U.PORTO

FEUP FACULDADE DE ENGENHARIA
UNIVERSIDADE DO PORTO

Modelação Integrada e Simulação de Operações de Desmonte e Processamento de Recursos Minerais

Auã Kiahla Palmares Araújo Oliveira

Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente

Orientador: Prof. Dr. Alexandre Júlio Machado Leite
Coorientadores: Prof. Dra. Aurora Magalhães Futuro da Silva
Eng. Vinicius Gouveia de Miranda

Porto, 2020

[Página intencionalmente em branco]

“A educação vem primeiro.
Convencer antes de vencer”.
- O poço

Agradecimentos

Primeiramente a Deus por sempre me dá força nos momentos mais difíceis, e por guiar sempre pelo caminho da sabedoria.

A minha mãe Lusilene Aráujo e ao meu pai Paulo Palmares, que sempre me apoiaram em meus estudos e nunca desacreditaram em nenhum momento sequer dos meus sonhos e projetos de vida, me impulsionando sempre ao topo.

Em especial ao meu irmão Pedro Timothéo, e minha querida irmã Akilah Kinnyque que ainda não conheci e também a sua mãe Vângela Queiroz por quem tenho tanto apreço. Saudades!

Aos meus amigos do Brasil, que apesar de não estarem presente todos os dias em minha vida sempre se preocuparam com tudo que acontecia comigo pela terra de Camões. Muito obrigado a todos.

Aos meus irmãos que encontrei ao meio desta viagem, e sou eternamente grato por os terem em minha vida. Dedicado a Ana Sofía, Gustavo Claudios, Gean Frank, Eraldo Florêncio, Pedro Pereira, Thales Henrique e Daniel "Peralta". Graças a vocês hoje sou uma pessoa melhor devido á todos os conselhos.

Aos meus amigos que conquistei na FEUP, onde foi minha casa nos últimos dois anos. Em especial a Ana Rita, Andressa Valadares, Céu Jesus, Gustavo Pereira, Inês Mesquita, Joana Monteiro, João Miranda, José Alexandre, Marta Alves, Miguel Gomes, Paula Lacerda e Tiago Gonçalves. Obrigado por me aturarem e por me proporcionarem os melhores momentos ao lado de vocês.

Ao meu excelentíssimo orientador Alexandre Leite, por toda a disponibilidade e incentivo para a realização da tese.

A minha querida coorientadora Aurora Futuro, por redespertar o meu interesse na área de tratamentos de minérios e pela colaboração na realização deste trabalho.

A toda equipe O-pitblast, em especial ao coorientador e amigo Vinicius Miranda. Por toda orientação e compartilhamento de conhecimento dentro e fora do ambiente acadêmico.

A todos que contribuíram de alguma forma para a realização deste trabalho. Minha eterna e sincera gratidão.

Resumo

Abordando a metodologia *Mine2Mill* e explorando dados previamente simulados, foi inicialmente elaborado um conjunto de curvas granulométricas criadas a partir do modelo de Kuz-Ram empregando o software MATLAB. As curvas granulométricas foram ajustadas de acordo com os parâmetros de expansão de malha, variação do tipo de explosivo e variação no diâmetro de perfuração, com o intuito de analisar e explorar a resposta do modelo após a alteração destes fatores. Posteriormente, foi realizada uma otimização com o objetivo de minimizar o custo global por m^3 a partir da integração do processo de desmonte de rochas e da britagem primária utilizando o suplemento *Solver* do Excel. Todas as restrições impostas pelo modelo matemático foram respeitadas, alcançando então um resultado ótimo nesta operação. Em seguida a isto outro processo de simulação foi elaborado, e foi constatado que o *powder factor* é um dos principais ponderadores de influência nos resultados da britagem primária. Esse parâmetro apresentou relação recíproca com outras variáveis, especificamente no caso de energia para processar o material, custo por tonelada processada pela britagem e na efetividade do equipamento de fragmentação.

Abstract

Approaching the Mine2Mill methodology and exploring previously simulated data, a set of granulometric curves created from the Kuz-Ram model using the MATLAB software was initially developed. The particle size curves were adjusted according to the mesh expansion parameters, variation of the explosive type and variation in the drilling diameter, in order to analyze and explore the model's response after changing these factors. Subsequently, an optimization was carried out with the objective of minimizing the global cost per m^3 based on the integration of the rock blasting process and the primary crushing using the Excel Solver supplement. All restrictions imposed by the mathematical model were respected, achieving an optimal result in this operation. Following this, another simulation process was elaborated, and it was found that the powder factor is one of the main influencing weights in the results of the primary crushing. This parameter showed a reciprocal relationship with other variables, specifically in the case of energy to process the material, cost per ton processed by crushing and the effectiveness of the fragmentation equipment.

Índice

1 Introdução 1

2 Mine2Mill 2

2.1 Resumo histórico da abordagem Mine2Mill 5

2.2 Influência da fragmentação nas operações subsequentes ao desmonte de rochas com recurso de explosivos 8

2.2.1 Carga e transporte 8

2.2.2 Britagem e moagem 9

3 Sistemas e modelos de simulação 11

3.1 Sistema 11

3.2 Modelos 12

3.3 Conceitos sobre simulação 13

3.4 Principais modelos de simulação 15

3.5 Vantagens e desvantagens da simulação 16

3.6 Onde aplicar a simulação em operações mineiras? 19

4 Desmonte de rochas 22

4.1 Planeamento do plano de fogo 23

4.2 Explosivos 24

4.3 Sistemas de iniciação 26

4.4 Fragmentação 28

4.4.1 Modelo de Kuz-Ram 30

5 Processamento mineral 33

5.1 Britagem 34

5.1.1 Work Index 37

5.2 Modelos Matriciais 38

5.2.1 Parâmetros da cinética de fragmentação 40

5.2.2 Modelo matricial de britagem com circulação seletiva 44

5.2.3 Função classificação 47

6 Modelação e análise de sensibilidade 48

6.1 Simulação das operações de desmonte de rochas 48

6.2 Otimização integrada das operações do desmonte de rochas e britagem primária 67
6.2.1 Escolha do equipamento de britagem 67
6.2.2 Método para o ajuste do modelo 68
6.2.3 Otimização dos parâmetros cinéticos 69
6.2.4 Otimização integrada das operações do desmonte de rochas e britagem primária 74
6.2.5 Modelo criado 80
6.3 Simulação integrada das operações do desmonte de rochas e britagem primária 85
7 Conclusões 91
8 Trabalhos futuros 92
9 Referências 93
10 Apêndice 100

Lista de Tabelas

Tabela 1 - Ganhos alcançados no processo de moagem após o aumento da razão de carga, (Mckee, 2013) – Adaptado 10
Tabela 2 - Dimensionamento geométrico do plano de fogo utilizando-se quocientes 24
Tabela 3 - Classificação dos estágios de britagem, Leite (Leite, 1986) – Adaptado 36
Tabela 4 - Parâmentos estáticos para o processo de simulação 1 49
Tabela 5 - Classes granulométricas a serem trabalhadas nos processos de simulação 50
Tabela 6 – Processo de simulação do desmonte de rochas – *RWS*:115 e Densidade: 1150kg/m^3 58
Tabela 7 - Ajustes dos parâmetros cinéticos utilizando a função solver do Excel 72
Tabela 8 - Tabela de restrições regidas pelo modelo 76
Tabela 9 - Escolha do diâmetro ótimo através do Solver 77
Tabela 10 - Capacidade de alimentação, (Metso, 2013) 78
Tabela 11 - Capacidade média da alimentação 79
Tabela 12 - Parâmetros de entrada do modelo 81
Tabela 13 - Seleção do diâmetro de perfuração 81
Tabela 14 - Tabela de preços 81
Tabela 15 - Variáveis geométricas ótimas, e respetivas características e custos do desmonte 82
Tabela 16 - Diâmetro ótimo escolhido 82
Tabela 17 - Parâmetros relacionados a britagem e desmonte secundário 82
Tabela 18 - Restrições obedecidas pelo modelo 83
Tabela 19 - Regulação ótima determinada 84
Tabela 20 - Características e custos da britagem 84
Tabela 21 - Custo total e por m^3 finais após o processo de otimização 84

Lista de figuras

Figura 1 - Liberação das partículas minerais após os estágios de cominuição, (Jimeno, Jimeno, & Bermudez, 2017) – Adaptado. 3
Figura 2 - Etapas presentes no processo produtivo mineiro, (Neves, 2018)..... 3
Figura 3 - Custos de processamento apresentam uma tendência acentuada decaimento à medida que a razão de carga é aumentada, Eloranta, J. (1997). 4
Figura 4 - Relação entre a razão de carga e Work Index, (Nielsen & Kristiansen, 1996). 7
Figura 5 - Cronologia Mine2Mill, (McKee, 2013) – Adaptado..... 8
Figura 6 - Processo simples de modelagem, (Cassandras & Lafortune, 2008) – Adaptado..... 13
Figura 7 - Classificação dos modelos de simulação, (Gavira, 2003)..... 15
Figura 8 - Ciclo produtivo das operações unitárias de lavra à céu aberto, (Florêncio, 2020). 22
Figura 9 - Representação geométrica das variáveis controláveis do desmonte (Miranda, Leite, & Frank, 2017). 23
Figura 10 - Classificação dos explosivos: (A) Explosivos gelatinosos; (B) ANFO; (C) Heavy ANFO; (D) Emulsões explosivas. 25
Figura 11 - Classificação dos detonadores – (A) Elétrico; (B) Não-elétrico; (C) Eletrônico, (After Miller e Martin, 2007). 27
Figura 12 - Métodos existentes para desmontes secundários - (A) Uso de explosivos; (B) Rompedor hidráulico; (C) Drop ball..... 28
Figura 13 - Critério de otimização do desmonte em função do grau de fragmentação (DINIS DA GAMA, 1971)..... 29
Figura 14 - Concentração de minerais. 33
Figura 15 - Circuito aberto de britagem, (Futuro e Leite, 2018). 39
Figura 16 - Eventos de classificação e transição, (Napier-Munn, 1996) – Adaptado. 45

Figura 17 - Representação esquemática do modelo de britagem com circulação seletiva, (Futuro e Leite, 2018)..... 45
Figura 18 - Função classificação, (Delboni, 2012) - Adaptado..... 47
Figura 19 - Simulação das previsões de fragmentação - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³..... 51
Figura 20 - Frequências relativas geradas pela interação 1- RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³..... 52
Figura 21 - Frequências relativas geradas pela interação 10 - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³..... 52
Figura 22 - Frequências relativas geradas pela interação 20 - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³..... 53
Figura 23 - Frequências relativas geradas pela interação 31 - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³..... 53
Figura 24 - Razão de carga em função da malha de desmonte. 54
Figura 25 - Índice de uniformidade e calibre médio em função da razão de carga. 55
Figura 26 - Custo por m³ de rocha desmontada e dimensão da malha em função do índice de uniformidade..... 56
Figura 27 - Custo por m³ de rocha desmontada e volume do furo em função do índice de uniformidade. 57
Figura 28 - Simulação das previsões de fragmentação - RWS: 100 e Densidade: 800 kg/m3. 60
Figura 29 - Frequências relativas geradas pela interação 1 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³..... 61
Figura 30 - Frequências relativas geradas pela interação 10 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³..... 61
Figura 31 - Frequências relativas geradas pela interação 20 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³..... 62
Figura 32 - Frequências relativas geradas pela interação 31 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³..... 62
Figura 33 - Índice de uniformidade em função do calibre médio para os dois processos elaborados. 63

Figura 34 – Comparação do custo por m³ em função da razão de carga para os dois processos de simulação. 64
Figura 35 - Comparação do custo global do desmonte em função da razão de carga para os dois processos de simulação. 64
Figura 36 - Comparação do aumento do custo de perfuração da passagem de de 3 para 4 polegadas. 66
Figura 37 - Diminuição do calibre médio devido ao aumento do diâmetro de perfuração. 66
Figura 38 - Britador de mandíbulas Nordberg® C200™, (Metso, 2013). 68
Figura 39 - Parâmetros utilizados para criação da simulação. 70
Figura 40 - Distribuição granulométrica proveniente do processo de simulação. 70
Figura 41 - Histograma de alimentação. 71
Figura 42 - Curva granulométrica em função do close side setting, (Metso, 2013). 71
Figura 43 - Ajuste do produto final simulado ao produto final catalogado. 73
Figura 44 - Capacidade de produção em função do close side setting. 79
Figura 45 - Diagrama do modelo criado. 80
Figura 46 - Distribuições granulométricas do sistema. 83
Figura 47 - Resultado do processo de britagem após a otimização. 83
Figura 48 - Frequências relativas referidas a alimentação e produto final. 84
Figura 49 - Influências na britagem primária pela malha 2,4mx2m. 85
Figura 50 - Influências na britagem primária pela malha 3mx2,5m. 86
Figura 51 - Influências na britagem primária pela malha 3,72mx3,1m. 86
Figura 52 - Influências na britagem primária pela malha 4,44mx3,7m. 87
Figura 53 - Energia de fragmentação em função do powder fator. 87
Figura 54 – F80 em função do powder fator. 88
Figura 55 - Custo da tonelada processada em função do powder fator. 88
Figura 56 - Quantidade de material a ser britada em função do powder fator. ... 89
Figura 57 - Efetividade em função do powder fator. 89

1 Introdução

A cadeia produtiva da mineração dentre as várias áreas de atuação se divide em dois grandes grupos: lavra e processamento mineral. De maneira geral estas áreas são administradas de maneira independente, na qual cada uma possui suas metas individuais a fim de otimizar suas operações e custos associados aos seus processos. Neste ponto fica evidente que o foco não é a redução dos custos globais, devido não existir nenhuma metodologia (integração) adequada com o objetivo de expandir a lucratividade global do empreendimento. Esse tipo de sistema em nenhum momento leva em conta as consequências que uma única operação possa encadear a jusante na cadeia produtiva, e sobre os custos totais que englobam a produção.

Ao contrário do método tradicional de separatismo da indústria mineira, a metodologia *Mine2Mill* tem sido amplamente utilizada em empreendimentos mineiros com o intuito de maximizar a operação integrada de minas e plantas de beneficiamento. Basicamente o sistema *Mine2Mill* busca a otimização do desmonte de rochas e também a forma mais barata e eficiente de se fragmentar a rocha, a fim de minimizar os processos energéticos que regem toda a cadeia produtiva.

O estudo presente trata da modelação simulação/otimização das atividades que integram o desmonte de rochas e a britagem primaria. Neste trabalho foi utilizado o modelo de Kuz-Ram para previsão de curvas granulométricas. Em sequência a isto foi elaborada uma análise de sensibilidade neste processo para explorar como as propriedades do modelo respondem a alteração de expansão da malha e de como podem influenciar no processo de britagem primária regido pelo modelo de circulação seletiva proposto por Lynch.

2 Mine2Mill

Diversas investigações realizadas ao longo dos anos por vários autores tais como Eloranta (Eloranta, 1995), Kojovic e Wedmair (Kojovic & Wedmair, 1995), têm mostrado que as atividades extrativas de produção e as fases de processamento nas instalações de beneficiamento são interdependentes, e os resultados dos processos de desmonte de rochas e atividades subsequentes, tem impactos diretos na eficiência e produção dos equipamentos de cominuição, sendo estes a britagem e a moagem.

De acordo com Martins (Martins, 2015), a abordagem *Mine2Mill* baseia-se na identificação de constrangimentos e nas possíveis oportunidades de maximizar a rentabilidade do processo global que envolve todo o empreendimento mineiro, procurando compreender a interação e relevância das etapas adjacentes em cada fase, destacando que não se deve observar os processos de maneira individual mas sim de uma forma global. Já outros autores como Adel, Kojovic e Thornton (Adel, Kojovic, & Thornton, 2006), destacam que o conceito *Mine2Mill* se define como o processo de otimização conjunta das fases de lavra e processamento mineral. E neste contexto, afigura-se como primordial a procura de estratégias para se minimizar os consumos energéticos durante todo o processo de redução granulométrica do material em questão.

Autores como Luz, França e Braga (Luz, França, & Braga, 2018), explicam que em grande parte das operações mineiras, o material explorado passa por três etapas de cominuição, sendo elas:

a) Desmonte: preparação do material para as etapas de carga e transporte;
b) Britagem: é a primeira etapa de redução granulométrica na planta de beneficiamento, melhorando e melhora as características de manuseio do minério, preparando o mesmo para o processo de moagem;
c) Moagem: geralmente executada em duas etapas (moagem primária e secundária), reduz o material para granulometrias bem finas (de acordo com a textura e calibre de libertação). Tem como objetivo libertar a fase útil do minério.

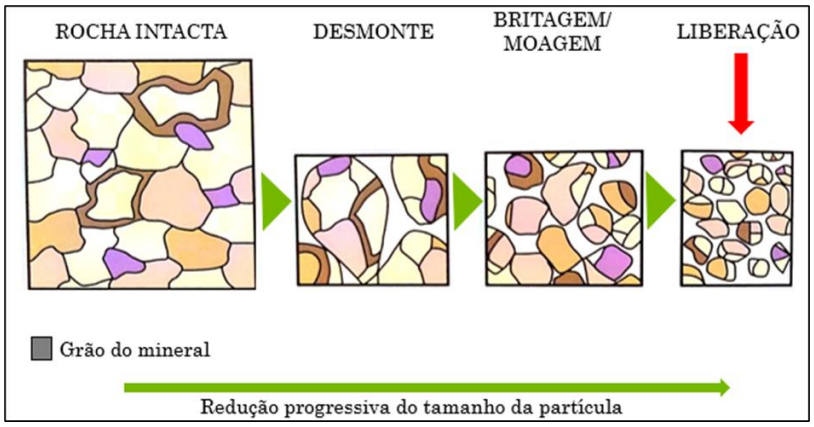


Figura 1 - Liberação das partículas minerais após os estágios de cominuição, (Jimeno, Jimeno, & Bermudez, 2017) – Adaptado.

Kanchibotla e Valery (Kanchibotla & Valery, 2010) explicam que na abordagem *Mine2Mill* a cominuição deve ser analisada logo no início da cadeia produtiva, onde as exigências energéticas são menores e menos caras. De maneira geral, esta abordagem permitirá equacionar uma melhor distribuição energética durante o processo do desmonte de rochas, na qual o mesmo terá que garantir um controle do tamanho dos materiais mais grosseiros e finos. A Figura 2 mostra as possíveis etapas de atividades unitárias presentes, quer na fase extrativa como na de beneficiação subsequente:

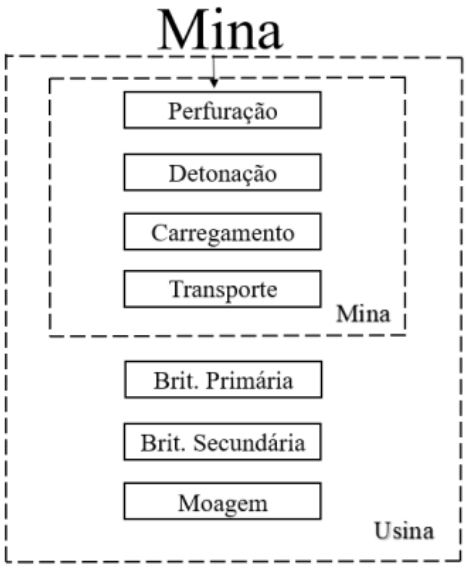


Figura 2 - Etapas presentes no processo produtivo mineiro, (Neves, 2018).

Para operações que realizaram o processo de obtenção de uma fragmentação mais fina e aprimorada (para o benefício dos processos na instalação e beneficiação), a mina raramente está disposta a retornar às antigas formas de

desmonte de rochas com custo reduzido. O motivo é que as operações intrínsecas à mina também beneficiam muito de uma fragmentação mais consistente, com menos material de calibre graúdo para processar (Dance, 2007). O mesmo autor ainda explica que caso as operações de perfuração e desmonte necessitem serem incrementadas (custo acrescido em cerca de 7 a 10% nas despesas da mina) para melhorar a qualidade da fragmentação, os custos excedidos serão superados pela redução nas despesas operacionais da oficina de processamento mineral (obviamente, até um certo limite).

