

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

ESCOLA DE ENGENHARIA

**PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA DE MINAS,
METALÚRGICA E MATERIAIS**

ANNELIESE HONSCHA BOTELHO

**INFLUÊNCIA DA OPERAÇÃO DE DESMONTE DE ROCHAS NO
CARREGAMENTO DE MATERIAL FRAGMENTADO**

Porto Alegre

2014

ANNELIESE HONSCHA BOTELHO

**INFLUÊNCIA DA OPERAÇÃO DE DESMONTE DE ROCHAS NO
CARREGAMENTO DE MATERIAL FRAGMENTADO**

Dissertação submetida ao Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial a obtenção ao título de Mestre em Engenharia.

Orientador: Prof. Dr. Jair Carlos Koppe

Porto Alegre

2014

ANNELIESE HONSCHA BOTELHO

**INFLUÊNCIA DA OPERAÇÃO DE DESMONTE DE ROCHAS NO
CARREGAMENTO DE MATERIAL FRAGMENTADO**

Esta dissertação foi analisada e julgada adequada para obtenção do título de Mestre em Engenharia em Tecnologia Mineral e aprovado em sua forma final pelo Orientador e pela Banca Examinadora designada pelo programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Materiais e Metalúrgica da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

Orientador: Prof. Dr. Jair Carlos Koppe

Coordenador do PPGEM: Prof. Dr. Telmo Roberto Strohaecker

Aprovado em: 02/11/2014

BANCA EXAMINADORA:

Prof. Dr. Paulo Salvadoretti, UFRGS

Doutor pela Universidade Federal do Rio Grande do Sul – Porto Alegre, Brasil

Prof. Dr. Carlos Otávio Petter, UFRGS

Doutor pela Ecole Des Mines Paris – Paris, França

Dr. Altair Flamarion Klippel, PRODUTTARE

Doutor pela Universidade Federal do Rio Grande do Sul – Porto Alegre, Brasil

Dedico este trabalho a minha família, pelo constante apoio, por todas as oportunidades dadas e pelo amor.

AGRADECIMENTOS

A minha família, pela educação, por permitirem que eu tivesse oportunidade de crescer e me desenvolver na profissão escolhida, por todo apoio e incentivo e pelo amor.

Aos colegas do LPM pela colaboração, pelas inúmeras dúvidas respondidas e pelo companheirismo.

À colega Sarah, pelas idéias, revisões e correções que por muitas vezes pareciam não ter fim, por estar sempre disponível a ler e opinar sobre o estudo e, principalmente, pela amizade.

Ao corpo docente do DEMIN, pelo auxílio no desenvolvimento do trabalho, em especial ao professor Jair Koppe pela oportunidade de participar deste projeto.

À Vale S.A. pela parceria no projeto FRAGCOM, por acreditar no trabalho da equipe, pelos dados compartilhados. Em especial aos funcionários Gladsney e Geraldo pela incansável troca de e-mails e pela paciência.

À CAPES pela bolsa concedida.

E, por fim, aos meus amigos que tornaram este período bastante leve e divertido, que deram suas opiniões mesmo sem entender sobre o assunto, que me mostraram os diversos caminhos a seguir ou que somente estavam ali e que, por diversos motivos, fizeram a diferença.

RESUMO

O ciclo produtivo mineiro é composto essencialmente pelas seguintes operações: Perfuração & Desmonte (P & D), Carregamento, Transporte, Cominuição e Beneficiamento. Sendo assim, tem-se um modelo de produção em série onde uma etapa é dependente da outra. Portanto, melhorias nos estágios iniciais impactarão na eficiência e produtividade dos estágios subsequentes. A etapa de Perfuração & Desmonte, sendo responsável pela fragmentação primária do material, representa, neste modelo, o fornecedor de material para as operações que seguem, devendo atender a curva granulométrica demandada pelo britador primário. No entanto, por tratar-se de uma linha de produção em série, a curva granulométrica definida pelo britador primário, irá influenciar os processos intermediários, carregamento e transporte, bem como, no caso de uma fragmentação inadequada, todo o processo será prejudicado. Assim, deve-se avaliar a produtividade e a eficiência de todas as etapas de modo a definir a curva granulométrica (fragmentação) que melhor atende os equipamentos utilizados na mina, gerando uma maior produção com os menores custos possíveis. O presente trabalho faz uma análise entre a fragmentação da rocha e a eficiência e produtividade da etapa de carregamento do material, discutindo os principais fatores que influenciam esta operação. Visando estabelecer uma metodologia, realizou-se um estudo de caso em uma mina de ferro, onde se buscou determinar os diversos tempos de ciclo dependentes da fragmentação gerada pelo desmonte, relacionando a fragmentação aos fatores envolvidos no carregamento. Analisou-se, também, o grau de influência que a etapa de Perfuração & Desmonte tem sobre a etapa de carregamento, uma vez que elas se sobrepõem em determinados pontos da produção e, a realização de uma, por vezes, interrompe a outra. Tem-se, assim, que a operação de P & D impacta diretamente na massa carregada e, quando esta operação não é adequada, pode reduzir drasticamente a quantidade de horas trabalhadas pelos equipamentos de carregamento, uma vez que estes sofrerão um maior desgaste e apresentarão um maior número de manutenções, bem como a etapa de P & D inadequada irá aumentar o número de horas improdutivas.

Palavras-chave: Carregamento. Fragmentação. Perfuração & Desmonte.

ABSTRACT

The mining productive cycle is comprised essentially for the following unit operations: drill and blast (D&B), loading, haulage, comminution and mineral processing. Thus, there is a model of mass production where one step depends on another. Therefore, improvements in the initial stages will impact on the efficiency and productivity of the subsequent stages. D & B being the responsible for the primary fragmentation of the material is, in this model of production, the material supplier for the operations that follow, should attend the grading curve demanded by the primary crusher. However, because it is a line of series production, the grading curve defined by the primary crusher will influence on the intermediaries processes, loading and haulage, as well as in the case of improper fragmentation, the whole process will be impaired. So, it is necessary evaluate the productivity and the efficiency of all steps to set the grading curve (fragmentation) that suits the equipment used in the mine, generating the more output with the lowest possible cost. This dissertation carried out analysis on: rock fragmentation, efficiency and productivity of the loading material, discussing the main factors that influence these operations. In order to establish a methodology, a case study in an iron ore mine was performed, where the cycle time dependent on the fragmentation generated by the blast was sought and relating the fragmentation to the factors involved in loading. D & B degree of influence in load step was also analyzed, since it overlap at some points of production and, sometimes, one step interrupts other. Thereby, the D & B operation directly impacts on the loading mass and, when this mass is improperly fragmented, it can drastically reduce the amount of working hours of the loading equipment, because this equipment will suffer more damage and will need more maintenance, as well as an inappropriate D & B will increase unproductive hours.

Keywords: Load, fragmentation, drill and blast.

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 – Fluxograma da metodologia adotada nessa dissertação.	21
Figura 2 - Gráfico relacionando fragmentação e os custos de cada operação unitária. Fonte: adaptado de Bhandari, 1997.	24
Figura 3 - Forças de curvatura e de penetração exercidas pela escavadeira. Fonte: Özdemir, 2007.	27
Figura 4 - Tensão de tração sendo aplicada na face devido à movimentação do centro ocorrer antes da movimentação do topo e do pé da bancada. Fonte: Konya, 1995.	29
Figura 5 - Divisão do Tempo de Calendário nas diversas atividades produtivas. Fonte: Klippel <i>et al</i> (2013).	40
Figura 6 - Histograma de frequência referente ao número de furos por boletim de fogo.	45
Figura 7 - Histograma de frequência mostrando a massa desmontada por boletim de fogo.	46
Figura 8 - Análise dos espaçamentos executados na mina quando comparados aos valores calculados.	47
Figura 9 - Histograma da diferença entre os espaçamentos contidos nos boletins de fogo e os calculados.	48
Figura 10 - Foto retirada em campo, na mina de estudo, mostrando que os espaçamentos são irregulares, contrariando as diretrizes teóricas e o plano de fogo estabelecido.	49
Figura 11 - Percentual de furos menor e maior que o ideal.	50

Figura 12 - Histograma das diferenças entre profundidade de furo em campo e a determinada no plano de fogo.	51
Figura 13 – Banco perfurado na mina de estudo mostrando a diferença entre as profundidades de furos em uma mesma bancada com topo na mesma cota O furo da esquerda tem 17 m e o da direita 14 m.	52
Figura 14 - Percentual de tampões menores, iguais ou maiores que o tamanho recomendável.	53
Figura 15 - Histograma representativo da variação dos tamanhos dos tampões executados em relação ao ideal.	54
Figura 16 - Desmonte com grande quantidade de fragmentos acima do tamanho desejado na parte superior da pilha.	54
Figura 17 - Gráfico comparando a porcentagem produzida por cada equipamento com a porcentagem de horas trabalhadas.	56
Figura 18 - Porcentagem de carregamento de minério (ROM), estéril (EST) e outras movimentações (OM).	58
Figura 19 - Porcentagem de material carregado em relação à massa total movimentada, por equipamento.	59
Figura 20 - Gráfico de distribuição de materiais carregados por tipo de frota.	59
Figura 21 - Porcentagem de tempo usado para cada atividade.	60
Figura 22 - Percentual das horas improdutivas e de manutenção em relação às horas de calendário.	61

Figura 23 - Porcentagem das horas improdutivas que cada atividade representa.	62
Figura 24 - Pluviometria na localização da mina de estudo. Fonte: http://www.inmet.gov.br (26 de maio de 2014).	63
Figura 25 - Porcentagem de horas improdutivas geradas pelas atividades das escavadeiras (equipamentos sobre esteira).	64
Figura 26 - Representatividade das horas improdutivas decorrentes de Perfuração e Desmonte, por mês e por equipamento.	64
Figura 27 - Percentual de horas improdutivas causadas por locomoção dos equipamentos sobre esteiras.	65
Figura 28 - Porcentagem de horas improdutivas geradas pelas atividades das pás carregadeiras(equipamentos sobre pneus).	66
Figura 29 - Representatividade das horas improdutivas geradas por P & D para equipamentos sobre pneus.	67
Figura 30 - Representatividade das horas improdutivas geradas por locomoção para equipamentos sobre pneus.	67
Figura 31 - Divisão percentual das horas de manutenção entre Corretiva Programada (HMPR), Corretiva Não Programada (HMNP) e Preventiva (HMPV).	68
Figura 32 - Divisão das horas de manutenção por equipamento de escavação.	69
Figura 33 - Gráfico de causas preliminares de manutenção nos equipamentos de escavação.	70
Figura 34 - Análise de causas de manutenções pela análise dos comentários dos diários de manutenção.	70

Figura 35 - Caçamba danificada devido a choque com mataco encoberto por material fino...	72
Figura 36 - Formato de danos à caçamba de equipamentos de carregamento em decorrência de choque com maticos na mina.	73
Figura 37- Escavadeira realizando desmonte mecânico em material estéril (xisto decomposto).	73
Figura 38 - Comparação entre unha nova e unha desgastada por meio de desmonte mecânico.	74
Figura 39 - Verificação do tempo de carregamento para minério (ROM).	75
Figura 40 - Gráfico os tempos de carregamento referentes a estéril.	76
Figura 41 - Gráfico dos tempos de carregamento para Outras Movimentações (OM), ou seja, movimentações secundárias.	76
Figura 42 - Dispersão dos tempos de carregamento, por material, para carregamentos realizados por escavadeiras.	78
Figura 43 - Tempos de carregamento de pás carregadeiras, para diferentes tipos de materiais.	78
Figura 44 - Gráfico mostrando a baixa relação entre a quantidade de desmontes mensal e a massa mensal desmontada.	81
Figura 45 - Gráfico demonstrando a baixa correlação entre número de furos e massa desmontada mensais.	82
Figura 46 – Gráfico mostrando a quantidade de dias que pilhas de material fragmentado podem suprir a operação de escavação, para diferentes litologias e diferentes equipamentos.	83

Figura 47 - Gráfico de correlação entre quantidade mensal de locomoções realizadas e a massa média mensal por desmonte.....	84
Figura 48 - Relação entre número mensal de locomoções decorrentes de desmontes e quantidade mensal de desmontes realizados.	84
Figura 49 - Relação entre quantidade mensal de paradas decorrentes da operação de P & D e a massa média desmontada.....	85
Figura 50 – Comparação entre porcentagem das horas improdutivas relativas a diversos fatores de 2013, em azul, e estimado após tripicar a massa por desmonte, em vermelho.....	86
Figura 51 - Scatterplot correlacionando a quantidade de material carregado com as horas trabalhadas.....	89
Figura 52 – Gáfico demonstrando a relação entre as horas mensais de manutenção não programada em escavadeiras e a razão entre horas improdutivas mensais e número de desmontes	90
Figura 53 - Comparação entre tempos de carregamento para Itabirito (ROM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	91
Figura 54 - Comparação entre tempos de carregamento para Hematita (ROM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	91
Figura 55- Comparação entre tempos de carregamento para Blue Dust (ROM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	92
Figura 56 - Comparação entre tempos de carregamento para Estéril Itabirito em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	92

Figura 57 - Comparação entre tempos de carregamento para Xisto Compacto em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	93
Figura 58 - Comparação entre tempos de carregamento para Xisto Decomposto em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	93
Figura 59 - Comparação entre tempos de carregamento para Quartzito em caminhões de 190 e de 270 toneladas.	94
Figura 60 - Comparação entre tempos de carregamento para Itabirito (OM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	94
Figura 61 - Comparação entre tempos de carregamento para Estéril Itabirito (OM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	95
Figura 62 - Comparação entre tempos de carregamento para Xisto Decomposto (OM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.....	95
Figura 63 - Comparação entre os tempos de carregamento de Itabirito nos caminhões de 190 ton.	97
Figura 64 - Comparação entre os tempos de carregamento de Itabirito nos caminhões de 270 ton.	97

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Distribuição dos tempos de operação de equipamentos de carregamento	28
Tabela 2 - Frotas de perfuratrizes com tipos de perfuração e diâmetro utilizado	44
Tabela 3 - Lista de equipamentos de carregamento	55
Tabela 4 - Tabela comparativa das médias de tempos de ciclo por material	77
Tabela 5 - Comparativo entre médias dos tempos de carregamento de acordo com o tipo de equipamento utilizado.....	79
Tabela 6 - Tabela comparativa das estimativas de ganho após dobrar a massa média desmontada por boletim de fogo	87
Tabela 7 - Comparação entre as massas desmontadas de acordo com os diferentes boletins de fogo (ideal ou real) e com a quantidade de material movimentado na mina.....	87
Tabela 8 - Comparação entre s tempos de carregamento para caminhões de 190 e 270 toneladas	96
Tabela 9 - Comparativo entre tempos de carregamento para um mesmo material, diferindo sua fragmentação e/ou seu grau de compactação	98

Sumário

Capítulo 1	17
1. INTRODUÇÃO	17
1.1. CONTEXTUALIZAÇÃO DO PROBLEMA.....	18
1.2. METAS	20
1.3. OBJETIVOS	20
1.4. METODOLOGIA.....	20
1.5. ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO	21
Capítulo 2	23
2. OPERAÇÕES DE MINA.....	23
2.1. RELAÇÃO ENTRE AS OPERAÇÕES DE MINA	23
2.2. CARREGAMENTO.....	24
2.3. PERFURAÇÃO E DESMONTE	28
2.4. MANUTENÇÃO	36
2.5. ANÁLISE ESTATÍSTICA	38
2.6. TEMPO DE PRODUÇÃO.....	39
Capítulo 3	42
3. IMPACTO DA OPERAÇÃO DE DESMONTE NA OPERAÇÃO DE CARREGAMENTO	42
3.1. ESTUDO DE CASO	42
3.2. PERFURAÇÃO E DESMONTE DE ROCHAS	43
3.3. CARREGAMENTO.....	55
Capítulo 4	80
4. ANÁLISE DOS DADOS.....	80
4.1. ANÁLISE DOS BOLETINS DE FOGO.....	80
4.2. RELAÇÃO ENTRE OPERAÇÕES DE MINA	88
4.3. ANÁLISE DE TEMPO DE CARREGAMENTO.....	90
Capítulo 5	99

5. CONCLUSÃO E RECOMENDAÇÕES FUTURAS	99
5.1. CONCLUSÕES.....	99
5.2. RECOMENDAÇÕES FUTURAS.....	102
Referências.....	103

Capítulo 1

1. INTRODUÇÃO

A mineração, atividade de extração e processamento mineral, é composta por diversas etapas interligadas entre si. As operações unitárias de extração (lavra) consistem em perfuração e desmonte (P & D) ou escavação mecânica, carregamento e transporte. A lavra tem por objetivo final, atender às necessidades da planta de processamento, de acordo com as exigências dessa, de modo a aperfeiçoar o processo. No entanto, todas as operações, por serem dependentes, devem fornecer material adequado à etapa posterior, de modo que toda a cadeia produtiva seja otimizada, desperdícios sejam reduzidos e, portanto, obtenha-se o menor custo de produção.

Dentro desta perspectiva de redução de desperdícios e melhora no processo, podem-se aplicar as teorias do Sistema Toyota de Produção, o qual prega que se deve reduzir qualquer ação que não altere o valor da matéria final, ou seja, transporte, inspeção, esperas. Portanto, na mineração, enquanto a rocha está intacta, ela possui um valor inferior ao que terá depois de perfurada e desmontada (ou escavada), ou seja, a operação de P & D agrega valor ao material. A rocha perfurada terá valor menor que o do material já fragmentado, o qual, por sua vez, terá valor menor que após passar pelo processamento e ser vendido como minério. Nesta sequência, obviamente, há espera, estoque e transporte de material, os quais devem ser minimizados e realizados de maneira mais econômica possível.

Há evidências de que todas as operações sofrem impacto do desmonte primário. Danos causados durante a fragmentação se acumulam ao longo dos processos subsequentes, podendo, inclusive, afetar o desempenho da britagem e moagem (operações de processamento), Scott *et al* (1996). Portanto, uma boa fragmentação, com distribuição granulométrica adequada as necessidades, formato de pilha, conhecimento da distribuição de teores na pilha é essencial para que os custos de produção sejam os mais baixos possíveis.

Especificamente em relação à operação de carregamento, é desejável que, além de caber na concha do equipamento de carga, o material fragmentado não afete a capacidade do

equipamento ou aumente seu tempo de carregamento, diminuindo, assim, a eficiência da operação. Conseqüentemente, a facilidade com que um material pode ser escavado, segundo Scott et al (1996), torna-se parâmetro de análise da qualidade do desmonte uma vez que a produtividade do equipamento de escavação será diretamente afetada pela distribuição granulométrica, formato da pilha, distribuição de teores.

A fragmentação inapropriada impacta na produção na medida em que produz materiais maiores que o determinado (*oversize*) ou muito finos. “*Fragments muito grandes para serem eficientemente escavados, transportados e processados devem, ou ser tratados como ineficiência do processo ou ser refragmentados por desmonte mecânico, ou por desmonte secundário. Desmonte secundário é tempo consumido, mais caro e mais difícil que o desmonte de rotina*” (Scott et al, 1996). Já os fragmentos muito finos, especificamente em mineração de ferro, “*são vendidos com preço reduzido ou deverão ser pelotizados para agregar valor*” (Scott et al, 1996).

A adequação do formato da pilha é dependente do tipo de equipamento utilizado para carregamento, sendo definida com base em geometria de bancada, área de trabalho disponível, facilidade de escavação. Para uma *shovel*, por exemplo, o ideal é uma pilha entre 15 e 20 metros de altura para minas de materiais metálicos com produção em grande escala (Scott et al., 1996).

Assim, para que se possa determinar a influência da fragmentação na operação de carregamento devem-se analisar perdas por espera e desperdícios, além dos tempos de ciclo realizados pelos equipamentos. A importância de correlacionar as etapas do processo provém de que ao se otimizar o desmonte, o retorno deste investimento poderá ser sentido, também, nas operações subsequentes.

1.1. CONTEXTUALIZAÇÃO DO PROBLEMA

Segundo Hustrulid (1999), os corpos de minério mais superficiais e conseqüentemente mais expostos, encontram-se hoje praticamente exauridos, sendo, portanto, necessário extrair minérios mais profundos. O mesmo ocorre na mina selecionada para esse estudo, onde, inicialmente, a mineração ocorria em material mais rico e mais macio, composto

principalmente por hematita. Atualmente, com o aprofundamento da cava, a lavra irá se concentrar, principalmente, no itabirito, rocha mais dura e de menor teor. Sendo assim, os equipamentos vão sofrer maior desgaste, o desmonte será mais difícil e haverá maior probabilidade de geração de “oversizes”, ocasionando maiores custos de produção. Nesse mesmo contexto, há que se aumentar a produção de modo que a quantidade e qualidade de metal produzida se mantenha.

Com uma pressão para produções cada vez mais volumosas, com a queda na qualidade do material *run of mine* (ROM) e a alta exigência de produtos de maior qualidade do mercado, a produção deve se adaptar, de modo a aumentar o volume de material produzido. Com o aumento de produção, exige-se que os equipamentos tenham produtividade cada vez maior, deste modo, é necessário que suas eficiências sejam aumentadas. Esse incremento na produtividade se refletirá nos custos de carregamento uma vez que aumentará o desgaste dos equipamentos, elevando as manutenções. Ainda, com as exigências de produção cada vez maiores, será necessária uma maior quantidade de material desmontado, o que pode ser feito com o incremento de números de desmonte, impactando diretamente no tempo de parada dos equipamentos de carregamento, ou aumentando-se a quantidade de rocha desmontada em cada fogo. No entanto, deve-se controlar para que, devido à pressão para que se aumente o volume de material fragmentado, não se perca a qualidade do desmonte, o que refletirá em custos maiores na área de carregamento, provocando maior manutenção, e elevando os tempos de ciclo devido à fragmentação inadequada (aumento de *oversizes*, repés, etc.).

Sabe-se que as alterações em uma determinada operação dentro de um processo tem a capacidade de alterar todas as demais operações uma vez que a produção é composta por operações interdependentes. Assim, a operação de carregamento é fortemente influenciada pelas operações de perfuração e desmonte (P & D), o que torna necessária a medição dos impactos causados por estas no carregamento de material fragmentado.

Portanto, para uma correta aferição dos ganhos, em termos de produtividade e das reduções de desperdícios (movimentação de equipamentos de carregamento em função de desmonte, por exemplo) em relação a alterações na etapa de perfuração e desmonte bem como

a interferência da curva granulométrica do minério desmontado, há a necessidade de se mensurar as variáveis que interferem no processo.

1.2. METAS

Considerando-se os pressupostos descritos previamente definiu-se como meta dessa dissertação, identificar quais os principais fatores de perdas produtivas e suas causas nas operações de P & D e que impactam as operações subsequentes de carregamento e transporte de minério, avaliando a sua influência na atividade produtiva, mensurando os ganhos no carregamento devidos a alterações na operação unitária de P & D.

A definição da influência da fragmentação da rocha no processo de carregamento tem, também, como meta dimensionar o quanto de investimentos nas operações de P & D pode gerar economia no processo produtivo como um todo, uma vez que reduzirão custos, desperdícios e tempos de espera nas operações subsequentes.

1.3. OBJETIVOS

Para que se alcance a meta proposta nesta dissertação, foi necessário definir alguns objetivos de modo que seja possível progredir na análise proposta:

- Definição dos principais fatores de influência na etapa de carregamento;
- Análise das principais causas de paradas no carregamento de material;
- Verificação do impacto do desmonte de rochas no carregamento;
- Análise dos tempos de manutenção decorrentes de problemas mecânicos causados por excessos de deslocamento e por esforço demasiado em função de tamanho de fragmento inadequado;
- Análise dos tempos de ciclo e dos fatores que impactam neste tempo.
- Determinar alterações operacionais e avaliar o seu impacto.

1.4. METODOLOGIA

Para que se possam analisar os fatores que influenciam no carregamento de material e qual o impacto da fragmentação do material desmontado, dados fornecidos pela empresa e coletados em campo foram analisados e comparados com a revisão bibliográfica. A Figura 1, apresenta um fluxograma contendo as etapas do estudo.

Este estudo foi realizado com base em uma mina de ferro localizada no estado de Minas Gerais, região do Quadrilátero Ferrífero. Devido a sua grande extensão e produção, aos diversos tipos de equipamentos existentes, bem como aos diferentes tipos de rocha existentes, a análise concentrou-se em dados fornecidos pela empresa e obtidos com trabalhos em campo.

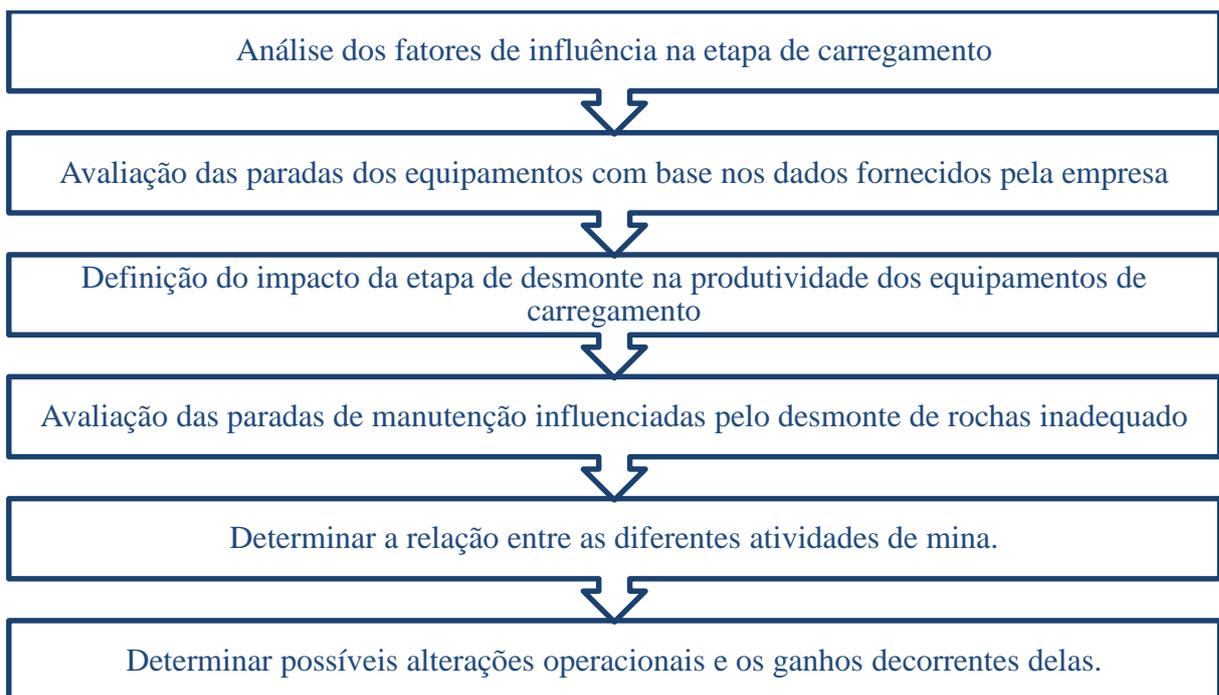


Figura 1 – Fluxograma da metodologia adotada nessa dissertação.

1.5. ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO

A seguir descreve-se brevemente a organização dessa dissertação.

No *Capítulo 2* apresenta-se o referencial bibliográfico, onde os principais conceitos, tanto de perfuração e desmonte, quanto de carregamento, serão definidos. Também, serão apresentados alguns conceitos referentes a produtividade e tempos associados à produção mineira.

O *Capítulo 3* desenvolve a metodologia utilizada, mostrando como o desmonte de rochas é realizado na mina estudada. Ainda, mostram-se as perdas por inatividade e por manutenções, de modo que possam ser relacionadas com a operação anterior, desmonte de rochas. É demonstrado o impacto do desmonte e da fragmentação. Por fim, define-se, também, a influência dos tipos de material nos tempos de carregamento.

No *Capítulo 4* é feita a análise dos resultados obtidos e discute-se a influência de cada fator analisado na produtividade dos equipamentos de carregamento. Serão determinados os desperdícios no processo de carregamento que estão diretamente ligados a erros no processo de P & D e o quanto se poderia ganhar, em termos de produção, com melhorias na operação de desmonte.

Por fim, o *Capítulo 5*, traz as conclusões do estudo realizado e as recomendações para trabalhos futuros.

Capítulo 2

2. OPERAÇÕES DE MINA

De acordo com Pfleider (1972), uma boa administração deve adotar o conceito de otimização prevendo que alguns centavos gastos na mina podem ser recuperados várias etapas mais tarde. Seguindo este raciocínio, devem-se avaliar as operações de mina, buscando relacionar as operações de modo que a otimização de uma resulte em melhora do processo de extração como um todo.

Isso posto, o capítulo trata sobre os principais aspectos das operações de P & D e carregamento de material fragmentado, situando-os no contexto desse trabalho.

