melhor taxa de produção na usina, a fragmentação do material gerado no desmonte tem fundamental importância. Tendo em vista os grandes volumes de alimentação partindo da pilha em 2017, verificou-se a necessidade de controles mais precisos da sua granulometria.

Esse trabalho de pesquisa estabeleceu uma nova metodologia de controle para a formação das pilhas, como mostra a figura 37.

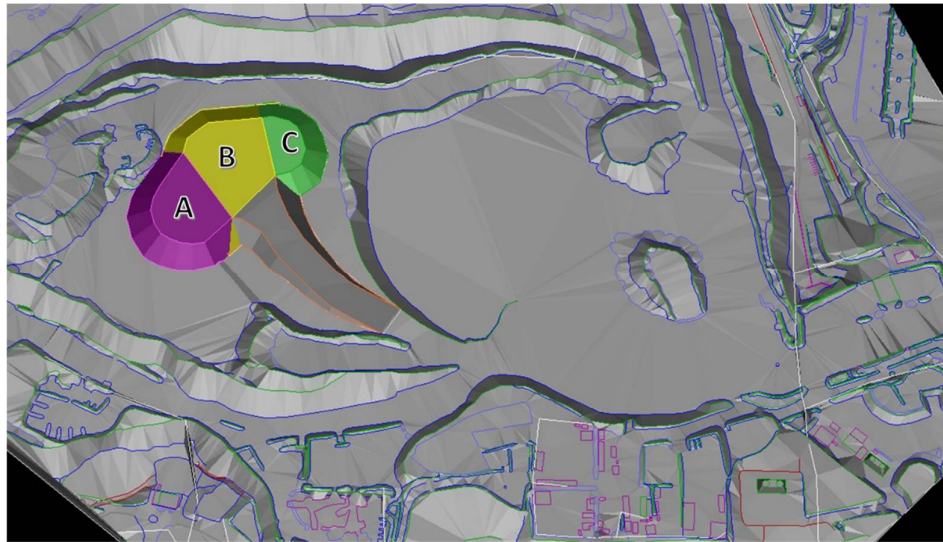
Figura 37: Fluxograma do modelo atual e proposto para formação de pilhas.



Fonte: Próprio autor.

Nesse fluxograma é possível detalhar toda a cadeia do minério até chegar à usina. No modelo atual, os materiais de diferentes frentes de lavra (A, B e C), quando destinados para as pilhas de estoque, não têm qualquer controle de faixa granulométrica. Desta forma, no momento da sua retomada é impossível prever o resultado esperado na taxa de produção do moinho SAG. No modelo proposto, as informações de massa e teor dos polígonos de detonação, a curva granulométrica do material desmontado e as coordenadas X,Y, são integradas nos locais de basculamentos, através da criação de polígonos nas pilhas, conforme ilustrado na figura 38.

Figura 38: Polígonos de integração das novas pilhas de minério



Fonte: Próprio autor.

Esses polígonos são carimbados com atributos, conforme a tabela 7.

Tabela 7: Banco de dados do despacho com informações dos polígonos.