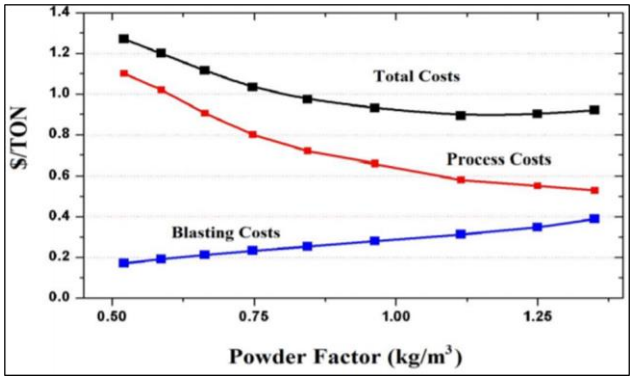


Figura 3 - Custos de processamento apresentam uma tendência acentuada decaimento à medida que a razão de carga é aumentada, Eloranta, J. (1997).

Autores como McKee (McKee, 2013) dissertam que quando os estágios de mina e processamento mineral são combinados e implementadas de maneira eficaz conforme exige a abordagem *Mine2Mill*, pode-se chegar a ganhos na produtividade na faixa de 10% a 20%. Seguindo este mesmo raciocínio, o Centro de Pesquisa Mineral Julius Kruttschnitt – JKMRC[1] declara que a produtividade das empresas que aderiram a este método já alcançara lucros da ordem de AUD 50.000.000. Adel, Kojovic, e Thornton (Adel, Kojovic, & Thornton, 2006) chegam a afirmar que apesar da aplicação *Mine2Mill* se encontrar mais generalizada em grandes minas metálicas, esta técnica também pode ser aplicada para a indústria de agregados já que o foco se reduz apenas na redução granulométrica das partículas por meio do desmonte de rochas e da britagem, sendo então possível simular processos para encontrar a otimização global destes tipos de empreendimentos.

[1] Maior centro de pesquisa australiano no ramo mineiro. Colabora com os principais grupos de pesquisa de mineração e processamento mineral do mundo.

2.1 Resumo histórico da abordagem Mine2Mill

Neves destaca que até o final do XX algumas bibliografias de processamento mineral, quase em sua maioria, tratavam as operações da instalação de beneficiamento e as da lavra como disciplinas separadas. Explicado que cada setor procurava apenas tornar seu próprio processo satisfatório, preocupando-se em cumprir o valor orçado anualmente e atingindo as suas metas de produção. Porém este cenário teve de sofrer mudanças devido à diminuição do teor em substância útil do material extraído, pelas rochas encaixantes de diferentes domínios geológicos ligadas ao minério e pelo aumento dos custos envolvidos no processamento mineral. Apesar desta separação, as realidades encontradas na lavra e no beneficiamento do material exigiram promover uma análise interativa permanente entre estes processos.

Em 1960, com advento do uso dos computadores, foi possível terem lugar as primeiras interações de análises quantitativas entre as operações de mina e as das instalações de processamento. A observação e quantificação das atividades unitárias presentes, permitiu fornecer dados suficientes para avaliar estas duas áreas do setor mineiro, sendo depois possível a modelação matemática e a simulação destes processos. Através da modelação e simulação, criaram-se condições para, com algum grau de certeza, prever os futuros impactos que uma mudança nas variáveis controláveis na área da extração do minério, traria para processamento mineral.

De acordo com McKee (McKee, 2013) em 1969 ocorreram as primeiras apresentações sobre os avanços da computação digital na indústria mineira, nomeadamente na APCOM - *Application Of Computers And Operations Research In The Mineral Industrial*. Neste evento foram abordados temas sobre reservas geológicas, geoestatística, planeamento mineiro a céu aberto e subterrâneo. Neste período os primeiros modelos de britagem e classificação já haviam sido também desenvolvidos, enquanto os trabalhos para a simulação de operações de flutuação estavam em desenvolvimento. Então no ano seguinte, 1970, os primeiros modelos estavam disponíveis para investigação e aplicação na metodologia *Mine2Mill*.

No ano de 1977 o JKMRC iniciou um projeto de suma importância para o entendimento dos processos práticos do desmonte de rochas. Em paralelo a esta

pesquisa, havia outro grupo chamado AMIRA[2] - *Australian Mineral Industries Research Association* que fazia suas pesquisas voltadas para a mesma área, porém para processos diferentes. Enquanto o JKMRC procurava otimizar os processos de fragmentação para a remoção do material estéril em minas de carvão, a AMIRA tinha como objetivo desenvolver modelos matemáticos que pudessem prever a fragmentação e o formato final da pilha desmontada. O JKRMC já havia coordenado anteriormente investigações acerca da modelagem matemática e simulação dos processos de moagem, classificação e flutuação, porém não haviam desenvolvido nada acerca da simulação dos métodos de previsão para a fragmentação de rochas com os recursos de explosivos.

Em 1983 Cunningham propôs o modelo de fragmentação de rochas denominado por Kuz-Ram. Este foi um dos primeiros modelos a ter como *inputs* parâmetros geométricos do desmonte e as características da rocha e do explosivo. Este modelo então tornou-se base para os trabalhos de modelação do JKRMC, no entanto o modelo foi considerado de baixa precisão quando se procura estimar granulometrias de classes mais finas. No entanto em 1995 o engenheiro Sarma Kanchibotla, pesquisador da JKRMC conseguiu ultrapassar este problema após modificar o modelo de Kuz-Ram. Mais recentemente em 2005, o modelo Kuznetsov-Cunningham-Ouchterlony-KCO, conhecido popularmente por Kuz-Ram modificado, substituiu a função granulométrica de Rosin-Ramler pela de Swebrec, que de acordo com o autor Ouchterlony quando introduzida no modelo, consegue resolver o problema da estima da quantidade de finos e também consegue definir limites entre a dimensão máxima e mínima dos fragmentos que serão gerados no desmonte de rochas.

Um dos primeiros estudos abordando a metodologia *Mine2Mill* foi conduzindo pelo engenheiro de minas Kai Nielsen, no ano de 1984 numa mina de taconita localizada em Sydvaranger, Noruega. Nielsen desenvolveu modelos técnicos e econômicos sobre os estágios que acontecem na lavra e no processamento mineral, na qual comprovou que é possível a otimização da produtividade e dos custos operacionais com a integração das duas áreas. Nielsen e Kristiansen demonstram

[2] A associação australiana AMIRA foi fundada em 1959 e visa facilitar o avanço tecnológico de seus membros por meio de pesquisas colaborativas em áreas como a exploração de minerais metálicos, carvão, petróleo e processamento mineral.

anos depois num artigo intitulado *"Blasting-crushing-grinding: optimization of an integrated comminution system"*, que o aumento da razão de carga de explosivos no desmonte, possibilita uma maior presença de microfraturas nas rochas, resultando então em reduções consideráveis do *Work Index* nos processos de britagem e moagem, conforme pode se observar na figura abaixo:

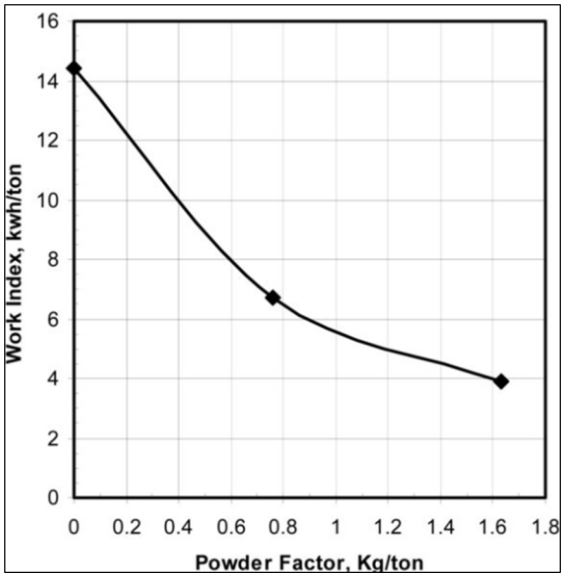


Figura 4 - Relação entre a razão de carga e Work Index, (Nielsen & Kristiansen, 1996).

Na década de 1980 o JKRMC já possuía uma gama de trabalhos associados aos processos de britagem e moagem, porém o grande desafio era procurar desenvolver um modelo que respondesse aos processos de moagem autógena e semi-autógena. Então em 1988, Leung desenvolveu no JKRMC um dos primeiros modelos que viria a explicar este tipo de moagem. E mais tarde, em 1993, Steve Morrell, quando ainda era aluno de mestrado da Universidade de Queensland, conseguiu melhorar o modelo proposto por Leung após incluir neste o consumo energético dos moinhos autógenos.

O grande advento da descoberta da importância do papel do conceito do *Mine2Mill* ocorreu de maneira óbvia. Ora, como era de conhecimento de todos, os moinhos de moagem autógena e semi-autógena produziam mais quando eram alimentados por materiais de granulometria mais fina. E que esta mesma granulometria poderia ser obtida com a alteração dos parâmetros geométricos do desmonte de rocha e com o tipo de explosivo nele usado. Sabendo disto, ficou claro que era possível manipular o desmonte para produzir granulometrias mais convenientes para alimentar os moinhos e então aumentar produtividade do

circuito de moagem. McKee (McKee, 2013) explica que após esta descoberta, se avançou para um período onde os processos de simulação, utilizando os modelos de desmonte e cominuição, passaram a ser usados em conjunto a fim de explorar maneiras de como amplificar a produtividade dos sistemas de moagem.

Um pouco do resumo da cronologia dos desenvolvimentos e aplicações da abordagem *Mine2Mill* são apresentados na Figura 5:

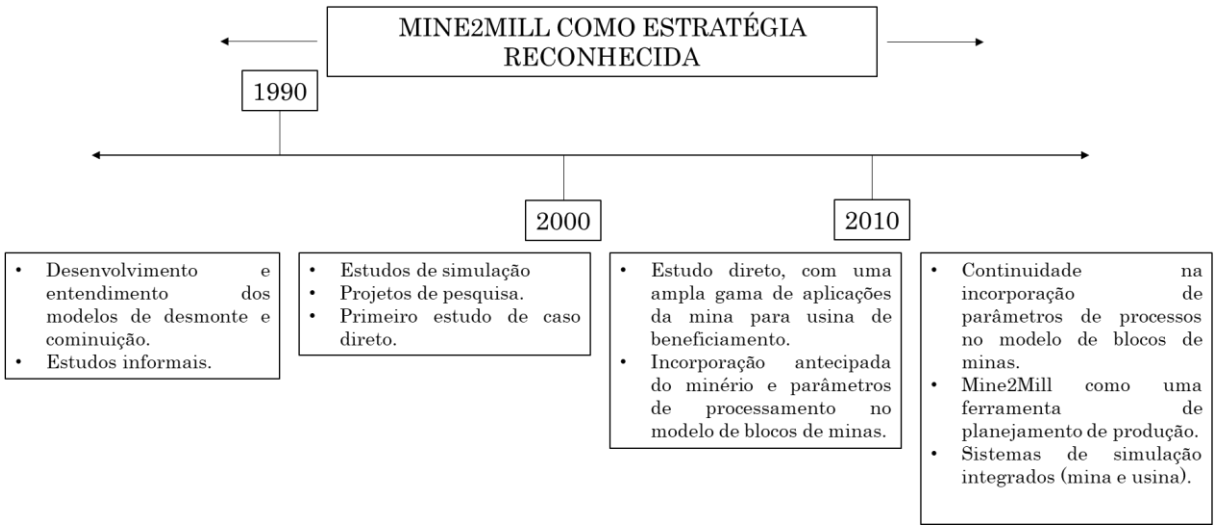


Figura 5 - Cronologia Mine2Mill, (McKee, 2013) – Adaptado.

2.2 Influência da fragmentação nas operações subsequentes ao desmonte de rochas com recurso de explosivos

No contexto da metodologia *Mine2Mill* o desmonte de rochas é concebido como estando ligado diretamente com todos os processos da cadeia produtiva subsequente. Propomo-nos, em seguida, abordar as influências do processo de desmonte tem nas fases de carga/transporte do material e no processamento mineral (britagem e moagem).

2.2.1 Carga e transporte

A granulometria gerada pelo desmonte de rocha irá influenciar diretamente na eficiência dos equipamentos de carga. Se os calibres estão acima do esperado, para além de diminuírem a produtividade do equipamento de escavação/carga, também gerarão mais custos associados a fragmentações secundárias (taqueio) e a

manutenção destas máquinas. É claro que a definição no que diz a respeito ao calibre de grandes fragmentos é relativo, pois isso dependerá imediatamente do tipo de equipamento utilizado para a escavação. Como é obvio, uma *dragline* ou uma escavadora de maior capacidade serão mais adequadas para carregarem maiores fragmentos do que carregadoras/escavadoras de menor dimensão.

Considerando que a operação de carga é executada recorrendo a uma pá carregadora frontal de rodas, o seu rendimento será tanto maior quanto maior for o grau de fragmentação obtido no desmonte, uma vez que vai diminuir o tempo necessário para carregar a caçamba do equipamento de transporte, aumentado o volume de material carregado por ciclo, uma vez que consegue encher mais facilmente o seu próprio balde (Hustrulid, 1999). Se a fragmentação pós-desmonte é grosseira, será reduzido o fator de enchimento do balde, diminuindo então a quantidade de material que a máquina poderá movimentar em um ciclo. Este facto terá implicações na produtividade dos equipamentos de transporte devido ser necessário maior número de ciclos para se atingir então a capacidade total deste equipamento, aumentado os seus tempos de espera na operação de carga.

2.2.2 Britagem e moagem

Eloranta nos seus estudos, mostrou que o caudal e o consumo energético dos britadores estariam diretamente correlacionados com a distribuição granulométrica da pilha de material gerada pelo desmonte de rocha. No seguimento destas conclusões, Elliott, Ethier e Levaque (Elliott, Ethier, & Levaque, 1999) mostraram em suas investigações que reduzindo o passante de 90% da curva pós-desmonte de 600 mm para 200 mm se gerava um aumento de 16% na alimentação do britador, e uma economia no consumo de energia em 30%. Os estudos foram realizados na *Lafarge Exshaw Cement Plant*, Canadá. Workman e Eloranta (Workman & Eloranta, 2003) chegaram à conclusão que a energia gasta no processo de britagem ocorre de três formas possíveis:

a) Se a granulometria do material provindo do desmonte diminuir, aumenta-se o rendimento da britagem e diminui o consumo energético necessário para cominuir até o calibre pretendido.

b) As microfissuras ocasionadas pelo processo do desmonte, reduz a quantidade de energia necessária para britar a rocha.
c) Um aumento na geração de finos no processo do desmonte passará diretamente pelo britador, fazendo com que a rocha não seja britada. Diminui-se, desta maneira, o volume de material cominuído por hora.

No que diz a respeito aos moinhos, vários autores Morrell e Morrisson (Morrell & Morrisson, 1996) e Martins (Martins, 2015) referem que o caudal dos moinhos aumenta expressivamente com o aumento da quantidade de material mais fino que entra na sua alimentação. Porém, deve-se estar atento para que não se perca a qualidade granulométrica e se acabe gerando finos em excessos nos processos de cominuição antecedentes a etapa de moagem. McKee (McKee, 2013) cita que estudos desenvolvidos para a geração de uma granulometria mais fina numa mina no Alasca chamada *Red Dog*, se obtiveram ganhos após o aumento da razão de carga do desmonte. Além de gerar uma granulometria menos grosseira, adquiriram-se ganhos na produção e na diminuição do consumo energético dos moinhos. Isto somente foi possível após simularem desmontes para então avaliar os efeitos causados nos processos de moagem. Após observarem que obteriam ganhos com tais mudanças, o digrama de fogo foi alterado. Os resultados podem ser observados na Tabela 1.

Tabela 1 - Ganhos alcançados no processo de moagem após o aumento da razão de carga, (Mckee, 2013) – Adaptado

Resultado	Desmonte Padrão	Desmonte 1	Desmonte 2
Explosivo	ANFO	ANFO	70/30 Emulsão
Razão de carga (kg/t)	0,29	0,40	0,45
Moinho SAG (tph)	125	132	140
Ganho de Produtividade	-	5,6%	12,0%

O ganho após a passagem da malha do desmonte 1 para o desmonte 2 se chegou a uma receita líquida de USD 9,2 milhões para a companhia mineira.

Casos de sucesso relacionados com as integrações dos processos de mina e processamento mineral (britagem/moagem) podem ser facilmente encontrados no livro intitulado por "*What is Mine to Mill*", escrito pelo engenheiro D. J. Mckee.

3 Sistemas e modelos de simulação

A mineração é um setor cada vez mais focado em processos de simulação, sendo possível através desta técnica obter-se melhorias significativas dos processos, aumentando a possibilidade de análise crítica sobre o sistema de estudo bem como a geração de novas práticas que se concentrem na cadeia produtiva. O uso da simulação aplicada à mineração provou ser primordial para os empreendimentos mineiros equilibrarem fatores como qualidade, tempo, preço e desenvolvimento sustentável.

Aydiner, Çelebi, e Paşamehmetoğlu (Aydiner, Çelebi, & Paşamehmetoğlu, 2006) alegam que o setor da mineração pratica soluções baseadas em simulação há muito tempo, e que se espera que sejam usadas cada vez mais no futuro. As suposições para esta previsão são baseadas nos seguintes pontos:

a) Os investimentos em mineração são arriscados e caros. A escassez e a qualidade dos dados são as principais fontes de riscos. Às vezes, os engenheiros de minas necessitam projetar cenários com um baixo número de amostras. Em certos casos a qualidade da amostra é também duvidosa;
b) A mineração deverá ser mais mecanizada no futuro. A modelação de um processo mecanizado precisa integrar a aleatoriedade dos eventos, lidar com complexos processos dinâmicos e realizar avaliações imparciais.

As grandes companhias do setor já aplicam a simulação para a avaliação do desempenho de equipamentos e da cadeia produtiva. Além de melhorar os rendimentos na indústria da mineração, a simulação pode permitir responder a perguntas-chave como, “e se?”, “o que acontece se”, permitindo olhar para o futuro sob certas suposições de maneira sistemática.

3.1 Sistema

Gordon (Gordon, 1969) explica simplificadamente que um sistema pode ser definido como a agregação ou a junção de elementos que são combinados por algum processo de interação ou interdependência. Já Shannon (Shannon, 1995) define-o como um conjunto de elementos inter-relacionados que trabalham juntos para alcançar um objetivo comum.

Por meio destas definições pode-se notar que um "sistema" é algo relativo. Num certo ponto, um conjunto de elementos pode ser apenas uma parte ínfima de um sistema maior, ou seja, um subsistema, enquanto em outro ponto de vista pode ser considerado como um sistema completo. Os limites de um sistema vão definir o que estudar e permitir incluir apenas os itens mais importantes para os objetivos que se estabelecerem. A definição dos limites depende da dimensão da pesquisa que se realizar e dos objetivos estabelecidos para serem alcançados.

Em alguns casos o sistema pode apresentar uma grande quantidade de elementos relacionados a si. Nesta situação, a simulação de um sistema que possui tantas variáveis pode não se tornar viável e em alguns casos podem chegar a não possuir resolução. Partindo disto os modelos foram criados com o intuito de poder representar uma parte do sistema que está sendo estudado.

3.2 Modelos

Ao discutir a construção de modelos, Forrester (Forrester, 1961) disserta que estes têm sido amplamente utilizados como um meio de estudar fenómenos complexos. O valor de um modelo provém do aprimoramento de nossa compreensão de características do objeto real que ele representa e de muitos dos seus comportamentos menos explícitos, de maneira a compreendê-lo de forma mais eficaz, muito para além da simples observação esporádica. Um modelo, comparado ao sistema real que ele representa, além do conhecimento que dele pode ser obtido rapidamente e das condições que não podem ser observadas na vida real, o mesmo pode processar informações a baixo custo.

A definição acima refere-se a uma característica básica da utilização de modelos: resumir o sistema num número pequeno de variáveis que possibilite a assimilação pelo intelecto humano. A Figura 6 fornece uma noção acerca dos princípios utilizados na modelação.

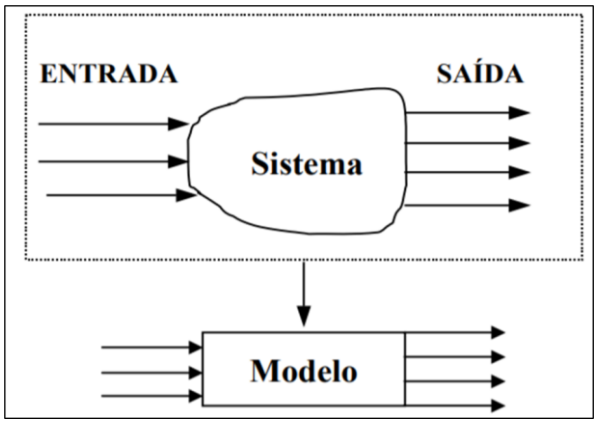


Figura 6 - Processo simples de modelagem, (Cassandras & Lafortune, 2008) – Adaptado.