2.1. RELAÇÃO ENTRE AS OPERAÇÕES DE MINA

Fragmentação é o principal objetivo da operação de desmonte. Informações sobre graus e tamanho dos fragmentos são essenciais para as atividades de carregamento e transporte. Assim, é desejável obter uma distribuição granulométrica uniforme, em que não haja excesso de finos ou de matacos, bem como é importante que o plano de fogo seja avaliado antes de cada desmonte. Essa análise irá exigir que os custos de cada componente de lavra sejam verificados, o que inclui um estudo de custos de perfuração, desmonte, carregamento, transporte e britagem (Sharma, 2010). Caso a distribuição granulométrica resultante da fragmentação de rochas se encontre muito distante da ideal, o desempenho dos equipamentos e das operações já citadas serão bastante afetados (Scott *et al*, 1996).

Devido às considerações anteriores, qualquer tentativa de melhoramento operacional não deve ser feita de forma isolada, mas, sim, considerando-se todos os fatores intervenientes. A situação ideal será aquela em que todo processo de lavra encontra-se otimizado, não apenas uma atividade (Scott *et al*, 1996). Isso poderá ser visto na Figura 2, a qual mostra o quanto os custos de cada operação são afetados pelo grau de fragmentação do material desmontado.

Enquanto os custos de perfuração e desmonte possuem curva decrescente, ou seja, tem seus custos reduzidos com o aumento do tamanho dos fragmentos, as operações de carregamento e transporte apresentam um comportamento oposto, isto é, tem seus custos aumentados. Dito isso, deve-se encontrar o custo ótimo, conseqüentemente a fragmentação ideal, ao se analisar o custo total da operação de lavra, o qual considera a relação entre os custos de perfuração e desmonte, de carregamento e transporte e de britagem.

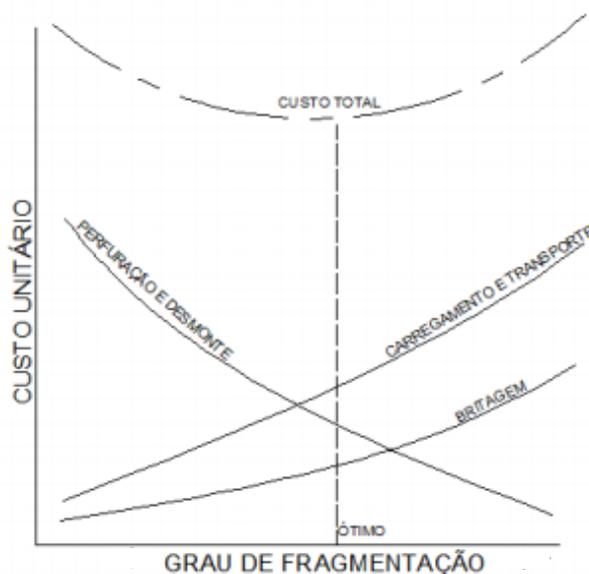


Figura 2 - Gráfico relacionando fragmentação e os custos de cada operação unitária. Fonte: adaptado de Bhandari, 1997.

2.2. CARREGAMENTO

De acordo com Özdemir (2007), as operações de escavação e carregamento são, normalmente, realizadas por carregadeiras de pneus ou escavadeiras hidráulicas e elétricas.

A operação de carregamento pode ser dividida em três movimentos principais. O primeiro é o movimento de avanço da concha até o contato com a pilha de material, ocorre sempre em um plano vertical, sendo chamado “enchimento”. No segundo movimento, a caçamba é cheia e elevada, ainda ocorrendo em um plano vertical, sendo denominada “içamento”. O terceiro movimento, chamado “giro”, ocorre com a caçamba cheia sendo girada lateralmente, ocorre, portanto, em um plano horizontal (Hustrulid, 1999). Pode-se, ainda, de acordo com Özdemir (2007), identificar outros dois movimentos, são estes: esvaziamento da caçamba e giro com a

caçamba vazia. Tem-se, assim, um ciclo completo que se inicia com o enchimento e termina quando a caçamba retorna vazia ao ponto de partida.

Assim, a produtividade/eficiência de um equipamento é medida em função do número de ciclos realizado em um determinado tempo e em função da capacidade do equipamento (esta deverá estar relacionada à produção da mina, altura de bancada, entre outros). Deste modo, deve-se trabalhar o desmonte de rochas, bem como a quantidade e o posicionamento de caminhões, de maneira que o tempo de ciclo dos equipamentos de carga seja minimizado.

Segundo Hustrulid (1999), a máxima eficiência só pode ser mantida quando se mantém todas as operações subservientes ao ritmo dos equipamentos de carregamento. Em termos práticos, isso significa que: a) os equipamentos de carregamento nunca deverão esperar pelos de transporte, b) uma vez que o desmonte é um processo de extrema importância, este deverá estar adiantado em relação ao carregamento, c) material mal fragmentado aumentará o esforço dos equipamentos de carregamento, o tempo na operação de carregamento, a quantidade de quebras dos equipamentos e os custos de manutenção, causando reduções diretas e indiretas na produção, d) a eficiência do desmonte não deverá ser medida quanto à quantidade de explosivo consumido, mas sim pela cominuição da bancada, isso definirá o máximo rendimento da escavação e do carregamento, com o mínimo de manutenção.

O carregamento é influenciado, ainda, pelo formato da pilha de material desmontado, o qual se relaciona diretamente ao plano de fogo utilizado. A partir desse conceito, o desmonte de rochas tem por função produzir uma pilha de material fragmentado que possa ser escavada com eficiência e, em sequência, o material ser carregado e transportado. Algumas das principais características da pilha de material que interferem na escavação são: geometria (área, espalhamento), compactação do material (fragmentação), ângulo de repouso, piso. Todos esses fatores se refletirão nos custos de operação, na produtividade, na segurança das operações, no índice de manutenção dos equipamentos (Hanspal, S. *et al.*, 1995).

Ainda de acordo com Hanspal (1995), durante a escavação, a penetração da caçamba na pilha de material desmontado deve ser realizada de maneira suave e firme para que o impacto no equipamento seja minimizado. Sabe-se que forças elevadas de escavação são possíveis em

pilhas pouco elevadas, a sobrecarga na caçamba resulta em derrame de material e em potencial risco aos pneus quando há derramamento de material da caçamba ou quando a bancada exige que material seja tombado. Tombamento de material resulta em sobrecarga na caçamba, causando o levantamento da parte traseira do equipamento, o que gera um maior tempo de ciclo. Outro problema encontrado em pilhas, que aumenta a força de escavação, é o excesso de finos, pois devido a alta compactação da pilha, há maior dificuldade da caçamba penetrar na pilha, ou seja, o segundo movimento – enchimento e elevação da caçamba -, é afetado.

Contrário a esta última afirmação, de que material muito fino gera maior compactação e, por conseguinte, maior força de escavação, Özdemir (2008) sustenta que, normalmente, enquanto o tamanho médio de partículas diminui, o tempo de ciclo de carregamento também é reduzido. No entanto, é consenso que há relação entre o tempo de ciclo e a força de penetração na pilha e que quando a força de penetração do equipamento é alta (o equipamento suporta maiores exigências), o tempo de ciclo diminui (Özdemir, 2008) (Hanspal, 1995).

A força exigida do equipamento em casos de tombamento de material, sobrepeso ou compactação de pilha, podem ser explicadas por Özdemir (2007), segundo o qual a escavação é realizada por um vetor força o qual é resultado das forças de curvatura (F_B) e de penetração (F_S), como consta na Figura 3, geradas pela pressão hidráulica dos cilindros da escavadeira.

Quando o material fragmentado possui grande resistência à escavação, uma força de escavação será exigida, o que, por sua vez, irá sobrecarregar os cilindros, bem como outras partes do equipamento. Esta sobrecarga terá como resultado desgaste precoce das peças, gerando um número de manutenções maiores que as esperadas e programadas, ou seja, manutenções não programadas. Essa sobrecarga pode ser causada por motivos diversos, tais como granulometria inadequada, matacos, repés, pisos irregulares, e afetam inúmeras partes do equipamento seja pela sobrecarga de força, seja pelas vibrações derivadas do carregamento.

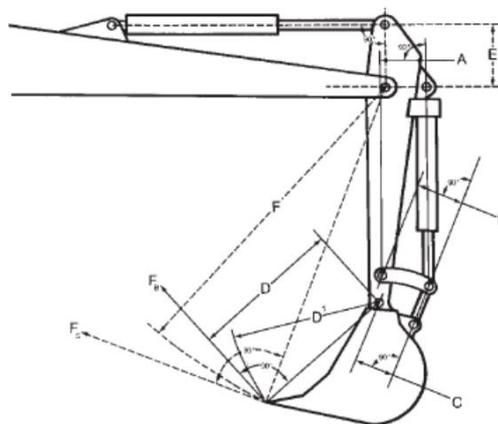


Figura 3 - Forças de curvatura e de penetração exercidas pela escavadeira. Fonte: Özdemir, 2007.

Outro fator relevante relacionado à pilha de material fragmentado é o perfil do piso e os danos causados a ele. Mesmo que este fator seja em grande parte determinado pela subfuração e pelo plano de fogo, pouco controle sobre o piso poderá gerar repés e dificuldades de escavação (Hanspal, 1995). Portanto, ainda segundo Haspal (1995), o piso deve ser mantido uniforme e livre de obstruções, como matacos e fragmentos provenientes de ultralançamentos. Deve-se evitar acúmulo de água, que pode reduzir a vida útil dos pneus e a tração dos equipamentos. Excesso de manobra dos equipamentos de carregamento, no caso de a pilha estar muito dispersa, pode levar a redução da uniformidade (integridade) do piso.

Todos os aspectos mencionados anteriormente influenciarão fortemente na manutenção do equipamento. Segundo Hustrulid, (1999), um valor aproximado de horas de manutenção deverá encontrar-se entre 10% e 15% das horas de calendário, conforme a Tabela 1. No entanto, quando o equipamento não é bem utilizado, estes valores podem ser bastante elevados, impactando diretamente na produção. Tem-se, ainda, que as horas em que o equipamento estará realmente carregando devem ocupar entre 40% e 75% das horas de calendário, ou seja, as horas trabalhadas deverão ocupar uma porcentagem maior de tempo, uma vez que estas não compreendem apenas o carregamento propriamente dito. Obviamente, busca-se sempre um maior aproveitamento do tempo para produção e, portanto, esta porcentagem deverá ser a maior possível.

Tabela 1 - Distribuição dos tempos de operação de equipamentos de carregamento

Atividade	Tempo (%)
Carregando	40 a 75%
Locomovendo	25 a 5%
Manutenção	15 a 10%
Aguardando Caminhões	15 a 5%
Outras atividades	Tempo necessário para fechar os 100%

Fonte: Barneveld (1913) apud Hustrulid, (1992)¹

2.3. PERFURAÇÃO E DESMONTE

Uma vez que a operação de carregamento é fortemente influenciada pela perfuração e desmonte, deve-se definir os conceitos importantes nesta atividade, de modo que se torne possível determinar um plano de fogo teórico ideal o qual permita sua comparação às práticas da mina em questão, estabelecendo os principais pontos em que melhorias podem ser aplicadas e, assim, o impacto da operação de P & D no carregamento seja reduzido.

De acordo com Konya (1995) duas formas básicas de energia são criadas pela reação explosiva: energia de choque e de gás. No momento da detonação há liberação de uma energia de choque, considerada como resultado da pressão de detonação, a qual é liberada em forma de onda transitória. Esta energia será transmitida ao maciço pelo contato entre a coluna

de carga e a rocha, sendo que a maior parte de energia útil será desperdiçada em forma de deslocamento de ar. A energia de choque é uma das responsáveis pela quebra do maciço rochoso, no entanto, é o fator de menor influência, sendo responsável apenas por microfissuras em torno do furo e das descontinuidades.

Já a energia do gás será a responsável pela maior parte da fragmentação em desmontes confinados. Esta energia é gerada na expansão de gases quando a reação química do explosivo

¹ Barneveld, V. **Iron Mining in Minnessota**, 1913. *Apud* Hustrulid

está completa, estes gases exercem pressão sobre as paredes do furo decorrentes de sua expansão. Imediatamente após a detonação, há uma pressão excessiva sobre as paredes do furo, a qual irá se fraturar em diversas direções, chamado fraturamento radial. Essas direções e a extensão das fraturas podem ser controladas pela escolha de uma distância adequada entre o furo e a face livre, denominada afastamento ou “burden” (Konya, 1995; Scott *et al*, 1996; Bozic, 1998).

Assim, as fraturas provocadas pela onda de choque são aumentadas com a expansão de gás, que irá estender as fraturas em todo o espaçamento entre furos. Desta maneira, o maciço rochoso, antes sólido, é transformado em uma coluna de blocos quebrados de rocha. Inicia-se, então um terceiro mecanismo de fraturamento, de magnitude intermediária, chamada de ruptura ou fraturamento de flexão, perpendicular ao eixo dos furos, que irá curvar a face livre, como na Figura 4. Essa movimentação da face livre irá ocorrer com diferentes velocidades ao longo da altura da bancada, desfazendo, assim, a coluna de blocos quebrados. Essa movimentação deverá ter velocidade maior no centro da coluna, como na Figura 4, resultando em uma tensão de tração na face e em tensões de compressão sendo aplicadas sobre o furo (Konya, 1995; Scott *et al*, 1996; Bozic, 1998).

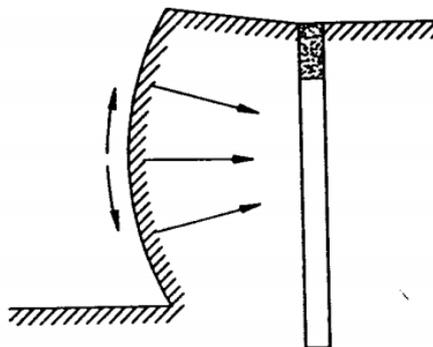


Figura 4 - Tensão de tração sendo aplicada na face devido à movimentação do centro ocorrer antes da movimentação do topo e do pé da bancada. Fonte: Konya, 1995.

Ainda de acordo com Konya (1995), a tensão de tração pode ser gerada nas paredes do furo e as de compressão ao longo da face. Isso normalmente ocorre quando o afastamento dos furos é insuficiente.

A fase inicial da operação de P & D concentra-se no planejamento do que deverá ser executado em campo de modo a se obter a fragmentação ideal. Portanto, calculam-se os fatores de influência na distribuição da energia do explosivo, gerando-se um Plano de Fogo, o qual irá conter as especificações de cada desmonte realizado.

Buscando obter a fragmentação ideal, que resultará em menores custos de lavra, algumas relações deverão ser seguidas. Essas relações, no entanto, deverão ser adaptadas às peculiaridades de cada mina, já que a fragmentação depende de inúmeros fatores tais como objetivos, tipos de rochas, tensões existentes, tipos e distribuição de explosivos, orientação das descontinuidades (Scott *et al*, 1996). Ressalta-se que, a meta de uma preparação adequada da bancada é de aumentar a eficiência da fragmentação levando em consideração o número de furos e a quantidade de explosivo utilizada, sendo assim, a fragmentação deverá ser analisada continuamente e a quantidade de explosivos deverá ser adequada para que o fraturamento do maciço permita que a remoção deste material seja fácil (Bise, 2003).

Neste trabalho será abordado somente o método de desmonte em bancadas, que, segundo Olofsson (1990), é realizado com furos verticais ou muito próximos à vertical paralelos à face livre.

O diâmetro de furo deve ser definido levando-se em consideração, principalmente, altura de bancada, volume de produção e descontinuidades do maciço. Este fator afeta diretamente a distribuição do explosivo na massa rochosa, deste modo, para uma mesma razão de carga, diâmetros maiores irão possibilitar um aumento da malha e uma redução de metragem perfurada. No entanto, este aumento de diâmetro e de malha, comumente resulta em maiores custos operacionais (carregamento, transporte e cominuição). Outro ponto negativo dos grandes diâmetros é a má distribuição do material explosivo, enquanto a razão de carga do plano de fogo permanece constante, ao se olhar para o furo, ela se torna maior, gerando, como resultado do desmonte, uma quantidade de blocos grandes acima da fragmentação desejada (nas áreas entre falhas e entre os furos) e um aumento na quantidade de finos (na região próxima aos furos) (Scott *et al*, 1996).

O afastamento, definido por Olofsson (1990) e Konya (1995) como a menor distância entre o furo e a face livre no momento da detonação, é um dos fatores que mais afetam o

desempenho do desmonte, caso seja escolhido um valor de afastamento muito elevado, poderá ocorrer “backbreak” e, devido ao alto grau de confinamento, haverá fuga de gás, resultando em ultralançamentos, e altos níveis de vibrações. Já se for muito pequeno, além de gerar excesso de finos, os deslocamentos de ar serão consideráveis e o material fragmentado será lançado a longas distâncias.

O afastamento (B) pode ser calculado de inúmeras maneiras, dependendo do autor, mas, usualmente, é definido como um fator dependente do diâmetro de furo. Scott *et al* (1996) sugerem usar como valor inicial a Equação 1, enquanto Konya (1995) sugere a Equação 2.

$$B = 19,7d^{0,79} \quad (1)$$

Onde:

B = afastamento

d = diâmetro de furo

$$B = 0,012 \left(\frac{2SG_e}{SG_r} + 1,5 \right) d_e \quad (2)$$

Onde:

B = afastamento (m)

SG_e = densidade do explosivo (g/cm³)

SG_r = densidade da rocha (g/cm³)

d_e = diâmetro do explosivo (no caso de explosivos bombeados, será o igual ao diâmetro de furo) (mm).

Todos os demais fatores são dependentes do afastamento e, indiretamente, do diâmetro de furo.

O espaçamento (S), distância entre os furos pertencentes a uma mesma linha (Olofsson, 1990) é proporcional ao afastamento, sendo que o coeficiente (Q_s) pode variar entre 1 e 1,5 segundo Hustrulid (1995), já Scott *et al* (1996), fixa essa constante entre 1,2 e 1,8 e Olofsson (1990) assume este valor igual a 1,25. Porém, o melhor tamanho irá depender do tipo de rocha e suas características intrínsecas bem como do formato de malha adotado. Scott *et al* (1996) salientam que, nos casos em que a relação entre afastamento e espaçamento ultrapassa 1,8, o resultado é uma fragmentação pobre, contendo diversas regiões não desmontadas entre os furos. Tem-se, assim, a Equação 3:

$$S = Q_s \times B \quad (3)$$

Onde:

S = espaçamento (m)

Q_s = coeficiente de proporção entre espaçamento e afastamento, variando entre 1 e 1,8, dependendo do autor.

B = afastamento (m)

A profundidade do furo (H) irá depender, além do afastamento, da altura e inclinação da bancada. Devido ao maior grau de confinamento no fundo do furo, deve-se utilizar uma subfuração (U), representando, portanto, a profundidade perfurada além do chão da próxima bancada, de modo que assegure a total remoção da face (Dick *et al.*, 1983; Konya, 1995). A subfuração se relaciona ao afastamento por meio de um coeficiente (Q_U) que pode variar entre 0 e 0,3, sendo este último o mais usual, segundo Hustrulid (1995). A subfuração é representada pela Equação 4.

$$U = Q_U \times B \quad (4)$$

Onde:

U = subfuração (m)

Q_U = coeficiente de proporção entre subfuração e afastamento, o qual pode variar entre 0 e 0,3 em função do tipo de depósito e da elevação do pé da bancada.

B = afastamento (m)

A profundidade será, então, a soma da subfuração à altura de bancada (K), como na Equação 5.

$$H = K + U \quad (5)$$

Onde:

H = profundidade do furo (m)

K = altura de bancada (m)

U = subfuração (m)

Considerando-se que a face livre da bancada possui uma inclinação para aumentar a segurança da mina, evitando queda de material fragmentado e deslocamentos de rocha em regiões contendo muitas descontinuidades, os furos deverão ser feitos paralelos à face livre, o que significa que terão inclinação. Desta maneira, considerando a inclinação, a profundidade do furo poderá ser definida pela Equação 6.

$$H = \frac{K+U}{\cos\phi} \quad (6)$$

Onde:

H = profundidade do furo (m)

K = altura de bancada (m)

U = subfuração (m)

\varnothing = ângulo de inclinação do furo

Hustrulid (1995) lembra que a região onde se faz a subfuração será o piso do próximo banco, deste modo, danos causados irão repercutir nas próximas perfurações. Ainda, excesso de subfuração poderá resultar em 1) perda de metragem perfurada e gastos com explosivos; 2) aumento em vibrações; 3) quebra do piso do próximo banco, que irá gerar problemas nas próximas perfurações, levar ao abandono de furos e desvios na bancada; 4) poderá gerar aumento dos movimentos verticais durante o desmonte, aumentando as chances de *overbreaks*.

O último fator a ser considerado no plano de fogo é o tampão (T), parte superior do furo preenchida por material inerte que tem como função confinar os gases provenientes da explosão, reduzindo o deslocamento de ar (Konya, 1995). O tamanho ideal de tampão encontra-se entre 0,7 e 1,3 vezes o tamanho do afastamento (Hustrulid, 1995) (Scott *et al*, 1996), porém, de acordo com Konya (1995) e Olofsson (1990) sugerem os valores usuais de tampão como o mesmo do afastamento. Assim, segue-se a Equação 7 de cálculo do tampão.

$$T = Q_T \times B \quad (7)$$

Onde:

T = tampão (m)

Q_T = coeficiente de proporção entre tampão e afastamento. Usualmente é igual a 1, porém pode variar entre 0,7 e 1,3.

B = afastamento (m)

Caso o tampão seja muito pequeno, a carga explosiva irá se localizar muito próxima à superfície resultando em ultralaçamento, *backbreak*, e uma perda de gás, gerando fragmentação inadequada. Por outro lado, um tampão exagerado poderá reduzir a energia no topo do furo, resultando em fragmentos maiores que o esperado (matacos) (Hustrulid, 1995; Scott *et al*, 1996; Olofsson, 1990), os quais irão se localizar, preferencialmente, no topo da pilha de material fragmentado (Kanchibotla *et al*, 1998).

Considerando todos os fatores acima expostos, deve-se manter o plano de fogo o mais próximo possível ao ideal, de modo que se obtenha a fragmentação adequada do maciço e se evite desperdícios de perfuração e de explosivos. Além disso, com um plano de fogo bem dimensionado e bem executado, haverá redução de custos nas próximas etapas, entre elas a de carregamento.

De acordo com Scott *et al* (1996), deve-se avaliar os procedimentos de desmonte, para tal, recomenda-se, calcular a média e os desvios padrões do afastamento e do espaçamento medidos de uma parte representativa dos planos de fogo executados, plotando os dados em histogramas. A média irá apontar o quanto a prática em campo está próxima ao ideal calculado e o desvio irá medir a constância da perfuração. Os mesmos parâmetros poderão ser usados para analisar profundidade de furo e tamanho e qualidade do tampão.

Além de meios estatísticos, pode-se utilizar de imagens das pilhas, de modo que se possa observar a distribuição granulométrica do material, que pode ser apenas visualmente ou por meio de análise de imagens computadorizadas realizadas por *softwares*, e pela localização de material mais grosseiro ou mais fino.

Para cálculo da massa desmontada utiliza-se a estimativa do volume de influência de cada furo. Deste modo, de acordo com Bhandari (1997), tem-se a Equação 8

$$V = B \times S \times K \tag{8}$$

Onde:

B = afastamento (m)

S = espaçamento (m)

K = altura de bancada (m)

Para se obter a massa de material desmontado, multiplica-se o volume pela densidade da rocha, como na Equação 9

$$M = V \times \rho \quad (9)$$

Onde:

M = massa de rocha desmontada (ton)

V = volume de rocha desmontada (m³)

ρ = densidade da rocha (ton/m³)

2.4. MANUTENÇÃO

Manutenções são realizadas com o objetivo de prevenir falhas ou restaurar o sistema a seu estado operante, no caso de ocorrência de uma falha. O objetivo principal da manutenção é, portanto, manter e melhorar a confiabilidade e a regularidade da operação do sistema produtivo (Fogliatto *et al*, 2009). Em outras palavras, objetiva-se a disponibilidade dos equipamentos (Xavier, 2013).

Disponibilidade é definida por Fogliatto *et al* (2009) como a capacidade do item, mediante manutenção apropriada, desempenhar sua função requerida em um determinado instante de tempo ou período de tempo predeterminado. O conceito de disponibilidade varia conforme a capacidade de reparo da unidade.

A principal função de um programa de manutenção e inspeção preventiva é controlar o estado e garantir a disponibilidade de um equipamento, assegurando a capacidade produtiva. Pode-se dividir a manutenção em preventiva e corretiva.

A manutenção preventiva, conforme Lafraia (2001), destina-se a reduzir a probabilidade de falha ou a degradação do desempenho. Para Lenz (1997), ela se baseia na troca de peças de acordo com sua vida útil estimada estatisticamente. Esta manutenção suporta a capacidade produtiva já que as paradas são programadas e as peças trocadas encontram-se em estoque, o que ajuda a reduzir o tempo que o equipamento fica em reparo. Quando o programa de manutenção preventiva é eficaz, ele irá reduzir os tempos de inatividade e as paradas não programadas (Lenz, 1997). Sendo assim, para Fogliatto *et al* (2009), uma questão chave é identificar a frequência ótima de realização de manutenções preventivas, o qual é um problema de otimização, visto que o aumento na frequência aumenta o custo total de manutenção, por outro lado, reduz o custo decorrente de paradas do sistema. Segundo Xavier (2013), o percentual de manutenções preventivas no Brasil e nos Estados Unidos mantém-se entre 30% e 40% do tempo total de manutenção, enquanto que o percentual de manutenção corretiva não planejada deve ficar restrito a, no máximo, 20%.

Ainda que a tendência seja de reduzir o número de manutenções corretivas, não é realista esperar que estas sejam totalmente eliminadas (Mueller, 1995). A manutenção corretiva é aquela efetuada após a ocorrência de uma falha e destina-se a recolocar o equipamento num estado no qual possa executar sua função (Lafraia, 2001) ou ainda, pode ser aquela cuja atuação deve-se a correção de desempenho menor que o esperado (Pinto, 2001). Segundo Lenz (1997), este é, muitas vezes, o tipo mais caro de manutenção, pois resulta de uma parada não programada do equipamento.

A manutenção corretiva pode, por sua vez, se dividir entre manutenção corretiva programada e não programada.

Manutenção Corretiva Não Programada é a correção da falha de maneira aleatória, caracterizado por um fato já ocorrido, seja este uma falha ou um desempenho menor que o esperado. Sendo assim, não há tempo para preparação do serviço. Normalmente é aquela que implica maiores custos, pois a quebra inesperada pode acarretar perdas de produção –

principal foco deste estudo - e elevados custos indiretos de manutenção. Além disso, podem ocasionar consequências bastante graves para o equipamento, devido à extensão dos danos (Pinto, 2001).

Por sua vez, a Manutenção Corretiva Programada é a correção de desempenho ou de falha devido à decisão gerencial, ou seja, pela atuação em função de acompanhamento preditivo ou pela decisão de operar até a quebra. Sua principal característica é a informação fornecida pelo acompanhamento do equipamento, o que leva a possibilidade de haver planejamento, ainda que a decisão seja operar até a ocorrência de falha. Deve-se salientar que um trabalho planejado é sempre mais barato, mais rápido e mais seguro do que um não planejado e será sempre de melhor qualidade (Pinto, 2001).

2.5. ANÁLISE ESTATÍSTICA

Objetivando-se buscar informações acerca dos dados utilizados, tanto de perfuração e desmonte, quanto para a atividade de carregamento, utiliza-se uma análise estatística básica, a qual informa, por meio dos dados de histogramas, quais as predominâncias de profundidade, afastamento, espaçamento e tampões, em se tratando de P & D, bem como oferece dados acerca dos tempos de ciclo, no caso do estudo do carregamento dos diversos tipos de materiais encontrados na mina em questão.

A estatística univariada se refere a uma característica dos elementos, sua forma mais comum de ser representada é por meio de um histograma o qual é uma distribuição de frequência em que no eixo y plota-se o número de dados que estão em um dado intervalo, plotado no eixo x. Um histograma deverá ser um instrumento para análise inicial de uma população. Tem por objetivo verificar o espalhamento das amostras em relação à média, (David M, 1977).

Ainda, segundo David. M (1977), a média é definida como um parâmetro de tendência central, tendo por objetivo informar por volta de qual valor os dados analisados se distribuem, porém, ela é bastante afetada por valores extremos. Pode ser calculada através da Equação:

$$\bar{X} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x \quad (10)$$

Em que

\bar{X} = média aritmética

n = número de dados analisados

x = variáveis

Já, para se estimar uma variável, x, em função de outra, y, utilizam-se *scatterplots*. Assim, segundo definido por David (1977), *scatterplot* é um gráfico onde plota-se uma série de pares x_i, y_i , os quais representam uma nuvem de pontos no diagrama X, Y. Caso os pontos formem uma nuvem dispersa, pode-se dizer que as variáveis são independentes. Caso os valores altos de Y estejam relacionados aos baixos valores de X, tem-se uma correlação negativa; no entanto, caso quanto maior for o valor de Y, maior é o valor de X, a correlação é positiva. A medida da correlação é importante para casos em que há amostras nas quais apenas uma variável foi analisada, através desta ferramenta podem-se prever os valores da variável não analisada com erros minimizados.