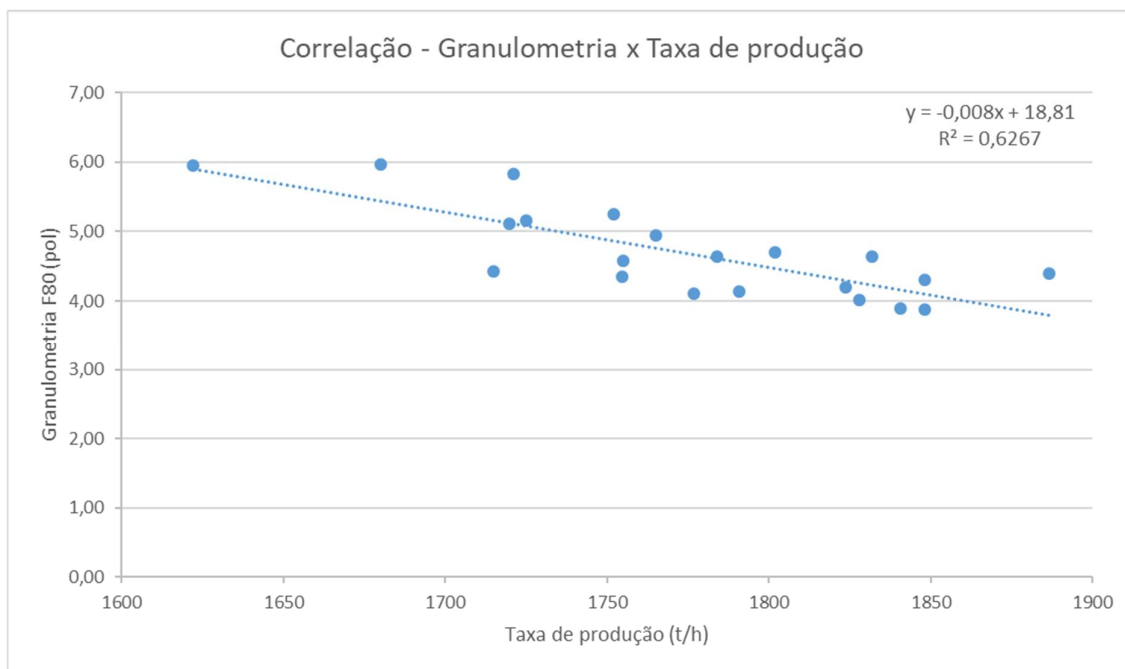
ANO	MÊS	DIA	TURNO	EQMT	ORIGEM	QUALIDADE	F80 "	TEOR	DESTINO	X	Y	CARGA	TAXA
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604410	9289734	149,70	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604410	9289737	133,60	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604413	9289746	136,10	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604413	9289746	147,50	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604420	9289743	133,60	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604420	9289749	133,60	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604423	9289749	131,40	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604423	9289749	133,60	1848
17	12	1	1	ES3501	SULFETADO AT/B	PILHA A	3,88	0,50	BRITADOR	604423	9289753	133,60	1848
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604493	9289433	132,80	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604496	9289421	134,48	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604497	9289419	134,48	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604500	9289421	117,00	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604503	9289396	134,48	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604504	9289413	134,48	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604505	9289411	134,48	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604508	9289405	134,48	1777
17	12	1	2	PM3401	SULFETADO SAT1	PILHA B	4,11	0,76	BRITADOR	604510	9289411	120,70	1777
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605609	9290709	116,60	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605610	9290658	129,10	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605610	9290665	142,30	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605610	9290704	122,50	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605611	9290681	134,48	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605611	9290707	188,50	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605612	9290712	207,40	1765
17	12	22	2	PM3402	SULFETADO SAT6	PILHA C	4,94	0,65	BRITADOR	605612	9290713	116,60	1765

Fonte: Próprio autor.

Desta forma, foi possível prever a taxa de produção esperado para cada segmento da pilha, quando retomados para alimentar a planta, assim como feito com o material alimentado direto da mina.

O gráfico 3, ilustra a correlação da taxa de produção esperado para cada faixa de granulometria, baseado nas amostragens de material ao longo do ano de 2017.

Gráfico 3: Correlação da granulometria da alimentação com taxa de produção do SAG.



Fonte: Próprio autor.

Baseado nos resultados, o projeto de pesquisa alcançou os objetivos propostos. As informações foram integradas, conforme esperado. A inovação apresentada através do novo modelo de formação de pilhas, que pode ser aplicada em qualquer processo de mineração que utilize circuito SAG, desde que possua, minimamente, um sistema de gerenciamento de frota que disponibiliza informação do ponto de basculamento do material via satélite. Os dados de localização dos caminhões se mostraram confiáveis do ponto de vista da precisão, para criação dos polígonos.

Algumas falhas de cobertura de sinal de rádio foram identificadas, o que impediu que alguns dados de localização dos caminhões fossem enviados para o sistema de despacho. Informações de massa transportada também apresentaram algumas falhas, devido a problemas de balança dos caminhões, mas que não comprometem o modelo, pois o principal objetivo está relacionado à granulometria. Neste aspecto, os dados de granulometria do desmonte, em regra, foram equivalentes aos amostrados na usina, todavia há espaço para melhorar a informação da análise realizada na mina, de forma que se aumente a quantidade de fotografias geradas no desmonte, principalmente acompanhando o avanço da lavra. O procedimento atual só contempla imagens superficiais da pilha. Para facilitar a implantação do modelo, é

desejável que os controles de integração das informações sejam automatizados e que os polígonos de liberação da geologia já contemplem a granulometria do desmonte, dessa forma a informação já ficaria associado no momento de carregamento do caminhão na frente de lavra.