Para construir um modelo e usá-lo para prever e explicar fenómenos com alta precisão, as variáveis mais significativas devem ser escolhidas corretamente para descrever o comportamento do sistema. Ackoff e Sasieni (Ackoff & Sasieni, 1977) explicam que, embora seja necessário um grande conjunto de variáveis para descrever um sistema com exatidão, um pequeno número de variáveis já consegue explicar uma parte do fenómeno de estudo. A grande dificuldade do processo de modelagem é encontrar e relacionar as variáveis de maneira apropriada.

Gavira (Gavira, 2003) afirma que a principal tarefa de um investigador ao modelar um sistema é decidir, com base nos objetivos estabelecidos, quais elementos do sistema a incluir no modelo e, dessa forma, estabelecer as suas fronteiras e nível de detalhe do objeto real que deve ser estabelecido. Dependo do investigador e de seu objetivo, um mesmo sistema pode ter modelos com maior ou menor nível de detalhe com diferentes características.

3.3 Conceitos sobre simulação

Andrade (Andrade, 1989) relata que a designada pesquisa operacional (P.O.) surgiu durante a segunda guerra mundial para resolver problemas de interesse militar. Porém existem referencias que a mesma teve origem no século III A.C., durante a Segunda Guerra Púnica. A área da P.O. é multidisciplinar e engloba muitos campos, tais como: engenharia, economia, matemática, estatística e computação, com foco em análise e tomadas de decisões. Geralmente existem dois tipos de modelos utilizados em P.O.: otimização e simulação.

Neto e Pinto (Pinto e Ramos Neto, 2004) explicam que quando todas as variáveis no sistema são determinísticas e construídas para selecionar uma

alternativa "ótima" (considerada a melhor opção com base em alguns critérios pré-estabelecidos através de restrições e variáveis de decisões utilizadas), um modelo de otimização pode ser usado.

A técnica de simulação é interpretada de diversas maneiras por distintos autores, mas todos concordam que a simulação é útil na decisão de problemas complexos encontrados na indústria. A seguir serão apresentados alguns desses conceitos.

Chaturvedi (Chaturvedi, 2010) define a simulação como uma solução de baixo custo e segura para representar o processo de um sistema real. No entanto, os resultados da simulação dependem inteiramente da qualidade do modelo construído, representativo desse sistema real. Este autor declara que esta é uma técnica poderosa para resolver uma grande variedade de problemas.

White e Ingalls (White & Ingalls, 2009) destacam que a simulação envolve a criação de um modelo que imite os comportamentos de interesse relevante do objeto real, experimentando o modelo para gerar observações desses comportamentos e tentar entender, resumir e/ou generalizar os mesmos.

Banks (Banks J. , 1998) declara a simulação como a imitação de um sistema de estudo, que envolve a construção de um histórico artificial com os recursos reais do sistema.

Shim e seus colegas (Shim, Ryu, Chung, Synn, & Song, 2009) explanam que simulação é o processo de criação e experimentação de um modelo matemático computacional sobre um determinado sistema físico.

A definição dada por Hollocks (Hollocks , 1992) é que a simulação compreende na criação de um programa computacional que explique os fenómenos do mundo real de maneira que os testes realizados no modelo sejam uma previsão do que ocorrera na realidade.

No livro intitulado por "Usando o ARENA em simulação" (Prado, 2010), o autor, Darci Prado, esclarece que o conceito mais aceite atualmente por simulação é: "*Simulação é uma técnica de solução de um problema pela análise de um modelo que descreve o comportamento do sistema usando um computador digital*".

Apesar de existirem no mercado inúmeros softwares para a elaboração de simulações de diversos tipos, como por exemplo MATLAB, GNU Octave, ARENA,

Python, Anylogic e etc. em muitos casos estas podem tornar-se complicadas, devido ao fenómeno em estudo possuir grande complexidade. Partindo disso, Pidd (Pidd, 1998) então declara que somente se deve utilizar a simulação quando todos os outros métodos não tiveram êxito

Depois de introduzir brevemente o que é simulação, podemos concluir que a mesma se trata de uma ferramenta da pesquisa operacional que utiliza um modelo construído a partir de um sistema real e sediado num computador (através de uma linguagem de programação) para executar várias análises do sistema atual ou possíveis mudanças estratégicas.

3.4 Principais modelos de simulação

Toda e qualquer simulação requer a elaboração de um modelo base para testar/estudar o fenómeno de estudo. Sobre as diferentes classificações dos modelos de simulação destacam-se o determinístico e o estocástico. Gavira (Gavira, 2003) apresenta uma classificação mais detalhada de tipos de modelos de simulação, como é exemplificado na figura 19.

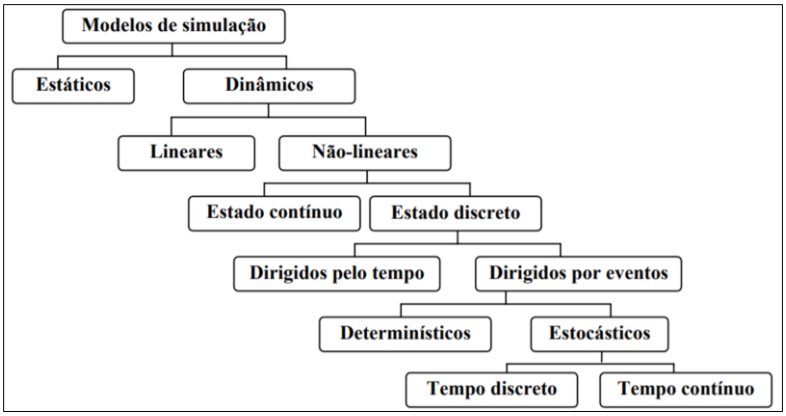


Figura 7 - Classificação dos modelos de simulação, (Gavira, 2003).

Os modelos estocásticos apresentam na sua estrutura uma ou mais variáveis aleatórias como entrada, resultando desta maneira uma saída também de caráter aleatório. Estes são usados quando pelo menos uma característica operacional é fornecida por uma função de probabilidade. Um exemplo que podemos elencar neste ponto é a aplicação da distribuição de Poisson aos tempos de ciclos dos equipamentos de carga e transporte, que envolvem variáveis aleatórias, como os intervalos de chegada, saída e tempo de espera. Através das variáveis aleatórias

geradas por esse sistema, pode-se explorar as incertezas e possibilidades a este fenómeno, podendo ser quantificados matematicamente através dos modelos de simulação. Estes modelos possibilitam a averiguação de diversos cenários para o mecanismo de decisão. Cada cenário pode ser visto como um formato específico do sistema em estudo. Desta maneira, a simulação não produz uma solução ótima e específica, e sim, uma solução do sistema a uma designada mudança em sua configuração.

Em relação aos modelos determinísticos, estes não possuem variáveis aleatórias, ou seja, não são representados por nenhuma função de probabilidade. Neste caso, para um dado conjunto de entradas conhecidas, teremos um único conjunto de resultados como saída, pois as suas variáveis são na realidade parâmetros constantes. Um exemplo para este caso é o modelo de Kuz-Ram, que quando introduzidos os *inputs* (parâmetros da pega de fogo - afastamento, espaçamento, tampão, etc.) será gerada uma resposta, exata, ao dado conjunto de parâmetros de entradas.

O modelo de simulação desenvolvido neste trabalho para a integração das operações do desmonte de rocha e processamento mineral é classificado como determinístico.

3.5 Vantagens e desvantagens da simulação

A simulação apresenta uma serie de melhorias e benefícios para a indústria, como são citadas por autores como Law e Kelton (Law & Kelton, 1991), Banks (Banks J. , 1998), Hollocks (Hollocks , 1992), Banks e Gibson (Banks & Gibson, 1996), e Saliby (Saliby, 1989). As vantagens encontradas são:

a) Modelos mais realistas: o utilizador possui maior liberdade para a elaboração do modelo, uma vez que para a construção do mesmo não precisa de incluí-lo num formato padrão. Este “modelo padrão” para a obtenção de soluções se encontra por exemplo na programação linear;
b) Processo de modelação evolutivo: o utilizador pode começar a modelação do problema de maneira extremamente simples e ir aumentado a sua complexidade de maneira gradual incluindo nela sucessivas particularidades que são encontradas no sistema em estudo;

c) Perguntas do tipo “e se?” ou “o que acontece se?”: as possíveis implicações podem ser tornadas mais claras após a mudança da configuração das variáveis no modelo de simulação, e a partir disto o operador possuir um conjunto de decisões que podem ser tomadas;
d) Aplicação a problemas “mal estruturados”: a simulação é uma das poucas técnicas que podem ser utilizadas para problemas em que não se conhece por inteiro todas as variáveis do sistema e suas relações;
e) Facilidade de comunicação: grande parte dos modelos de simulações são mais transparentes para seu entendimento do que a utilização de expressões matemáticas complicadas;
f) Soluções rápidas: pode emitir a resposta de sistemas num curto intervalo de tempo para a tomada de decisão;
g) Grande flexibilidade: pode ser aplicado a muitos problemas;
h) Aquisição de uma visão sistemática: o gestor tem um panorama geral de todo o sistema a partir da mudança de certos locais;
i) Escolha correta: os modelos de simulação permitem a avaliação de muitas mudanças sem comprometer os recursos reais;
j) Compreensão e expansão do tempo: para analisar o comportamento do fenómeno de estudo, sendo em certos permitindo a reprodução de maneira mais rápida ou lenta;
k) Exploração de possibilidades: uma vez validado o modelo de simulação, é possível explorar novos procedimentos operacionais ou métodos sem alterar o sistema real;
l) Diagnóstico de problemas: a identificação e o diagnóstico de problemas podem ser encontrados de maneira menos laboriosa;
m) Desenvolvimento de entendimento: ajuda a compreender o entendimento das variáveis no sistema e de como elas influenciam as fenomenologias presentes;
n) Visualização de planos: a simulação pode trazer benefícios em esquemas, fluxogramas em tela, como por exemplo a animação de processos de uma indústria;

o) Construção de consenso: o modelo em processo de simulação possui melhor aceitação do que simples opiniões;
p) Preparação para mudanças e análise de investimentos prudentes: devido aos altos custos envolvidos na indústria, a simulação é um investimento de grande valia na avaliação de possíveis consequências;
q) Treino de equipes: a equipe pode aprender a trabalhar melhor através de cenários criados pela simulação;

Seguindo o raciocínio dos autores, os mesmos apresentam as seguintes desvantagens nos modelos de simulação:

a) A simulação não é uma técnica de otimização, ela apenas reproduz as alternativas dadas através de *inputs*.
b) Caso o programador não tenha experiência em modelos de simulação, a modelação pode ser um processo demorado ou inexistente.
c) Devido as dificuldades de cada área, nem sempre os resultados obtidos através da simulação podem ser implementados.
d) Caso a linguagem de programação não seja adequada para realizar o modelo de simulação, o processo pode tornar-se dispendioso e exaustivo.
e) Quando estamos perante um sistema em que as variáveis são de natureza estocástica, deve-se elaborar uma grande sequência de simulações para melhor prever o desempenho do fenómeno de estudo.
f) A obtenção de alguns dados de entrada do modelo pode levar muito tempo e até esses dados podem ser duvidosos.

Gavira (Gavira, 2003) explica que muitas empresas estão trabalhando insaciavelmente para sanar alguns dos problemas citados acima. As desvantagens estão a ser mitigadas através da invenção de simuladores mais rápidos, mais simples, amigáveis e flexíveis, bem como a criação de novos métodos de análise de resultados e de equipamentos informáticos mais eficientes, dentre outros.

As empresas de programas de simulação desenvolveram produtos úteis para modelação, como por exemplo: pacotes com modelos que requerem apenas variáveis de entrada e pacotes com recursos somente para a análise de resultados. Além de reduzir o tempo de certos projetos quando implementados, estes produtos

permitem que os utilizadores não precisem ter domínio computacional voltado para os modelos de simulação.

Ceciliano (Ceciliano, 2007) esclarece que o erro de alguns analistas e utilizadores de simuladores cometem é pensar na simulação como uma cópia simples da realidade ou de exercícios de programação. Devido a este fato, muitos estudos de simulação são compostos de alterações e verificações insuficientes. A simulação é uma ferramenta poderosa para avaliar estratégias, mas requer muito trabalho metodológico e pesquisa rigorosa para chegar a um resultado satisfatório.

3.6 Onde aplicar a simulação em operações mineiras?

Ramos Neto (Ramos Neto, 2003) explica que a indústria da mineração pode ser inclusa nos sistemas de passiveis de simulação para a avaliação de cenários devido possuírem variáveis aleatórias, operações de grande complexidade e por ser necessário a implantação de metodologias para a avaliação de estratégias para estas operações. Aqui serão apresentadas algumas aplicações nesta atividade.

Em 1999 Pinto (Pinto, 1999) criou um simulador aplicado ao sistema de carga e transporte chamado SIMIN. O estudo foi direcionado para a simulação de duas frotas de camiões de diferentes capacidades onde se desejava saber qual produziria mais e teria maior disponibilidade mecânica. Através das técnicas de simulação de eventos discretos conclui-se que o camião de maior capacidade oferecia a melhor opção para a mina, devido a gerar benefícios para a produção e também um aumento do seu índice de utilização.

Através de um banco de dados de registros sísmicos, Ferreira (Ferreira, 2020) conseguiu desenvolver um simulador que fosse capaz de prever a velocidade do pico de partícula sobre a barragem de rejeito de uma mina localizada no quadrilátero ferrífero, Brasil.

Após simulações sobre a análise de rendimentos na concentração do minério de ferro na Samarco Mineração S.A., Carvalho (Carvalho, 2003) conseguiu prever diversos cenários. Os mesmos variavam de forma positiva ou negativa conforme se alterava a configuração do modelo em estudo. O autor ainda disserta que uma das grandes vantagens que a simulação mostrou foi a facilidade para observar todo o processo de maneira sistemática, integrada e unificada.

Lima e Costa e Silva (Lima & Costa e Silva, 2006) através da simulação conseguiram mensurar o risco de ocorrer danos à integridade de taludes através da estimação do VCP (valor mínimo para causar faturação do talude). Para se chegar à conclusão deste estudo foram necessárias mais de 10.000 interações.

A partir do software ARENA, Neto e Pinto (Pinto e Ramos Neto, 2004) conseguiram desenvolver uma plataforma para melhorar a modelação e simulações de carga e transporte em mina a céu aberto do Brasil. Os mesmos autores dissertam que utilizaram o programa SIMIN para validarem seus estudos, bem como a simulação de um sistema real elaborado a partir de dados fornecidos pela mina do Tamanduá, hoje pertencente ao grupo VALE.

Hekmat (Hekmat, Munoz, & Gomez, 2019) e seus colegas provaram que através da simulação foi possível estimar o fator de rocha com precisão e aplicá-lo ao processo de previsão de fragmentação utilizando o modelo de Kuz-Ram.

Felipe (Felipe, 2019) explica que a partir das simulações elaboradas na fábrica de Mariporã, foi possível comprovar que com o aumento da velocidade de rotação dos martelos dos moinhos se obteriam acréscimos significativos de caudal de alimentação na instalação.

Rodrigues (Rodrigues & Pinto, 2012) apresentou os resultados de uma análise comparativa de diferentes processos usadas no despacho de camiões em minas. O autor aplicou um modelo de simulação que consistia em descrever as metodologias de programação dinâmica, programação linear e heurísticas. A partir de cada uma delas foi possível reproduzir o comportamento do fenómeno em estudo, como também avaliar o impacto gerado na tomada de decisões.

Klen e Guimarães (Klen & Guimarães, 2010) desenvolveram uma simulação que descrevia sua aplicabilidade para planeamento e avaliação do desmonte de rochas no que diz a respeito ao dimensionamento dos tempos de retardo, forma de iniciação, determinação de superposição de ondas entre furos próximos e nos seus respetivos tempos de iniciação.

Apesar de todos os exemplos mencionados anteriormente, é muito difícil promover o uso da tecnologia de simulação na indústria de mineração, uma vez que não há simuladores acessíveis devido ao alto custo que são encontrados no mercado. Além disso, a experiência tem mostrado que os profissionais desse campo

carecem de informações sobre o amplo uso da simulação sobre a mineração, pelo fato de não possuírem base académica adequada o suficiente para implementá-las na indústria.

4 Desmonte de rochas

Geralmente, o ciclo de operações unitárias de lavra que têm lugar em explorações a céu aberto (minas ou pedreiras) pode ser descrito por sequencias de atividades bem definidas. Este ciclo produtivo, de acordo com Coutinho (Coutinho, 2017), é constituído em sequência por atividades de perfuração, desmonte, carregamento e transporte. É subjacente a este ciclo o, intuito de se atingir um ritmo produtivo economicamente significativo, mas que seja conduzido de forma segura, e ambientalmente sustentável na extração do material em questão.

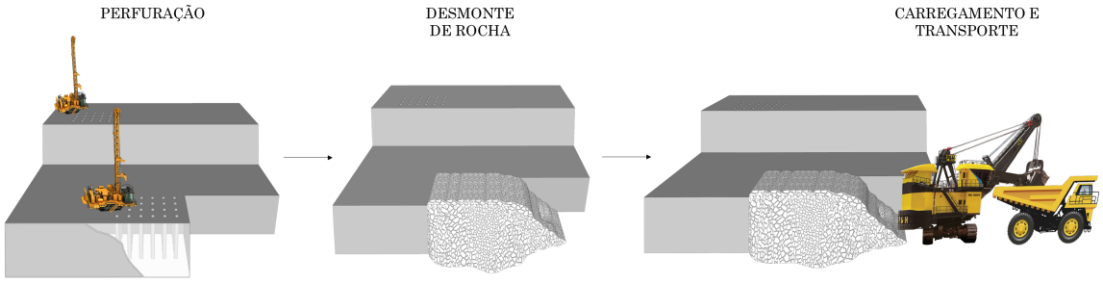


Figura 8 - Ciclo produtivo das operações unitárias de lavra à céu aberto, (Florêncio, 2020).

No que diz a respeito do desmonte de rochas com a utilização de explosivos, a forma mais simples e habitual de o implementar é através de um sistema de bancadas (degraus direitos), conforme se ilustra na Figura 8. A maneira de como os furos que receberão o explosivo estão organizados, em geral paralelos à face livre (frente livre), promove um processo de fragmentação mais eficaz do maciço, tornando então este método de desmonte em bancadas eficiente, fácil de ser implementado e de alguma forma, um dos mais económicos métodos de desmonte. Além de ser empregado na mineração, o desmonte de rochas em bancadas possui um papel fundamental no setor de obras públicas e geotécnicas.

Atualmente esta técnica destaca-se em grandes operações mineiras devido ao facto de ser o método de escavação mais barato quando comparado ao desmonte mecânico e por possuir altas taxas de produtividade. É na operação de desmonte que ocorre a primeira etapa do processo de cominuição. Com a finalidade de encontrar curvas granulométricas que contribuam para custos globais mais baixos associados a altas taxas de produtividade, um processo de otimização deve ser aplicado ao desmonte de rochas com o recurso de explosivos para que do seu resultado surjam curvas granulométricas de material em pilha que possam ser

processadas nas etapas seguintes a um custo mínimo (ou pelo menos mais baixo que o até então praticado).

4.1 Planeamento do plano de fogo

A construção de um plano de fogo envolve diversas variáveis que devem ser determinadas de maneira criteriosa para atender aos requisitos específicos da fragmentação e dos controles ambientais da área a ser desmontada. Hustrulid e Jimeno, Llera, Urbina, e Jimeno (Jimeno, Llera, Urbina, & Jimeno, 2003), declaram que estas variáveis podem ser classificadas umas como variáveis não controláveis e outras controláveis. São exemplos das não controláveis, entre outras, a presença de água no maciço rochoso, a geologia do maciço e as propriedades geomecânicas da rocha. Em relação ao cálculo e dimensionamento do desmonte de rochas, Jimeno, Llera, Urbina, e Jimeno (Jimeno, Llera, Urbina, & Jimeno, 2003), classifica as variáveis controláveis nos seguintes grupos:

a) Geométricas: Altura da bancada, diâmetro de furação, comprimento de carga, espaçamento, afastamento, comprimento do tampão, subfuração, etc.
b) Físico-químicas do explosivo: Tipo de explosivo, potência, energia, sistema de escorvamento, etc.
c) Temporização: Tempo de retardo e sequência de iniciação.