2.6. TEMPO DE PRODUÇÃO

A capacidade de produção é medida por meio da capacidade do equipamento e do tempo em que ele deverá operar. A partir dessa definição, diversos indicadores, tais como produtividade, utilização e eficiência, podem ser medidos. Na hipótese de os equipamentos operarem ininterruptamente durante todo o tempo em que a mina produz, teríamos a capacidade máxima de produção do empreendimento. Porém, por motivos diversos, os equipamentos param e, em decorrência, a capacidade diminui.

Deste modo, há subdivisões das horas em que a mina opera em Tempo de Calendário, Tempo Programado, Tempo de Produção Total, que podem ser vistas na Figura 5.

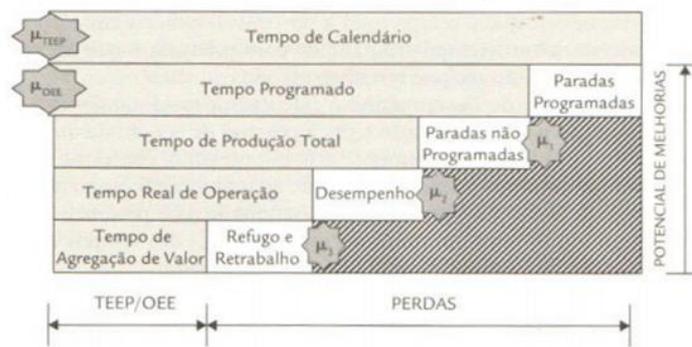


Figura 5 - Divisão do Tempo de Calendário nas diversas atividades produtivas. Fonte: Klippel *et al* (2013).

A definição de Tempo de Calendário, dada por Antunes *et al* (2013), é o tempo em que o posto de trabalho está disponível para produção, sem considerar intervalos. Neste estudo, considerando-se que a empresa trabalha 4 turnos de 6 horas (manhã, tarde, noite e madrugada), trezentos e sessenta e cinco dias por ano, tem-se, no período de janeiro a maio 151 dias (período do estudo), 3.624 Horas Calendário. Caso fosse totalmente usada para extração mineral, seria atingida a capacidade máxima (100%). No entanto, ocorrem inúmeras paradas e o Tempo de Calendário não correspondem a horas de produção.

Tempo Programado, ainda de acordo com Antunes *et al* (2013), é a dedução das Paradas Programadas do Tempo de Calendário, ou seja, é o número de horas em que está programado que ocorra produção. Portanto, são descontados do Tempo de Calendário as horas de refeição, troca de turno, ginástica laboral.

Tempo Real de Produção (Tempo de Produção Total), denominada pela empresa de Horas Trabalhadas, é referido por Antunes *et al* (2013), como o tempo disponível para produção quando são descontados, além das paradas programadas, aquelas não programadas. Assim, descontam-se do Tempo de Calendário as paradas para alimentação, troca de turno (programadas) e também aquelas decorrentes de mal tempo, falta de material (não programadas).

Tempo de Paradas Não Programadas, denominados pela empresa de Horas Improdutivas, são as paradas por motivos não esperados, ou não dimensionados previamente,

como falta de material desmontado na frente de lavra, acerto de praça, locomoções para desmonte, falta de operador, condições climáticas inapropriadas.

Tempo Real de Operação, ou Tempo Real de Produção Efetivo como consta na Figura 5, é o tempo em que o equipamento realmente está produzindo, aqui, definido por Antunes *et al* (2013), descontam-se as horas perdidas decorrente de perdas de desempenho.

Capítulo 3

3. IMPACTO DA OPERAÇÃO DE DESMONTE NA OPERAÇÃO DE CARREGAMENTO

Ao alterar o produto de uma dada operação, ocorre impacto em todas as operações subsequentes. Assim, as decisões de mudanças dentro de um ciclo devem levar em consideração todos os processos que o compõem. Considerando isto, muitas vezes, tem-se que investimentos em determinado processo gera melhorias em todas as demais operações, propiciando economias e aumentando produtividade, o que significa aumento dos lucros.

Portanto, devem-se gerenciar as alterações necessárias de modo que seus impactos possam ser medidos ao longo do processo produtivo. Com o propósito de quantificar este impacto alguns dados devem ser selecionados para análise, podendo estes ser dados reais, os quais foram obtidos com medições em campo ou por meio de planilhas geradas pela empresa onde constam produção e atividades realizadas, ou dados complexos sobre as variáveis das operações analisadas.

A operação de carregamento é influenciada por diversas variáveis já expostas, bem como pela operação de perfuração e desmonte. Para poder conectar ambos os processos e determinar a influência que a P & D exercem sobre o carregamento, deve-se identificar e quantificar as variáveis, seguindo um plano de análise.

3.1. ESTUDO DE CASO

Os dados utilizados neste estudo foram obtidos em uma mina de ferro localizada no Quadrilátero Ferrífero, estado de Minas Gerais, Brasil. A região é composta por Formações Ferríferas Bandadas (BIF), alteradas por inúmeros metamorfismos e deformações, os quais modificaram as características primárias dos sedimentos originais (Rosière & Chemale Jr., 2000) Os principais tipos litológicos são os seguintes: itabirito, dividido em 2 tipos, friável e compacto – o tipo mais pobre, contendo entre 50% e 63% de ferro-; hematita friável e compacta, a qual contém entre 64% e 66% de ferro; blue dust, a forma mais fina e mais rica

de hematita, com teores acima de 66% de ferro (Botelho, 2014); xisto, que é o material estéril.

O complexo é composto por 7 minas a céu aberto interconectadas, todas com lavra em bancadas, no entanto, este trabalho abrangerá apenas uma das minas, aquela que, atualmente, possui maior vida útil e rochas mais duras e com teores menores, ou seja, que impõe mais dificuldade à extração. O desmonte, em grande parte, é realizado com o uso de explosivos. Após a fragmentação, o minério é carregado por um conjunto de equipamentos composto por pás carregadeiras e escavadeiras e transportado até o britador primário por caminhões fora de estrada.

Os dados utilizados compreendem o período de janeiro a maio de 2013, durante o qual foram feitos levantamentos operacionais e de manutenção e análise dos boletins de fogo seguidos na mina.

3.2. PERFURAÇÃO E DESMONTE DE ROCHAS

3.2.1. EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO

Como já apresentado por Guazzeli (2013), a mina possui dezessete perfuratrizes, distribuídas em cinco frotas distintas, como mostrado na Tabela 2. As perfuratrizes de pequeno porte são utilizadas, preferencialmente, em infraestrutura e conformação de taludes. Na produção, prima-se pela utilização das frotas de grande porte.

Mesmo que haja um intervalo de diâmetros possíveis de serem utilizados por cada perfuratriz e que a escolha é livre para o operador, foram considerados, neste trabalho, assim como também apresentado por Guazzelli (2013), o diâmetro adotado pela mina em questão e as escolhas não foram questionadas quanto ao fato de estarem ou não adequadas às condições locais.

Tabela 2 - Frotas de perfuratrizes com tipos de perfuração e diâmetro utilizado

Frota	Quantidade de Equipamentos	Tipo de Perfuração	Diâmetro (mm)
Atlas Copco – Roc L8	5	DTH, sobre esteira	101,6
Atlas Copco – Roc D7	1	SHT, sobre esteira	146,0
Atlas Copco – T4BH	3	Rotativa, sobre pneus	203,2
Atlas Copco – SKSW	6	Rotativa, sobre esteira	229,0
Sandvik – 1190E	2	Rotativa, sobre esteira	241,3

A produção não foi separada por frota, pois o objetivo é analisar apenas o boletim de fogo e de que forma o material é fragmentado, sem considerar produção por equipamento de perfuração.

3.2.2. ANÁLISE DOS BOLETINS DE PLANOS DE FOGO

Para análise do desmonte de rochas trabalha-se com dados proveniente de boletins de fogo onde estão contidas informação tais como altura de bancada, profundidade, afastamento, espaçamento, tampão, razão de carga, além de informações descritivas do local onde ocorrerá a atividade (litologia, número de bancada). Os dados referem-se ao plano de fogo adotado, sendo exceção a profundidade de cada furo, a qual é inserida pelo operador de perfuratriz e corresponde à profundidade perfurada em campo.

Os boletins avaliados referem-se ao período de janeiro a maio de 2013, e foram realizados nas bancadas em que os equipamentos de carregamento tratados no Capítulo 3.4 atuaram. Somam-se quase 340 boletins, contendo mais de 8.600 furos perfurados.

Os boletins de fogo apresentam, de modo geral, poucos furos, como pode ser visto na Figura 6. Em média há 37 furos por plano, número bastante pequeno dada a produção necessária na mina, em decorrência, os volumes desmontados tendem a ser pequenos.

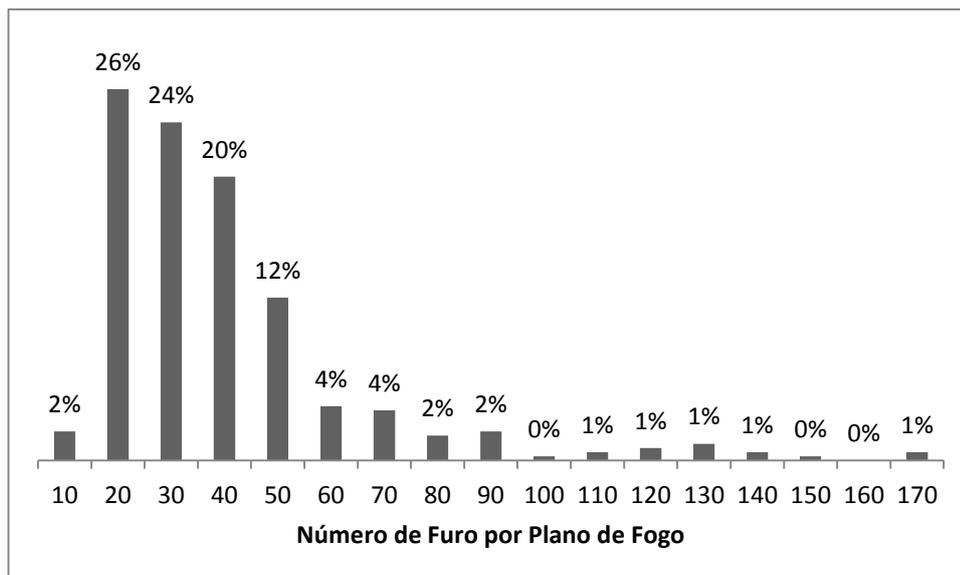


Figura 6 - Histograma de frequência referente ao número de furos por boletim de fogo.

Percebe-se que há uma grande variabilidade entre os números de furos, que vão de menos de 10 a 170 furos. No entanto, é evidente a predominância de desmontes pequenos, sendo a maior parte, 26%, de desmontes com 20 furos. Nota-se, também, que 82% dos planos analisados possuem entre 20 e 50 furos, sendo a metade composta por desmonte contendo entre 20 e 30 furos.

Em decorrência dos poucos furos perfurados, tem-se um baixo volume desmontado por fogo, como pode ser visto na Figura 7. A massa desmontada varia entre 10 mil e 200 mil toneladas, porém, a maior parte dos fogos (55%) desmonta entre 30 e 70 mil toneladas, considerando-se afastamento médio igual a 5,5 metros, espaçamento médio de 8,5 metros, altura média de bancada igual a 13,8 metros e densidade média de rocha de 3,11 t/m³. Estes valores referem-se às médias de todos os boletins de fogo de janeiro a maio de 2013.

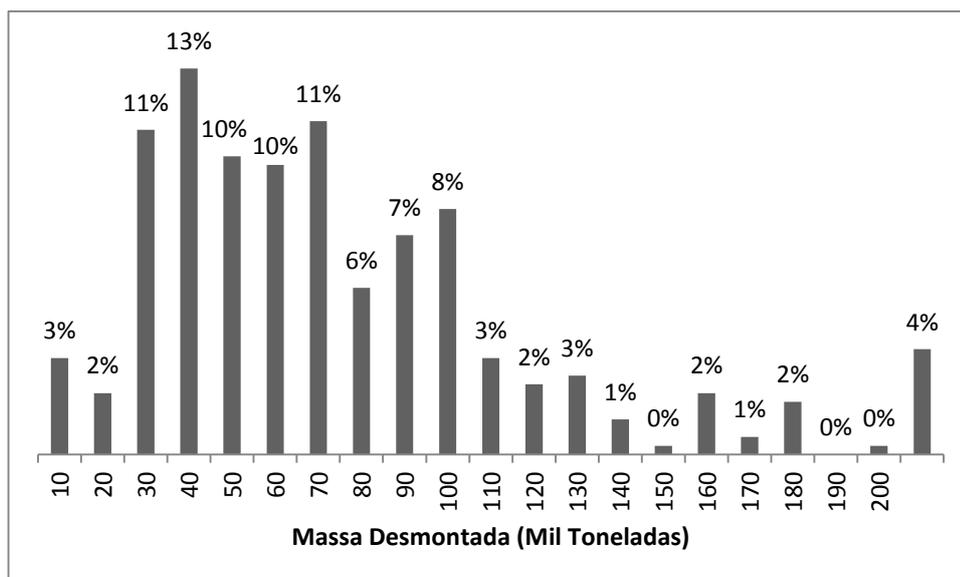


Figura 7 - Histograma de frequência mostrando a massa desmontada por boletim de fogo.

Admitiu-se que o diâmetro de furo selecionado foi adequado. Uma vez que o afastamento depende, muitas vezes, do diâmetro, além de que é um parâmetro cujas opiniões de autores divergem quanto a seu cálculo, este fator não será questionado. Portanto, o afastamento foi considerado adequado e, a partir dele, foram analisados os dados dos boletins de fogo.

Além de utilizar apenas dados na mina em questão, e não de todo o complexo, e de se deter só nas bancadas em que os equipamentos de carga no Capítulo 3.4 atuaram, foram utilizados na análise dos dados os seguintes critérios:

- Utilizar furos com mais de 4 metros de profundidade, já que os furos menos profundos foram considerados desmonte secundário;
- Furos sem carga foram excluídos, os quais representariam furos perdidos ou descartados pelo blaster;
- Os furos onde não consta o tamanho do tampão não foram considerados, pois caso não se utilize confinamento, a energia é perdida para o ambiente, não sendo esta prática recomendada e, portanto, considera-se que os furos sem tampão não foram detonados;

- Furos em que a inclinação não constava assumiu-se que esta é igual a 15 graus, inclinação geralmente utilizada na mina e em praticamente todos os furos de todos os boletins.

3.2.3. ESPAÇAMENTO

O espaçamento executado na mina encontra-se, em sua grande maioria maior que o calculado teoricamente, como mostra a Figura 8, em que 99,4% dos furos estão mais longe do anterior e do posterior em uma mesma linha. Esse fato pode acarretar fragmentação inadequada já que, se o espaço entre os furos é muito grande, as zona influenciada por um furo não se sobrepõem à zona influenciada pelo furo contíguo, deixando, assim, uma região que não será fragmentada e suscetível a formar matacos.

Neste estudo, foram utilizados os espaçamentos contidos nos planos de fogo, disponibilizados pela empresa, os quais foram comparados com o espaçamento “ideal” calculado teoricamente. Estes diferem dos espaçamentos observados em campo, onde percebe-se que o plano inicial não é seguido.

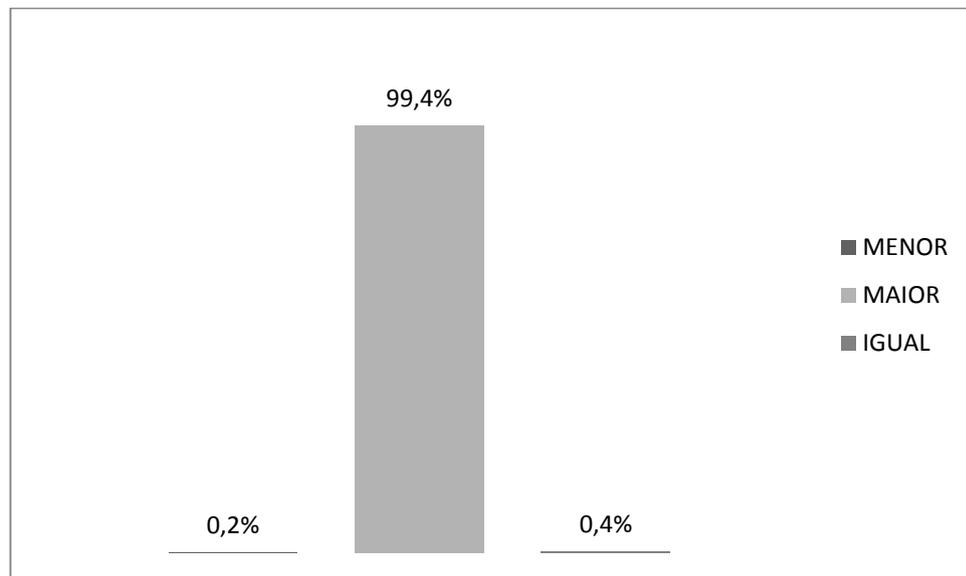


Figura 8 - Análise dos espaçamentos executados na mina quando comparados aos valores calculados.

A Figura 9 mostra a distribuição do erro entre o espaçamento definido no plano de fogo da empresa e o espaçamento ideal sob o ponto de vista teórico. Em sua maioria, os furos estão espaçados entre um e dois metros a mais que o calculado, sendo que essa diferença varia entre quatro metros menor e cinco metros maior que o calculado. Portanto, o plano de fogo deve ser revisado e adequado à geologia local, levando-se em consideração as indicações bibliográficas.

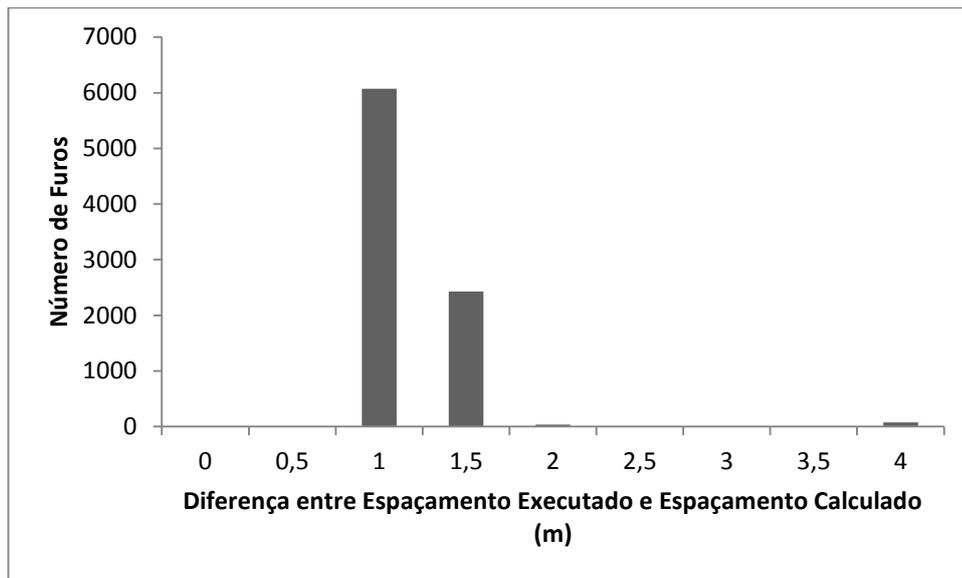


Figura 9 - Histograma da diferença entre os espaçamentos contidos nos boletins de fogo e os calculados.

Percebe-se, claramente, que os espaçamentos não são padronizados ao se observar a Figura 10, feita em campo, em que as setas vermelhas marcam o espaçamento entre furos, demonstrando que, em uma mesma linha, são utilizados dois espaçamentos completamente diferentes, o que ocasiona irregularidade na malha. No local em que o espaçamento é menor que o determinado, ocorrerá fragmentação excessiva e formação de finos; já na região de espaçamento maior que o ideal, a energia do explosivo não conseguirá impactar toda a região entre furos e poderá ocorrer formação de matacos.



Figura 10 - Foto retirada em campo, na mina de estudo, mostrando que os espaçamentos são irregulares, contrariando as diretrizes teóricas e o plano de fogo estabelecido.

3.2.4. PROFUNDIDADE DE FURO

A profundidade do furo determinará, como expresso no Capítulo 2, o piso da próxima frente de lavra, tendo, assim, importância fundamental. Caso seja maior que o determinado, a quantidade de explosivo utilizada será, também, maior que a esperada e uma energia maior será desprendida. Ainda, poderá causar fraturamento na porção superior da próxima bancada e rebaixamento do piso em algumas regiões. Já profundidades menores que a calculada, de acordo com Dick et al (1983), irá determinar um acúmulo de explosivo acima do nível inferior, aumentando a quantidade de desmontes secundários e reduzindo a vida útil dos equipamentos. Além disso, furos menores que o calculado irão formar repés e degraus e podem ocasionar lançamento de material. Portanto, profundidades adequadas são fundamentais para a uniformidade do piso do nível inferior e distribuição adequada de energia no desmonte do maciço.

Os dados utilizados para análise de profundidade foram obtidos nos boletins de fogo, nos quais os operadores anotam as metragens perfuradas em campo. Como comparativo, foram determinadas as profundidades “ideais” do ponto de vista teórico.

Na Figura 11, pode-se verificar que 96% das perfurações são menores que as sugeridas e apenas 4% são maiores. Isso significa que, ao se perfurar uma metragem inferior que a estipulada, os furos são feitos em menos tempo, o que resulta em uma maior quantidade de furos por hora. Do mesmo modo, se economiza materiais de consumo e de desgaste nas

perfuratrizes, pois, ao perfurar menos, há menos desgaste. Agrava-se a isso o fato de que, considerando-se que o tampão não seja reduzido quando o furo é menor que o ideal, usar-se-á menos explosivo, resultando em menor energia, afetando a qualidade do desmonte, ou, em outros termos, subutilização do furo.

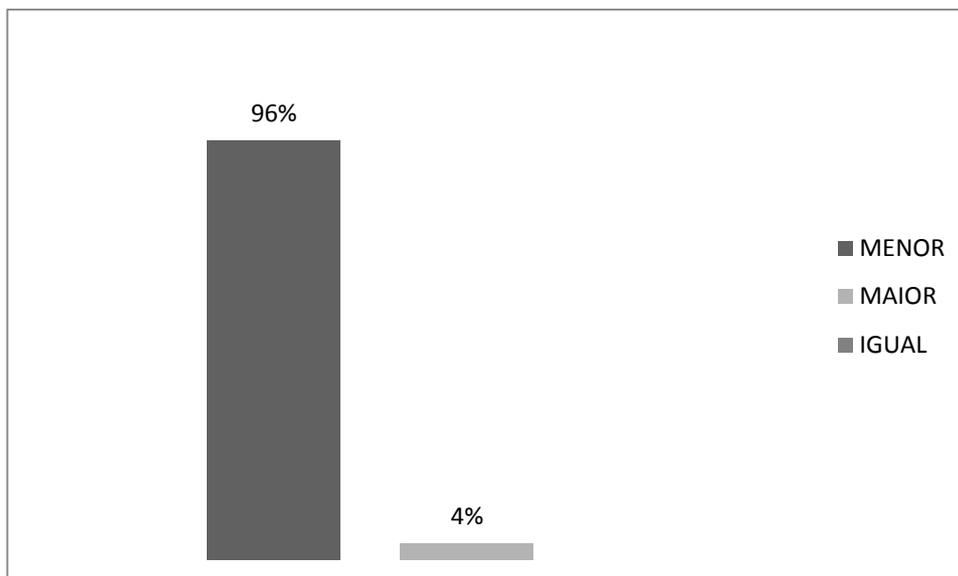


Figura 11 - Percentual de furos menor e maior que o ideal.

É importante, ainda, a verificação de quanto à profundidade dos furos se afasta da calculada, pois erros nesta variável são comuns já que dependerá da habilidade do operador e da precisão do equipamento, assim, desvios pequenos são considerados aceitáveis. A Figura 12 apresenta o histograma das diferenças entre as profundidades dos furos em campo e da profundidade determinada nos planos.

No histograma da Figura 12 tem-se, inicialmente, uma irregularidade acentuada nos dados, mostrando que a perfuração é bastante errática, praticamente não seguindo o estipulado e estando, em sua maioria, abaixo do esperado (como também mostrado na Figura 12). As diferenças entre as profundidades concentram-se entre 1 e 4 metros menor do que a ideal, no entanto, verifica-se, por meio dos boletins de fogo, que essa variabilidade pode ser maior em alguns casos, entre 18 metros menor e 7 metros maior.

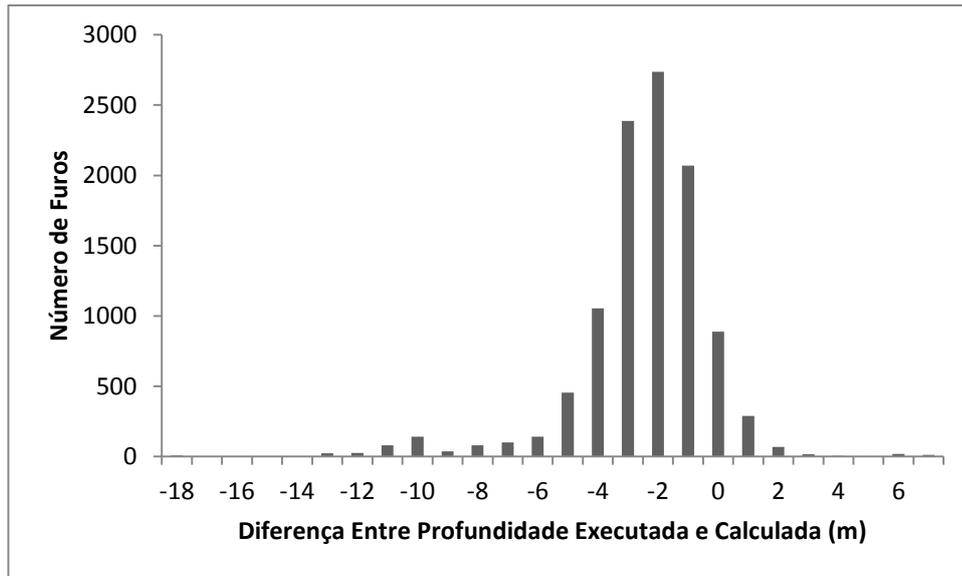


Figura 12 - Histograma das diferenças entre profundidade de furo em campo e a determinada no plano de fogo.

Em campo, também, se observa a variação das profundidades, mesmo em bancadas com topos regulares, como mostrado na Figura 13. Nessa figura estão circulados os marcadores utilizados para mostrar as profundidade de cada furo para a equipe de carregamento com explosivos, estes marcadores apresentam-se em uma mesma bancada em que o topo é considerado regular, ainda assim, o furo da esquerda possui 17 metros, ao tempo em que o da direita, 14 metros. Verificou-se, ainda, que os furos ao fundo da figura, tem profundidade igual a 15 metros, sem que haja rebaixamento do piso nesta direção.



Figura 13 – Banco perfurado na mina de estudo mostrando a diferença entre as profundidades de furos em uma mesma bancada com topo na mesma cota O furo da esquerda tem 17 m e o da direita 14 m.

3.2.5. TAMPÃO

O tampão deverá fornecer o confinamento adequado ao explosivo, de modo que energia não seja desperdiçada durante a detonação, por este motivo, não deverá ser grande ou pequeno demais. Um tampão maior que o necessário poderá resultar em matacos na parte superior da bancada, já que a energia do explosivo não será suficiente para atingir essa região. Por outro lado, um tampão muito pequeno permitirá grandes deslocamentos de ar, ultralançamentos e “*backbreaks*”.

Faz-se, assim, necessário analisar os tamanhos de tampões utilizados, o que é mostrado na Figura 14, onde 86% dos tampões estão acima do tamanho considerado ideal e 14% deles estão abaixo.