6. CONCLUSÕES

Com relação aos objetivos propostos para este trabalho, conclui-se que:

- Os resultados alcançados através da metodologia, demonstraram que a criação de um modelo de formação de pilhas de estoque, separados por faixa granulométrica, torna possível o cálculo da previsibilidade da taxa de produção da usina;
- As informações de posição dos caminhões, utilizando o sistema de GPS, podem ser utilizadas para mapeamento dos locais de basculamento nas pilhas;
- As informações de granulometria do material detonado podem ser integradas através das coordenadas X,Y do local de deposição, geradas a partir do sistema de despacho;
- Os polígonos das pilhas de minério podem ser criados a partir das coordenadas X,Y dos caminhões, com as informações de massa, teor e granulometria;

A partir desta dissertação de mestrado, outras linhas de pesquisa poderão ser desenvolvidas:

- Criar metodologia para interface entre os sistemas de controle da usina e despacho, automatizando a previsibilidade da taxa de produção do moinho SAG;
- Desenvolver interface para os sistemas de despacho e usina para melhor controle de caminhões na alimentação da britagem primária, aumentando o ganho nos dois processos;
- Desenvolver métodos de fotoanálise durante a lavra do material detonado para maior precisão na determinação da granulometria;
- Comparar a curva granulométrica teórica do plano de fogo, com a curva gerada a partir das fotoanálises após o desmonte e com o resultado obtido na amostragem e taxa de produção resultante no moinho. Desta forma, será possível calcular a taxa de produção esperada, a partir do plano de fogo teórico⁷.

⁷ Kim, K. M., & Kemeny, J. (2011). Site specific blasting model for mine-to-mill optimization. Transactions of the Society for Mining, Metallurgy and Engineering, 330, 543-548.

REFERÊNCIAS

AFRAPOLI, A. M. and NASAB, H. A. **Mining fleet management systems: a review of models and algorithms.** International Journal of Mining, Reclamation and Environment. June, 2017. DOI: 10.1080/17480930.2017.1336607.

ASAD, M.W.A., TOPAL, E. **Net present value maximization model for optimum cutoff grade policy of open pit mining operations.** Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy 111(11), 741–750. 2011.

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

CAMERON, A.; HAGAN, T. **Curso Internacional: Tecnologia de desmonte de rochas com explosivos para minas a céu aberto e subterrâneas.** Belo Horizonte: IBRAM, 1996. 146p.

CHAVES, A. P. **Manuseio de Sólidos Granulados: Coleção Teoria e Prática do Tratamento de Minérios.** Volume 5, 2ª edição. Oficina de textos. São Paulo, 2012.

CUNNINGHAM, C.V.B. **Fragmentation Estimations and The Kuz-Ram Model – Four Years On.** In Proceedings 2nd Int. Symp on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, 1987. p. 475 – 487.

CUNNINGHAM, C.V.B. 2005. **The Kuz-Ram fragmentation model - 20 years on.** In Brighton Conference proceedings. Ed. R. Holmberg et al.

DANCE, A. **Mine to Mill optimisation: effect of feed size on mill throughput,** Metallurgy & Mineral Processing. Australia, 2007

DANCE, A., VALERY, W., JANKOVIC, A., LA ROSA, D., COLACIOPPO, J. **Process integration and optimisation,** Perth, 2007.

DELBONI, H. SAMPAIO, J.A. LIMA, R.A. **Circuitos Industriais de Moagem Autógena e Semiautógena**. CETEM. 5ª Edição. Capítulo 5. Rio de Janeiro. Agosto/2010. P. 242.

DJORDJEVIC, N. **A Two-Component Model of Blast Fragmentation**. In: The AusIMM Proceedings, Brisbane, Austrália, 1999. p. 9 – 13.

GOKHALE, B. V. **Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines**. Taylor e Francis Group, London, UK, 2011. 777 p.

GU, Q. H., LU, C. W., LI, F, B., WAN, C. Y. **Monitoring dispatch information system of trucks and shovels in an open pit based on GIS/GPS/GPRS**. Journal of China University of Mining & Technology, 2008, 18(2): 288-292.

HUSTRULID, W. **Blasting Principles for Open Pit Mining**. Vol 1. Rotterdam: Balkema, 1999. 301p.

JKMRC – Julius Kruttschnitt Mineral Research Center (JKMRC) 2012. **Mine to Mill Process Optimization** (Course notes for short course on Mine-to-mill process optimization at SME conference 2012). JK Tech SMI Technology Transfer.

JKMRC – Julius Kruttschnitt Mineral Research Center. **Mineral Comminution Circuits; Their Operation and Optimisation**. Australia. 1995. 413p.

JUPP, K., HOWARD, T. J. and EVERETT, J. E. **Role of pre-crusher stockpiling for grade control in iron ore mining**. Institute of Materials, Minerals and Mining and The AusIMM 2013. Published by Maney on behalf of the Institute and The AusIMM. DOI: 10.1179/1743275814Y.0000000045.