Para uma melhor compreensão das variáveis de estudos em questão, a Figura 9 abaixo apresenta uma bancada e os respetivos parâmetros geométricos do desmonte de rocha:

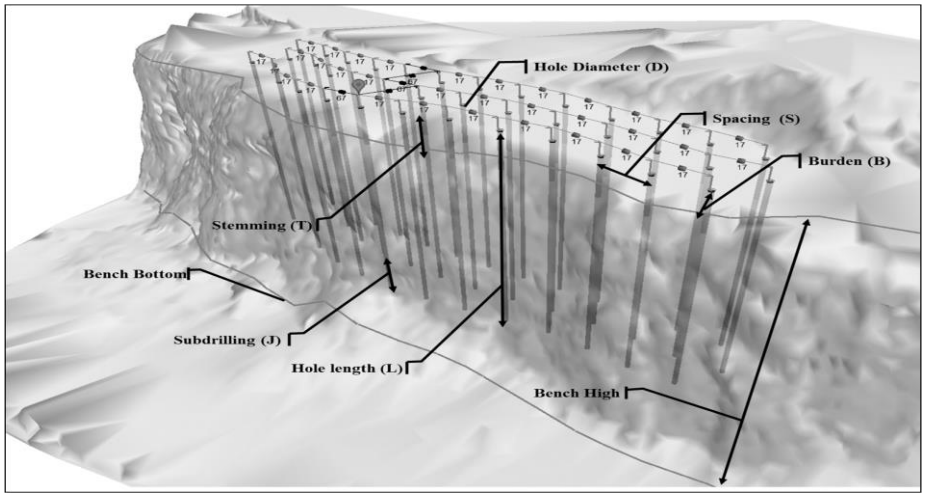


Figura 9 - Representação geométrica das variáveis controláveis do desmonte (Miranda, Leite, & Frank, 2017).

As variáveis geométricas que podem ser alteradas no diagrama de fogo são: altura da bancada (H), afastamento (B), espaçamento (S), comprimento do furo (L), subfuração (J), comprimento do tampão (T) e o diâmetro do furo (D). Em concordância com Reis (Reis, 2016), a manipulação da altura da bancada e do diâmetro de perfuração são limitadas de acordo com equipamento de perfuração utilizado.

As variáveis geométricas citadas são detentoras de um certo grau de liberdade entre limites conhecidos, as quais foram determinadas ao longo dos anos através de estudos de uma série de autores como Bhandari (Bhandari, 1997), Hustrulid (Hustrulid, 1999), Jimeno, Llera, Urbina, e Jimeno (Jimeno, Llera, Urbina, & Jimeno, 2003) e Ash (Ash, 1963). Na tabela abaixo pode-se verificar isto:

Tabela 2 - Dimensionamento geométrico do plano de fogo utilizando-se quocientes

Parâmetros	Expressão	Constantes empíricas	Intervalos de variação	Autores
Afastamento	$B = K_b * \theta_f$	K_b	$25 \leq K_b \leq 40$	(Ash, 1963)
Espaçamento	$S = K_s * \mathrm{B}$	K_s	$1 \leq K_s \leq 1{,}5$	(Bhandari, 1997; Hustrulid, 1999; Jimeno, et al., 2003)
Altura da bancada	$H = K_h * \mathrm{B}$	K_h	$K_b \geq 1$	(Hustrulid, 1999)
Tampão	$T = K_t * \mathrm{B}$	K_t	$0{,}7 \leq K_t \leq 1$	(Bhandari, 1997; Jimeno, et al., 2003)
Subfuração	$J = K_j * \mathrm{B}$	K_j	$0{,}3 \leq K_j \leq 0{,}5$	(Jimeno, et al., 2003)

Ash (Ash, 1963) explica que não é suficiente apenas entender as fenomenologias que acontecem no processo de detonação. Mas também deve-se procurar saber como controlar os efeitos das detonações, através das variáveis controláveis, para adequar o desmonte aos requisitos da operação.

Cardoso (Cardoso, 2015) alega que, muitas vezes, a única maneira adequada de dimensionar o plano de fogo é recorrendo a fórmulas empíricas, pois existe a dificuldade de conhecer certas variáveis, como por exemplo as que dizem a respeito do comportamento geomecânico do maciço rochoso. Porém os responsáveis pela operação de desmonte podem desempenhar um papel de extrema importância na recolha e tratamento dos dados para permitir implementar o processo de otimização.

4.2 Explosivos

A palavra “explosivo”, na maioria das vezes, desperta um sentimento de destruição, catástrofe ou guerra. Porém os explosivos estão relacionados com inúmeros avanços da humanidade, desde a sua aplicação na mineração, abertura

de tuneis, canais e em trabalhos de base de grandes obras de construção civil. O objetivo do seu uso é único, reagir em regime de detonação para gerar o processo de fragmentação das rochas.

Existem muitas controvérsias sobre quando foi inventada a pólvora, e alguns autores como Valença (Valença, 1987), citam que sua invenção teve início antes de Cristo, enquanto Mason (Mason, 1962) afirma que tudo se iniciou no final do século XV. Todavia ambos os autores concordam que a mesma foi criada na China, assim como Bhandari (Bhandari, 1997), Sanchidrián e Muñiz (Sanchidrián & Muñiz, 2000).

De acordo com a Unión Española de Explosivos[3] (UNIÓN ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS, 1999), a descoberta da nitroglicerina, no século XIX, possibilitou a invenção da dinamite, feita por Alfred Nobel em 1867. Tal invenção possibilitou uma modernização e incremento das aplicações de explosivos uma vez que até então não existia outra opção que não fosse a pólvora negra. Apesar desta descoberta, a evolução tecnológica do uso dos explosivos foi lenta, e somente em 1947 que começou o fabrico de ANFOS e hidrogéis, e no final da década de 1960 apareceram as emulsões explosivas. De acordo com Gonçalves, os explosivos mais comuns são os gelatinosos, ANFO, Heavy ANFO e as emulsões explosivas.

Figura 10 - Classificação dos explosivos: (A) Explosivos gelatinosos; (B) ANFO; (C) Heavy ANFO; (D) Emulsões explosivas.

Cada tipo de explosivo possui diferentes características, no que diz a respeito à sua composição e tecnologia de mistura, e devido a isto são classificados conforme é mostrado na Figura 10. A principais propriedades dos explosivos segundo a fundação MAXAM (MAXAM, 2019) são: velocidade de detonação, estabilidade química, densidade, calor gerado, resistência à presença de água, RWS – *Relative*

[3] A "Unión española de explosivos" hoje é chamada de MAXAM, companhia multinacional do ramo de explosivos.

Weight Strength, RBS – *Relative Bulk Strength*, sensibilidade, gases e energia. Conhecendo estas propriedades pode-se então se fazer uma seleção minuciosa do explosivo a usar, tendo em conta a sua eficiência energética, adequando-o às características do maciço rochoso a desmontar, nomeadamente o grau de fraturação da rocha, bem como decidir o diâmetro dos furos que será implementado e não esquecendo as condições ambientais em que se está a operar.

4.3 Sistemas de iniciação

De acordo com Bhandari (Bhandari, 1997), os explosivos foram projetados para serem estáveis, com a intenção de que o mesmo não entre em regime de detonação quando manipulado, garantindo então a segurança nas fases de transporte e carregamento de furos, mas também no seu armazenamento e processo de fabricação. Autores como Sanchidrián e Muñiz (Sanchidrián & Muñiz, 2000) explicam que a iniciação é somente possível por fricção, altas temperaturas ou por choque, situações em que é possível produzir a energia necessária para ativar a reação química do explosivo e iniciando o regime de detonação.

A sequência com que a detonação é implementada no plano de fogo é de suma importância para o controle de vibrações, direção em que o material será projetado e na forma final da pilha. Logo, o objetivo de estabelecer uma sequência de detonação é que as vibrações geradas não excedam as permitidas pela legislação vigente no país onde decorrem os trabalhos de desmonte e que o material desmontado seja disperso na praça de base da bancada, de forma adequada para que o sistema de carga e transporte possa realizar os seus ciclos de atividade de maneira otimizada, maximizando assim a produção destes equipamentos.

A partir de estudos de Duvall, Devine, Johnson e Meyer (Duvall, Devine, Johnson, & Meyer, 1962), autores como Bhandari (Bhandari, 1997), Jimeno, Llera, Urbina e Jimeno (Jimeno, Llera, Urbina, & Jimeno, 2003) recomendam que o intervalo de iniciação entre furos deve ser superior a 8 milissegundos para que não ocorram fenómenos de sobreposição de ondas vibratórias, evitando então o risco de se obter como resultado altas vibrações, nomeadamente superiores às permitidas por Lei. Porém, alguns autores como Moore e Richards (Moore & Richards, 2003) discordam desta visão, e chegam a dizer que o conceito de limitar os furos em

intervalos de 8 ms, como forma satisfatória de controle de vibrações, é um mito substancial de base prática ou de abordagem cientifica limitada. Eles explicam que esta regra pode ser empregue apenas em desmontes de pequena escala, na qual a alta frequência é predominante.

Para implementação de sistemas de temporização, recorre-se ao uso de uma variedade de detonadores iniciadores das cargas explosivas. Atualmente existem três tipos de detonadores disponíveis no mercado mundial responsáveis pela detonação dos explosivos. Estes são classificados como elétricos, não elétricos e eletrônicos.

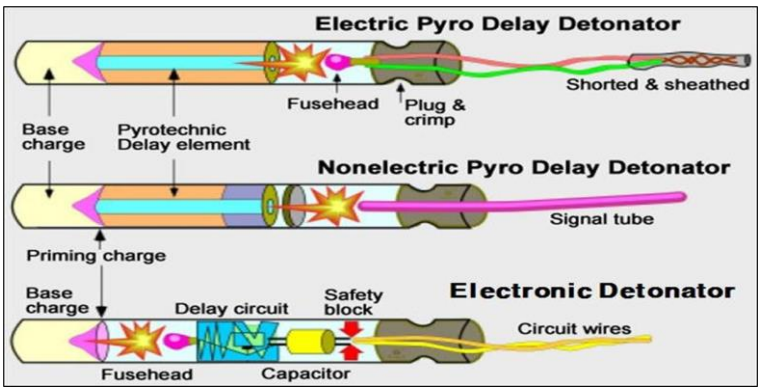


Figura 11 - Classificação dos detonadores – (A) Elétrico; (B) Não-elétrico; (C) Eletrônico, (After Miller e Martin, 2007).

Os detonadores elétricos são iniciados a partir de uma corrente elétrica que é conduzida até eles por meio de dois fios metálicos condutores. Estes, porém, vêm caindo em desuso devido a possibilidade da sua detonação em instantes indesejados, que pode ser induzida por radiofrequência ou descargas elétricas. Diferente dos detonadores elétricos, o não elétrico não possui o risco de detonar devido à presença destes agentes externos. Uma outra desvantagem neste detonador é que somente através da confirmação visual é que pode verificar se todos os furos estão conectados. Este detonador é iniciado a partir de uma onde choque conduzida a tubo plástico chamo de “tubo de transmissão”. Já os detonadores eletrônicos funcionam com base em sinais digitais que se originam de um aparelho localizado a longa distância. Apresentam excelentes resultados no processo de fragmentação, controle de vibração e inibição de ultra lançamento quando comparados com os outros detonadores citados, porém este apresenta um

custo superior devido à sua alta precisão no processo de temporização garantida por processos tecnológicos da área da microeletrônica.

4.4 Fragmentação

Bhandari (Bhandari, 1997) define que o principal objetivo da fragmentação é obter o maior volume de rocha possível a um custo mínimo, garantido a quantidade e qualidade do material, de forma a que os lucros das operações subsequentes a este processo sejam maximizados. Em desmontes, este processo de fragmentação ocorre quando um explosivo é inserido dentro de um furo e detonado, criando deste modo um estado de tensões seguido de uma violenta expansão gasosa que pode alcançar a ordem de 10 GPa, o que faz com que a rocha seja fragmentada e deslocada.

Um desmonte mal dimensionado pode ocasionar a geração de materiais finos e/ou também a geração de *boulders*[4], que poderão obrigar a operações de taqueio onerosas, como seja por exemplo a utilização de explosivos, martelos demolidores hidráulicos ou *drop ball*[5], ampliando de forma significativa o custo global da operação de desmonte. Em conformidade com Bernardo (Bernardo, 2004), esta segunda etapa somente é necessária quando a dimensão do bloco for superior ao balde do equipamento de carga ou da boca de alimentação do britador.

Figura 12 - Métodos existentes para desmontes secundários - (A) Uso de explosivos; (B) Rompedor hidráulico; (C) Drop ball.

Dinis da Gama (DINIS DA GAMA, 1971) elucida que o desmonte ótimo pode ser conseguido se dele resultar uma fragmentação adequada, a fim de se alcançar

[4] Termo utlizado para se referir a grandes blocos gerados no desmonte de rochas.
[5] Esfera de aço-manganês (3 a 4 t.) que é lançada em boulders através da utilização de escadeiras hidráulicas.

o menor custo global combinando as fases de perfuração, desmonte, carregamento, transporte e processamento mineral. Shim, Ryu, Chung, Synn, e Song, explicam que a etapa do desmonte é uma das mais importante de toda a cadeia, pois mesmo sabendo que a curva de fragmentação obtida após esse processo venha a ser alterada por cominuição na instalação de tratamento, a granulometria após o processo de desmonte, terá implicações diretas no custo de produtividade e eficiência dos processos subsequentes a esta etapa. Cunningham ainda refere que se esta fragmentação não for prevista e controlada, poderá inviabilizar um projeto mineiro.

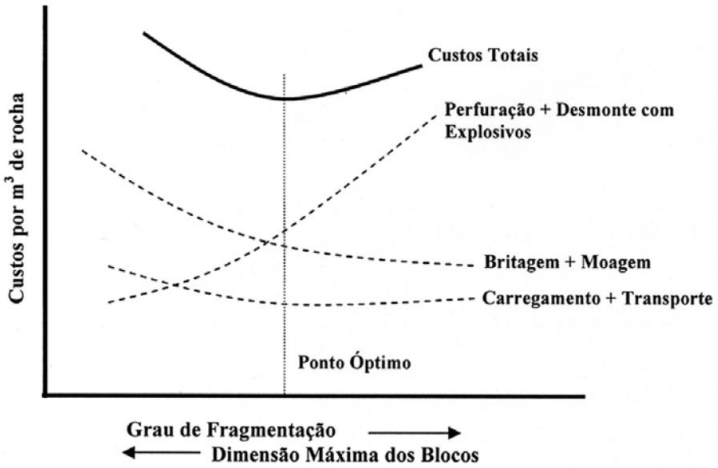


Figura 13 - Critério de otimização do desmonte em função do grau de fragmentação (DINIS DA GAMA, 1971).

Como é possível observar na Figura 13 o grau da fragmentação gerado pelo desmonte de rocha é inversamente proporcional a dimensão máxima dos blocos gerados. Assim sendo, quanto maior for o grau de fragmentação maior será o custo por metro cúbico de volume de rocha desmontado. Logo é notável que se o grau de fragmentação for baixo, se aumentará também este custo devido ao tamanho médio do material possuir maior dimensão, elevando então os custos nos processos de carga, transporte e processamento mineral. Outras considerações podem ser feitas para se obter um maior grau de fragmentação, como refere Hustrulid (Hustrulid, 1999):

a) Aumento da quantidade de explosivo: esta opção, analisando a evolução dos consumos Figura 13, fará aumentar os custos, pois só é apenas possível obter este acréscimo de explosivo, aumentado o diâmetro de perfuração para

valores superiores, ou modificando o diagrama de fogo para uma malha mais densa.

b) Utilização de explosivos com mais energia: mantendo o custo de perfuração, aumentando apenas o custo de explosivo, devido ser mais energético e teoricamente mais caro.

Perante uma grande quantidade de variáveis presentes no desmonte, existirá um grau ótimo de fragmentação que, se alcançado, provocara então a redução da produção de *boulders* e redução de finos, tornando os custos do processo de desmonte o menor possível (garantido qualidade e volume), podendo então minimizar as etapas subsequentes. Cunningham explica que para alcançar este objetivo é necessário recorrer a modelos empíricos que irão prever a granulometria desejada de acordo com os parâmetros geométricos, propriedades mecânicas da rocha e tendo também em consideração as características do explosivo a ser utilizado. Um dos modelos mais usados na indústria extrativa, como refere Reis e Cardoso, é o modelo de Kuz-Ram, devido a sua simplicidade e versatilidade na sua aplicação.

4.4.1 Modelo de Kuz-Ram

Os humanos sempre tentaram entender o futuro. O mesmo acontece com o engenheiro de minas, que enceta esforços para tentar prever o resultado da fragmentação gerada pelos desmontes (Miranda, Leite, & Frank, 2017). Exemplo disso mesmo é nos dados por Cunningham (Cunningham C. , 1983) que apresentou em 1983, em Luleå (Suécia), a partir de seus estudos elaborados na África do Sul, um dos modelos mundialmente mais utilizados no que diz a respeito da previsão de fragmentação de rochas com a utilização de explosivos.

Neste modelo empírico, as propriedades mecânicas da rocha, dos explosivos e as variáveis geométricas já citadas, são levadas em consideração a partir da combinação de três conjuntos de equações, que são as equações de Kuznetsov, Rosin-Romler e do índice de uniformidade.

4.4.1.1 Equação de Kuznetsov

Kuznetsov (Kuznetsov, 1973) iniciou seus estudos sobre fragmentação e publicou os seus resultados em 1973. O seu trabalho refere que o tamanho médio da fragmentação, que denomina de X_m ou X_{50}, apresenta uma correlação direta com o consumo específico, massa de TNT contida por furo e com o fator de rocha. A sua equação era limitada apenas ao uso do TNT, porém Cunningham conseguiu incorporar na expressão outros explosivos além deste. A expressão desenvolvida foi:

$$X_{50} = A * K^{-0,8} * Q^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS}\right)^{\frac{19}{30}}$$

Sendo:

X_{50}: Abertura da peneira onde 50% do material fragmentado é passante (cm);

K: Consumo específico de explosivo (kg/m^3);

A: Índice adimensional que pode ser obtido na classificação de maciços rochosos proposto por Lilly, 1992. Este fator corresponde ao grau de dificuldade da fragmentação do maciço rochoso, possuindo intervalos entre 0,8 e 22.

Q: Massa correspondente à quantidade de explosivo por furo (kg);

RWS: Energia relativa em massa do explosivo em comparação com o ANFO puro.

4.4.1.2 Equação de Rosin-Ramler

Cunningham percebeu através de seus estudos na África do Sul que a granulometria do material fragmentado por explosivos poderia ser descrita pela função granulométrica de Rosin-Ramler. E que o ponto médio desta curva poderia ser determinado pela equação proposta por Kuznetsov (Kuznetsov, 1973). Porém para definir corretamente esta função, era necessário determinar (ou conhecer) o parâmetro forma "n". A função RR é descrita pela equação:

$$\mathrm{R(x)} = 100 * [1 - \mathrm{e}^{-0.693*\left(\frac{\mathrm{X}}{\mathrm{X}_{50}}\right)^{\mathrm{n}}}]$$

Sendo:

R(x): Representa a percentagem de material passante em uma peneira de tamanho "X" (%).

X: Tamanho da malha corresponde a peneira (mm).

X_{50}: Abertura da peneira onde 50% do material fragmentado é passante (mm);

n: Índice de uniformidade, ou parâmetro forma que define a distribuição granulométrica. Segundo Jimeno, Jimeno e Bermudez (Jimeno, Jimeno, & Bermudez, 2017), este valor está compreendido entre 0,7 e 2,2.

4.4.1.3 Equação do Índice de uniformidade

A equação do índice de uniformidade teve que ser elaborada por Cunningham (Cunningham C. , 1983) para atender o material passante em cada malha da peneira que é determinada pela equação de Rosin-Ramler. Isto foi possível após relacionar todos os parâmetros geométricos de um plano de fogo. Jimeno, Llera, Urbina e Jimeno (Jimeno, Llera, Urbina, & Jimeno, 2003) assumem que este valor pode variar de 0,8 a 2,2, na qual quão maior for este valor, mais uniforme será o material fragmentado. E quando baixo, indiciara quantidades significativas no que dizem a respeito da geração de finos e grosseiros. Chegando então na seguinte expressão:

$$n = \left[2{,}2 - 14 * \left(\frac{B}{D}\right)\right] * \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5} * \left(1 - \frac{W}{B}\right) * \left(\frac{|L_B - L_C|}{L} + 0{,}1\right)^{0{,}1} * \frac{L}{H}$$

Sendo:

n: Índice de uniformidade que define a distribuição granulométrica.