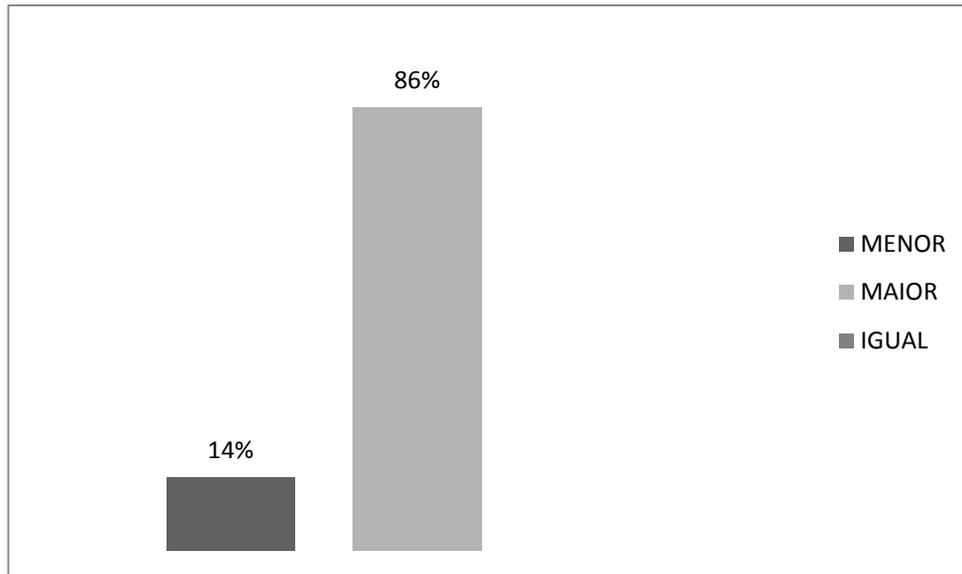


Figura 14 - Percentual de tampões menores, iguais ou maiores que o tamanho recomendável.

Este dado se soma às porcentagens correspondentes a profundidades menores que a calculada, mostrando um elevado confinamento aliado à baixa quantidade de explosivos em cada furo, resultando em energia insuficiente para uma fragmentação adequada.

Do mesmo modo que algum erro de profundidade é considerado aceitável, erros de tamanho de tampão são aceitáveis dentro de um limite que varia de acordo com a situação. Portanto, plotam-se os tamanhos de tampão em um histograma, a fim de verificar o espalhamento deste erro, como na Figura 15. Verifica-se que os erros são bastante grandes, ultrapassando os 2 metros e chegando, embora em percentual baixo, aos 10 metros (37 furos foram tamponados com 10 metros a mais de material que o esperado). Já quando os tampões são menores que o calculado, este erro é drasticamente reduzindo, atingindo, no máximo, 4 metros a menos, suficientes para causar prejuízos à produção.

Pela Figura 16, imagem obtida logo após o desmonte, antes do início das operações de carregamento desta frente de lavra, há uma grande quantidade de matacos na parte superior da pilha, o que irá dificultar o carregamento, influenciando nos tempos de ciclo das escavadeiras e aumentando desgaste das peças, principalmente relacionadas a cabos de caçamba e à caçamba propriamente dita.

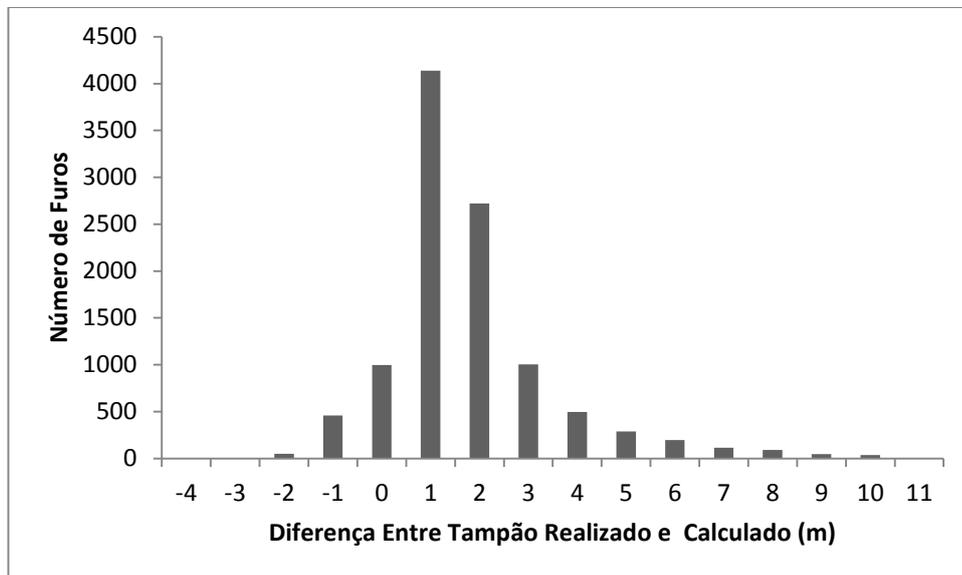


Figura 15 - Histograma representativo da variação dos tamanhos dos tampões executados em relação ao ideal.



Figura 16 - Desmonte com grande quantidade de fragmentos acima do tamanho desejado na parte superior da pilha.

3.3. CARREGAMENTO

3.3.1. EQUIPAMENTOS DE CARREGAMENTO

O carregamento é realizado por uma frota composta por 45 equipamentos os quais possuem distintas características e exigências. Como regra geral, são equipamentos de grande porte, devido à grande produção. Como, este trabalho se restringe a uma mina específica dentro do complexo, tratou-se apenas com os equipamentos operantes no local de estudo, os modelos e suas capacidades (de acordo com os manuais dos fabricantes) podem ser vistos na Tabela 3.

Tabela 3 - Lista de equipamentos de carregamento

Frota	Equipamento de Escavação	Tipo de Equipamento	Capacidade (toneladas)
Bucyrus 295B III	EC3257, EC3258	Escavadeira Elétrica Frontal	50
Bucyrus 295HR	EC3301, EC3302, EC3303, EC3304	Escavadeira Elétrica Frontal	50
Le Tourneau L1850	PE3774, PE3782, PE3785, PE3780, PE3783, PE3781, PE3784,	Pá Carregadeira	54
Le Tourneau L2350	PE3777	Pá Carregadeira	72
Komatsu PC5500	EM2970	Pá Carregadeira	49

É importante ressaltar que existem, ainda, equipamentos de infraestrutura (Infra), os quais não serão considerados neste trabalho uma vez que se deslocam entre as minas, impedindo, assim, que seja feita a correlação entre a qualidade do desmonte realizado na mina em questão e o carregamento efetuado por estes equipamentos. Serão analisados, aqui, apenas os equipamentos que se encontram em operação na mina de estudo.

3.3.2. PRODUÇÃO DOS EQUIPAMENTOS DE CARREGAMENTO

De maneira a possibilitar uma análise do impacto da atividade de Perfuração & Desmonte na produção dos equipamentos de carregamento, deve-se, primeiramente, mensurar o tempo que estes utilizam para produção e a quantidade de material movimentada por cada um deles, como mostra a Figura 17. É importante observar que o tempo de produção é medido pelo operador que fica responsável por apropriar a atividade realizada no software do equipamento, fato que pode ocasionar erros, uma vez que, por meio de acompanhamento em campo, foi verificado que há apropriações equivocadas, bem como em alguns casos os operadores esquecem-se de apropriar uma nova atividade.

Por meio da quantidade de massa movimentada por equipamento, pode-se definir quais equipamentos possuem maior rendimento.

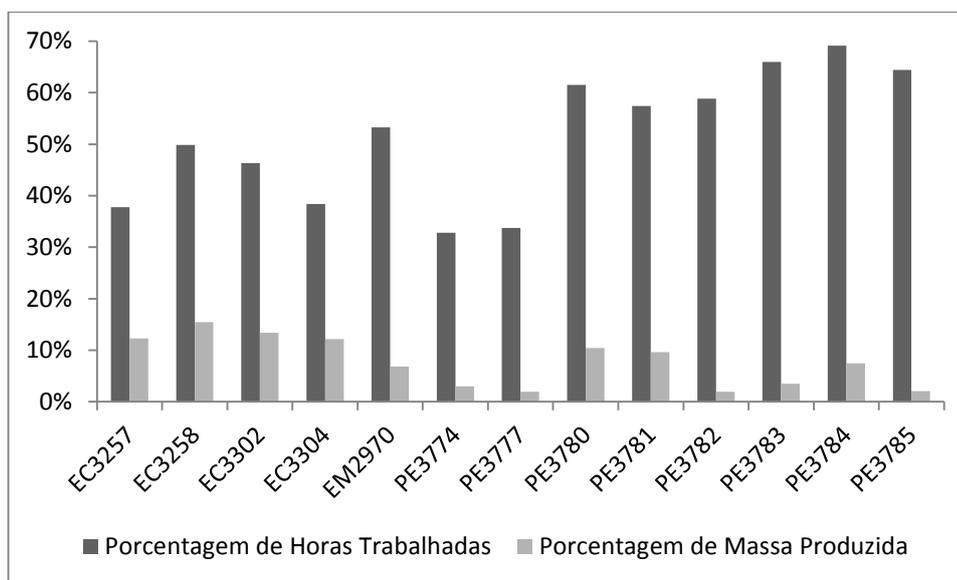


Figura 17 - Gráfico comparando a porcentagem produzida por cada equipamento com a porcentagem de horas trabalhadas.

Por meio desses dados, percebe-se que as escavadeiras (EC) possuem coerência entre horas trabalhadas e quantidade de material movimentado, no entanto, isto não ocorre quando se analisam as pás carregadeiras (EM e PE), nas quais a massa movimentada não acompanha as horas trabalhadas, indicando que em grande parte do tempo trabalhado não há carregamento de material.

As escavadeiras, cujas *tags* são EC, possuem entre 38% e 53% das horas de calendário apropriadas como horas trabalhadas, sendo responsáveis por mais de 40% da massa movimentada na mina. Ainda, estes equipamentos mantêm relação direta entre horas trabalhadas e porcentagem de material movimentada, ou seja, as escavadeiras EC3257 e EC3304 possuem as menores quantidades de horas trabalhadas, sendo, entre as escavadeiras, os equipamentos que possuem, por consequência, as menores massas movimentadas.

Por outro lado, o gráfico da Figura 17 indica que pás carregadeiras, cujas *tags* se iniciam com EM ou PE, a porcentagem de horas trabalhadas de cada equipamento, em relação às horas de calendário, varia entre 33% e 66%, tendo como média 53% das horas de calendário utilizadas em trabalho. A massa movimentada pelas pás carregadeiras corresponde a quase 47% da tonelagem total na mina. No entanto, estes equipamentos não demonstram, em um primeiro momento, relação entre horas trabalhadas e massa movimentada. O equipamento com maior porcentagem de horas trabalhadas, PE3783, com 66% das horas calendário apropriadas como trabalhadas, possui uma das menores porcentagens de material movimentado, apenas 3% do total da mina. Já uma das pás com menor porcentagem de horas trabalhadas, PE3774, 33% das horas calendário, é responsável pelos mesmos 3% da tonelagem total movimentada na mina. É importante salientar que ambos pertencem à mesma frota. Este último equipamento, PE3774, tem, por meio desta análise, maior rendimento que o anterior, PE3783.

Dentro do contexto de análise de produção por equipamento, deve-se observar o carregamento dos diferentes tipos de materiais presentes na mina, já que as litologias apresentam características distintas. Portanto, na Figura 18, os materiais foram divididos entre minério (ROM), estéril (EST) e outras movimentação, que representam os materiais que formaram estoques ao longo do processo produtivo por diversos motivos e que necessitam de movimentação novamente.

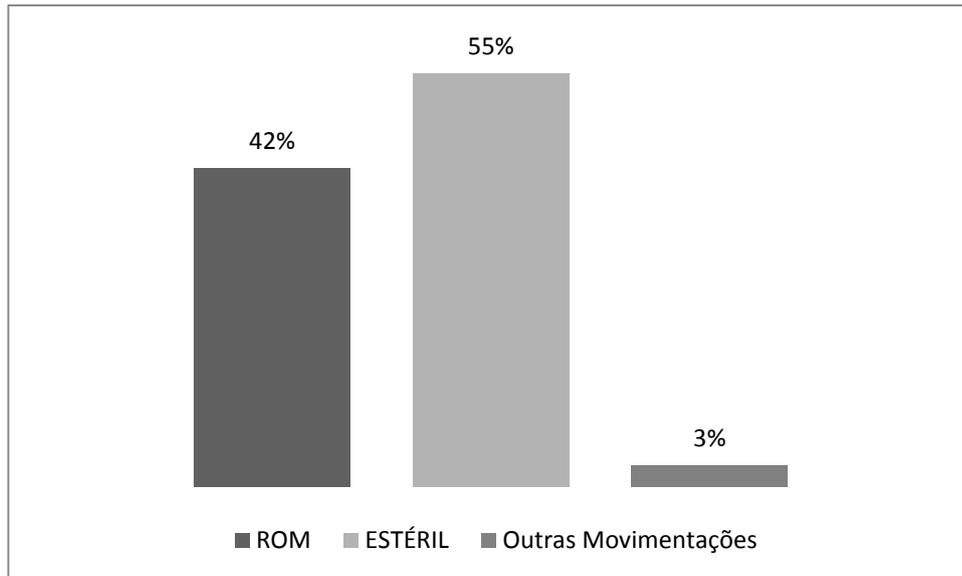


Figura 18 - Porcentagem de carregamento de minério (ROM), estéril (EST) e outras movimentações (OM).

Após a separação entre materiais, pode-se observar se há algum equipamento restrito ao carregamento de algum material específico, como mostra a Figura 19. Esta separação é importante, pois o tipo de material escavado pode apresentar maior resistência, levando a um aumento no tempo de ciclo e a uma menor eficiência. Com exceção da escavadeira EC3304, a qual trabalha preferencialmente em estéril, não há escavadeira específica para minério ou estéril, fato este que se deve, também, a mistura dos diversos materiais em uma mesma frente de lavra. Considerando as pás carregadeiras, PE3777, PE3781, PE3782 e PE3785, apesar de carregarem diversos tipos de material, trabalham, preferencialmente, em estéril, enquanto as outras tem seus tempos de produção bem dividido entre estéril e minério. Em todos os casos, há poucas “outras movimentações”.

Comparando-se as pás carregadeira PE3774 e PE3783, se observa que a diferença de rendimento entre elas não é decorrente apenas dos tipos de materiais que cada uma é responsável, uma vez que ambas operam tanto em estéril quanto em minério.

Tem-se, ainda que, de acordo com a Figura 20, as escavadeiras são responsáveis por 56% da produção de ROM, mesmo que sejam apenas 4 equipamentos, sendo também responsáveis pela maior parte de produção de OM e de estéril.

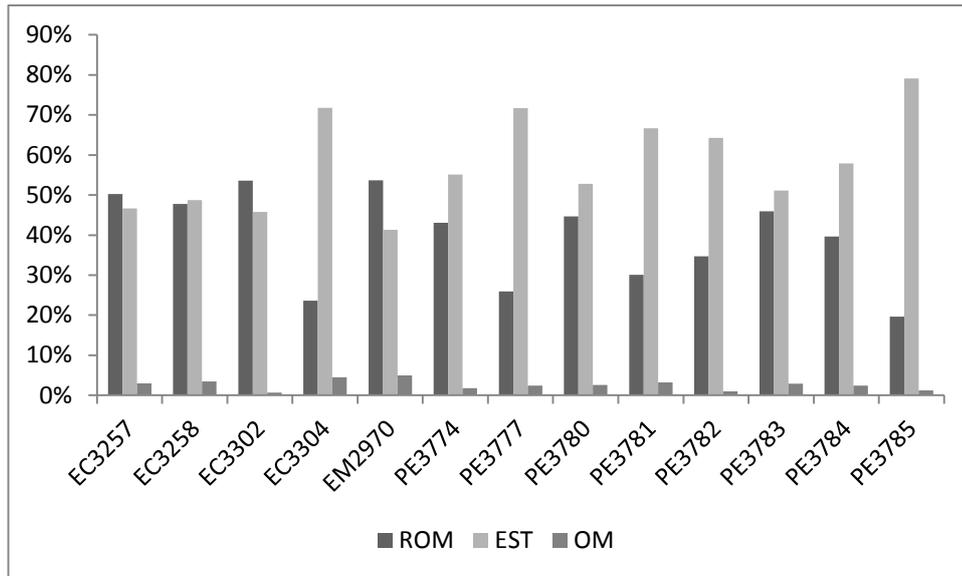


Figura 19 - Porcentagem de material carregado em relação à massa total movimentada, por equipamento.

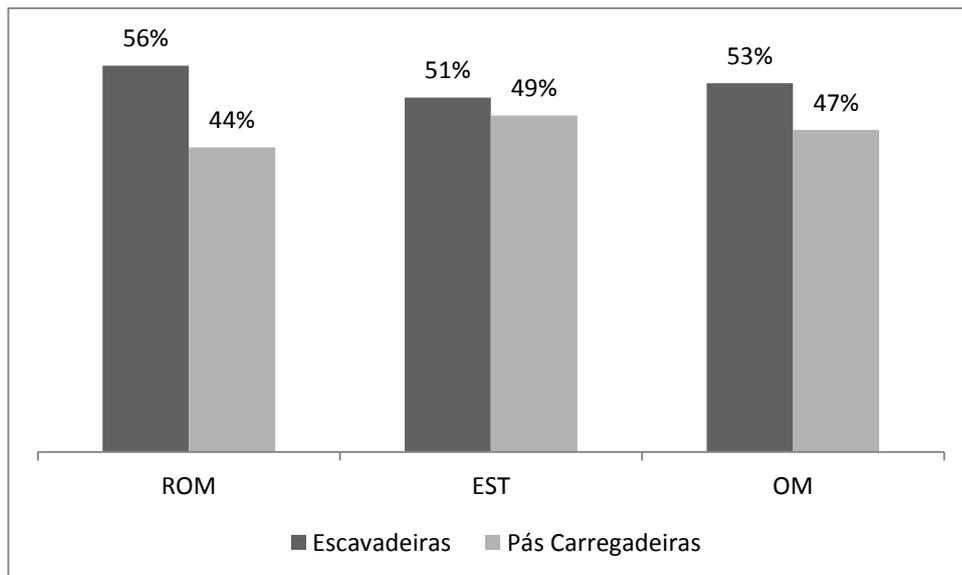


Figura 20 - Gráfico de distribuição de materiais carregados por tipo de frota.

3.3.3. FATORES DE INFLUÊNCIA NA ETAPA DE CARREGAMENTO

Objetivando determinar quais as principais causas de paradas da operação de carregamento, analisaram-se as planilhas de apropriação dos equipamentos de modo a se quantificar as horas improdutivas e de manutenção, como mostra a Figura 21. De modo geral,

ou seja, considerando-se todos os equipamentos, temos que as horas improdutivas correspondem a mais de 25% das horas totais e a manutenção é responsável por quase um quarto do tempo dos equipamentos.

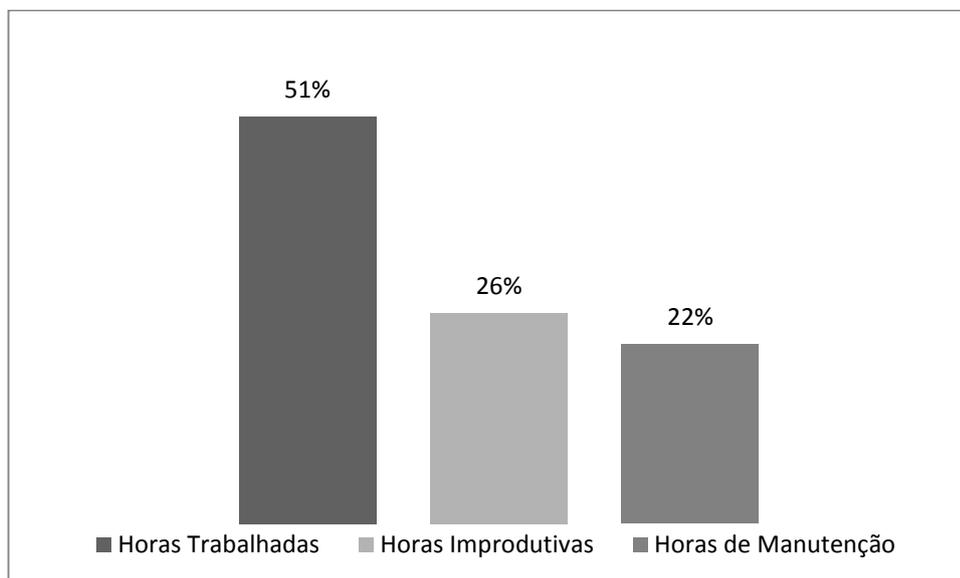


Figura 21 - Porcentagem de tempo usado para cada atividade.

Deve-se, ainda, verificar qual a distribuição por equipamento. Na Figura 22, as horas improdutivas podem chegar a 48%. Já as horas de manutenção chegam a 46% na carregadeira PE3777, passando facilmente dos 20% nos outros equipamentos. Valores bastante altos quando comparados à tabela de distribuição de tempos definida por Van Barneveld, apresentada no Capítulo 2.

Tem-se, portanto, que a análise dos dados gerais é bastante similar à análise dos dados de cada equipamento separadamente. Em ambos os valores de horas improdutivas giram em torno dos 20% e as horas de manutenção permanecem em um quarto das horas de calendário.

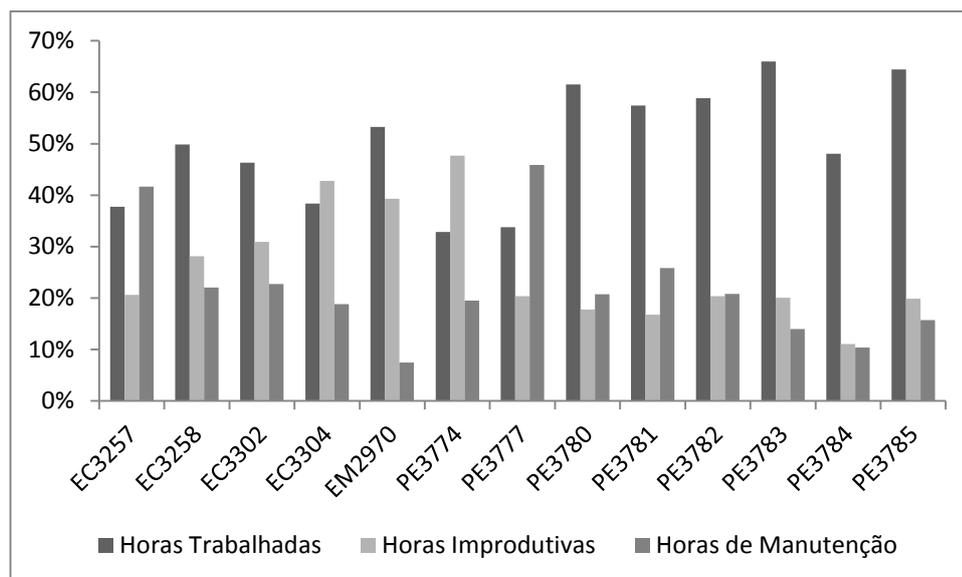


Figura 22 - Percentual das horas improdutivas e de manutenção em relação às horas de calendário.

3.3.4. FATORES DE HORAS IMPRODUTIVAS

Por meio das anotações de campo referentes às paradas dos equipamentos, pode-se determinar suas causas, as quais dividem-se em Horas Improdutivas e Horas de Manutenção. A análise das horas improdutivas permite que sejam identificados os principais motivos de “não produção” dos equipamentos e que sejam tomadas medidas visando à redução destas, com conseqüente aumento de produção. Deste modo, há uma redução no desperdício (já que os custos fixos, tais como gastos com operadores, se mantêm) e há um aumento de produção.

Na Figura 23 observa-se que uma das principais causas de paradas é a operação de P & D, responsável por, aproximadamente 16% das horas improdutivas, praticamente junto com condições climáticas (variável sob a qual não se tem controle) representando 17% das horas improdutivas e com o tempo em que o equipamento encontra-se disponível para operação, porém não são utilizados, também 17%. Em seguida, sendo responsável por 15%, encontra-se a atividade de locomoção, que engloba tanto locomoções realizadas para sair da área de desmonte, quanto para troca de frente de lavra. Uma vez que o desmonte influencia nos deslocamentos dos equipamentos, além de gerar horas paradas aguardando que a detonação ocorra e que haja inspeção da área, pode-se considerar ambas as atividades juntas (P & D e locomoções), o que irá representar mais de 30% das horas consideradas improdutivas.

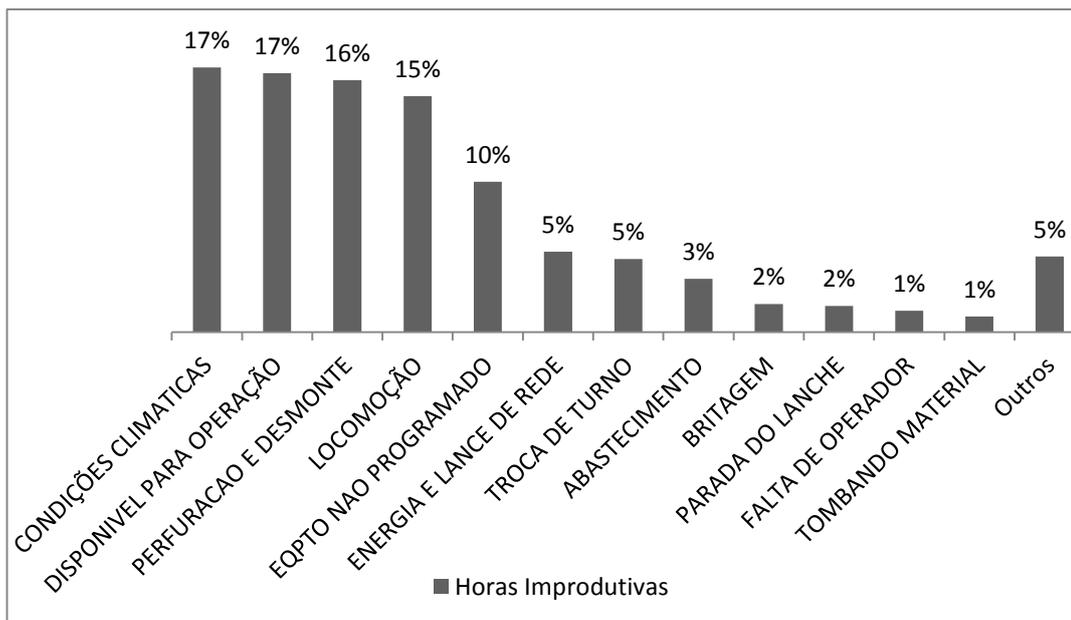


Figura 23 - Porcentagem das horas improdutivo que cada atividade representa.

Chama a atenção, também, a grande quantidade de tempo improdutivo no qual o equipamento encontra-se disponível para operar, porém, não há carregamento realizado. Este tempo ocioso impactará diretamente na eficiência e na utilização. Somando-se a este, o tempo em que o equipamento está disponível, porém, por motivos diversos, que não foram analisados, não estão programados, chega-se a um percentual de aproximadamente 27%.

As condições climáticas compõem aproximadamente 17% das horas improdutivo, podem ser relacionadas à época de chuva, de novembro a fevereiro, conforme Figura 24. Neste ano, especificamente, houve uma precipitação anormal no final de março e início de abril, época, geralmente, mais seca. A mina, nas épocas de chuvas, em função da grande quantidade de barro e da baixa visibilidade, pára de produzir, pois as condições tornam-se inseguras. Ainda, pode-se acrescentar que as poeiras, ainda que tenham percentual muito baixo e estejam contabilizados junto a “outros”, são causadas por condições climáticas muito secas somadas à baixa eficiência do caminhão pipa.

Assim como há diferenças entre frotas, inclusive entre o número de escavadeiras, que possui 4 equipamentos, e pás carregadeiras (9 equipamentos), há também diferenças entre as

horas improdutivas geradas por cada um. A frota de escavadeiras é responsável por 36% das horas improdutivas gerais, enquanto 64% são geradas pelas pás carregadeiras.

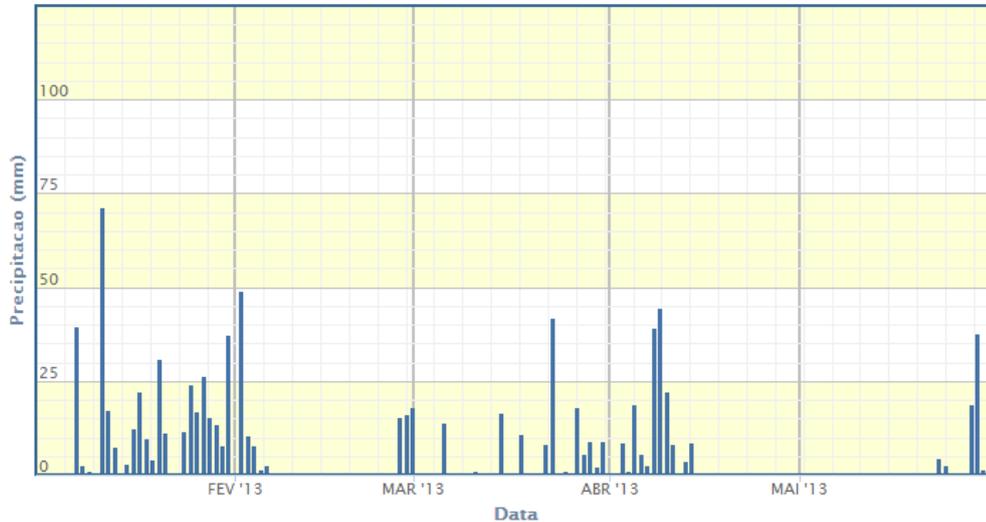


Figura 24 - Pluviometria na localização da mina de estudo. Fonte: <http://www.inmet.gov.br> (26 de maio de 2014).