KANCHIBOTLA, S. S., 2001. **Optimum Blasting? Is it Minimum Cost Per Broken Rock or Maximum Value Per Broken Rock?** In EXPLO 2001 Hunter Valley, NSW, 28 - 31 October; pages 35 - 40.

KOJOVIC, T. **Influence of aggregate stemming in blasting on the SAG mill performance.** Minerals Engineering, Australia, April/2005.

KUZNETSOV, V.M. **The mean diameter of the fragments formed by blasting rock.** Soviet Mining Science, 1973. p. 144-148

LILLY, P.A. **An Empiral Method of Assessing Rock Massing Blastability. Large Open Pit Mining Conference.** The AusIMM/IE Aust Newman Combined Group, Austrália, 1986. p. 89 – 92.

MACKENZIE, A.S. 1966. **The Cost of Explosives, do you evaluate it properly?** In Mining Congress Journal, Vol. 52 Issue 5. Pages 32 - 41.

MACKENZIE, A.S. 1967. **Optimum Blasting;** 28th Annual Mining Symposium and the Fortieth Annual Meeting of the Minnesota Section, AIME.

MICHAUX, S. DJORDJEVIC, N. **Influence of explosive energy on the strength of the rock fragments and SAG mill throughput.** Minerals Engineering, Australia, July/2004.

MORAIS, J. L. **Simulação da fragmentação dos desmonte de rocha por explosivos.** Tese de doutorado. Escola de engenharia da UFMG. Belo Horizonte, setembro/2004.

MORRELL, S. **Predicting the specific energy of autogenous and semi-autogenous mills from small diameter drill core samples.** Minerals Engineering, Australia, October/2003.

MUNARETTI, E. **Desenvolvimento e avaliação de desempenho de misturas explosivas a base de nitrato de amônio e óleo combustível.** Tese de doutorado. Escola de engenharia. Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre. 2002.

MURALI, K. G., NOOKA, R. K. **Utility of Large Scale Photogrammetric Techniques for 3-D Mapping and Precision Iron Ore Mining in Open Pit Areas.** J Geol Geophys 5: 270. 2016. doi: 10.4172/2381-8719.1000270

OLIVEIRA, D.B.M. **Projeto de melhoria de fragmentação em desmonte de rochas.** Monografia. Escola de Minas. Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto. 2017.

PEREIRA, P. E. C. **Comparação entre diferentes testes de moagem SAG para determinação da energia unitária para cominuição de minérios sulfetados de cobre.** Tese de mestrado. Universidade Federal de Minas Gerais. Belo Horizonte, abril/2004.

ROBINSON, G. K. **How much would a blending stockpile reduce variation.** Chemometr. 2004. Intell. Lab., 74, (1), 121–133.

ROSIN, P. RAMMLER, E. SPERLING, K. **Korngrößenprobleme des Kohlenstaubs und ihre Bedeutung für die Vermahlung.** Bericht der technischwissenschaftlichen Sachverständigenausschüsse des Reichskohlerates. C-52. Berlin: VDI Verlag: 1933.

SILVA, V.C. **Desmonte de Rochas com Explosivos.** Ietec, Belo Horizonte, 1998. 126p.

SILVA, V. C. **Curso MIN 112 – Operações Mineiras.** Ouro Preto, 2011. 146p.

STAGG, M.S., RHOLL A.S., OTTERNESS R.E. and SMITH N.S. **Influence of Shot Design Parameters on Fragmentation.** Proc. 3 rd Int. Symp. On Rock Fragmentation by Blasting, Brisbane, August, 1990. p 311-317.

TIDMAN, J.P. **Target for blast fragmentation models.** In: International Society of Explosives Engineers. Proceedings of 7th Annual Symposium of Explosives and Blasting Research; 1991 February 6-7; Las Vegas, Nevada: ISEE. p. 159-166.

TUCKER, S.A. **An Evaluation Of The Effect Of Blast-Generated Fragment Size Distribution On The Unit Costs Of A Mining Operation, Using Modeling And**

Simulation Techniques. Tese (doutorado) - Department of Mining Engineering. The University of Utah. 2015.

WILLS, B.A. **Mineral Processing Technology.** 5th Edition. Oxford: Pergamon Press, 1992. 855p.

WORKMAN, L. and ELORANTA, J. **The effects of Blasting on Crushing and Grinding Efficiency and Energy Consumption.** In Proceedings of 29th Conference on Explosives and Blasting Technique, Nashville, TN, 2003.