B: Afastamento (m);

S: Espaçamento (m);

D: Diâmetro de perfuração (mm);

W: Desvio padrão da precisão de perfuração (m);

L: Longitude de carga (m);

L_B: Longitude da carga de fundo (m);

L_C: Longitude da carga de coluna (m);

H: Altura da bancada (m).

5 Processamento mineral

Raras são as situações de minerais que se encontram na natureza na forma isolada. Alguns são conhecidos, como por exemplo a calcite, em rochas, a dolomite e a hematita e outros. Porém, na maioria das vezes, estes são encontrados misturados entre si, logo, para se possuir um produto industrialmente vendável e com utilidade para a sociedade em geral deve ser promovida uma operação de separação das espécies minerais de interesse das demais. Através do encadeamento de um conjunto de operações unitárias, que em conjunto constituem a área do saber normalmente designada como preparação, tratamento ou processamento de matérias primas é possível obter um concentrado da espécie mineral útil. Na figura seguinte, procura-se, de forma simples, exemplificar o processo de separação, o qual terá lugar após a libertação das substâncias minerais presentes ter ocorrido.

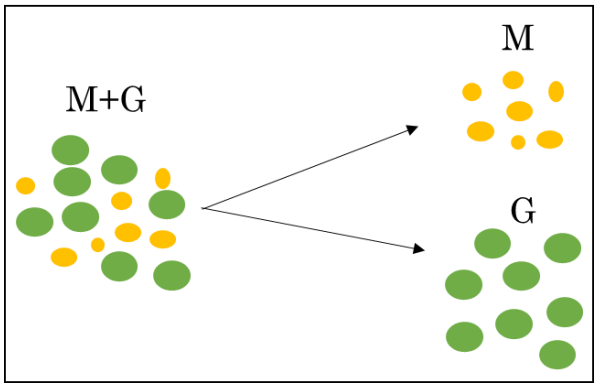


Figura 14 - Concentração de minerais.

A partir de uma alimentação composta por "M" e "G", respetivamente, mineral útil e o mineral ganga, previamente fragmentada, procuram-se processos para separar uma fração de partículas "M" (concentrado de substância útil), da outra fração de partículas "G" (rejeito). O processo de separação deve permitir que:

a) O concentrado possua o mínimo de contaminação possível do mineral ganga;
b) O rejeito desloque o menor número possível de partículas de mineral útil.

Chaves e Peres (Chaves & Peres, 2003) referem que são são vários os métodos/processos físicos que podem ser usados para a separação das diferentes espécies minerais. Por isso, para cada minério deverá ser escolhida uma a

propriedade diferencial, como por exemplo: densidade, susceptibilidade magnética, que permita a separação eficaz da substância útil da ganga.

De maneira geral o tratamento de minérios segundo Luz, França, e Braga (Luz, França, & Braga, 2018) tem por objetivos: modificar a granulometria do material libertando as espécies, obter uma concentração relativa dos minerais úteis presentes ou mudar sua forma. Para a separação do mineral útil a partir do minério tal-qual, como por exemplo minerais metálicos, estes geralmente passam por quatro operações unitárias, como já referido anteriormente, que são:

a) Britagem;
b) Moagem;
c) Classificação por calibre;
d) Concentração.

Sem o processamento mineral muito poucos seriam os materiais primários que estariam disponíveis no mercado, ou pelo menos em quantidade suficiente. Para lhes conferir utilidade eles terão obrigatoriamente de ser transformados, é p caso por exemplo, do carvão, cobre, prata, ouro, terras raras, dentre outros.

Wills e Napier declara que o tratamento de minérios é de suma importância, porém há menos de um século, a maioria das técnicas de concentração era realizadas de maneira rudimentar e com técnicas limitadas, recorrendo quase sempre a um processamento manual (catação). A partir do século XX o desenvolvimento do processamento mineral foi tratado como uma disciplina de singular valor para a indústria, e sem os avanços científicos e tecnológicos deste, em particular aplicados aos minérios metalíferos, seria possível operar concentrados de minerais úteis em grande escala, podendo-se chegar a inviabilizar projetos.

5.1 Britagem

Tavares (Tavares, 2004) refere que a britagem é geralmente o primeiro passo no processo de fragmentação quando é tratada no contexto do processamento mineral. Nesta fase poderão estar presentes vários objetivos, como por exemplo a libertação das espécies minerais de minério, produção de agregados para a construção civil, preparação de corretivos agrícolas, nomeadamente calcário e até

mesmo reduzir o tamanho máximo da partícula para facilitar seu transporte. À exceção da moagem autogénea, esta atividade é realizada em sucessivas etapas de cominuição até que a partícula adquira um calibre compatível com a próxima etapa de beneficiamento. Em particular e como já referido, nos projetos de concentração de espécies minerais úteis, destaca-se a necessidade de promover a individualização das espécies presentes, conceito que ficou conhecido como libertação mineral.

Chaves e Peres (Chaves & Peres, 2003) declaram que a britagem das rochas é realizada através da ação dos esforços de compressão, que se dá a partir do movimento de afastamento e aproximação de uma superfície móvel contra uma fixa do equipamento escolhido para britagem. Ou por impacto, quando as partículas colidem entre si ou se projetam em direção a parede do britador.

Santos (Santos, 2019) diz que não há um circuito fixo modelo para britar os distintos tipos de minérios, principalmente no que diz a respeito aos tipos de máquinas a serem utilizadas, ao número de ciclos necessários para fragmentação, bem como a configuração operacional dos equipamentos de um dado circuito. Numa planta de tratamento é possível encontrar simplesmente uma britagem primária, sendo que vulgarmente estão presentes níveis secundários de britagem, podendo-se alcançar até a britagem quaternária.

Um dos papéis importante do engenheiro de processamento, de acordo com Major (Major, 2002), é selecionar a sequência de britagem para o minério, em particular definir qual máquina será mais eficiente para cada etapa da britagem. Para tal, devem-se considerar determinados fatores chave para a escolha destes equipamentos, que são:

a) Caudal de alimentação da planta de tratamento;
b) Granulometria pretendida para o produto final;
c) Sequência do processo do beneficiamento;
d) Condições climáticas;
e) Características do minério;
f) Granulometria das partículas da alimentação (*top size*).

Tendo em conta a sequência do processo de britagem, Leite (Leite, 1986) destaca que este é dividido duas etapas, cujas características básicas são exibidas abaixo:

Tabela 3 - Classificação dos estágios de britagem, Leite (Leite, 1986) – Adaptado

Estágio	Designação	Granulométria (mm)
Britagem	Britas graúdas	70/40
	Britdas miúdas	40/20
Granulação	Gravilhas graúda	20/10
	Gravilhas miúdas	10/5

Wills e Napier-Munn (Wills & Napier-Munn, 2006) explicam que a britagem primária é realizada a seco num circuito aberto, onde se recebe o *run-of-mine*[6] que maioritariamente é oriundo de um sistema de camiões que transportam a rocha diretamente das frentes de desmonte para tolvas reguladoras de alimentação destas unidades. Em certas ocasiões, há lugar à presença de grelhas no local onde é feita a descarga do material transportado para impedir que materiais fora do padrão de qualidade, nomeadamente grandes calibres, sejam enviados para o britador. Nesta fase, britadores de maxilas (mandíbulas) e/ou giratórios são geralmente usados pelo facto de serem de grande porte e robustos.

Santos elucida que após o processo de britagem primária, é realizada a britagem secundária, com o objetivo de diminuir a granulometria do material, tornando-o apropriado para alimentar a britagem terciária. Nessa fase os equipamentos são menos robustos quando comparados aos aplicados na britagem primária. Procurando otimizar a capacidade de produção, bem como minimizar a produção de finos, ocorre quase sempre a separação das componentes mais finas presentes, enviando ao britador somente o material que necessita realmente ser cominuído. Os britadores habitualmente usados nesta etapa do processamento são: britadores giratórios, britadores de maxilas (menos frequente) e britadores de impacto.

Na britagem terciária, Felipe (Felipe, 2019) esclarece que é comum serem usados britadores de impacto, cônicos ou um HPGR (*High Pressure Grinding*

[6] Refere-se ao minério em seu estado natural, não processado como está quando lavrado, também muitas vezes deignado de "tal-qual".

Rolls). Este são alimentados pelo material da britagem secundária, geralmente com top size inferior a 37 mm. É comum ser esta a última etapa responsável pelo processo de britagem, podendo ser enviado o material à moagem caso seja necessário. Quando nos encontramos no estágio de geração do produto final, é obrigatório implementar um circuito fechado para garantir a qualidade granulométrica do minério.

Bastos (Bastos, 2015) diz que quando é necessário obter-se partículas muito finas na operação de britagem, deve-se recorrer a uma etapa de fragmentação quaternária. Os britadores de impacto vertical ou cônicos são utilizados nesta fase, podendo alcançar granulometrias na ordem de 800 µm.

5.1.1 Work Index

Figueira, Almeida e Luz (Figueira, Almeida, & Luz, 2004) declaram que o índice de trabalho (*work index de Bond - WI*) é energia necessária para se reduzir partículas de calibre infinito, até 100 µm. Este valor corresponde à resistência que um material oferece ao ser britado ou moído, e a partir disto é possível obter-se a energia necessária para fragmentar o material para uma dada granulometria definida.

Herbst, Lo e Flintoff (Herbst, Lo, & Flintoff, 2003) explicam que a energia necessária para se fragmentar um material é proporcional ao WI e inversamente proporcional a raiz quadrada do tamanho das partículas da alimentação e do produto final. Esta afirmação é feita a partir expressão matemática definida por Bond em 1952, conhecida como a terceira lei de cominuição.

$$W = 10 * WI * \left(\frac{1}{P^{0,5}} - \frac{1}{F^{0,5}}\right)$$

Sendo:

a) W: energia necessária para efetuar a fragmentação de um material com dureza expressa pelo valor de WI, a partir de uma alimentação (*feed*) com composição granulométrica expressa por um K80 = FK80 µm e obtenção de um produto com composição granulométrica expressa por um K80 = PK80 µm (kWh/t);
b) WI: work index (kWh/t);

c) F e P: abertura da tela do crivo que é atravessada por 80% da massa da alimentação e do produto, respetivamente (µm).

Em seguimento a este raciocínio, se existe a possibilidade de determinar o consumo de energético executado pelos equipamentos de fragmentação, como por exemplo os britadores. A expressão matemática definida abaixo é de suma importância pois através desta se observara como o consumo energético do britador responde após as variações da razão de carga efetuadas no desmonte de rochas:

$$P = A * W$$

Em que:

a) P: consumo de energia (kW);
b) A: débito da alimentação (t/h);
c) W: energia necessária para efetuar a fragmentação de um material com dureza expressa pelo valor de WI (kWh/t).

A expressão definida por Bond apresenta boa funcionalidade e simplicidade na sua manipulação, além de apresentar uma boa precisão quando aplicada aos intervalos granulométricos comuns nos processos de fragmentação. Porém Cheiregati (Cheiregati, 2001) diz que a experiência tem mostrado que o método apresenta suas limitações, sendo elas:

a) Não consegue prever de maneira adequada a fragmentação das classes de calibres mais graúdas;
b) Possui ineficiência na previsão em caso de circuito fechado quando o caudal da alimentação é aumentado, a não ser que o equipamento de classificação seja ajustado para operar nas novas condições;
c) Não é aconselhável para sistemas em que a granulometria da alimentação e do produto apresentem distribuições muito distintas.

5.2 Modelos Matriciais

Ao início da década 70 surgiram os primeiros modelos matriciais de britagem, sendo um destes propostos pelo engenheiro de minas Alban Lynch. Este foi pioneiro no uso de computadores para o desenvolvimento de modelos de fragmentação e classificação, validando seus estudos na oficina de tratamento de minérios da *Mount Isa Mines,* atualmente pertencente ao grupo *Glencore*. Segundo Futuro e

Machado (Futuro & Leite, 2018), o modelo proposto por Lynch foi elaborado para máquinas com tempo de residência fixo, na qual faz apelo a uma função de transição finita. A transição finita representa a modificação de calibre empregada num determinado intervalo de tempo finito, igual ao tempo de residência médio e constante para todas as partículas. Ou seja, isto se trata de um fluxo de transporte perfeito devido admitir o mesmo tempo de residência para todas as partículas que se encontram no processo.

Imaginemos um fragmentador em circuito aberto:

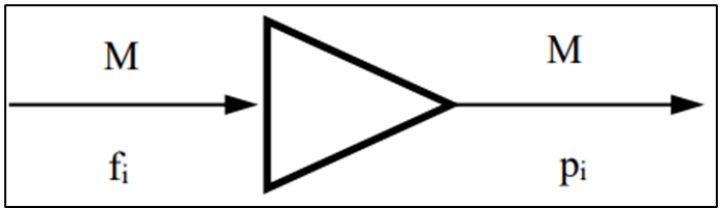


Figura 15 - Circuito aberto de britagem, (Futuro e Leite, 2018).

Logo:

f_i: vetor composição da alimentação ($\bar{f}$);

M: caudal mássico através do fragmentador;

p_i: vetor composição do produto final ($\bar{p}$).

Em concordância com Futuro e Leite (Futuro & Leite, 2018), as equações de balanço de massa a cada calibre que descrevem este circuito em regime permanente estacionário são dadas por:

$$\begin{matrix} Massa\ calibre\ i \\ no\ fluxo \\ de\ entrada \end{matrix} - \begin{matrix} Massa\ calibre\ i \\ destruida\ por \\ fragmentação \end{matrix} + \begin{matrix} Massa\ calibre\ i \\ gerada\ por \\ fragmentação \end{matrix} = \begin{matrix} Massa\ calibre\ i \\ no\ fluxo \\ de\ saida \end{matrix}$$

A par do estudo das leis da fragmentação, o balanço de massa acima pode ser descrito como um processo cinético pela seguinte equação:

$$f_i.M - S_i.f_i.M + \sum_{j=1}^{i-1} S_j.f_j.M.B_{ij} = p_i.M$$

$$p_i = f_i - S_i.f_i + \sum_{j=1}^{i-1} S_j.f_j.B_{ij}$$

$$p_i = (1 - S_i).f_i + \sum_{j=1}^{i-1} S_j.f_j.B_{ij}$$

Sendo:

S_i: função destruição dos calibres pelo processo de fragmentação;

B_{ij}: função formação, que corresponde a novas partículas formadas pela fragmentação dos calibres mais graúdos que se destruíram.

A equação acima é representada pela seguinte forma matricial:

$$\bar{p} = (\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{S}}).\bar{f} + \bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}.\bar{f}$$

$$\bar{p} = [\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{S}} + \bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}].\bar{f}$$

Aqui podemos recorrer a matriz de transição, que aplicada ao vetor de composição inicial retorna um outro vetor de composição final:

$$\bar{\bar{T}} = [\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{S}} + \bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}]$$

Substituindo na equação anterior temos:

$$\bar{p} = \bar{\bar{T}}.\bar{f}$$

Desta maneira é representada a fórmula do modelo matricial de britagem de transporte perfeito. Onde a matriz $\bar{\bar{T}}$ é a operação de transformação face a composição granulométrica inicial, na qual representa o evento finito operado numa passagem do material através do fragmentador.

Vale ressaltar neste ponto que a regulação do equipamento de fragmentação ainda não esta expressa na fórmula final do modelo. Antes apresentá-la aqui, é necessário entender primeiro os parâmetros cinéticos que regem o processo de fragmentação que foram apresentados anteriormente, e posterior a isto será demonstrado o modelo matricial de circulação seletiva proposto por Lynch.

5.2.1 Parâmetros da cinética de fragmentação

Conforme postulado anteriormente pela equação que rege o modelo matricial de britagem de transporte perfeito, foi visto que existe a necessidade de se determinar duas matrizes que foram apresentadas como S_i e B_{ij}, que são denominadas respetivamente por função destruição e formação.

Existem quatro parâmetros cinéticos que caracterizam as funções de destruição e formação. Estes são chamados de Pa, Pk, m1 e m2.

No que diz a respeito da matriz destruição, os parâmetros que a caracterizam são:

a) Pa: é o aferidor da energia útil de fragmentação, e é dependente das condições energéticas em que se opera o processo de cominuição.

b) Pk: este parâmetro é menor que 1, associa as características do minério a função destruição e também comanda o decrescimento desta.

Em relação a matriz formação, os parâmetros empregados são m1 e m2, e se tem princípio na utilização da lei granulométrica de Harris. Em que de acordo Leite (Leite, 1984) este são definidos como:

a) m1: comanda o tramo das partículas finas da curva cumulante;
b) m2: comanda o tramo das partículas graúdas da curva cumulante.

5.2.1.1 Matriz destruição, S_i

A matriz destruição é a percentagem de material que é destruída num evento singular de um determinado lote "i". Futuro e Leite (Futuro e Leite, 2018) dissertam que existe um descrecimento gradual no fenómeno de destruição à medida que as classes de calibre vão diminuindo.

Assumindo algumas restrições a matriz é calculada da seguinte maneira:

$$\forall_{ij} / \ i \neq j, \qquad S_{ij} = 0$$

$$S_{11} = Pa$$

$$\forall_{ij} / \ i = j \ \wedge \ i \neq 1, \qquad S_{ij} = Pa * Pk^{i-1}$$

$$S_{ij} = \begin{bmatrix} Pa & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & Pa * Pk^{i-1} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & Pa * Pk^{i-1} & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & 0 & Pa * Pk^{i-1} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & Pa * Pk^{n-1} \end{bmatrix}$$

A fração de partículas não destruídas são demonstradas abaixo, sendo $\bar{\bar{I}}$ a matriz identidade:

$$[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{S}}] = \begin{bmatrix} 1 - S_{11} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 1 - S_{22} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & 1 - S_{33} & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 - S_{44} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & 1 - S_n \end{bmatrix}$$

5.2.1.2 Matriz formação, B_{ij}

Leite (Leite, 1984) disserta que a matriz formação é o modo de como os produtos da destruição gerados a partir de um determinado lote são distribuídos para os

calibres inferiores (mais finos). Em outras palavras, é a quantidade de calibre pai que originará os calibres filhos nas classes de calibres trabalhadas.

Futuro e Leite (Futuro e Leite, 2018) explicam que os parâmetros necessários para o cálculo da matriz formação, são dois parâmetros forma e um outro de escala. Quantos aos parâmetros forma foram vistos anteriormente, m1 e m2, onde ajustam ao tramo dos calibres finos e ao dos graúdos respetivamente. Enquanto o parâmetro escala é representado pelo calibre máximo gerado. Este mesmo calibre é considerado o calibre limite inferior da classe destruída por fragmentação.

Para o cálculo da matriz formação, é necessário recorrer a matriz de Harris. A lei de Harris foi escolhida para o presente estudo devido se ajustar com facilidade aos dois tramos das distribuições granulométricas normais conforme explicado por Leite (Leite, 1986). Esta é definida a partir das seguintes restrições:

$$\forall_{ij} \,/\, i < j, \qquad H_{ij} = 0$$

$$\forall_{ij} / \, i = j, \qquad H_{ij} = 1$$

$$\forall_{ij} \,/\, i > j, \qquad H_{ij} = 1 - \left[1 - \left(\frac{x}{a}\right)^{m1}\right]^{m2}$$

Sendo:

a: calibre do lote a ser destruido (mm);

x: consecutivos lotes onde é gerado o material por fragmentação de “a” (mm);

H_{ij}: Representa a percentagem de material passante em uma peneira de tamanho “x”.