3.3.4.1.HORAS IMPRODUTIVAS DE EQUIPAMENTOS SOBRE ESTEIRAS

Observando-se apenas os equipamentos sobre esteiras, a frota Bucyrus 295B III e Bucyrus 295HR, pode-se perceber que as porcentagens de horas improdutivas se alteram bruscamente, com as paradas causadas por perfuração e desmonte subindo para 35%, conforme Figura 25 e que, somados, P & D e Locomoções representam mais de 50% das Horas Improdutivas, o que se justifica, uma vez que são os equipamentos responsáveis pela maior parte da produção, exigindo um maior volume desmontado. Observa-se que, este volume desmontado poderia, também, ser atingido aumentando-se o volume de material fragmentado a cada operação de desmonte.

Analisando-se a representatividade das horas improdutivas decorrentes das operações de Perfuração e Desmonte e de Locomoções em relação às horas improdutivas totais, por mês e por equipamento, tem-se a Figura 26, na qual se pode verificar que, para o equipamento EC3304 as horas improdutivas decorrentes de P & D ultrapassam os 60% em todos os meses, já o equipamento EC3302, esta porcentagem não atinge os 20%.

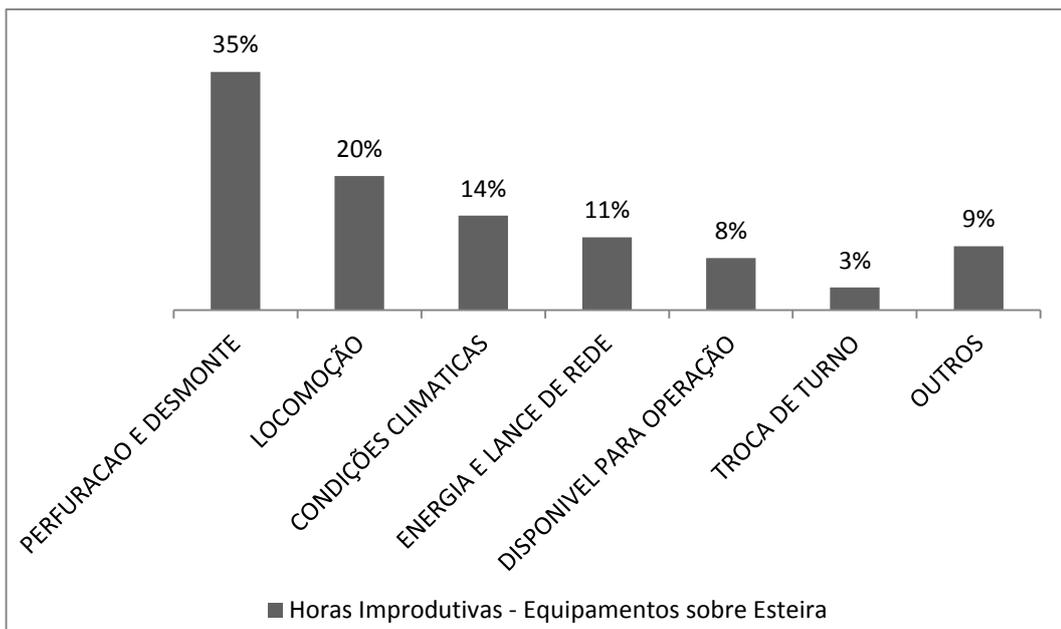


Figura 25 - Porcentagem de horas improdutivas geradas pelas atividades das escavadeiras (equipamentos sobre esteira).

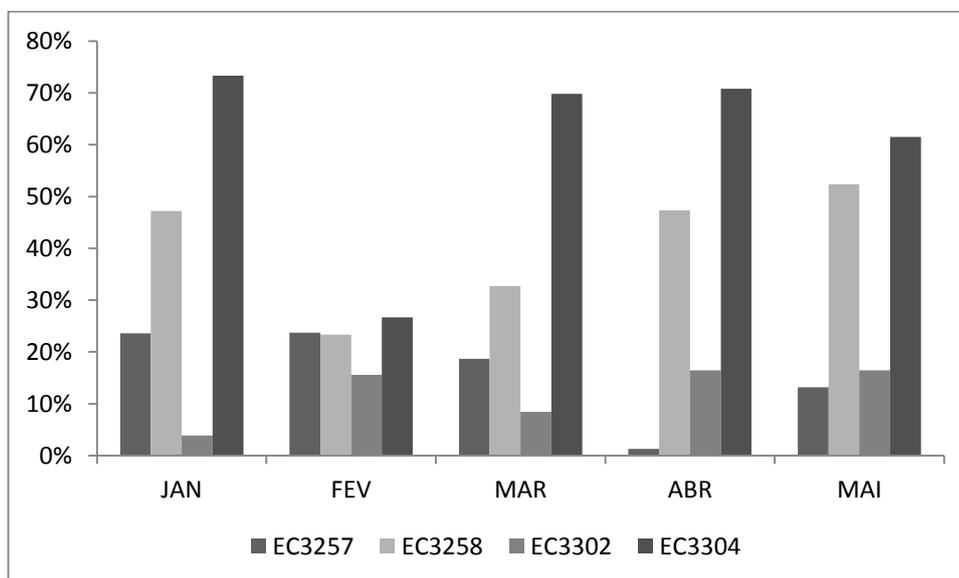


Figura 26 - Representatividade das horas improdutivas decorrentes de Perfuração e Desmonte, por mês e por equipamento.

Já o gráfico da Figura 27 apresenta a porcentagem de horas improdutivas causadas por locomoções. Pode-se verificar que as porcentagens mensais por equipamento ficam, em geral, abaixo da média de 20%, com exceção da escavadeira EC3302, no mês de janeiro a qual atinge mais de 75%.

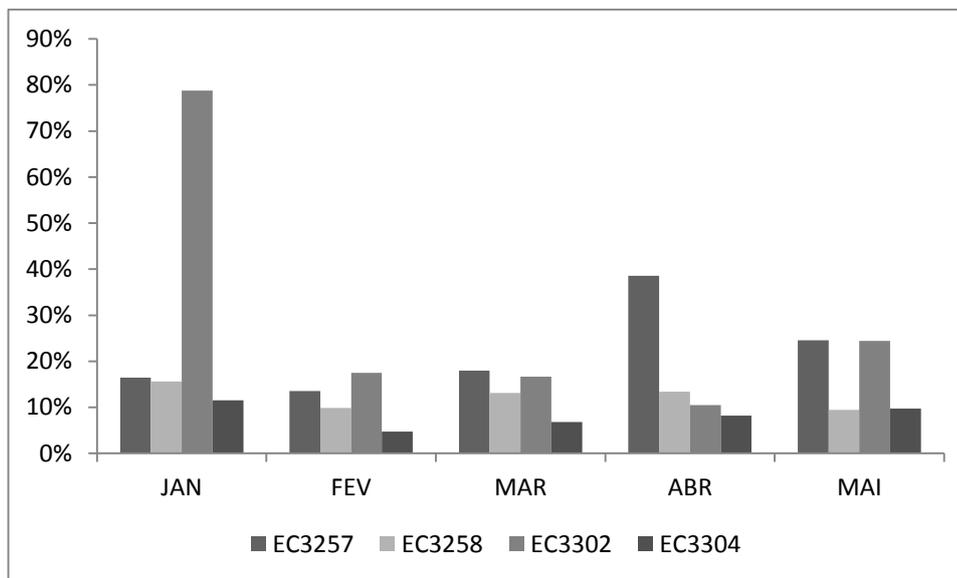


Figura 27 - Percentual de horas improdutivas causadas por locomoção dos equipamentos sobre esteiras.

3.3.4.2. HORAS IMPRODUTIVAS DE EQUIPAMENTOS SOBRE PNEUS

Já ao se observar somente os equipamentos sobre pneus, Figura 28, tem-se, novamente, uma grande alteração dos dados de causas de paradas. Neste caso, perfuração e desmonte deixa de ser a principal causa de horas improdutivas, caindo para apenas 6% das horas, e locomoção, que tem sua representatividade reduzida para 13%, a qual já era esperada uma vez que os equipamentos sobre pneus possuem, como característica, uma maior mobilidade. A principal causa de paradas passa a ser a inatividade dos equipamentos que se encontram disponíveis, 22% das horas improdutivas, e as condições climáticas, 19%, sobre as quais não há controle, não programação do equipamento, 15%. Somando-se o tempo disponível e não utilizado ao tempo em que não houve programação, chega-se a quase 35% de horas de inatividade.

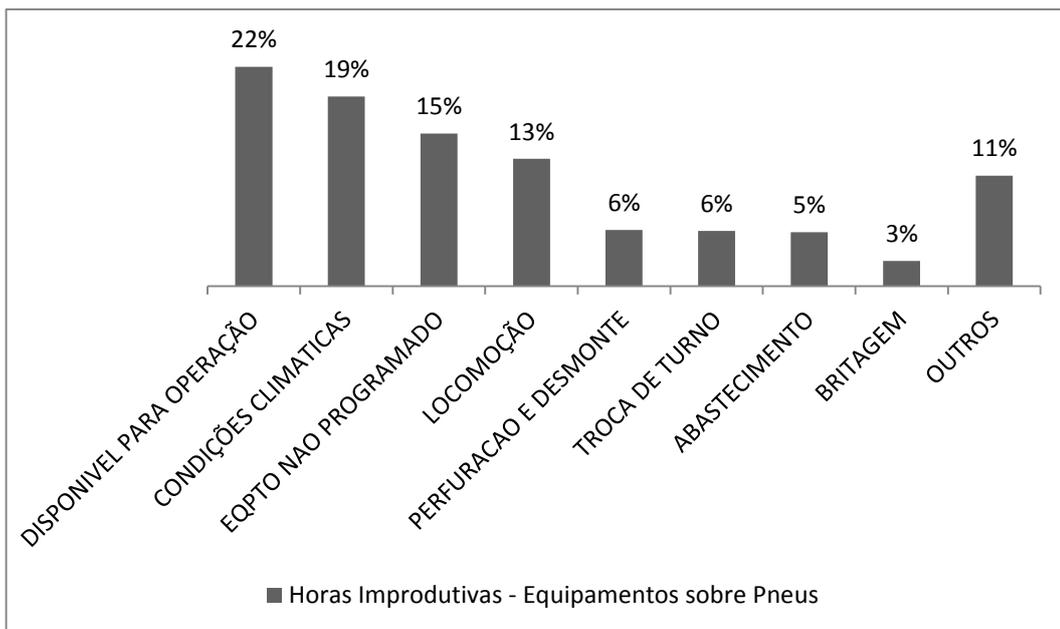


Figura 28 - Porcentagem de horas improdutivas geradas pelas atividades das pás carregadeiras (equipamentos sobre pneus).

Observando a Figura 29, tem-se que, com exceção da escavadeira sobre pneus EM2970, que tem alta representatividade da operação de P & D nas horas improdutivas no mês de maio, para todos os outros equipamentos sobre pneus, os quais são pás carregadeiras, esta causa não atinge 5% das horas consideradas improdutivas. Este fato, poucas paradas em função das operações de Perfuração e Desmonte em pás carregadeiras, pode ser decorrente do fato que, por serem sobre pneus e terem, por isso, maior mobilidade, estes equipamentos se deslocam para outras frentes de lavra quando ocorre um desmonte, assim, há aumento das locomoções. Ainda, pode ser que nos momentos de desmonte o equipamento não tenha sido programado para operar, assim, as horas improdutivas são apropriadas como “Disponível para Operação” e “Não Programado”, reduzindo o impacto da operação de P & D.

Considerando-se equipamentos sobre pneus, tem-se a locomoção como responsável por até 30% das horas improdutivas mensais por equipamento, porém, encontram-se, algumas vezes, valores bastante abaixo da média geral, que é de 13%, como observado na Figura 31.

Observa-se, dessa forma, uma divisão bastante clara dos equipamentos, os quais se comportam de maneira diferenciada. Deve-se, então, tratá-los separadamente. Deste modo,

este trabalho será focado nos equipamentos sobre esteiras, os quais são os mais prejudicados com o a operação de P & D.

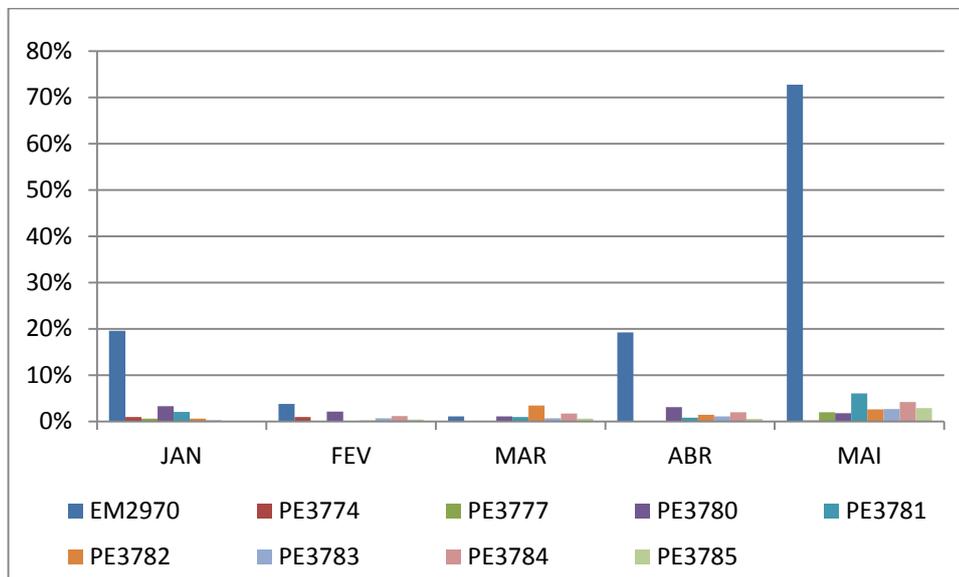


Figura 29 - Representatividade das horas improdutivas geradas por P & D para equipamentos sobre pneus.

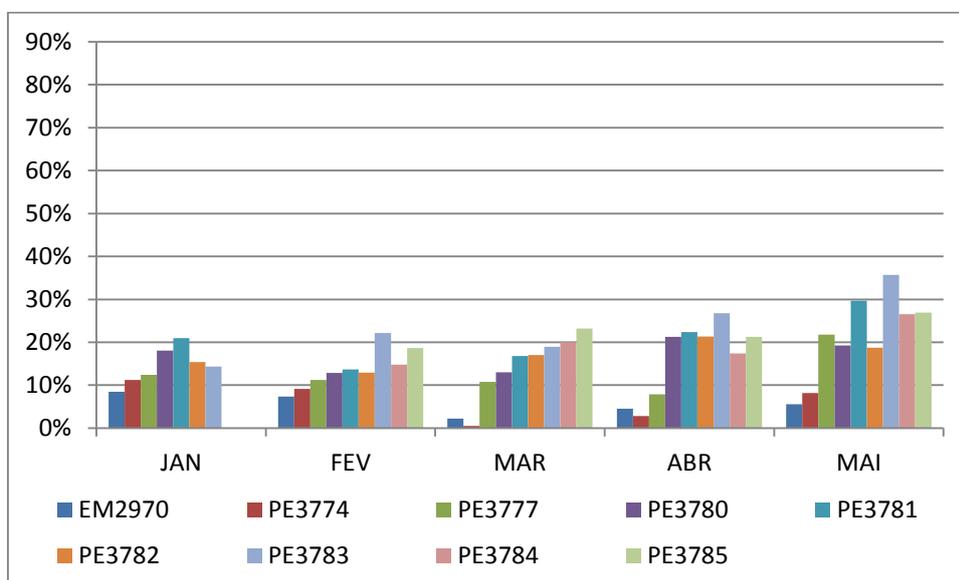


Figura 30 - Representatividade das horas improdutivas geradas por locomoção para equipamentos sobre pneus.

3.3.5. FATORES DE HORAS DE MANUTENÇÃO – ESCAVADEIRAS

As manutenções dividem-se em Preventiva e Corretiva (Programada e Não Programada), como descrito no Capítulo 2. Assim, uma vez que o tipo de manutenção impacta fortemente nos custos finais, inicia-se a análise de dados observando-se qual a divisão de horas de manutenção, em percentual, como na Figura 31.

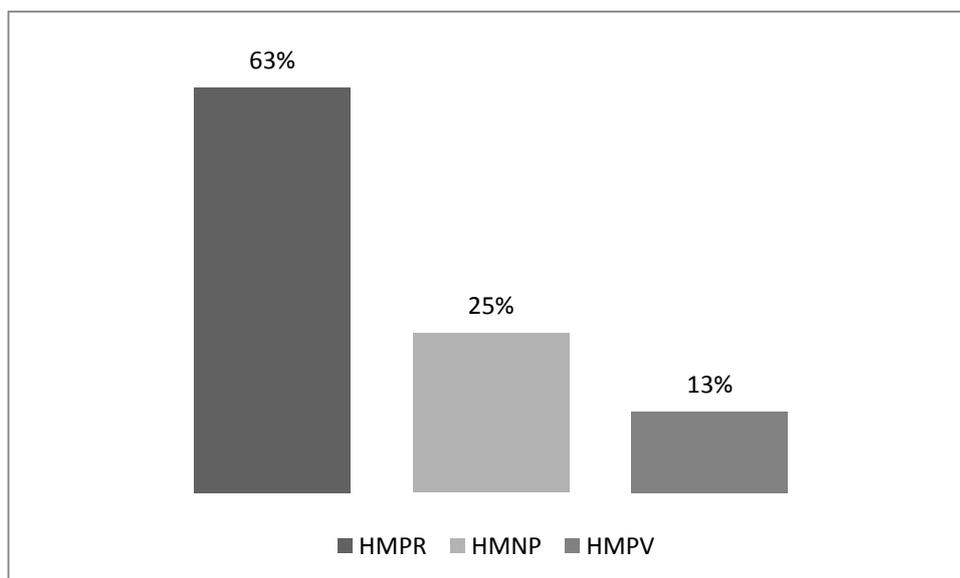


Figura 31 - Divisão percentual das horas de manutenção entre Corretiva Programada (HMPR), Corretiva Não Programada (HMNP) e Preventiva (HMPV).

Verifica-se, portanto, que 63% das horas de manutenção são dispensadas a Corretivas Programadas, enquanto um quarto das manutenções ainda é de caráter emergencial, valor maior que o estipulado por Xavier (2013), que é de no máximo 20% de manutenções não programadas, e apenas 13% das horas são de manutenções preventivas, contrariando os dados de Xavier (2013) de que no país entre 30% e 40% das manutenções são preventivas. Percebe-se, assim, que melhorias nessa área com o intuito de reduzir as manutenções não programadas, podem impactar bastante nos custos de manutenção e na produtividade, o que reforça a necessidade de se fazer estudos de influências do desmonte nas operações subsequentes, levando em consideração que paradas para manutenção e quebra dos equipamentos podem ser reduzidas com a melhoria da operação de P & D.

Analisando-se a divisão das horas de manutenção por equipamento de escavação, como na Figura 32, fica evidente que a quantidade de horas dispendida em

manutenção corretiva é bastante alta, sendo que a programada chega a quase 90% do tempo na escavadeira EC3257 e na escavadeira EC3302 as horas de manutenção não programada correspondem a quase 60% do tempo.

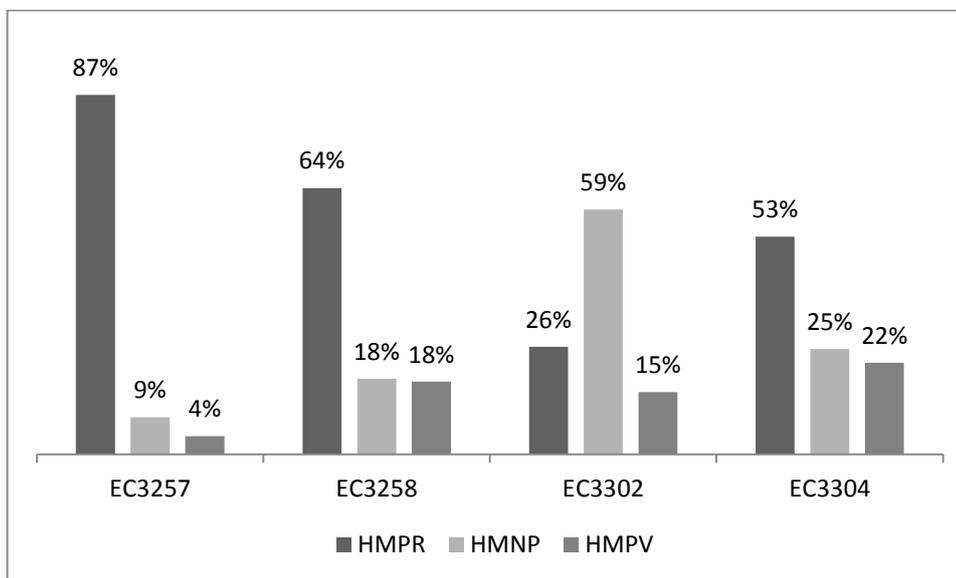


Figura 32 - Divisão das horas de manutenção por equipamento de escavação.

Como análise de causas preliminares, analisam-se as apropriações utilizadas para cada reparo efetuado na mina. Pela Figura 33, constata-se que a principal manutenção realizada é de Mecânica Programada, com quase metade das horas de manutenção, seguida pela Mecânica Preventiva e Não Programada. Importante salientar que o tempo em que a equipe ou o equipamento estão aguardando (material, apoio, mão de obra) atinge 16% das horas de manutenção.

Aprofundando-se o estudo das causas básicas de manutenção, deve-se analisar os comentários feitos pelos operadores no sistema utilizado para controle de manutenções realizadas, onde são anotados os tipos de manutenção, equipamento, horário inicial e final,

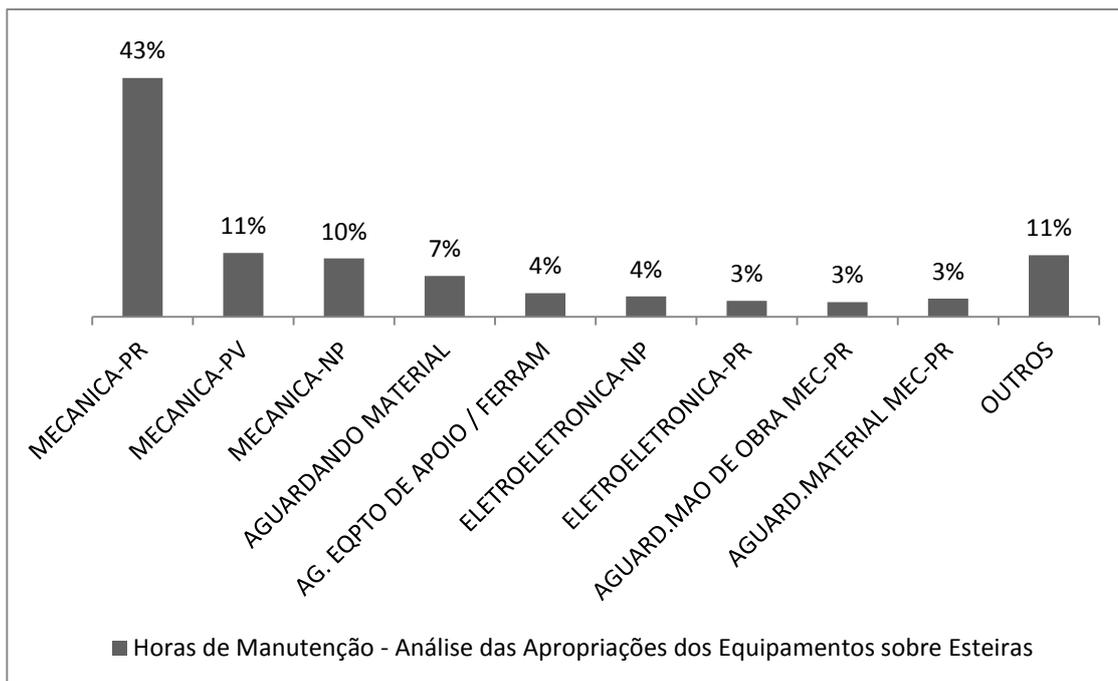


Figura 33 - Gráfico de causas preliminares de manutenção nos equipamentos de escavação.

Uma das principais causas de manutenção nas escavadeiras sob esteiras encontra-se relacionada a problemas na elevação da caçamba, representando quase 30% das horas totais de manutenções destes equipamentos, como pode ser visto na Figura 34. Segue-se o percentual de reparos em esteiras (16%) e paradas decorrentes de problemas de locomoção e em cabos de caçambas.

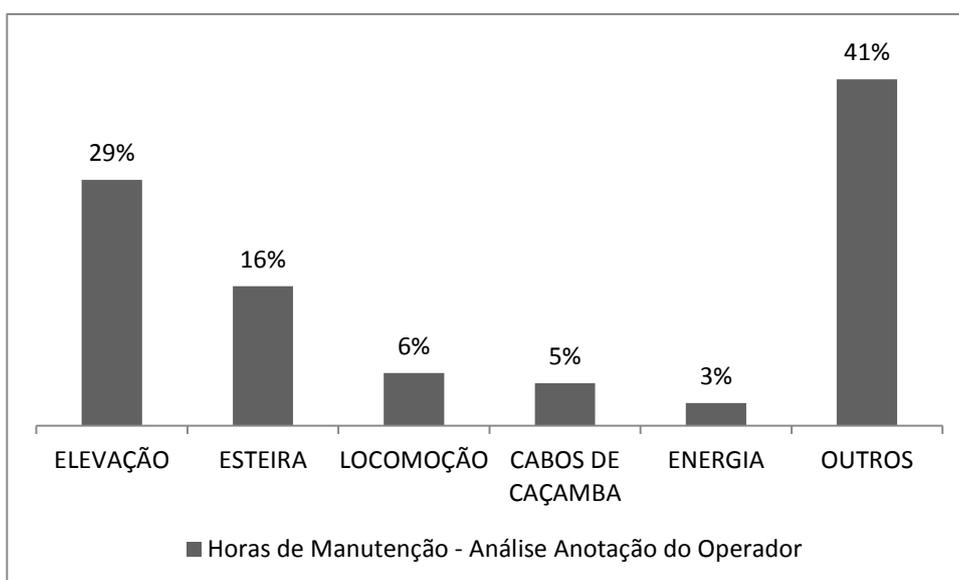


Figura 34 - Análise de causas de manutenções pela análise dos comentários dos diários de manutenção.

A elevação é o movimento que permite encher a caçamba, como descrito no Capítulo 2.3, sendo representado por penetração na pilha e enchimento. Assim, como descrito anteriormente, o aumento nas tensões sobre a caçamba decorrentes de posicionamento incorreto, alta compactação da pilha, grande número de material de grandes proporções irão exigir um aumento na força de escavação, levando a desgaste precoce das peças responsáveis por este movimento.

Sabe-se que as escavadeiras sobre esteiras exigem piso regular, o que, de acordo com análise dos boletins de fogo e análises de campo, não ocorre na mina. Há, portanto, um desgaste maior desta parte do equipamento, o que pode ser motivo deste alto valor de horas de manutenção. Outro fator de influência são as horas improdutivas devidas à locomoção e desmonte, uma vez que estes equipamentos, por se tratarem de grande porte, devem ter a quantidade de locomoção reduzida. Os problemas de locomoção tem causas similares aos de esteira.

Os cabos de caçamba são muito exigidos quando o equipamento trabalha em material muito coeso, com pouca ou nenhuma fragmentação ou com matacos, pois nestas condições de trabalho, os movimentos de penetração na pilha de material desmontado, de enchimento da caçamba e de elevação encontram maior resistência do material, aumentando as forças atuantes nos cabos e levando-os a ruptura precoce.

A energia representa muitas horas de manutenção em escavadeiras pois para que a locomoção possa ocorrer tanto para troca de frente de lavra quanto para sair de região de desmonte, devem-se desligar os cabos e desloca-los para o próximo local de atuação do equipamento, esta atividade de deslizar e religar os cabos é realizada por equipe de manutenção. Além disso, ocorre também problemas nos cabos tais como cortes e rupturas, o que irá exigir manutenção. Ainda, quando ocorre detonação, é aconselhável que haja desligamento da energia da região, por motivos de segurança. Estes fatores relacionados à energia, são considerados como horas de manutenção, já que exigem equipe especializada para que sejam realizados.