A matriz de Harris toma a seguinte forma:

$$H_{ij} = \begin{bmatrix} 1 & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ H_{21} & 1 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ H_{31} & H_{32} & 1 & 0 & \dots & 0 \\ H_{41} & H_{42} & H_{43} & 1 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ H_{n1} & H_{n2} & H_{n3} & H_{n4} & \dots & 1 \end{bmatrix}$$

A partir da discretização dos dados obtidos de Harris, obtemos a matriz formação, B_{ij}, representada por:

$$B_{ij} = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ H_{11} - H_{21} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ H_{21} - H_{31} & H_{22} - H_{32} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ H_{31} - H_{41} & H_{32} - H_{42} & H_{33} - H_{43} & 0 & \dots & 0 \\ H_{41} - H_{51} & H_{42} - H_{52} & H_{43} - H_{53} & H_{44} - H_{54} & \ddots & \vdots \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \dots & 0 \end{bmatrix}$$

De maneira análoga pode ser observada como:

$$B_{ij} = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ B_{21} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ B_{31} & B_{32} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ B_{41} & B_{42} & B_{43} & 0 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ B_{n1} & B_{n2} & B_{n3} & B_{n4} & \dots & 0 \end{bmatrix}$$

Logo a multiplicação expressa pela matriz formação e destruição, $\bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}$, é expressa por:

$$[\bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}] = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{21} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{31} & S_{22}.B_{32} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{41} & S_{22}.B_{42} & S_{33}.B_{43} & 0 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ S_{11}.B_{n1} & S_{22}.B_{n2} & S_{33}.B_{n3} & S_{44}.B_{n4} & \dots & 0 \end{bmatrix}$$

5.2.1.3 Matriz Transição, T

Face ao que foi definido como a forma matricial de transição, $\bar{\bar{T}} = [\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{S}} + \bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}]$, a mesma é calculada da seguinte maneira após o conhecimento das matrizes S_i e B_{ij}:

$$\bar{\bar{T}} = \begin{bmatrix} 1-S_{11} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 1-S_{22} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & 1-S_{33} & 0 & \dots & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1-S_{44} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & 1-S_n \end{bmatrix} +$$

$$\begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{21} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{31} & S_{22}.B_{32} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{41} & S_{22}.B_{42} & S_{33}.B_{43} & 0 & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ S_{11}.B_{n1} & S_{22}.B_{n2} & S_{33}.B_{n3} & S_{44}.B_{n4} & \dots & 0 \end{bmatrix}$$

Através do processo da soma dos termos:

$$\bar{\bar{T}} = \left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{S}} + \bar{\bar{B}}.\bar{\bar{S}}\right] = \begin{bmatrix} 1-S_{11} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{21} & 1-S_{22} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{31} & S_{22}.B_{32} & 1-S_{33} & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{41} & S_{22}.B_{42} & S_{33}.B_{43} & 1-S_{44} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ S_{11}.B_{n1} & S_{22}.B_{n2} & S_{33}.B_{n3} & S_{44}.B_{n4} & \dots & 1-S_n \end{bmatrix}$$

Por último e não menos importante, a forma final do modelo matricial de britagem expressa pelo transporte perfeito, $\bar{p} = \bar{\bar{T}}.\bar{f}$, assume a seguinte forma:

$$\bar{p} = \bar{\bar{T}}.\bar{f} = \begin{bmatrix} 1-S_{11} & 0 & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{21} & 1-S_{22} & 0 & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{31} & S_{22}.B_{32} & 1-S_{33} & 0 & \dots & 0 \\ S_{11}.B_{41} & S_{22}.B_{42} & S_{33}.B_{43} & 1-S_{44} & \dots & 0 \\ \vdots & \vdots & \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ S_{11}.B_{n1} & S_{22}.B_{n2} & S_{33}.B_{n3} & S_{44}.B_{n4} & \dots & 1-S_n \end{bmatrix} . \begin{bmatrix} f_1 \\ f_2 \\ f_3 \\ f_4 \\ \vdots \\ f_n \end{bmatrix}$$

$$\bar{p} = \bar{\bar{T}}.\bar{f} = \begin{bmatrix} (1-S_{11}).f_1 \\ S_{11}.B_{21}.f_1 + (1-S_{22}).f_2 \\ S_{11}.B_{21}.f_1 + S_{22}.B_{32}.f_2 + (1-S_{33}).f_3 \\ S_{11}.B_{21}.f_1 + S_{22}.B_{32}.f_2 + S_{33}.B_{33}.f_3 + (1-S_{44}).f_4 \\ S_{11}.B_{21}.f_1 + S_{22}.B_{32}.f_2 + S_{33}.B_{33}.f_3 + S_{44}.B_{43}.f_4 + (1-S_{55}).f_5 \\ \dots \end{bmatrix}$$

5.2.2 Modelo matricial de britagem com circulação seletiva

No seu modelo desenvolvido, Lynch observou que o processo britagem é descrito por uma sequência de eventos singulares, e consiste basicamente numa ação de classificação e outra de fragmentação. Ou seja, durante a abertura da máquina todo e qualquer material é selecionado (contemplados pela função seleção) no interior da câmara do britador. As granulometrias mais finas são descarregadas diretamente para a parte inferior (saída) da máquina sem sofrer nenhum processo de fragmentação. Enquanto os calibres mais graúdos serão cominuídos (concebidos pela função transição) e o produto gerado por este será classificado, tornando a ser cominuído novamente caso necessário, de maneira continua, até que o material seja descarregado para a saída do equipamento.

Em conformidade com Futuro e Leite (Futuro e Leite, 2018) se pode concluir que a atividade cinética do britador é descrita por uma transição finita que diz respeito ao evento, finito, que se trata da operação de cominuição durante um aperto entre as maxilas ou cones, e por classificação, que decidirá quais partículas que estarão sujeitas ou não ao processo de transição.

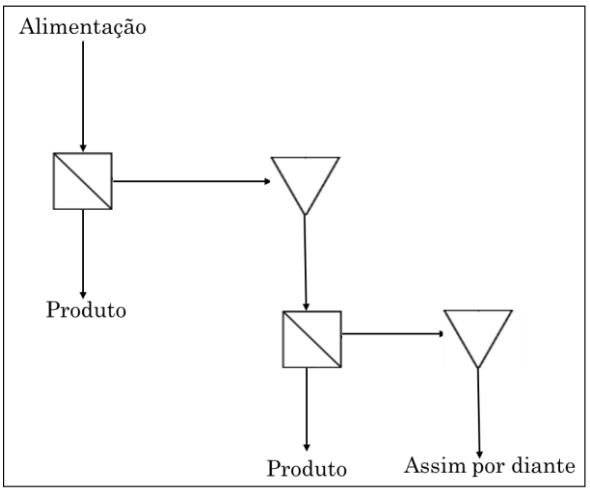


Figura 16 - Eventos de classificação e transição, (Napier-Munn, 1996) – Adaptado.

Por convivência matemática, o fluxo representando na Figura 16 pode ser representativo para um circuito fechado, conforme mostrado na Figura 17:

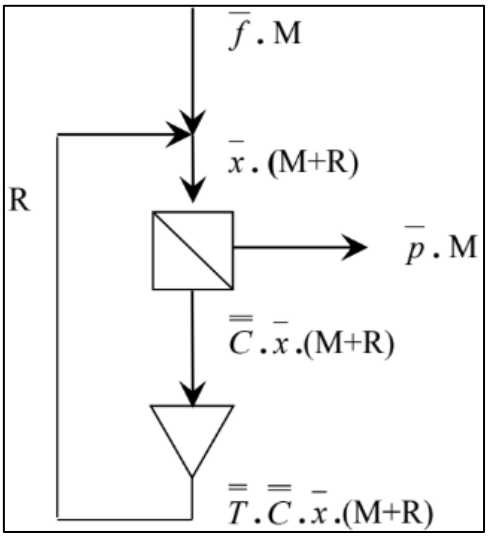


Figura 17 - Representação esquemática do modelo de britagem com circulação seletiva, (Futuro e Leite, 2018).

Sendo:

F: caudal mássico que entra na alimentação;

R: caudal mássico selecionado para o evento de fragmentação;

$\bar{f}$: vetor histograma de calibre "i" da alimentação;

$\bar{x}$: vetor histograma de calibre "i" na alimentação do classificador;

$\bar{p}$: vetor histograma de calibre "i" do produto final";

$\bar{\bar{C}}$: função classificação, matriz diagonal que representa a distribuição de probabilidade que uma certa classe granulométrica "i" possa ser fragmentada;

$\bar{\bar{T}}$: função transição, matriz diagonal inferior de diagonal não nula, representando a distribuição granulométrica que cada fração granulométrica recebeu após um único evento de fragmentação.

Em acordo com Futuro e Leite (Futuro e Leite, 2018), o balanço dos fluxos descritos na Figura 17 fazem apenas sentindo quando se trata de um circuito fechado em regime permanente. Desta maneira o princípio de conservação de massa permite escrever o nó de mistura e classificação, em que $\bar{\bar{C}}$ (função classificação) e $\bar{\bar{T}}$ (função transição) são responsáveis pela realização da transformação das classes granulométricas:

$$\bar{f}.\mathrm{M} + \bar{\bar{T}}.\bar{\bar{C}}.\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) = \bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) - \text{Nó de mistura}$$

$$\bar{f}.\mathrm{M} = \bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) - \bar{\bar{T}}.\bar{\bar{C}}.\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R})$$

$$\bar{f}.\mathrm{M} = [\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{T}}.\bar{\bar{C}}].\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R})$$

Logo:

$$\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) = \left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{T}}.\bar{\bar{C}}\right]^{-1}.\bar{f}.\mathrm{M}$$

Encontrando-se possível através desta equação determinar o vetor de fluxo intermédio. Em seguida para o nó de classificação temos:

$$\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) = \bar{\bar{C}}.\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) + \bar{p}.\mathrm{M} - \text{Nó de classificação}$$

$$\bar{p}.\mathrm{M} = \bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R}) - \bar{\bar{C}}.\bar{x}.(\mathrm{M}+\mathrm{R})$$

$$\bar{p}.\mathrm{M} = \left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{C}}\right].\bar{x}.(M+R)$$

Substituindo $\bar{x}.(M+R)$ pela equação final gerada pelo nó de mistura, obtém-se o modelo proposto por Lynch para a operação de britagem de circulação seletiva, onde a relação é dada por:

$$\bar{p}.\mathrm{M} = \left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{C}}\right].\bar{x}.(M+R)$$

$$\bar{p}.\mathrm{M} = \left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{C}}\right].\left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{T}}.\bar{\bar{C}}\right]^{-1}.\bar{f}.\mathrm{M}$$

$$\bar{p} = \left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{C}}\right].\left[\bar{\bar{I}} - \bar{\bar{T}}.\bar{\bar{C}}\right]^{-1}.\bar{f}$$

O modelo matricial de britagem é apresentado de maneira conveniente, uma vez que os vetores de fluxos mássicos de entrada e saída, definidos respetivamente por $\bar{f}$ e $\bar{p}$, se referem a um mesmo caudal total em regime estacionário, logo os vetores de fluxo mássico constituem igualmente os histogramas de uma determinada classe de calibre.

5.2.3 Função classificação

Como já mencionado, existe uma preferência de fragmentação de algumas partículas de tamanho relativamente maior em relação a partículas menores. Para se compreender o fenómeno de qual classe granulométrica irá sofrer fragmentação no interior da câmara de britagem, deve-se recorrer ao uso da função classificação. Está é representada por uma curva de probabilidade que indica a probabilidade de uma determinada classe de calibre "i", sofrer um novo evento de fragmentação, conforme visto na Figura 18. Pode-se observar que, partículas de calibre inferior ao CSS – *Close Side Setting*, têm uma probabilidade de fragmentação igual a zero enquanto as partículas de calibre superior ao OSS – *Open Side Setting* têm uma probabilidade de 100% de sofrer um evento de fragmentação. Partículas de calibre compreendido entre CSS e OSS têm uma probabilidade diferente de zero e 100% e que pode ser representada pela curva parabólica. Lynch descreve a função classificação como um paraboloide, que pode ser calculada pelas equações:

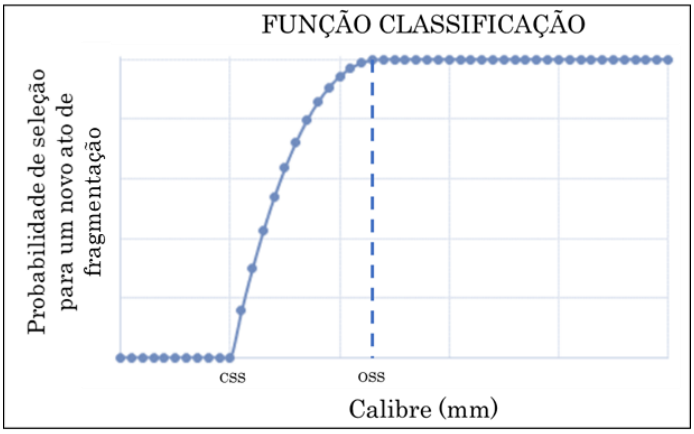


Figura 18 - Função classificação, (Delboni, 2012) - Adaptado.

$$C_{(i)}=0 \qquad \text{para } x < CSS$$

$$C_{(i)}=1-\left[\frac{x-OSS}{CSS-OSS}\right]^{n} \qquad \text{para } CSS < x < OSS$$

$$C_{(i)}=1 \qquad \text{para } x > OSS$$

Sendo:

CSS: regulação do lado fechado - *Close side setting* (mm);

OSS: regulação do lado aberto – *Open side setting* (mm);

x: calibre das partículas (mm);

n: forma a função das granulometrias compreendidas entre o CSS e OSS. O valor recomendado para este expoente é compreendido entre 2 e 2,3.

6 Modelação e análise de sensibilidade

Este capítulo tem como intuito a apresentação de metodologias e resultados encontrados após a simulação e otimização dos algoritmos desenvolvidos utilizando o MATLAB e o Solver (função do Excel que será descrita mais a diante), ferramentas em que foi construído todo o conjunto de regras, raciocínios e operações deste trabalho. Todos os modelos utilizados neste software foram descritos anteriormente, sendo eles:

a) Modelo de Kuz-Ram;
b) Modelo de Lynch com circulação seletiva.

O MATLAB, software que foi citado no capítulo 3, é um ambiente de computação numérica com vários paradigmas e linguagem de programação proprietária desenvolvida pela MathWorks. Este permite manipulações matriciais, desenhar de funções e dados, implementação de algoritmos, criação de interfaces de usuário e interface com programas escritos em outras linguagens. Todo o código referente a este trabalho está disponível no apêndice deste trabalho.

O processo de investigação será definido por duas etapas, que são:

a) Análise e compreensão do modelo de previsão de fragmentação Kuz-Ram. Verificando com a alteração dos parâmetros geométricos e características do explosivo podem influenciar a curva granulométrica final gerada pelo processo de desmonte de rochas, bem como o impacto nos custos associados a este.
b) Análise e compressão de como a curva granulométrica gerada pela simulação do desmonte de rocha pode influenciar na etapa de britagem primária. Buscar relações de como alguns parâmetros geométricos do desmonte de rochas pode diminuir o consumo energético do processo de britagem, bem como a economia gerada por este processo.

6.1 Simulação das operações de desmonte de rochas

Este tópico é dedicado essencialmente à simulação do desmonte de rochas com recursos de explosivo utilizando-se o método de Kuz-Ram para prever a fragmentação gerada (método previamente apresentado no capítulo 4). A presente

simulação tem como intuito analisar e explorar a resposta do modelo após a alteração de alguns parâmetros. Para este fim serão alteradas as seguintes variáveis para este processo de simulação:

a) Parâmetros geométricos (diâmetro de perfuração fixo, espaçamento, afastamento, tampão e subfuração);
b) Tipo de explosivo (densidade e *RWS*);
c) Diâmetro de perfuração variável.

Variáveis como densidade e fator de rocha, erro de perfuração, altura da bancada, volume do desmonte, carga de fundo e carga de coluna serão mantidas constantes. Sendo elas:

Tabela 4 - Parâmentos estáticos para o processo de simulação 1

Densidade da rocha	2.7 t/m3
Fator de rocha	12
Erro de perfuração	0
Altura da bancada	12m
Volume do desmonte	15000 m3
Carga de coluna	80%
Carga de fundo	20%

As classes de calibres utilizadas para o processo de simulação foram determinadas a partir da escala Tyler. As classes granulométricas que se serão trabalhadas ao longo das simulações são:

Tabela 5 - Classes granulométricas a serem trabalhadas nos processos de simulação

Classe	Calibre (mm)
1	9699.328
2	6858.461
3	4849.664
4	3429.230
5	2424.832
6	1714.615
7	1212.416
8	857.308
9	606.208
10	428.654
11	303.104
12	214.327
13	151.552
14	107.163
15	75.776
16	53.582
17	37.888
18	26.791
19	18.944
20	13.395
21	9.472
22	6.698
23	4.736
24	3.349
25	2.368
26	1.674
27	1.184

Para a simulação será utilizada uma malha de perfuração como *start* em 2 m de afastamento, fazendo a variar de 0,1m em 0,1m até alcançar 5 m (limite imposto). Os parâmetros geométricos serão calculados dentro dos intervalos adequados conforme apresentados na página 24. Os resultados foram determinados através das seguintes expressões escolhidas:

$$T = B * 0{,}7$$

$$S = B * 1{,}2$$

$$J = B * 0{,}5$$

Sendo:

B: afastamento (m);

T: tampão (m);

S: espaçamento (m);

J: subfuração (m);

Para cada alteração da variável afastamento, os outros parâmetros geométricos como tampão, subfuração e espaçamento também mudarão. Logo, para cada

interação desta variável (afastamento), um novo desmonte é armazenado na simulação, totalizando neste caso um processo 31 simulações. Vale ressaltar que a 1ª processo de previsão foi feito a partir da utilização de um explosivo com densidade de 1150 kg/m³ e *RWS* de 110. As curvas granulométricas representadas abaixo foram construídas a partir do modelo de Kuz-Ram:

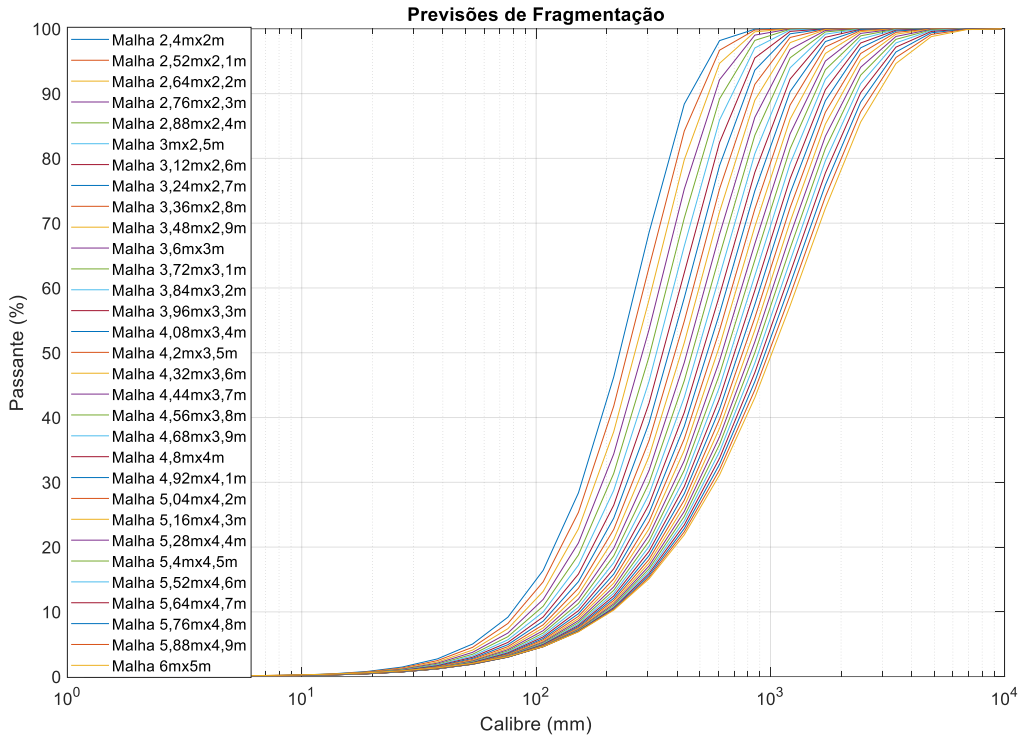


Figura 19 - Simulação das previsões de fragmentação - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³.

Através da curva de Kuz-Ram fica evidente que conforme se aumenta (expande) a malha do desmonte a curva granulométrica desloca-se para a direita, representando material mais grosseiro (mantendo todos os parâmetros constantes, exceto os geométricos. Isto vai contra os princípios da obtenção de um melhor grau de fragmentação conforme comentado por Hustrulid. Para uma melhor visualização do que está sendo dissertado a respeito da granulometria do desmonte gerada, fica mais evidente quando a mesma é discretizada, ficando claro a maior quantidade de calibres grosseiros gerados conforme se expande a malha do desmonte. Somente alguns histogramas foram representados para que não houvesse demasiada informação neste ponto do trabalho, porém todos os histogramas relacionados a esta simulação podem ser encontrados no apêndice

desta Dissertação. As imagens a seguir mostram o gráfico de histogramas para algumas malhas obtidas a partir das interações:

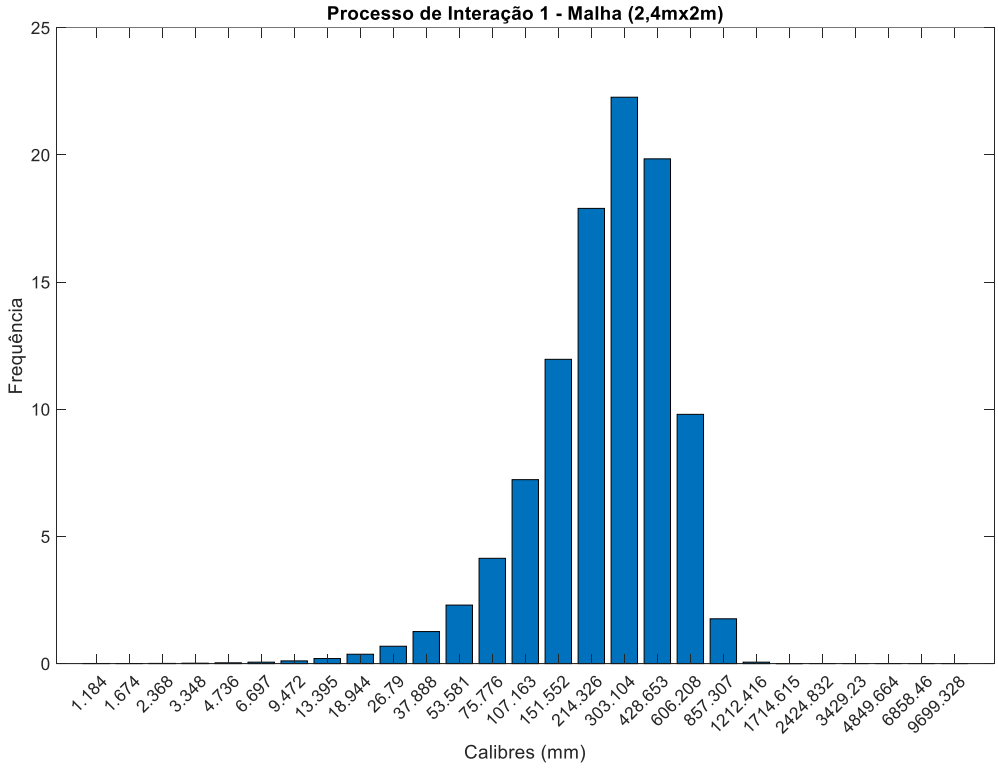


Figura 20 - Frequências relativas geradas pela interação 1- RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³.

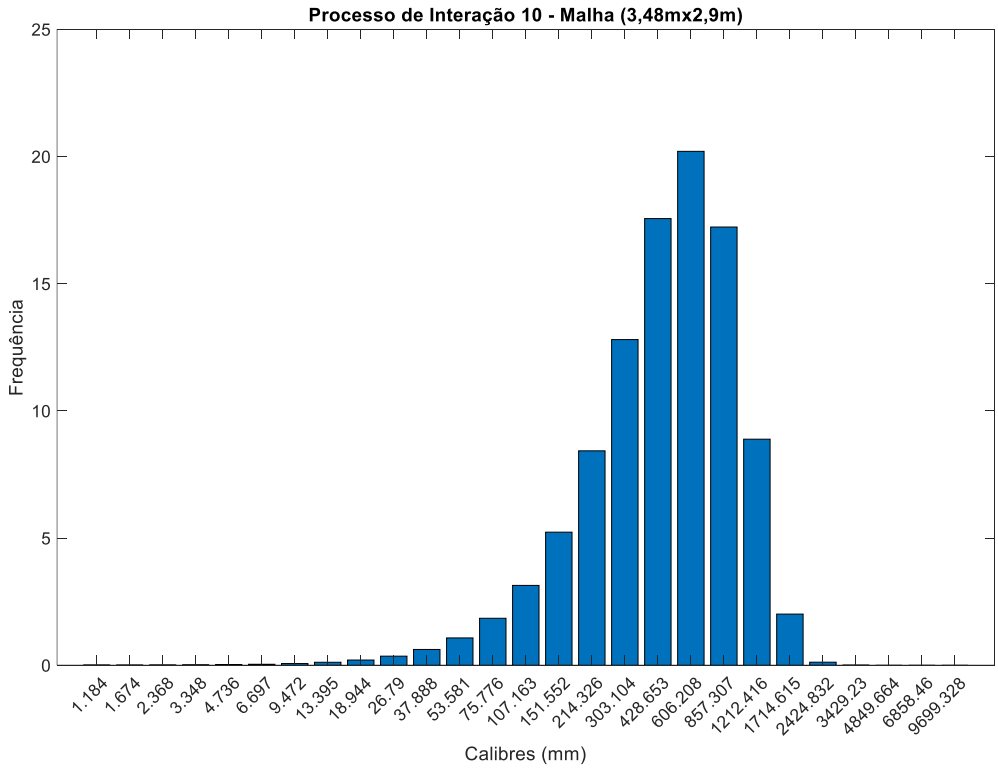


Figura 21 - Frequências relativas geradas pela interação 10 - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³.

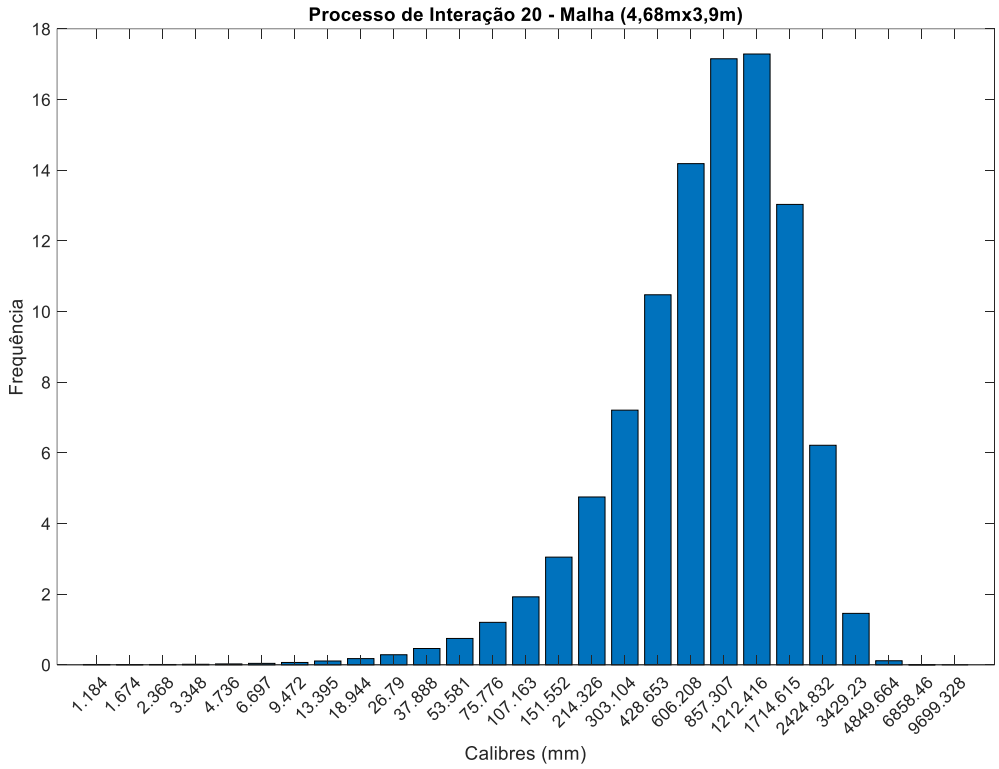


Figura 22 - Frequências relativas geradas pela interação 20 - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³.

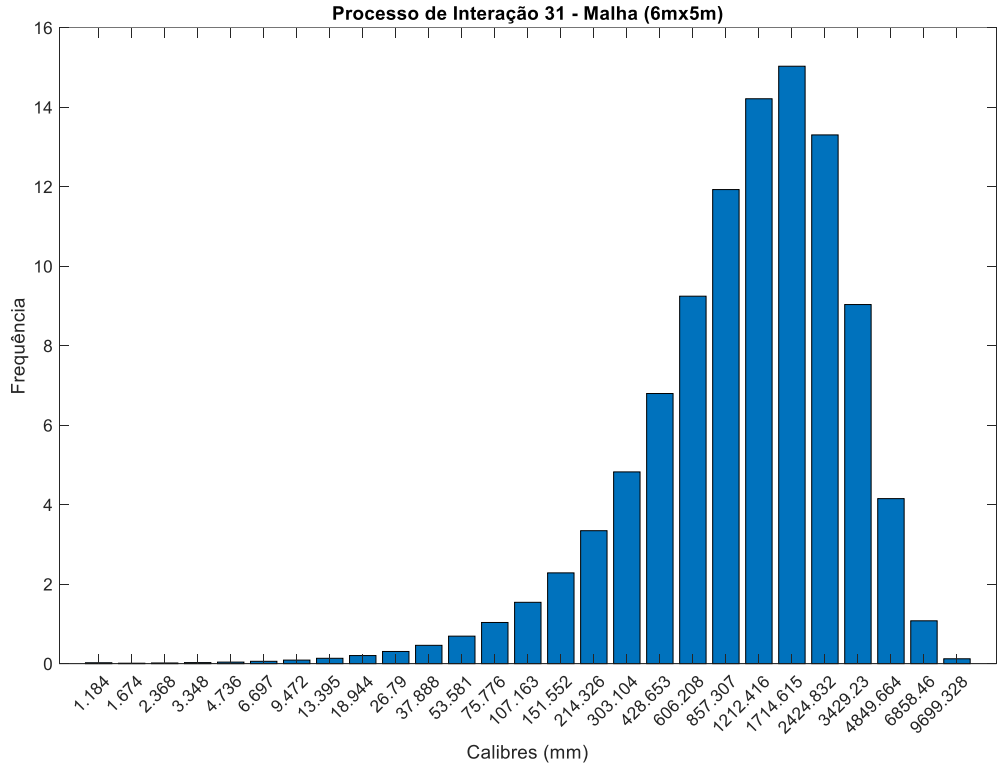


Figura 23 - Frequências relativas geradas pela interação 31 - RWS: 115 e Densidade:1150 kg/m³.

Como é notório, as frequências relativas dos histogramas representadas no gráfico de barras são deslocadas para a direita conforme se aumenta a malha do desmonte.

Isto se dá pelo fato que quando a malha é expandida, está se reduzindo a razão de carga do desmonte, que por sua vez como vista na equação de Kuznetsov, se esperaria o aumento no tamanho do fragmento médio, X_{50}. Na figura abaixo podemos observar este decrescimento da razão de carga em função da expansão da malha:

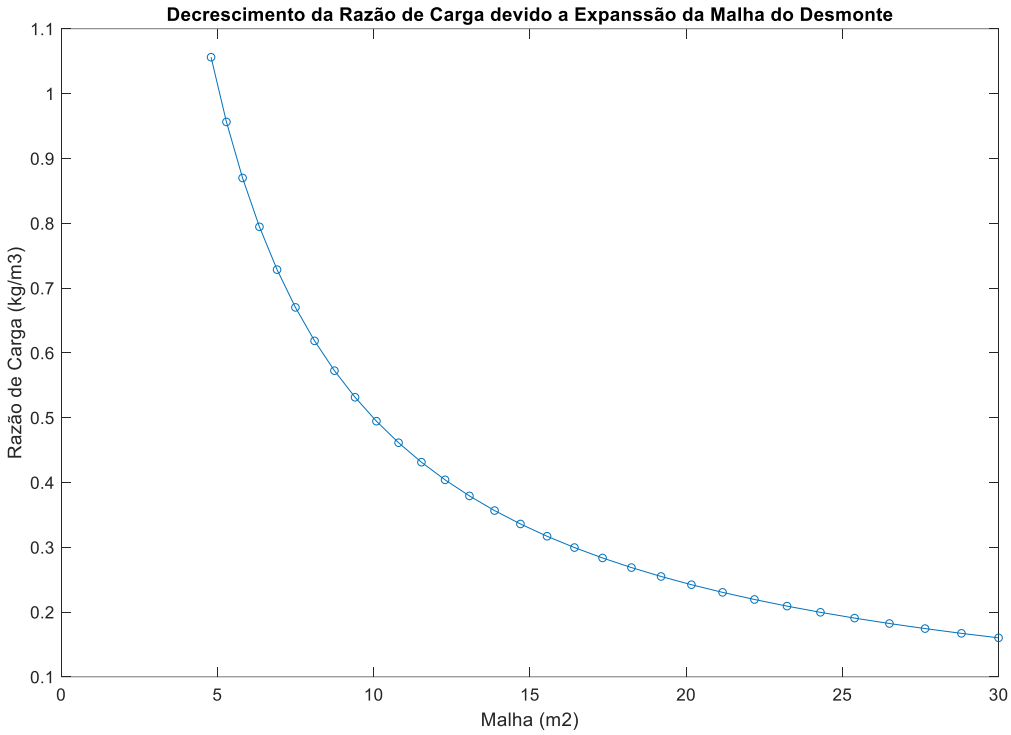


Figura 24 - Razão de carga em função da malha de desmonte.

Outra análise que pode ser feita a partir destas simulações, é que o índice de uniformidade e o calibre médio dos fragmentos possuem ligação direta com a razão de carga, conforme é visto na Figura 25.

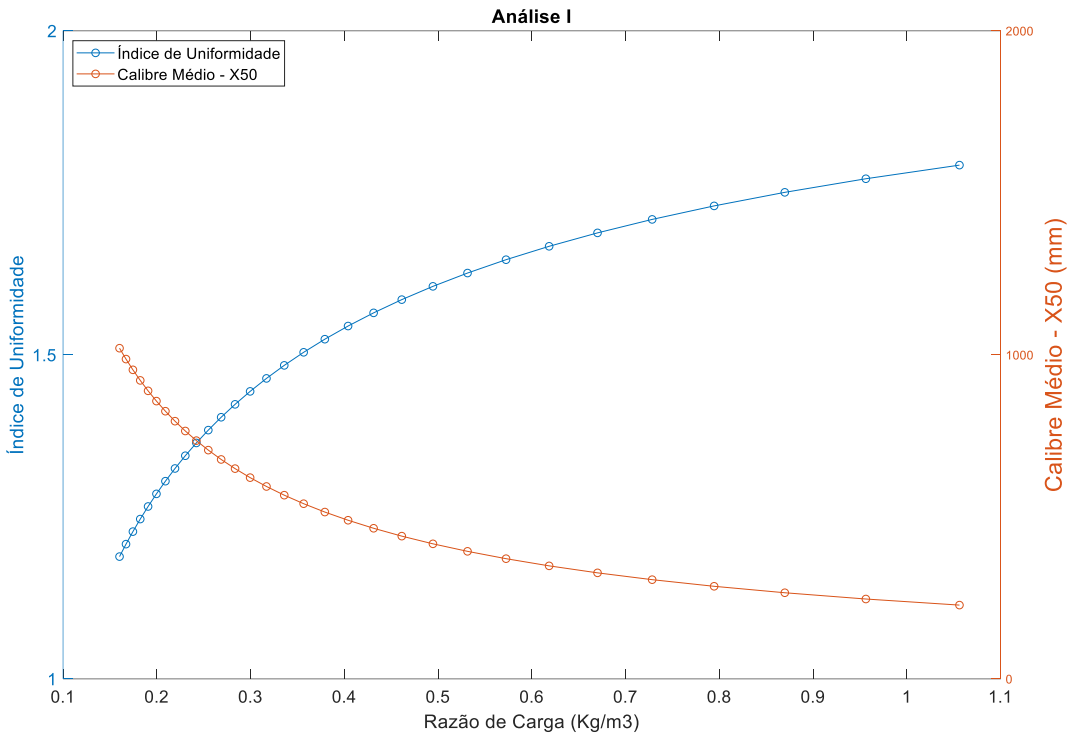


Figura 25 - Índice de uniformidade e calibre médio em função da razão de carga.

Como podemos analisar na figura acima, conforme é aumentada a razão de carga é possível observar um aumento gradual no índice de uniformidade. Isto nos indica um maior grau de fragmentação na curva granulométrica que é gerada. Porém para que isso possa ser possível é necessário um maior consumo de explosivo por metro cubico ou então um adensamento da malha, sendo que a partir destes ajustes se têm um acréscimo no custo final do desmonte.

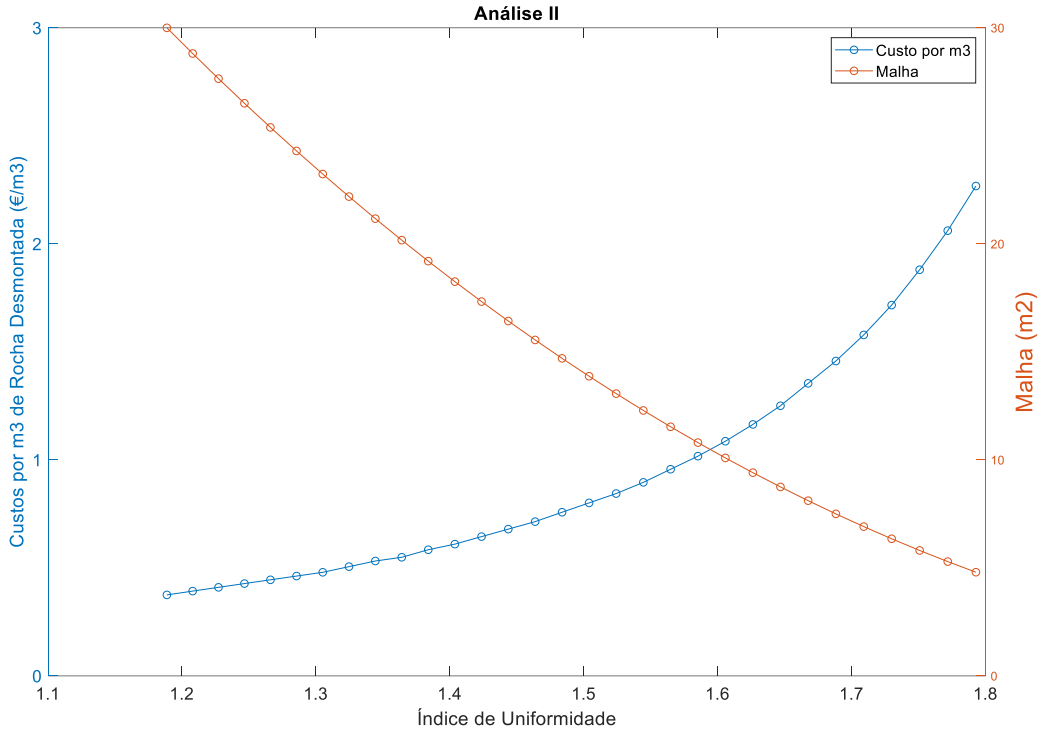


Figura 26 - Custo por m³ de rocha desmontada e dimensão da malha em função do índice de uniformidade.

Este mesmo raciocínio vale para o calibre médio do desmonte caso queira atingir valores menores, ou seja, calibres médios mais finos conforme visto na Figura 25. O calibre médio ainda pode ser verificado através da equação de Kuznetsov, sendo este proporcional à razão de carga.

Em sequência ao raciocínio da razão de carga, esta influência diretamente também o custo por m³ de rocha desmontada e no volume do furo do desmonte. Se pode analisar isto em sequência:

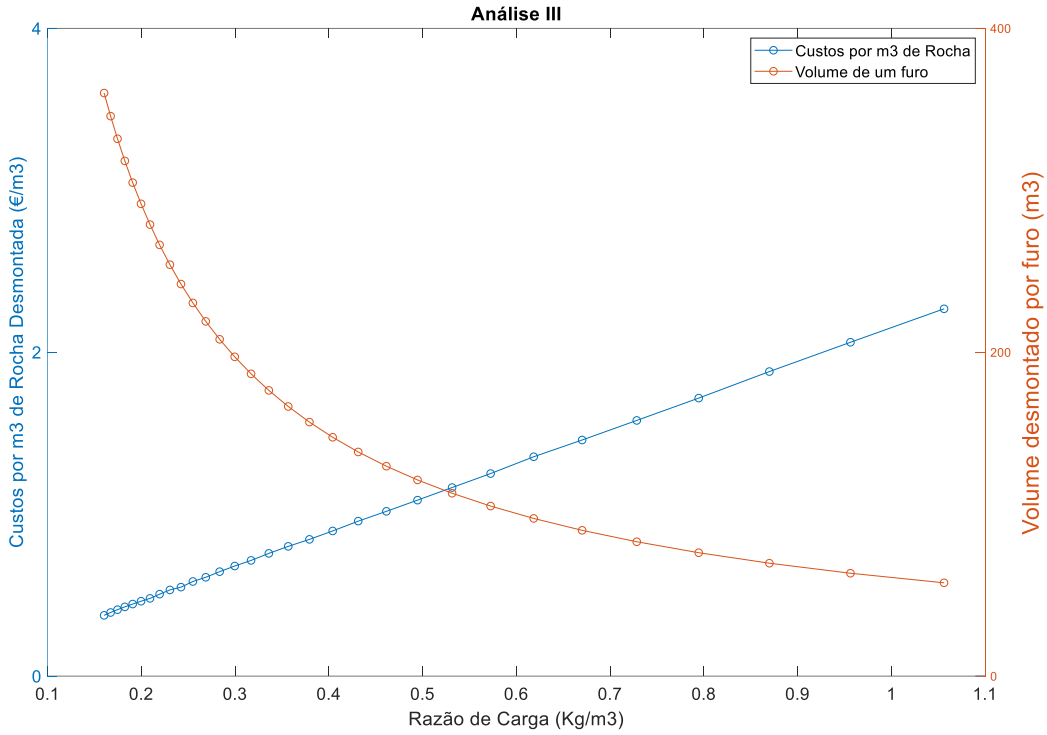


Figura 27 - Custo por m³ de rocha desmontada e volume do furo em função do índice de uniformidade.