As manutenções em caçamba, correspondentes a 2% das horas totais de manutenção, podendo ser reduzidas com melhora na fragmentação. Como foi observado em campo, muitas

vezes, ao realizar o carregamento, há maticos embaixo de material fino que impede que aquele seja visualizado pelo operador, possibilitando que ocorra choque entre caçamba e matico, isto irá impactar, também, nos esforços de elevação, uma vez que aumenta as tensões a que os cabos responsáveis por este movimento estão sujeitos. Este procedimento gera, ainda, quebras em peças de desgaste, fazendo com que sejam trocadas antes do previsto. A Figura 35 e a Figura 36 exemplificam as quebras das caçambas encontradas em manutenção durante visita à empresa de estudo.



Figura 35 - Caçamba danificada devido a choque com matico encoberto por material fino.

Devido a choque com maticos, também, há perda de unhas da caçamba, fator que representa 1% das horas de manutenção, mas que pode ser reduzida a trocas somente dentro da vida útil do material. As unhas e pontas, também, são muito desgastadas quando há desmonte mecânico, o que ocorre em xisto decomposto, devido ao atrito entre a rocha e o equipamento durante o movimento de penetração da caçamba no maciço. Exemplos podem ser vistos na Figura 37 e Figura 38.



Figura 36 - Formato de danos à caçamba de equipamentos de carregamento em decorrência de choque com matacos na mina.

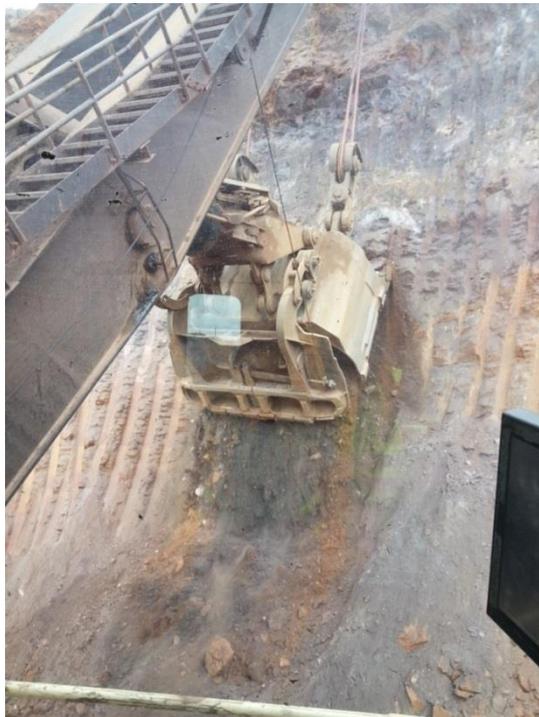


Figura 37- Escavadeira realizando desmonte mecânico em material estéril (xisto decomposto).



Figura 38 - Comparação entre unha nova e unha desgastada por meio de desmonte mecânico.

3.3.6. TEMPO DE CICLO

Os tempos de ciclo foram separados por tipo de material, de maneira a verificar a relação entre tipo de material (ROM, ESTÉRIL e OM) com o tempo de ciclo.

Foram excluídos dos dados obtidos junto a empresa os tempos de ciclo abaixo de um minuto, por não representarem tempo suficiente para carregamento de um caminhão, baseado em experiência prática e na representatividade de menos de 1% dos dados relacionados ao total. Os tempos acima de 10 minutos também foram descartados, pois, ainda que tenha-se tempos mais de 100 minutos, somados estes dados representam 1,5% da quantidade total de dados coletados. Foram analisadas, também, as porcentagens que os tempos abaixo de 1 minuto para todos os tipos de materiais (ROM, EST e OM) constatando-se que, em nenhum deles a porcentagem atinge 1%. Já na análise da porcentagem de tempos separando-se entre ROM, estéril e outras movimentações, os tempos acima de 10 minutos possuem porcentagens de 1,1%, 1,81% e 1%, respectivamente.

Os dados, após tratamento, foram plotados em um gráfico de dispersão, de modo que se possam visualizar os tempos de ciclo referentes ao carregamento de ROM (o qual é

composto por Itabirito, Hematita e Blue Dust), Estéril (que inclui os seguintes materiais: Estéril Itabirito, Quartzito, Xisto Decomposto e Xisto Compacto) e Outra Movimentação (formado por Estéril Itabirito, Itabirito e Xisto Decomposto, todos utilizados para forragens), sem distinção por equipamento, como nas Figura 39, Figura 40 e Figura 41. Pode-se ver (Figura 39) que, para carregamento de ROM, leva-se de 3 a 4 minutos e isso vale para todos os materiais (Itabirito, Hematita e Blue Dust), percebe-se, ainda, o comportamento quase idêntico dos tempos de Itabirito e Hematita. Na Figura 40, estéril, verifica-se que os tempos de ciclo aumentam em relação aos tempos de ROM, encontrando-se entre 4 e 5 minutos, o que também é verificado nas movimentações secundárias (Figura 41).

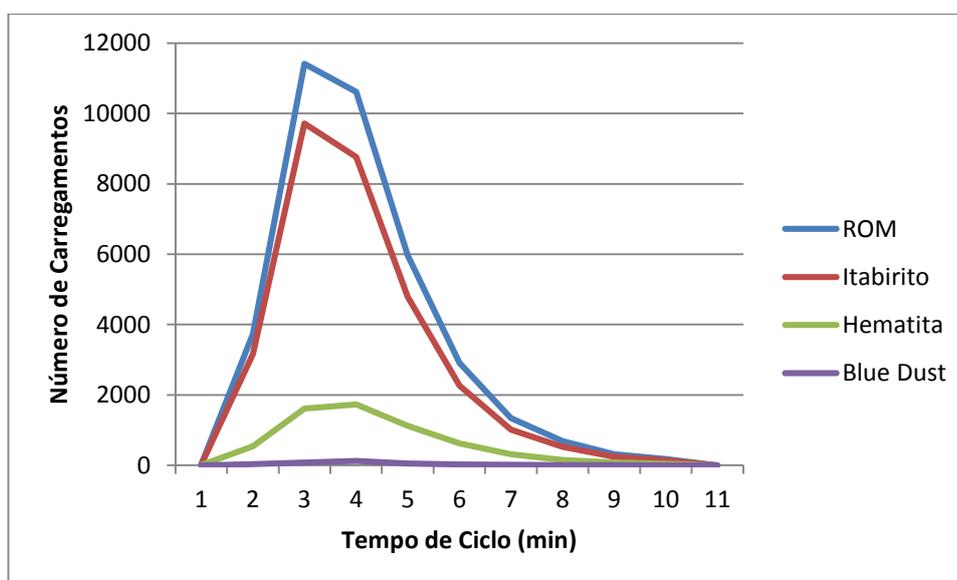


Figura 39 - Verificação do tempo de carregamento para minério (ROM).

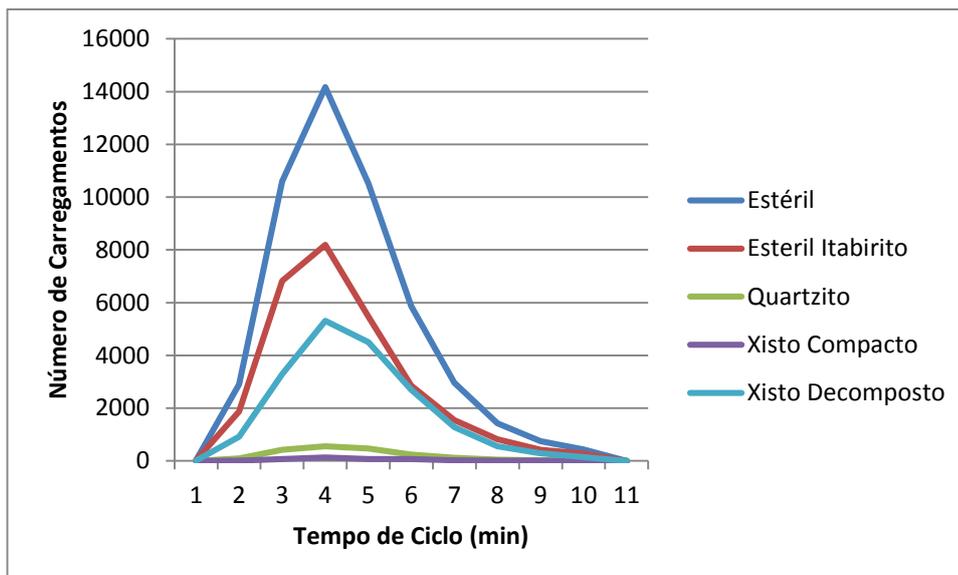


Figura 40 - Gráfico os tempos de carregamento referentes a estéril.

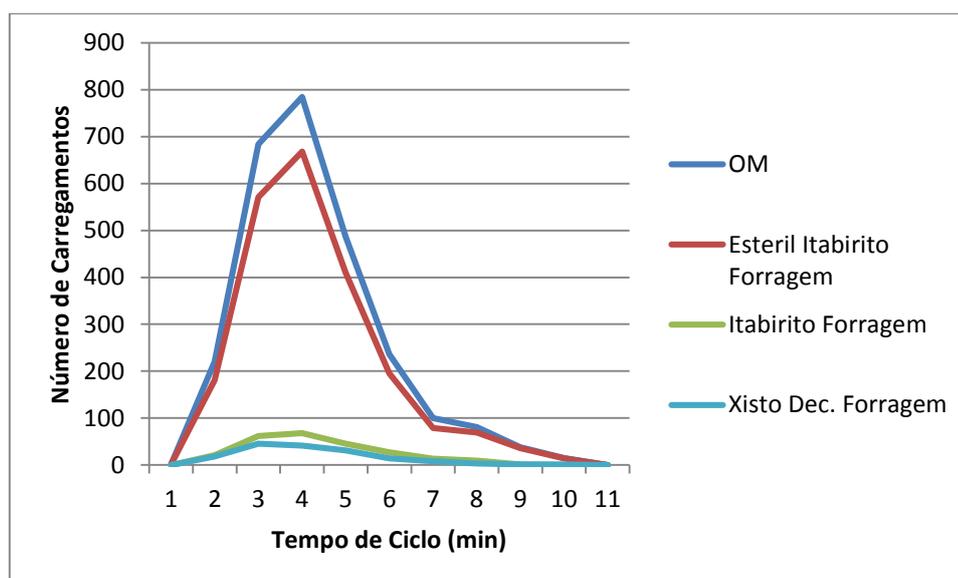


Figura 41 - Gráfico dos tempos de carregamento para Outras Movimentações (OM), ou seja, movimentações secundárias.

Os dados obtidos pelos gráficos podem ser confirmados pela Tabela 4, onde constam as médias e as variâncias encontradas para cada tipo de material. Fica bastante claro que os materiais que compõem o minério tem tempos de ciclo médios entre 3,5 e 3,8 minutos, enquanto que os materiais que compõem o estéril tem seus tempos de ciclo médio acima de 4 minutos, com exceção do Estéril de Itabirito (EI), o qual se encontra bem próximo aos 4

minutos. No entanto, ao se comparar Itabirito com Estéril de Itabirito, que são materiais similares, o EI possui materiais com fragmentação bastante grosseira de modo a não ser levado para o britador, verifica-se que o primeiro possui tempo de ciclo cerca de 10% menor.

Deve-se, ainda verificar a influência do equipamento sobre o tempo de carregamento. Na Figura 42, tem-se o pico de tempo de carregamento, quando se trabalha com escavadeiras, entre 3 e 4 minutos para minério e acima de 4 minutos para estéril, como visto anteriormente, o estéril possui tempo médio maior. Já na Figura 43, pode-se verificar que os tempos de carregamento para pás carregadeiras são todos maiores que 4 minutos, independente do tipo de material trabalhado.

Tabela 4 - Tabela comparativa das médias de tempos de ciclo por material

	Média	Variância
ROM		
GERAL	3,56	2,13
Itabirito	3,52	2,05
Hematita	3,80	2,45
Blue Dust	3,64	1,94
ESTÉRIL		
GERAL	4,04	2,46
Estéril Itabirito	3,94	2,53
Xisto Compacto	4,16	2,07
Xisto Decomposto	4,20	2,35
Quartzito	4,06	2,13
OM		
GERAL	3,78	2,38
Estéril Itabirito	3,79	2,42
Itabirito	3,82	2,26
Xisto Decomposto	3,67	2,20

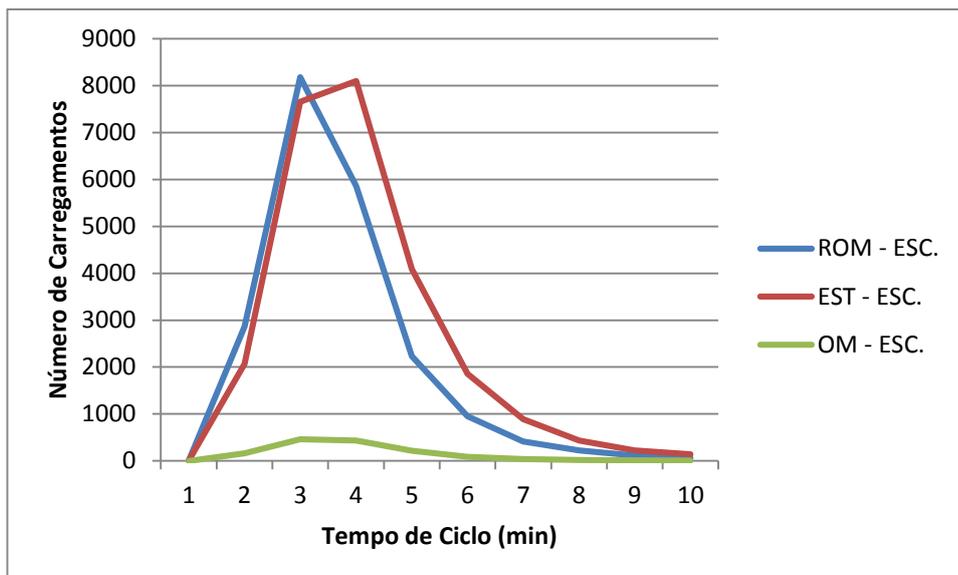


Figura 42 - Dispersão dos tempos de carregamento, por material, para carregamentos realizados por escavadeiras.

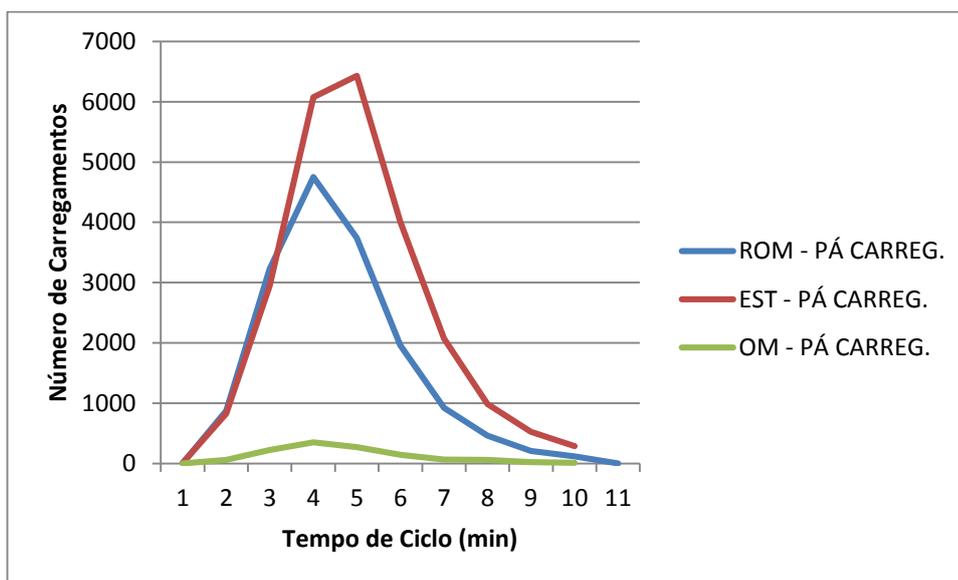


Figura 43 - Tempos de carregamento de pás carregadeiras, para diferentes tipos de materiais.

Os dados dos gráficos podem ser confirmados por meio de Tabela 5 contendo as médias e as variâncias dos tempos de ciclo, onde se pode verificar uma diferença significativa entre os tempos de escavadeiras, com tempos médios de carregamento quase um minuto menores que os das pás carregadeiras.

Tabela 5 - Comparativo entre médias dos tempos de carregamento de acordo com o tipo de equipamento utilizado

	MÉDIA	VARIÂNCIA
ESCAVADEIRA		
ROM	3,18	1,65
ESTÉRIL	3,60	2,01
OM	3,43	1,82
PÁ CARREGADEIRA		
ROM	4,06	2,31
ESTÉRIL	4,51	2,50
OM	4,20	2,71

Capítulo 4

4. ANÁLISE DOS DADOS

A partir da metodologia desenvolvida no Capítulo 3, pode-se comparar a produção do modo como atualmente é realizada na mina com as produções que poderiam ser esperadas após a adequação da operação de desmonte aos moldes sugeridos pela bibliografia.

Assim, são sugeridas modificações nos processos operacionais e são estimados os ganhos caso ocorra mudanças em relação às práticas atuais, permitindo, portanto, mensurar as perdas que ocorrem ao longo da extração. Deve-se considerar que este trabalho limita-se a análises de desmonte de rochas e carregamento de minério, sendo, assim, necessário averiguar a possibilidade das frotas de transporte e cominuição suportarem um aumento de produção.

Contudo, através destes apontamentos, pode-se, no mínimo, melhorar as práticas, melhorando eficiências e reduzindo consumos de energia, tempo, combustível, peças de reposição.

4.1. ANÁLISE DOS BOLETINS DE FOGO

Os boletins de fogo devem conter informações sobre as práticas mineiras de modo a permitir que os engenheiros responsáveis pela produção tenham controle das massas de minério movimentadas e sobre as relações entre operações. Sendo assim, erros nesta etapa irão refletir em todo planejamento mineiro.

Analisando os dados de desmonte, verifica-se que não há um padrão seguido, fator que dificulta a identificação de problemas e, por conseguinte, adoção de medidas que visem a melhoria de qualidade, de fragmentação e de custos.

De acordo com a Figura 44, tem-se uma relação muito baixa entre número de desmontes e massa desmontada, o que é consequência direta de um mal planejamento dos desmontes e do não seguimento dos planos estabelecidos. Pode-se ver que há variação de mais de 800 mil toneladas desmontada considerando-se 75 desmontes em um mês, o que dificulta a programação das atividades de lavra e impossibilita estimativas de tempo de escavação.

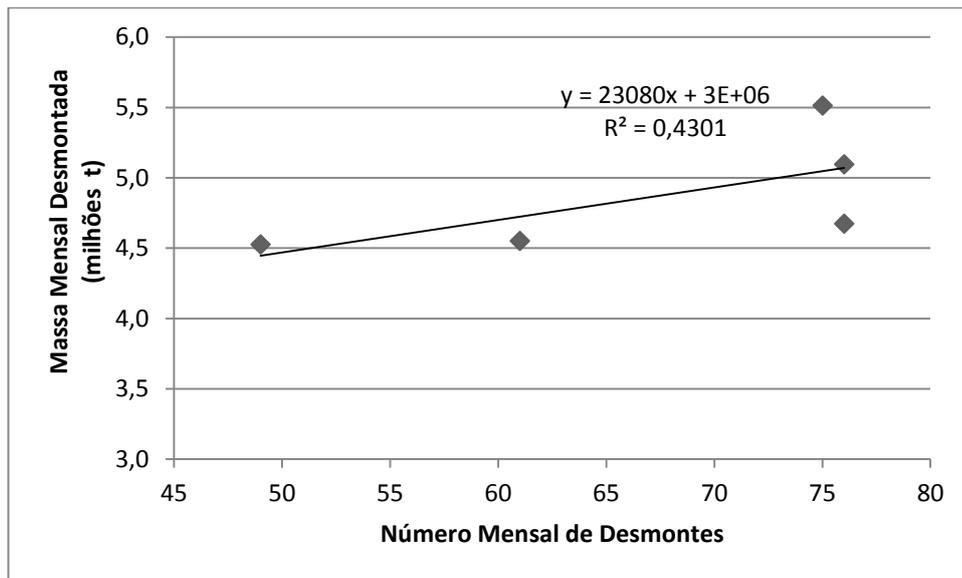


Figura 44 - Gráfico mostrando a baixa relação entre a quantidade de desmontes mensal e a massa mensal desmontada.

Tem-se, também uma relação muito pobre entre número de furos mensal e massa mensal desmontada, conforme Figura 45, o que, mais uma vez, demonstra a falta de seguimento de planos de fogo específicos. Era esperado que, ainda que a malha de desmonte variasse de acordo com a litologia, houvesse alto índice de correlação entre número de furos e massa desmontada, ou seja, que quanto mais furos fossem feitos, maior a massa de material fragmentado, considerando-se que as bancadas possuem altura regular igual a 15 metros. Porém, este fato pode ser explicado pela diferença entre as metragens perfuradas, uma vez que os furos possuem profundidades variadas e este fato influencia significativamente a massa desmontada.

Verificando-se apenas o número de furos por boletim de fogo, Figura 6, encontra-se um número bastante baixo, a maior parte dos desmontes (26%) possuem apenas 20 furos, sendo que 70% dos desmontes contem entre 20 e 40 furos e a média de furos por desmonte é de 36. Considerando-se uma bancada de 15 metros (a profundidade média de furos é igual a 13,8 m), afastamento médio entre furos de 5,5 m, espaçamento médio de 8,5 m um desmonte contendo 20 furos representa uma massa aproximada de 40 mil toneladas. Esta quantidade de material é suficiente para apenas 9 horas de trabalho considerando-se carregamento de ROM somente com trabalho das escavadeiras e carregamentos médios de 234 toneladas (considerou-se a média entre todos os carregamentos do período, realizados em caminhões de 190 e 270 toneladas), para estéril o tempo subiria para 10 horas. Já ao se considerar pás carregadeiras uma pilha de 40 mil toneladas (20 furos) supriria, em média, 11,6, considerando-se apenas carregamento de ROM e quase 13 horas para estéril.

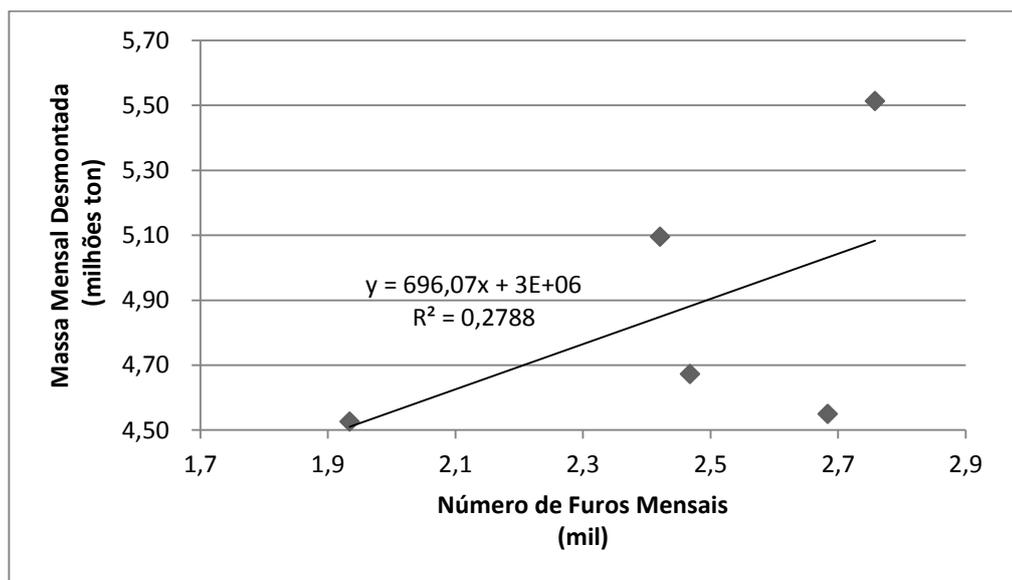


Figura 45 - Gráfico demonstrando a baixa correlação entre número de furos e massa desmontada mensais.

Isto posto, deve-se dimensionar o desmonte de acordo, principalmente, com o equipamento que trabalhará no local e com a produção requerida, a qual dependerá, prioritariamente, do tipo de litologia e das necessidades de produção da mina. Porém, deve-se considerar aumentar o número de furos por desmonte, de modo que os equipamentos sejam menos afetados por esta operação e, conseqüentemente, a quantidade de horas trabalhadas sejam maiores. Calculando-se a massa média por desmonte para 20 e para 60 furos,

respectivamente 40 e 120 mil toneladas desmontadas, e considerando-se os tempos médios de ciclo, chega-se ao tempo em que cada pilha de material fragmentado é capaz de suprir a escavação de acordo com o tipo de equipamento e o tipo de material excavado, como mostra a Figura 46.

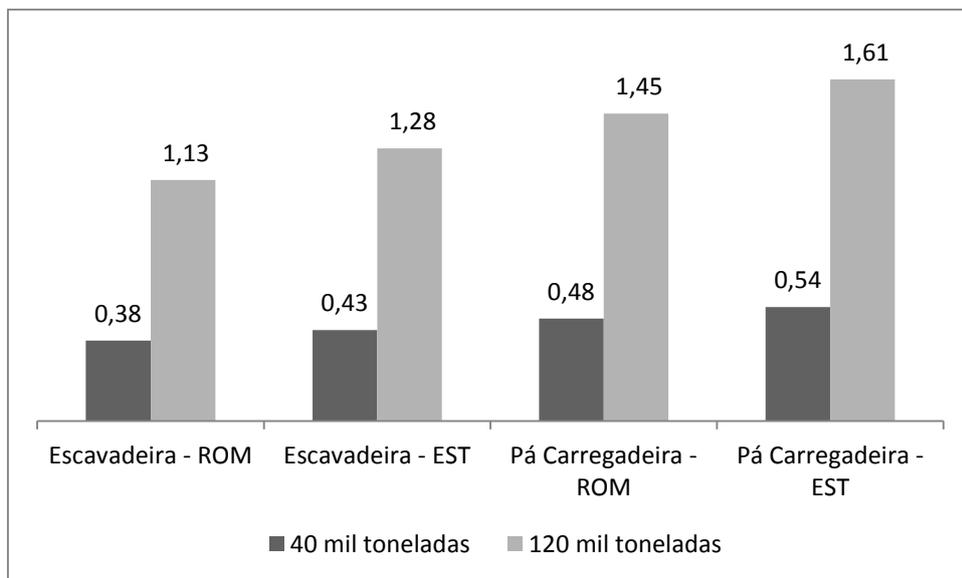


Figura 46 – Gráfico mostrando a quantidade de dias que pilhas de material fragmentado podem suprir a operação de escavação, para diferentes litologias e diferentes equipamentos.

Por meio da Figura 47, observa-se que a quantidade mensal de locomoções tem relação direta com a massa desmontada, com índice de correlação igual a 0,71, valor considerado satisfatório devido a influência de outros fatores, tal como troca de frente de lavra, que implica em locomoção. Extrapolado-se a reta e, de acordo com a equação, pode-se estimar que triplicando a massa desmontada, ou seja, desmontando uma média de 120 mil toneladas, o número de locomoções (consideradas horas improdutivas) seria reduzido em 38%.

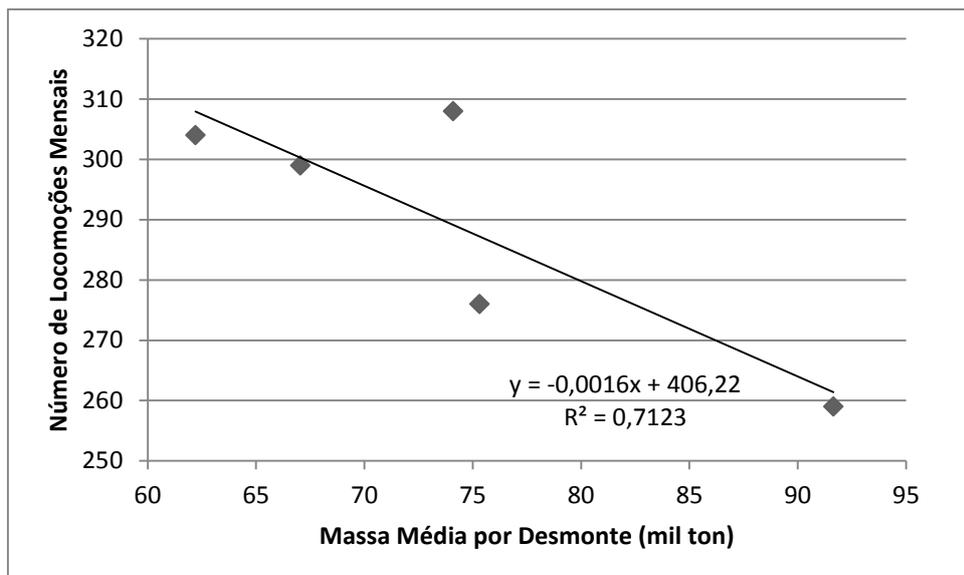


Figura 47 - Gráfico de correlação entre quantidade mensal de locomoções realizadas e a massa média mensal por desmonte.

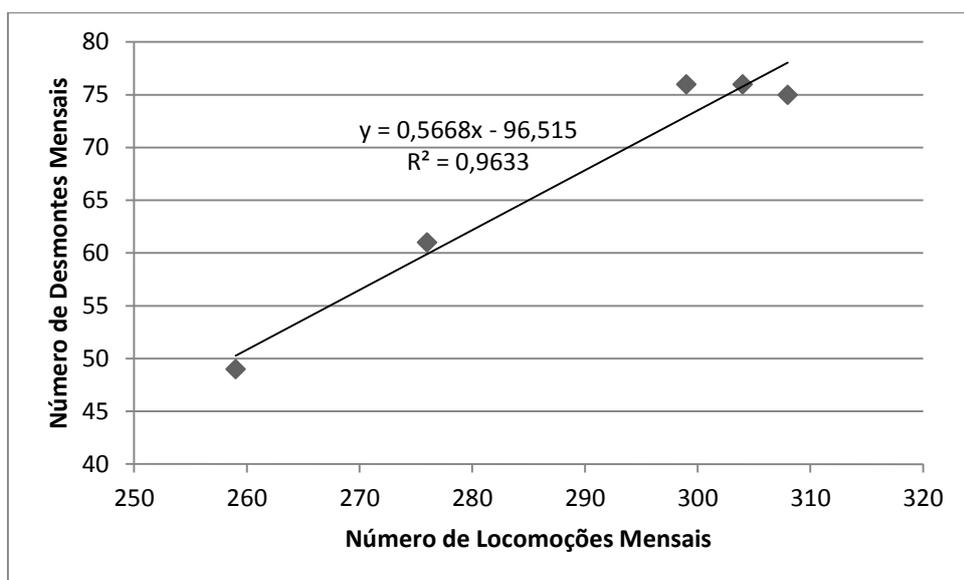


Figura 48 - Relação entre número mensal de locomoções decorrentes de desmontes e quantidade mensal de desmontes realizados.

Percebe-se, ao se comparar as correlações acima descritas que ambas apontam reduções de aproximadamente 37% na quantidade de locomoções mensais com o aumento da massa desmontada sugerida.

Já a relação entre o número mensal de paradas em função da operação de P & D e a massa média por desmonte, apresentada na Figura 49, possui um índice de correlação na ordem de 0,82, permitindo estimar qual seria sua redução caso o desmonte fosse aumentado. Assim, triplicando o número de furos por plano de fogo e, conseqüentemente, triplicando-se a massa desmontada, estima-se, de acordo com a, redução de até 89% no número de paradas em função de P & D.

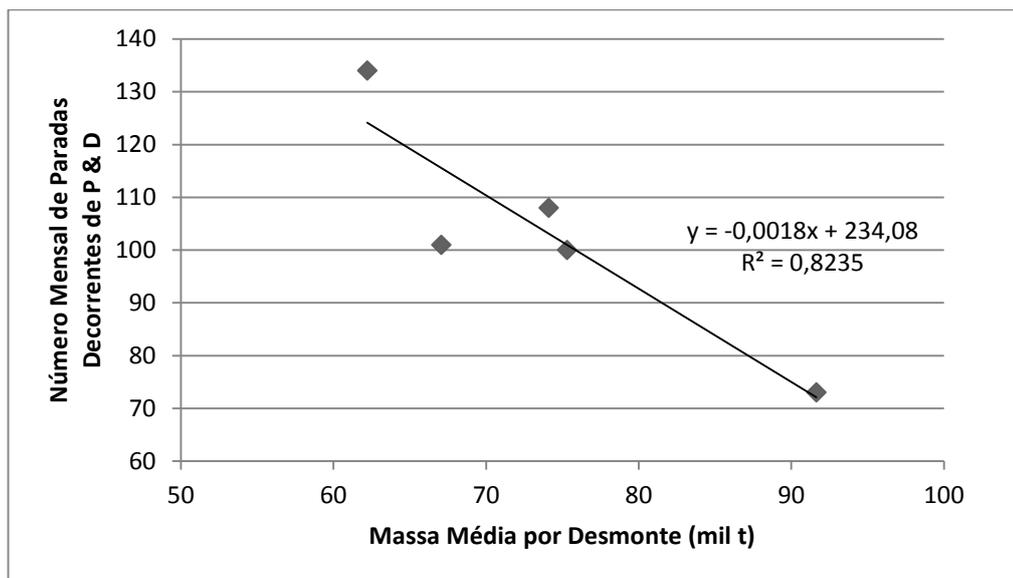


Figura 49 - Relação entre quantidade mensal de paradas decorrentes da operação de P & D e a massa média desmontada.

Utilizando-se os tempos médios de paradas decorrentes de locomoção e de P & D, iguais a 1,3 e 4,8 horas respectivamente, pode-se estimar, de acordo com os dados obtidos por meio dos gráficos de correlação entre massa média por desmonte e locomoção e P & D, o número de horas que serão dispensados a estas atividades com o aumento do número de furos por desmonte. Sendo assim, chega-se a uma redução de até 26% em tempo gasto com locomoção e de até 83% no tempo improdutivo devido à operação de perfuração e desmonte. Tais alterações terão influencia direta no gráfico de causas de horas improdutivas, como pode ser visto na Figura 50. Em decorrência da redução das horas improdutivas causadas por locomoção e, principalmente, pela operação de perfuração e desmonte, verifica-se um aumento em todas as porcentagens dos outros fatores. Mas, deve-se observar, principalmente,

que “condições climáticas” e “disponível para operação” se mantém como principais causas de horas improdutivas, porém, P & D cai de terceira para sétima causa em importância.

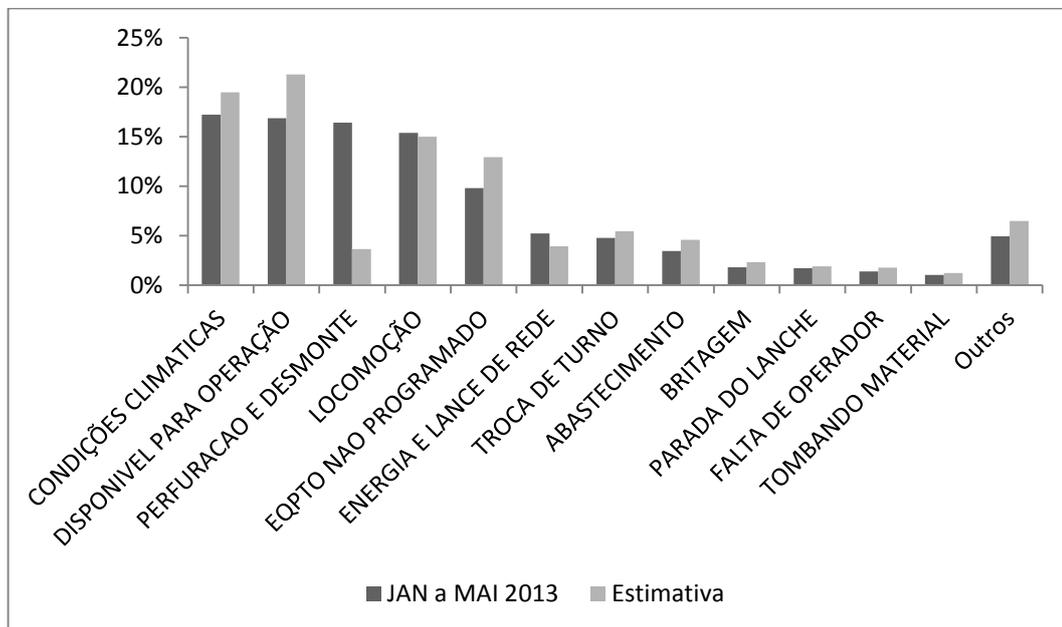


Figura 50 – Comparação entre porcentagem das horas improdutivas relativas a diversos fatores de 2013, em azul, e estimado após triplicar a massa por desmonte, em vermelho.

Seguindo o raciocínio de redução de horas improdutivas decorrentes de P & D e de Locomoção, calcula-se que o número total de horas improdutivas, somente no período estudado, janeiro a maio de 2013, pelo aumento da massa desmontada ocorreria redução de 18% do total de horas improdutivas, conforme Tabela 6. Isso teria um impacto de 9% nas horas trabalhadas considerando-se todos os equipamentos.

Devido ao aumento das horas trabalhadas, novo estudo sobre quantidades movimentadas por equipamento deverão ser realizados de modo a adequar a pilha de material desmontado à produção diária.

Tabela 6 - Tabela comparativa das estimativas de ganho após dobrar a massa média desmontada por boletim de fogo

	Valores Atuais	Estimativa Após Dobrar Massa Desmontada	Percentual
Horas Improdutivas Devidas à P & D	1.997,16	336,28	83%
Horas Improdutivas devido à Locomoção	1.871,24	1.382,04	26%
Horas Improdutivas devido a P & D e a Locomoção	3.868,40	1.718,32	56%
Horas Improdutivas	12.164,18	10.014,10	18%
Horas Trabalhadas	23.500,63	25.650,71	9%

Uma vez que são visualizadas discordâncias entre o boletim e o plano de fogo, deve-se comparar as massas desmontadas por cada um deles, de modo a permitir adequação do planejamento de lavra, caso necessário. Assim, as diferenças quando a massa desmontada é calculada por meio dos boletins de fogo (utilizando a altura de bancada) e utilizando profundidade dos furos reais, esta diferença entre massas não ultrapassa 5% em nenhum mês, sendo, de maneira geral, a massa calculada utilizando as profundidades reais 1% maior que a dos boletins de fogo. Quando se calcula a massa desmontada utilizando o espaçamento ideal, a massa desmontada é, de maneira geral, 18% menor que a estimada por meio dos boletins, fato já esperado uma vez que os espaçamentos destes são maiores que os ideais. Ainda, comparando-se a massa desmontada contida nos boletins de fogo com as massas carregadas e transportadas, as massas movimentadas superam em 24% a desmontada, gerando incoerência na reconciliação; no entanto, pode ter ocorrido desmonte mecânico significativo de material o qual não consegue ser especificado neste trabalho. Em relação à diferença entre a massa calculada nos boletins de fogo e no plano de fogo ideal, não foi verificada uma diferença significativa, a influencia ocorrerá, apenas, na qualidade do desmonte. Estes valores podem ser conferidos na Tabela 7.

Tabela 7 - Comparação entre as massas desmontadas de acordo com os diferentes boletins de fogo (ideal ou real) e com a quantidade de material movimentado na mina

	JAN	FEV	MAR	ABR	MAI	GERAL
Massa Determinada pelo Boletim de Fogo	3.774.198	3.918.118	3.901.349	3.194.103	3.264.776	18.052.543
Massa Determinada pela Profundidade de Furo	3.890.137	3.798.436	4.038.362	3.152.525	3.420.179	18.299.639
Massa Determinada com Espaçamento Ideal	3.114.526	3.236.001	3.171.428	2.631.510	2.656.731	14.810.195
Massa do Plano de Fogo Ideal	3.795.270	3.913.492	3.876.055	3.219.955	3.229.348	18.034.120
Massa Carregada	4.225.760	4.210.716	4.594.630	4.333.377	5.016.105	22.380.586
Diferença Boletim de Fogo e Profundidade de Furo	3%	-3%	4%	-1%	5%	1%
Diferença Boletim de Fogo e Espaçamento Ideal	-17%	-17%	-19%	-18%	-19%	-18%
Diferença Boletim de Fogo e Plano de Fogo Ideal	1%	0%	-1%	1%	-1%	0%
Diferença Boletim de Fogo e Carregada	12%	7%	18%	36%	54%	24%

4.2. RELAÇÃO ENTRE OPERAÇÕES DE MINA

Uma vez que o estudo busca definir os fatores de influência no carregamento, busca-se correlacionar as diversas variáveis estudadas, de modo que se possa verificar a relação entre elas, o que permitirá estimar produção e custos de extração ao se alterar uma operação ou apenas uma das variáveis, dimensionando, portanto, o impacto nas etapas subsequentes.

A análise foi realizada apenas para escavadeiras, já que estes são os mais influenciados pela etapa de perfuração e desmonte.

A Figura 51, explicita a relação entre massa movimentada e número de horas trabalhadas, com índice de correlação de aproximadamente 0,85 entre estes fatores. Considerando-se que as horas trabalhadas são horas de produção, ou seja, de carregamento, já esperava-se uma relação bastante grande entre elas.

Por meio da equação da reta gerada pela relação entre horas trabalhadas e massa movimentada, pode-se estimar como a produção será alterada quando as horas trabalhadas forem aumentadas, se houver um aumento de 13% nas horas trabalhadas, como no caso estudado em decorrência da redução de horas improdutivas devidas à operação de P & D. Esse aumento de 13% nas horas trabalhadas resultaria, em um aumento de 13% na produção da escavadeira. Assim, a produção média mensal passaria de 2,46 milhões de toneladas para 2,77 milhões de toneladas.

Pode-se correlacionar, ainda, a razão entre horas improdutivas e o número de desmontes com as horas de manutenção, como na Figura 52, a qual mostra um grau de correlação aproximadamente igual a 0,84.

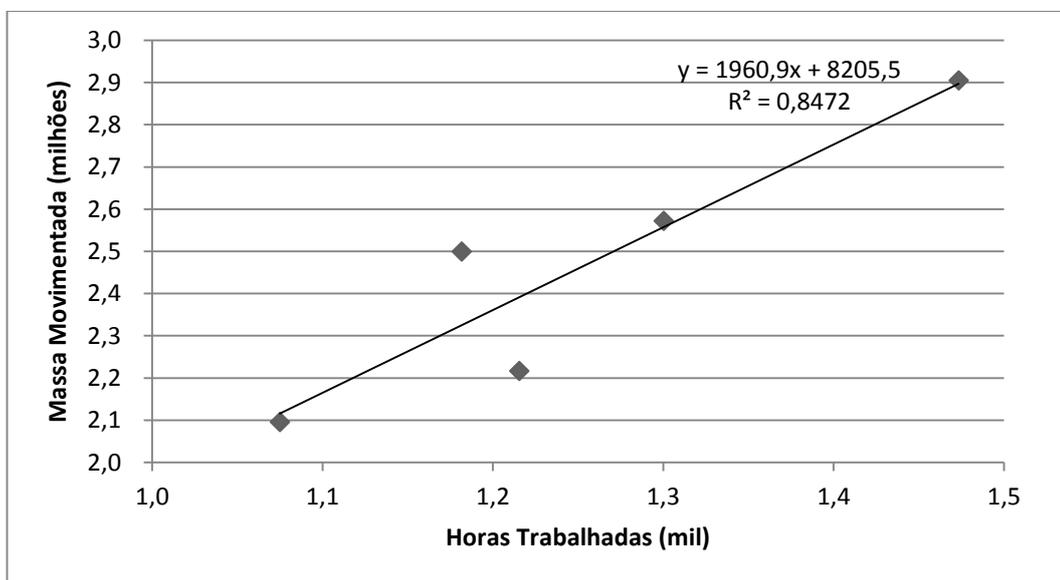


Figura 51 - Scatterplot correlacionando a quantidade de material carregado com as horas trabalhadas.

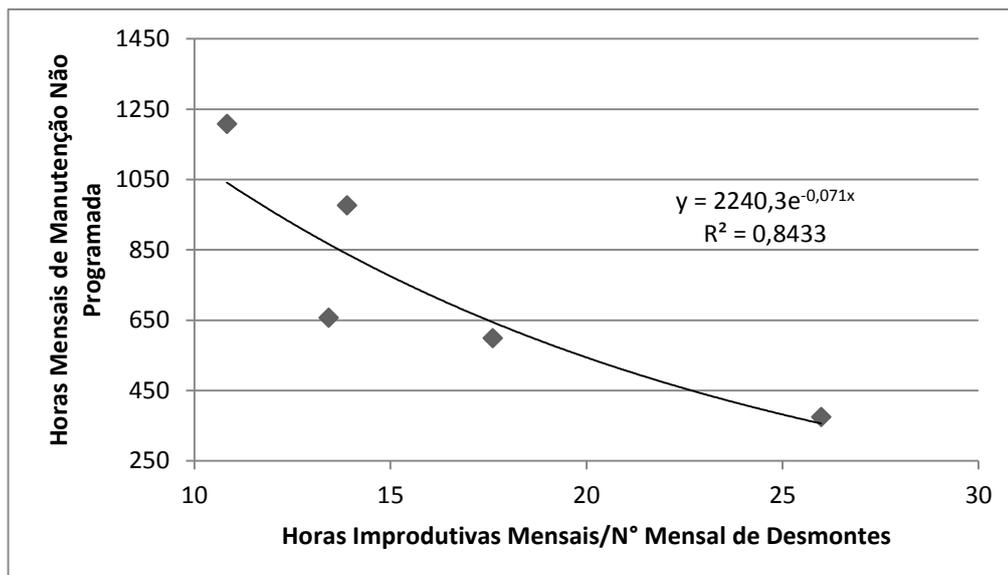


Figura 52 – Gráfico demonstrando a relação entre as horas mensais de manutenção não programada em escavadeiras e a razão entre horas improdutivoas mensais e número de desmontes .

Para se estimar a influência do desmonte na manutenção será considerado que ao se triplicar a massa de material desmontado ocorre a redução do número de desmontes mensais a um terço e que, a diminuição do número de desmontes tem um impacto nas horas improdutivoas reduzindo-as em 24%. Deste modo, com auxílio da reta da Figura 52, utilizando-se valores médios mensais, pode-se esperar uma redução de 76% nas horas de manutenção não programadas.

4.3. ANÁLISE DE TEMPO DE CARREGAMENTO

Sabe-se que o tempo de carregamento é função do número de ciclos necessários para encher um caminhão, portanto, varia de acordo com a capacidade dos equipamentos de transporte utilizados. Assim, comparando-se os tempos médios de carregamento para o mesmo material, confirma-se este dado, conforme consta da Figura 53 à Figura 62.

Percebe-se que, como regra geral, as curvas de dispersão para mesma litologia se assemelham, alterando o pico em função da capacidade de cada equipamento de transporte, que, obviamente, quanto maior, maior o tempo de carregamento. Nota-se, ainda, que a diferença entre os tempo ultrapassa um minuto em todos os casos.

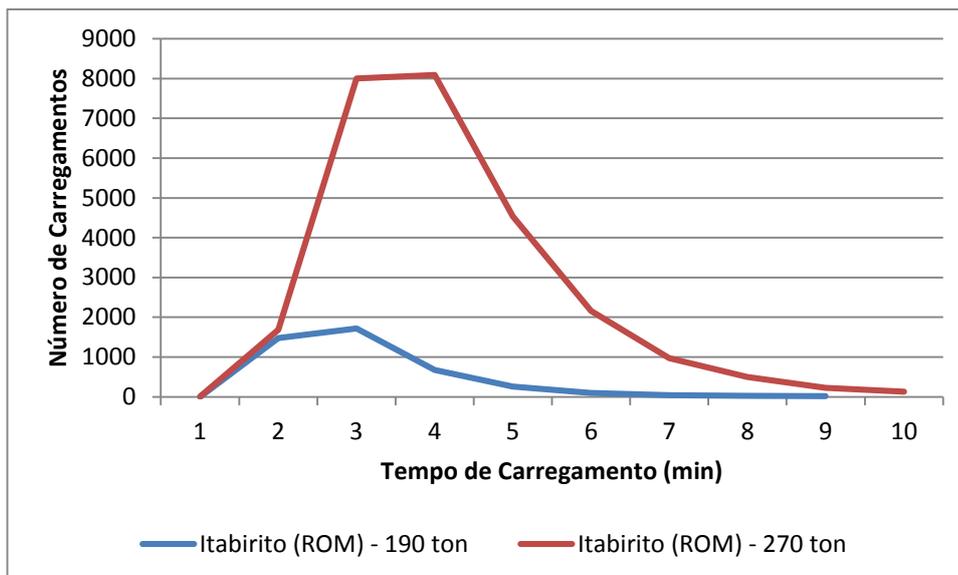


Figura 53 - Comparação entre tempos de carregamento para Itabirito (ROM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

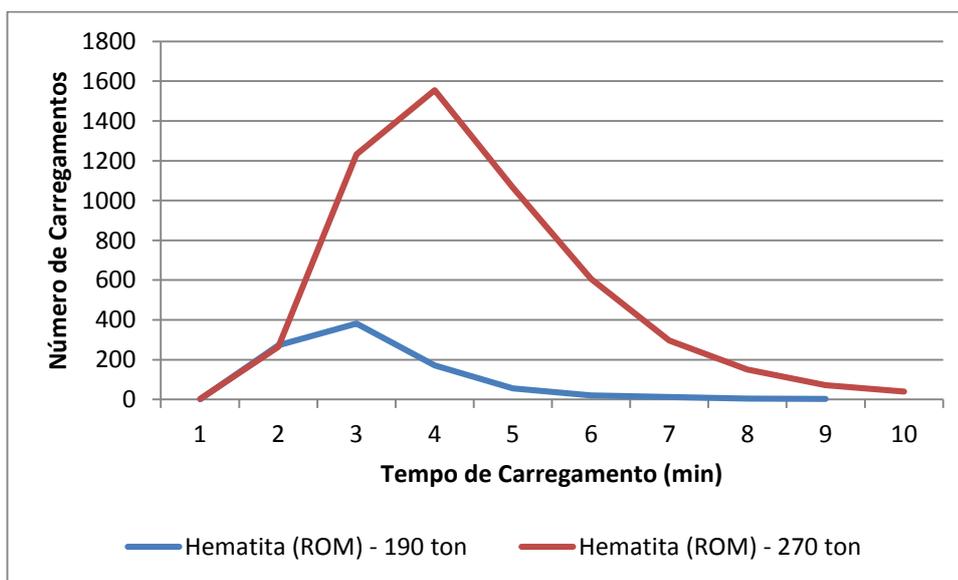


Figura 54 - Comparação entre tempos de carregamento para Hematita (ROM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

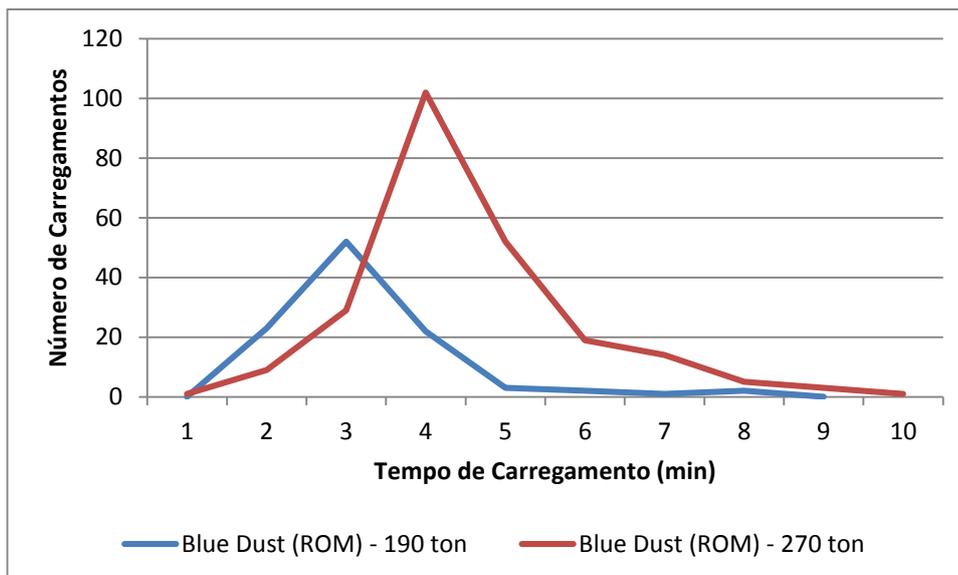


Figura 55- Comparação entre tempos de carregamento para Blue Dust (ROM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

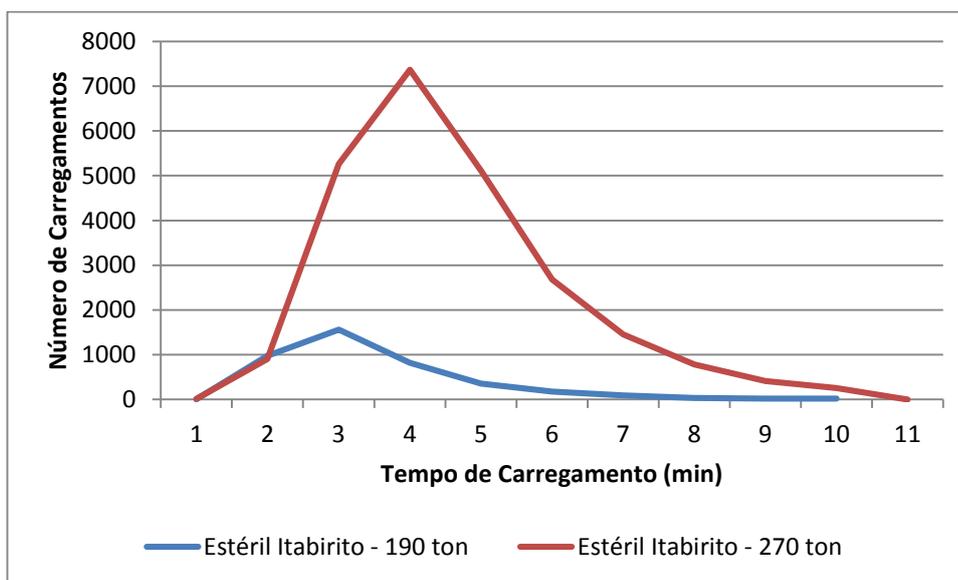


Figura 56 - Comparação entre tempos de carregamento para Estéril Itabirito em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

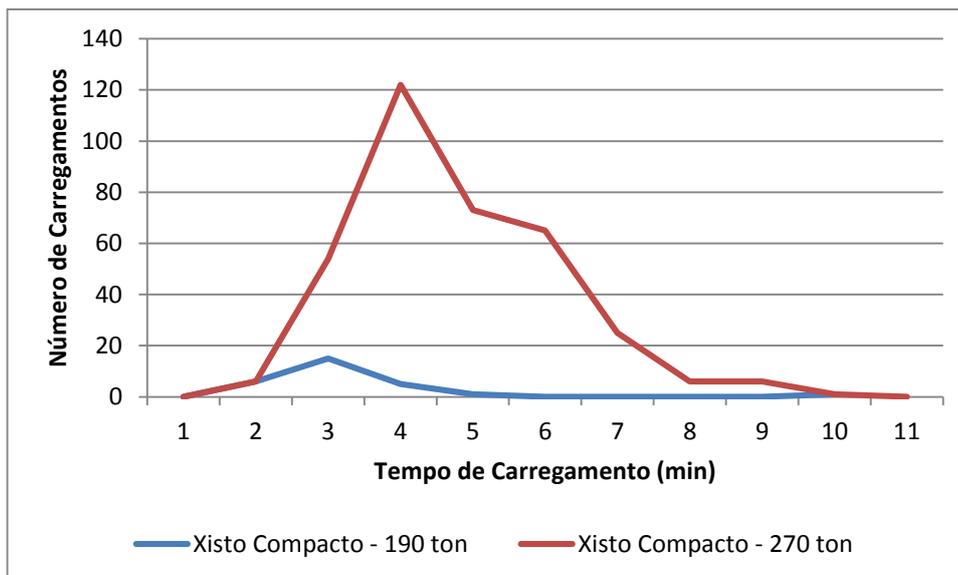


Figura 57 - Comparação entre tempos de carregamento para Xisto Compacto em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

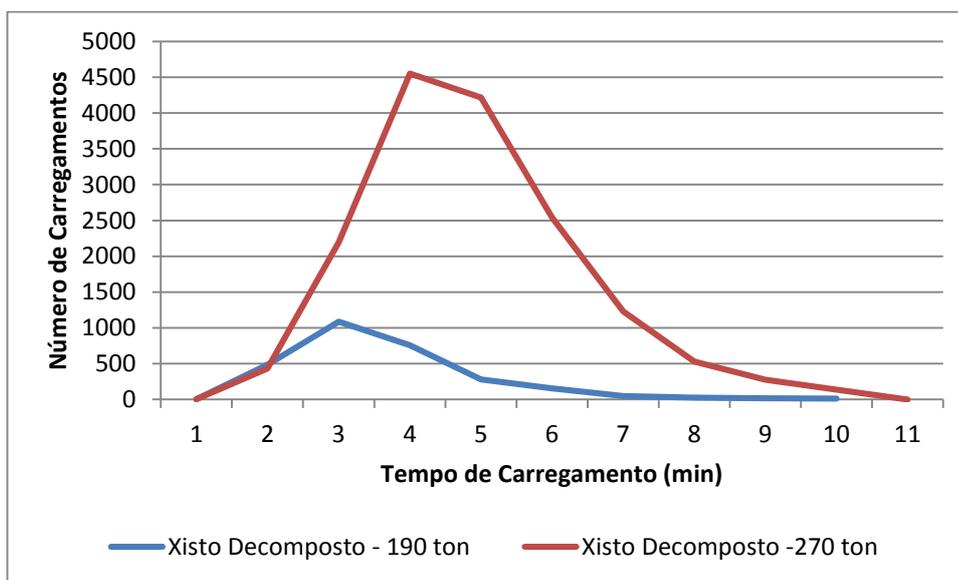


Figura 58 - Comparação entre tempos de carregamento para Xisto Decomposto em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

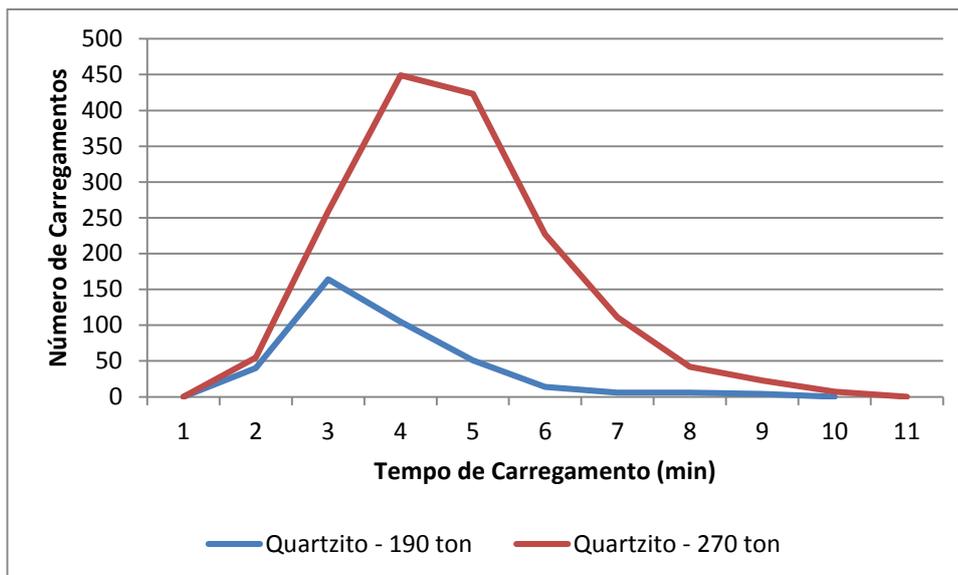


Figura 59 - Comparação entre tempos de carregamento para Quartzito em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

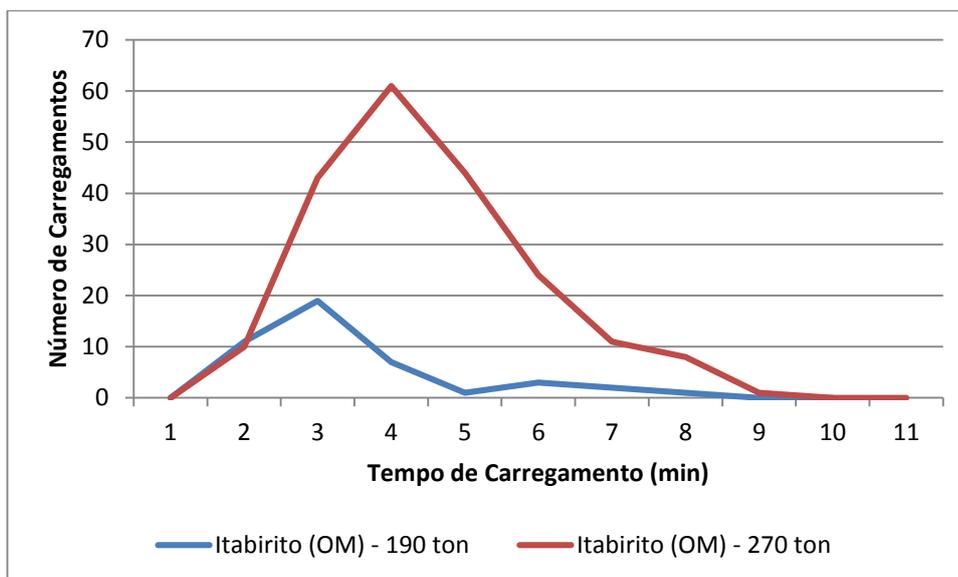


Figura 60 - Comparação entre tempos de carregamento para Itabirito (OM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

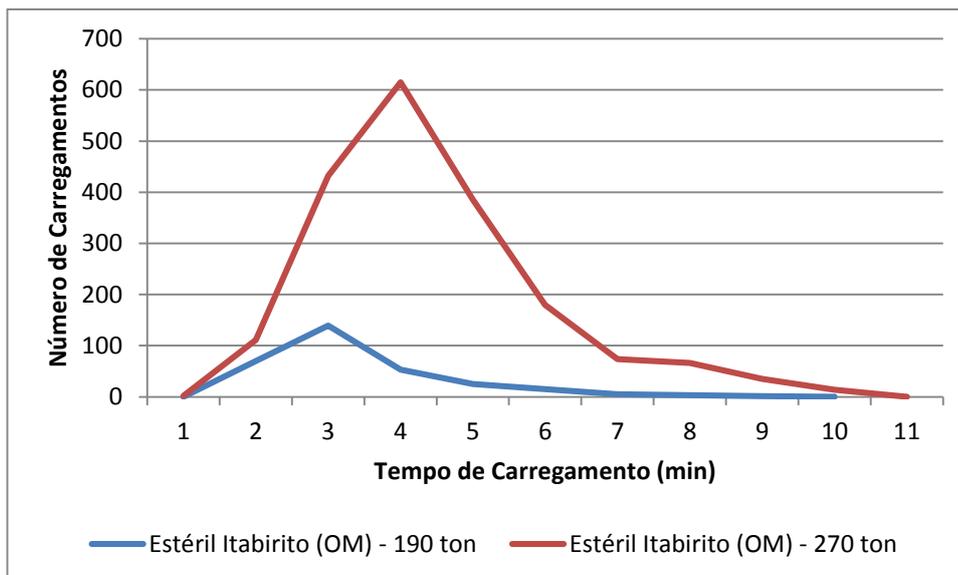


Figura 61 - Comparação entre tempos de carregamento para Estéril Itabirito (OM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

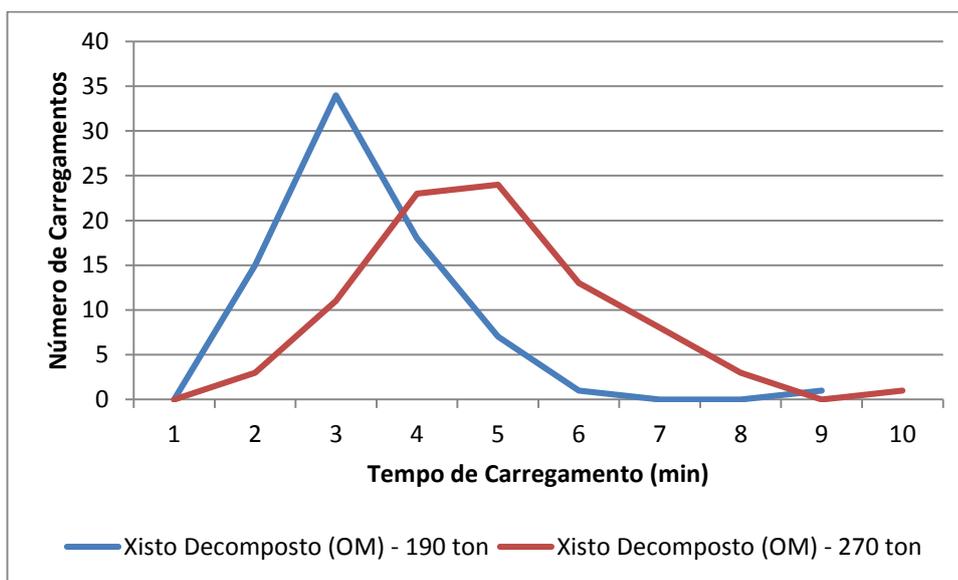


Figura 62 - Comparação entre tempos de carregamento para Xisto Decomposto (OM) em caminhões de 190 e de 270 toneladas.

Analisando-se os tempos médios pela Tabela 8, observa-se que os tempos médios de carregamento dos caminhões com capacidade de 270 toneladas são entre 30 e 50% maiores que os tempos dos caminhões com capacidade de 190 toneladas, sendo quartzito o material

com tempos mais próximos e o xisto decomposto (OM) o que possui maior diferença. Ainda, ao se comparar os tempos. Percebe-se que em nenhum caso a diferença entre tempos é menor que um minuto, confirmando o que foi analisado graficamente.

Tabela 8 - Comparação entre os tempos de carregamento para caminhões de 190 e 270 toneladas

	190 ton	270 ton	Diferença	%
Itabirito	2,62	3,66	1,04	40%
Hematita	2,68	3,99	1,31	49%
Blue Dust	2,81	4,02	1,21	43%
Estéril Itabirito	2,96	4,10	1,14	38%
Quartzito	3,26	4,26	1,00	31%
Xisto Compacto	2,84	4,27	1,42	50%
Xisto Decomposto	3,13	4,39	1,26	40%
Estéril Itabirito (OM)	2,88	3,94	1,06	37%
Itabirito (OM)	2,97	4,00	1,03	35%
Xisto Decomposto (OM)	2,87	4,39	1,52	53%

Comparando-se os tempos de carregamentos para o mesmo material, em caminhões do mesmo porte, alterando-se apenas o grau de fragmentação e compactação (por exemplo, em OM o material já foi desagregado em uma movimentação, portanto sofreu quebras e está menos compactado que o material estéril ou ROM), percebe-se que há pouca variação entre os tempos, sendo que os gráficos apresentam picos em pontos similares, como nas Figura 63 e Figura 64.

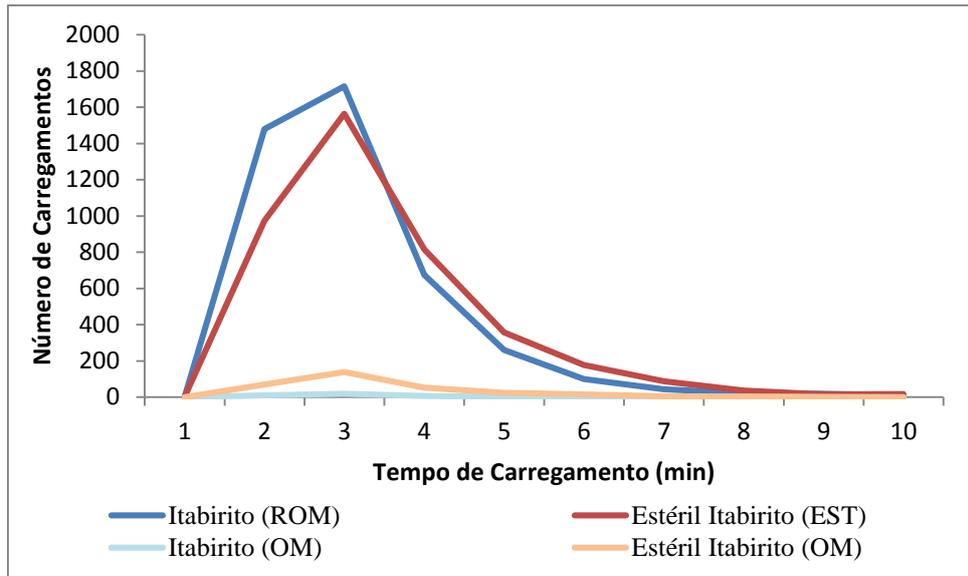


Figura 63 - Comparação entre os tempos de carregamento de Itabirito nos caminhões de 190 ton.

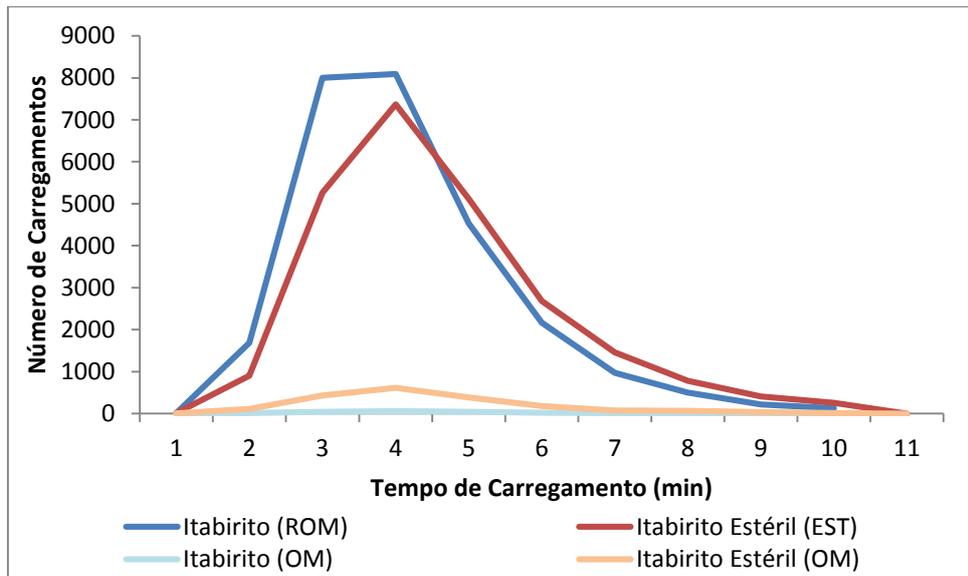


Figura 64 - Comparação entre os tempos de carregamento de Itabirito nos caminhões de 270 ton.

Já, observando a Tabela 9, pode-se confirmar que os tempos médios de carregamento para um mesmo material em um mesmo tipo de caminhão, mas, com diferentes movimentações e litologias (ROM, EST, OM), possuem variações bastante pequenas, não chegando a um minuto e não ultrapassando os 13%.

Tabela 9 - Comparativo entre tempos de carregamento para um mesmo material, diferindo sua fragmentação e/ou seu grau de compactação

Caminhão	Material	Tempo Médio de Carregamento (min)	Diferença entre Tempos	Diferença Percentual
190 ton	Itabirito ROM	2,62	0,34	13%
	Estéril Itabirito EST	2,96		
	Itabirito ROM	2,62	0,35	13%
	Itabirito OM	2,97		
	Estéril Itabirito EST	2,96	0,08	3%
	Estéril Itabirito OM	2,88		
	Xisto Decomposto EST	3,13	0,26	9%
	Xisto Decomposto OM	2,87		
270 ton	Itabirito ROM	3,66	0,28	8%
	Estéril Itabirito EST	3,94		
	Itabirito ROM	3,66	0,44	12%
	Itabirito OM	4,10		
	Estéril Itabirito EST	3,94	0,06	2%
	Estéril Itabirito OM	4,00		

Por meio dos dados analisados, tem-se que ao se comparar Estéril Itabirito (material que possui alto índice de matacos) com Itabirito ROM, o estéril, via de regra, é o material que possui maior tempo médio de carregamento. Portanto, verifica-se que o grau de fragmentação tem influencia direta no tempo médio de carregamento.

Deve-se observar que, uma vez que o Estéril Itabirito, composto por material mais granulado, apresenta um tempo de ciclo maior, pode-se inferir que este apresenta maior resistência à escavação, exigindo, então, maior tensão do equipamento de carregamento. Deste modo, tem-se maior desgaste o que incorrerá em horas de manutenção, como mostrado ao longo do trabalho. Ainda, a redução nos tempos de ciclo afetam diretamente a quantidade de equipamentos necessários, bem como a produção. Portanto, sugere-se que, mesmo em se tratando de estéril, o desmonte seja realizado de maneira atenta, com vistas a reduzir custos decorrentes de fragmentação e melhor aproveitar o tempo de produção.

Capítulo 5

5. CONCLUSÃO E RECOMENDAÇÕES FUTURAS

Neste capítulo, por meio da metodologia utilizada e da análise de dados realizada, serão revisados os principais tópicos de estudo e abordadas as conclusões obtidas. Ainda, serão sugeridos estudos futuros os quais podem se mostrar relevantes para melhorias na mina e incrementos de produção.

5.1. CONCLUSÕES

Definiram-se como principais fatores de influência na etapa de carregamento de material fragmentado a operação de desmonte e sua qualidade. Assim, de acordo com Hustrulid (1999), o desmonte deve estar adiantado à operação de carregamento, devendo, ainda, fornecer material de tamanho adequado de modo a não aumentar os esforços realizados por escavadeiras e pás, evitando aumento nos tempos de carregamento e a quantidade de quebras. Tem-se, portanto, que uma boa execução das atividades de P & D fornecerão material adequado ao carregamento, possibilitando que haja um menor número de horas improdutivas e de manutenção, aumentando, conseqüentemente, as horas trabalhadas.

Ao analisar as principais causas de paradas na atividade de carregamento tem-se que as horas improdutivas representam 26% das horas de calendário e as horas de manutenção são responsáveis por 22%. Ambos valores considerados bastante altos quando comparados ao que está referenciado bibliograficamente. Assim, observando as apropriações das causas de horas improdutivas tem-se, considerando-se toda a frota de equipamentos de carregamento, que as paradas decorrentes de P & D representam 16%, enquanto as Locomoções chegam a 15% das horas improdutivas. Observando-se apenas pás carregadeiras, tem-se que estas são menos afetadas pela operação de P & D, tendo como principais causas de paradas a programação de operações, ou seja, o equipamento está disponível, porém, não realiza carregamentos, ou as condições climáticas, sobre a qual não há soluções possíveis, pois este é um evento de ordem natural e imutável. Porém, ao se observar apenas escavadeiras, tem-se que P & D e Locomoções são responsáveis por mais de 50% das horas improdutivas, respectivamente 35%

e 20%. Conclui-se, portanto, que a fragmentação do maciço, que também é causa primordial dos deslocamentos, tem grande influência sobre a etapa seguinte, carregamento de material.

De acordo com Pfeider (Pfeider, 1972), citado no Capítulo 2, o qual afirma que as operações devem ser relacionadas de modo que a melhoria em uma resulte em otimização nas operações seguintes e, assim, justificando gastos em melhorias, buscou-se relacionar os diferentes fatores abordados. Além de definir a influência de cada variável, foram estimados os ganhos através do aumento da quantidade de rocha fragmentada.

Inicialmente, verificou-se que a massa de material desmontado na mina estudada não é adequada à capacidade dos equipamentos de carregamento utilizados uma vez que as pilhas não são suficientes nem para um dia inteiro de trabalho. Sendo assim, sugere-se o aumento do número de furos de modo a triplicar a massa desmontada e, portanto, aumentar o tempo que, tanto escavadeiras, quanto pás carregadeiras trabalhariam sem interrupções devidas às operações de P & D. Deve-se atentar, enfim, para que as pilhas de material desmontado contenham uma tonelagem de rocha tal que minimize as paradas por desmonte de rochas, bem como minimize as locomoções destes equipamentos.

Apenas alterando a massa desmontada por boletim de fogo, estima-se uma redução de 83% nas horas improdutivas causadas pela atividade de P & D, representando uma diminuição de 24% do total de horas improdutivas de escavadeiras. Esta redução de horas improdutivas impactaria diretamente nas horas trabalhadas, que podem ser aumentadas em 13%. Uma vez que a quantidade de material carregado é diretamente proporcional à quantidade de horas trabalhadas e que, aumentando-se as horas trabalhadas ocorre, também, aumento na massa desmontada estimado em 13%.

Tem-se, ainda, que devido à redução de horas improdutivas e dos desmontes mensais, bem como devido ao aumento da razão Horas Improdutivas/Quantidade de Desmontes, as horas de manutenção decresceriam de modo exponencial, chegando a uma redução estimada de 76%.

Determina-se, portanto, que a operação de desmonte é crucial para um bom desenvolvimento da atividade de carregamento, influenciando todo o processo de extração e os gastos com manutenção de equipamentos.

Conclui-se, ainda, que o plano de fogo não é seguido pela operação de mina, o que gera custos desnecessários e reduz as horas trabalhadas. Há ainda que salientar as diferenças entre massas desmontadas e carregadas, demonstrando um erro bastante grande nas estimativas adotadas pela empresa e as diferenças encontradas entre plano de fogo e boletim de fogo.

Em relação a tempos de carregamento, é possível observar o impacto do material e da fragmentação nos tempos.

A distribuição granulométrica influencia fortemente os tempos de carregamento uma vez que em granulometrias maiores o minério oferece maior resistência à escavação (penetração e elevação de caçamba), exigindo aplicação de forças maiores por parte da escavadeira. Verifica-se isso ao se comparar Itabirito com Estéril Itabirito, em que o segundo caso possui tempos maiores. Porém o principal fator de influência no tempo de carregamento, continua sendo a capacidade do caminhão, a qual irá definir o número de ciclos e, portanto, o tempo de carregamento.

Deve-se prestar atenção especial ao desmonte de estéril, o qual possui tempos de ciclo mais longos, por meio do qual se constata maior resistência à escavação. Uma vez que a fragmentação influencia diretamente nas tensões exigidas dos equipamentos o que, por sua vez, irá impactar na manutenção.

O impacto de cada variável do boletim de fogo sobre a massa desmontada mostrou que a malha executada (tamanho de afastamento e espaçamento) tem influência significativa sobre a massa desmontada, uma vez que há grande variação (aproximadamente 18%) entre a massa estimada pela empresa e aquela estimada considerando-se o espaçamento calculado. No entanto, ressalta-se que a profundidade dos furos tem bastante relevância no desmonte, tanto para sua qualidade quanto para que se possa cumprir as metas estipuladas e manter as operações conforme programado. Ao se comparar a quantidade média de rocha desmontada estimada utilizando-se como fator a altura de bancada com as estimativas utilizando-se as profundidades de furo realizados e ideais, não houve variações significativas

(menos de 2% de diferença). Detectou-se, no entanto, uma variação de mais de 28% entre a quantidade de rocha desmontada e a carregada, mesmo descartando-se as movimentações secundárias. Este pode ser um erro de estimativa ou esta tonelagem a mais pode ser decorrente de desmontes mecânicos os quais exigirão maior força dos equipamentos e aumentarão seus desgastes, como consequência, aumentarão as horas de manutenção.

5.2. RECOMENDAÇÕES FUTURAS

Recomenda-se que, após aplicação das alterações propostas, que os fatores estudados e as relações entre operações sejam revisitados, de modo que se possa estimar os ganhos e compará-los às estimativas, verificando sua veracidade.

Deve-se, também, como continuidade aos estudos realizados, estimar os custos de manutenção, combustível, entre outros, para que se possa quantificar a redução de perdas e os ganhos de modo financeiro e não apenas em relação à produção.

Além disso, deve-se aprofundar o estudo da qualidade do material fragmentado e sua influência sobre as demais operações de lavra. Bem como aprofundar os estudos sobre o impacto da fragmentação exclusivamente sobre o carregamento de estéril, que é o material com maior tempo de ciclo.

É interessante realizar a mesma metodologia para determinar impactos de produção das pás carregadeiras, ainda que estas sejam menos impactadas pela atividade de P & D.

Salienta-se que o período estudado, apenas 5 meses, é bastante curto e é influenciado por sazonalidade. Portanto, será realizado um trabalho complementar contendo os dados até o mês de outubro.

Referências

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

BISE, C.J. **Mining Engineering Analysis**. 2. ed. Littleton: Society of Mining, Metalurgical and Exploratorium, 2003.

BOTELHO, A.; GUAZZELLI, S. Blasthole Length, Subdrilling and Stemming Analysis in an Iron Mine. In: ANNUAL CONFERENCE ON EXPLOSIVE & BLASTING TECHNIQUE, 40., 2014, Denver. **Proceedings of the Fortieth Annual Conference on Explosives and Blasting Technique**. Cleveland: ISEE, 2014. 1 CD-ROM.

BOZIC, B. **Control of Fragmentation by Blast**. Croatia, 1998. Disponível em <http://rgnzborad.rgn.hr/10_CONTROL_OF_FRAGMENTATION_BY_BLASTING.pdf> . Acessado em 27 fev. 2014.

DAVID, M. **Geostatiscal Ore Reserve Estimation**. New York: Elsevier Science Publishing Company, 1977.

PFLEIDER, E.P. Mining and Milling: An Interrelated Fragmentation System, Society of Mining Engineers. **AIME Transactions**, Englewood, v. 252, mar. 1972. Disponível em: <<http://www.onemine.org/view/?d=123456789012345678901234567890123456789012345678901234567890123456789012345102>>. Acessado em: 27 fev. 2014.

FOGLIATTO, F.S.; RIBEIRO, J.L.D. **Confiabilidade e Manutenção Industrial**. 7. ed. Rio de Janeiro: Elsevier, 2009.

GUAZZELLI, Sarah. **Análise De Custos De Perfuração E Desmonte Em Mina De Ferro**. 2013. 110 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia) – Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2013.

HANSPAL, S.; Anatomy of a Blast Muckpile: Influence on Loading Machine Performance. In: ANNUAL CONFERENCE ON EXPLOSIVE & BLASTING TECHNIQUE, 21., 1995, Nashville. **Proceedings of the Twenty-First Annual Conference on Explosives and Blasting Technique**. Cleveland: ISEE, 1995.

HUSTRULID, W. **Blasting Principles for Open Pit Mining: General Design Concepts**, v. 2, Rotterdam: A.A. Balkema, 1999.

INSTITUTO BRASILEIRO DE MINERAÇÃO. **Informações e Análises da Economia Mineral Brasileira**, 7. ed., Brasília , 2012.

INSTITUTO NACIONAL DE METEOROLOGIA. Disponível em: <http://www.inmet.gov.br>. Acessado em: 26 de mai. 2014

KANCHIBOTLA *et al.* Modelling Finesin Blast Fragmentation and Its Impact on Crushing and Griding. In: AUSTRALASIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY PUBLICATION SERIES: EXPLO'99: A CONFERENCE ON ROCK BREAKING, 1999, Kalgoorlie. **Explo'99: a Conference On Rock Breaking, Proceedings**. Melbourne: AusIMM, 1999.

KONYA, C.J. **Blast Design**. Montiville: International Development Corporation, 1995.

KLIPPEL, ALTAIR *et al.* **Uma Revolução na Produtividade: A Gestão Lucrativa dos Postos de Trabalho**. Porto Alegre: Bookman, 2013.

LAFRAIA, J. R. B. **Manual de Confiabilidade, Manutenibilidade e Disponibilidade**. Rio de Janeiro: Qualitymark, 2001.

LENZ, M. Application of Predictive Maintenance Techniques for Large Electric Mining Shovels. In: SME ANNUAL MEETING, 1997, Denver. **Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.** Englewood: SME Conference, 1997.

MUELLER, E.R. Making Better Maintenance Decisions With Statistics. In: SME ANNUAL MEETING, 1995, Denver. **Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.** Englewood: SME, 1995.

OLOFSSON, S. O. **Applied Explosives Technology for Construction and Mining.** Arla: APPLIX, 1990.

ÖZDEMİR, K. The Relation between Excavator Bucket Loading Time and Particle Size Distribution of Shot Rock. In: ANNUAL CONFERENCE ON EXPLOSIVE & BLASTING TECHNIQUE, 33., 2007, New Orleans. **Proceedings of the Thirth-Three Annual Conference on Explosives and Blasting Technique.** Nashville: ISEE, 2007. CD-ROM.

ÖZDEMİR, K. Effects of Particle Size Distribution on Loading Performance. In: ANNUAL CONFERENCE ON EXPLOSIVE & BLASTING TECHNIQUE, 34., 2008, New Orleans. **Proceedings of the Thirth-Four Annual Conference on Explosives and Blasting Technique.** Cleveland: ISEE, 2008. CD-ROM.

PINTO, A.K. **Manutenção: Função Estratégica.** 2. ed. Rio de Janeiro: Qualitymark, 2001.

ROSIÈRE, C.A; CHEMALE JÚNIOR, F. Itabiritos e Minérios de Ferro de Alto Teor do Quadrilátero Ferrífero: Uma Visão Geral e Discussão. **Revista Geonomos**, Belo Horizonte, v. 8, n. 2, fev. 2013. Disponível em: <<http://www.igc.ufmg.br/portaldeperiodicos/index.php/geonomos/article/view/155>>. Acesso em: 22 Set. 2014.

SCOTT, A *et al.* **Open Pit Blast Desing:** Analysis and Optimisation. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, Queensland, 1996.

SHARMA, D. K. *et al.* 1990. A performance prediction model for optimized drilling and blasting costs. In: FRAGBLAST 90, 1990, Brisbane. **Conference Proceedings of International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.** Victoria: AUSIMM, 1990.

XAVIER, J.N. **Indicadores de Manutenção**. Minas Gerais, n° 13, 2013. Disponível em <http://www.dee.ufrn.br/~joao/manut/15%20-%20Cap%EDtulo%2013.pdf>. Acessado em 03 jan. 2014.