Aqui fica evidente que para se obter uma razão de carga alta no desmonte, o volume de rocha de um furo tem de diminuir (malha densa), pois a razão de carga é inversamente proporcional ao volume de um furo. E é obvio que o custo por m³ de rocha aumentará conforme se aumenta a razão de carga devido o desmonte possuir uma malha densa, e também ao fato de mais furos serem necessários para atingir o mesmo volume de material desmontado.

A tabela abaixo apresenta os resultados do processo de simulação, e partir dela podemos obter algumas conclusões sobre a interferência da expansão da malha em algumas variáveis, que são:

Tabela 6 – Processo de simulação do desmonte de rochas – *RWS*:115 e Densidade: 1150kg/m³

Espaçamento (m)	Afastamento (m)	Malha (m2)	Custo Total de Iniciação (€)	Custo Total de Explosivo (€)	Custo Total de Perfuração (€)	Índice de Uniformidade	Calibre Médio (mm)	Quantidade de Explosivo por Furo (Kg)	Razão de Carga (Kg/m3)	Volume desmontado por furo (m3)	N° de Furos	Custo Total do Desmonte (€)	Custo por m3 de Rocha Desmotnada (€)
2.40	2.00	4.80	2871	15878	15269	1.79	228	60.8	1.056	58	261	34018	2.27
2.52	2.10	5.29	2607	14393	13918	1.77	247	60.7	0.956	64	237	30918	2.06
2.64	2.20	5.81	2376	13095	12733	1.75	266	60.6	0.870	70	216	28204	1.88
2.76	2.30	6.35	2167	11923	11657	1.73	286	60.5	0.794	76	197	25747	1.72
2.88	2.40	6.91	1991	10935	10751	1.71	306	60.4	0.728	83	181	23678	1.58
3.00	2.50	7.50	1837	10072	9957	1.69	327	60.3	0.670	90	167	21866	1.46
3.12	2.60	8.11	1705	9332	9277	1.67	349	60.2	0.618	97	155	20314	1.35
3.24	2.70	8.75	1573	8595	8591	1.65	371	60.1	0.573	105	143	18758	1.25
3.36	2.80	9.41	1463	7980	8020	1.63	394	60.0	0.531	113	133	17462	1.16
3.48	2.90	10.09	1364	7427	7505	1.61	417	59.9	0.495	121	124	16296	1.09
3.60	3.00	10.80	1276	6935	7047	1.59	441	59.8	0.461	130	116	15258	1.02
3.72	3.10	11.53	1199	6505	6646	1.56	465	59.7	0.431	138	109	14351	0.96
3.84	3.20	12.29	1122	6077	6242	1.54	490	59.6	0.404	147	102	13441	0.90
3.96	3.30	13.07	1056	5709	5897	1.52	515	59.5	0.379	157	96	12662	0.84
4.08	3.40	13.87	1001	5402	5610	1.50	541	59.4	0.357	166	91	12014	0.80
4.20	3.50	14.70	946	5097	5321	1.48	567	59.3	0.336	176	86	11364	0.76
4.32	3.60	15.55	891	4792	5030	1.46	594	59.2	0.317	187	81	10713	0.71
4.44	3.70	16.43	847	4547	4799	1.44	621	59.1	0.300	197	77	10193	0.68
4.56	3.80	17.33	803	4303	4566	1.42	649	58.9	0.283	208	73	9672	0.64
4.68	3.90	18.25	759	4060	4332	1.40	677	58.8	0.269	219	69	9151	0.61
4.80	4.00	19.20	726	3877	4158	1.38	706	58.7	0.255	230	66	8761	0.58
4.92	4.10	20.17	682	3635	3920	1.36	735	58.6	0.242	242	62	8237	0.55
5.04	4.20	21.17	660	3512	3807	1.34	765	58.5	0.230	254	60	7979	0.53
5.16	4.30	22.19	627	3330	3630	1.32	795	58.4	0.219	266	57	7587	0.51
5.28	4.40	23.23	594	3149	3451	1.31	826	58.3	0.209	279	54	7194	0.48
5.40	4.50	24.30	572	3027	3335	1.29	857	58.2	0.200	292	52	6934	0.46
5.52	4.60	25.39	550	2905	3218	1.27	889	58.1	0.191	305	50	6673	0.44
5.64	4.70	26.51	528	2784	3100	1.25	921	58.0	0.182	318	48	6412	0.43
5.76	4.80	27.65	506	2663	2981	1.23	954	57.9	0.175	332	46	6150	0.41
5.88	4.90	28.81	484	2543	2861	1.21	987	57.8	0.167	346	44	5888	0.39
6.00	5.00	30.00	462	2423	2741	1.19	1021	57.7	0.160	360	42	5625	0.38

a) Diminuição nos custos de iniciação, explosivo, perfuração, custo por m^3 de rocha desmontada e do desmonte total devido a redução da quantidade de furos conforme se expande a malha;
b) Diminuição do índice de uniformidade devido a expansão da malha;
c) Crescimento do calibre médio devido a diminuição da razão de carga quando se expande a malha;
d) Leve diminuição da quantidade de explosivo devido ao acréscimo do tampão enquanto se aumenta o afastamento;
e) Diminuição do volume e na quantidade de furos devido o acréscimo para uma malha menos densa;

Os custos associados a iniciação, quantidade total de explosivo, perfuração, custo total do desmonte e por m^3 foram calculados a partir das seguintes expressões:

$$\text{Conector de superfice} = 5€ * \text{ número de furos}$$

$$\text{Booster} = 6€ * \text{ número de furos}$$

$$\text{Custo total de explosivo} = 1€ * \text{número de furos} * \text{quantidade de explosivo por furo}$$

$$\text{Perfuração} = 4{,}5€ * \text{ número de furos} * (\text{altura da bancada} + \text{subfuração})$$

$$\text{Custo total do desmonte} = \text{Conector de superfice} + \text{ Booster} + \text{Custo total de explosivo} + \text{ Perfuração}$$

$$\text{Custo por m}^3 = \frac{\text{Custo total do desmonte}}{\text{volume total desmontado}}$$

Outro ponto importante que vale ser ressaltado é o que acontece quando se diminuía energia do explosivo. Nas curvas granulométricas geradas abaixo foi utilizado um explosivo com RWS igual a 100, densidade igual a 800 kg/m^3 e com um custo de 0,7 €/kg.

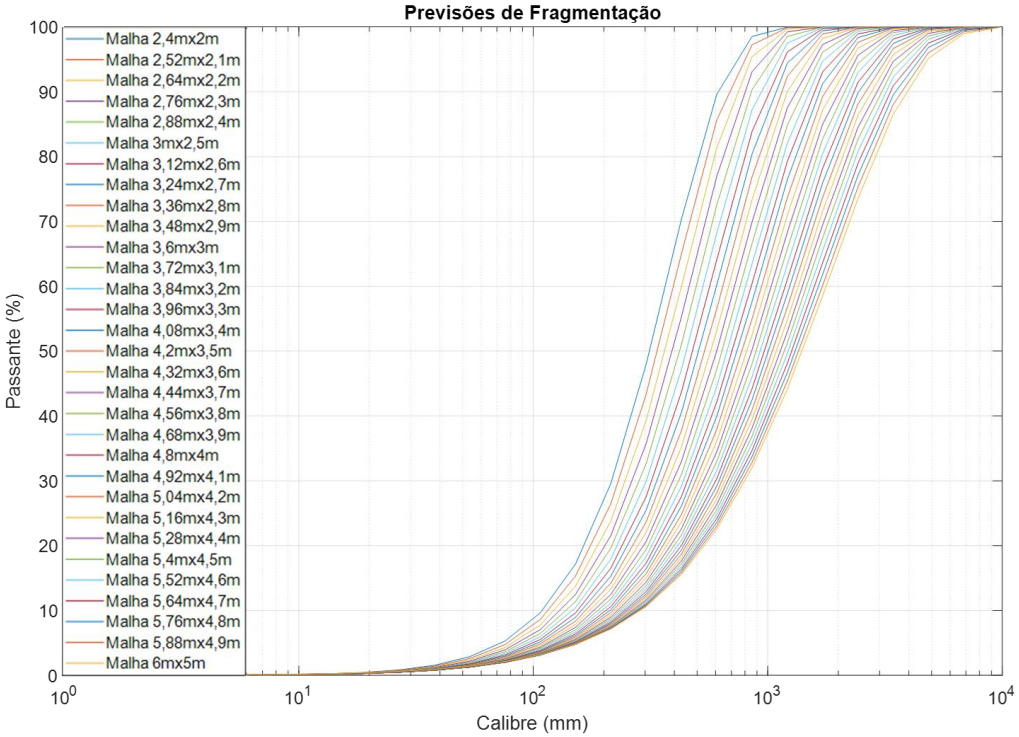


Figura 28 - Simulação das previsões de fragmentação - RWS: 100 e Densidade: 800 kg/m3.

Como podemos ver se diminuirmos a energia do explosivo, podemos observar que as classes granulométricas se mantêm mais à direita no gráfico, nos retornando uma granulometria mais grosseira do que a representada pela

Figura 19. Quando discretizamos estás, observamos a seguinte forma:

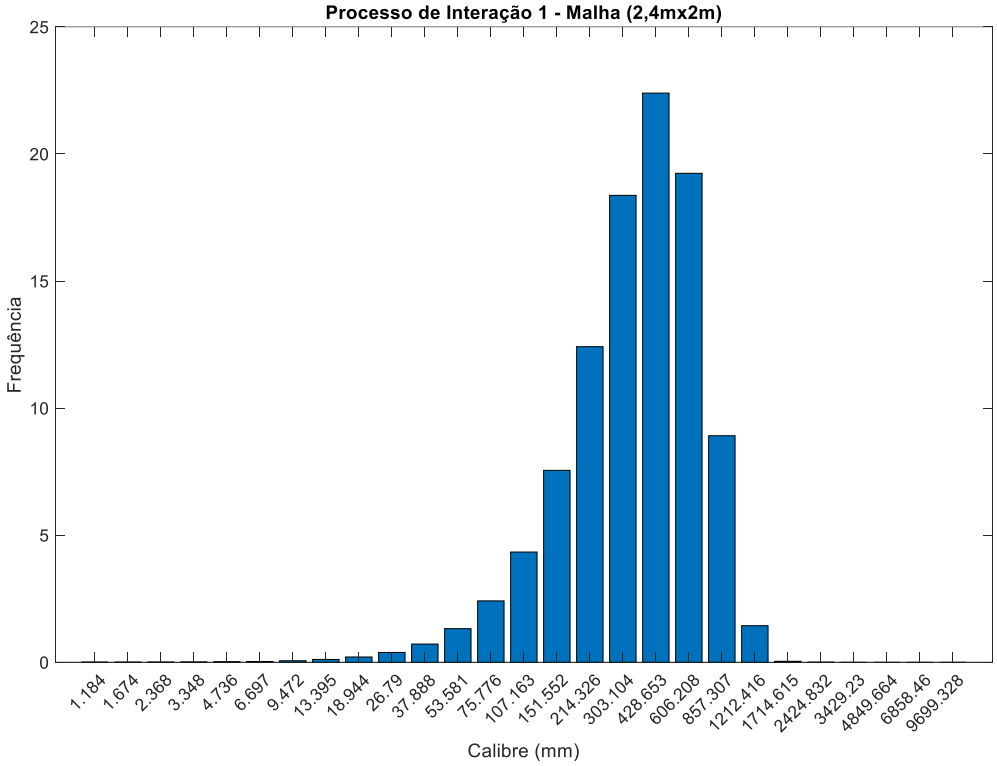


Figura 29 - Frequências relativas geradas pela interação 1 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³.

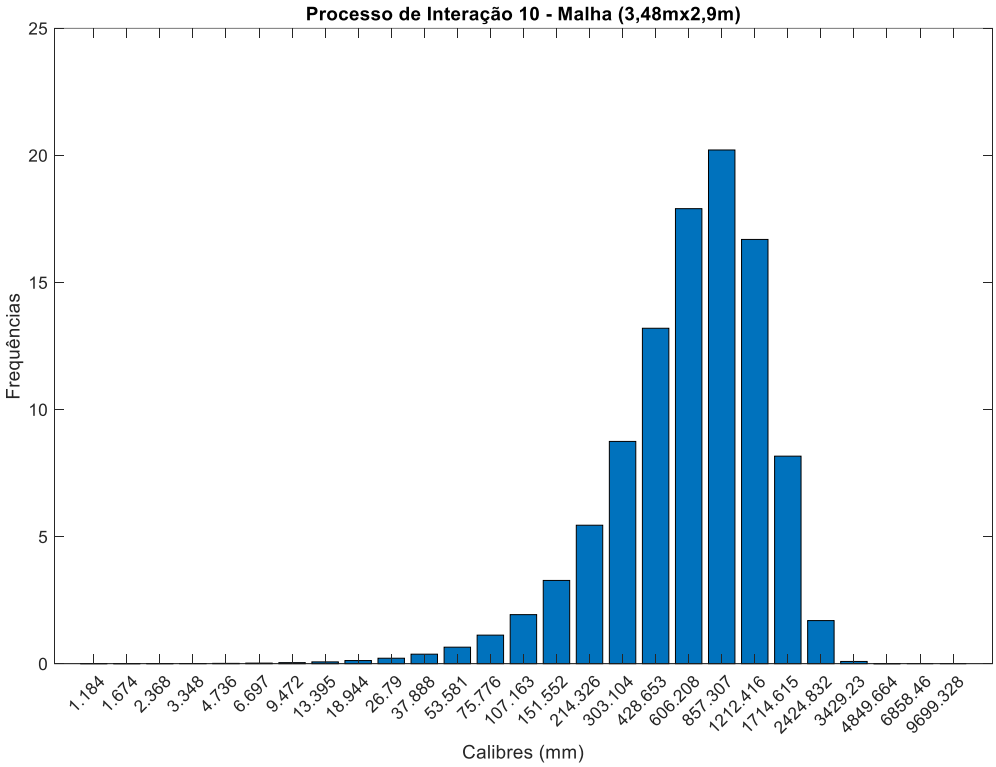


Figura 30 - Frequências relativas geradas pela interação 10 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³.

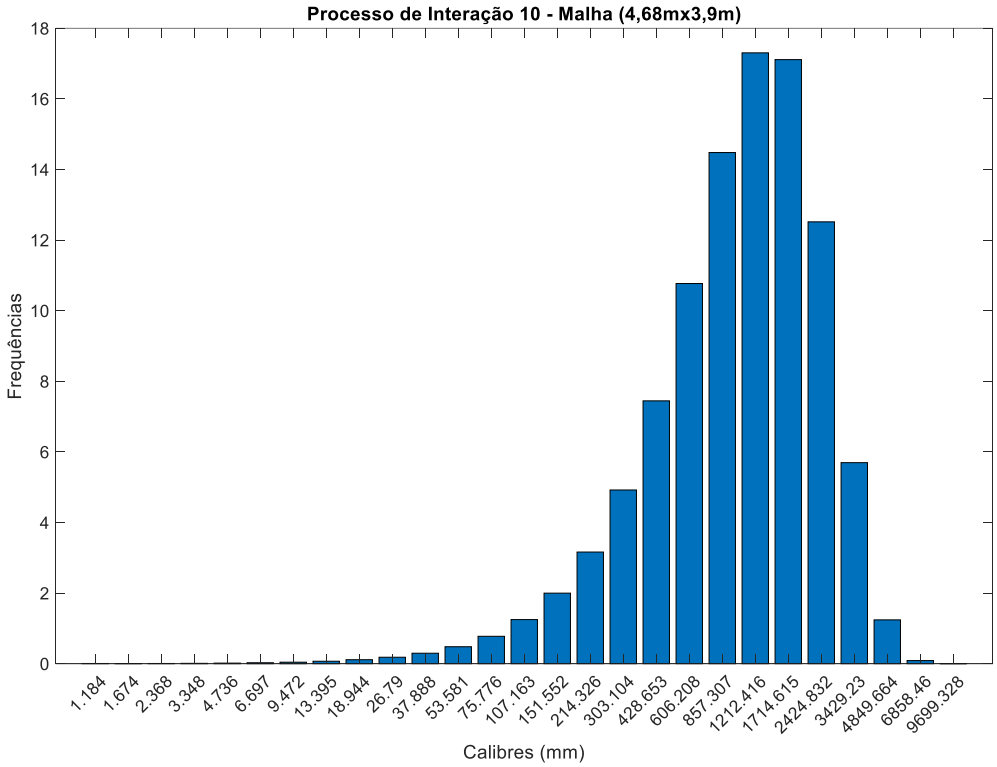


Figura 31 - Frequências relativas geradas pela interação 20 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³.

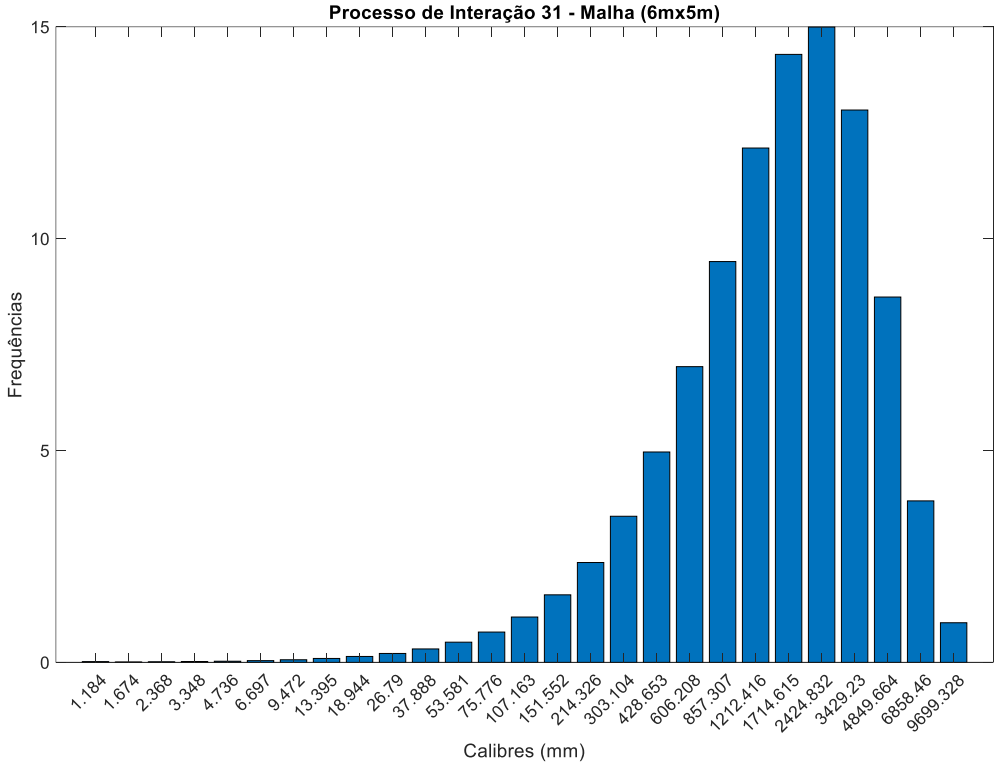


Figura 32 - Frequências relativas geradas pela interação 31 - RWS: 100 e Densidade:800 kg/m³.

Isto se dá pelo fato de que quando é usado um explosivo com menor *RWS*, a quantidade energia para o processo de fragmentação é diminuída. Desta forma o

grau de fragmentação diminui e o calibre médio aumenta, gerando mais produto na classe de calibre grosseira. Fica claro na Figura 33 quando se é utilizado explosivos de diferentes energias. A comparação foi feita com base no processo de simulação 1 e 2:

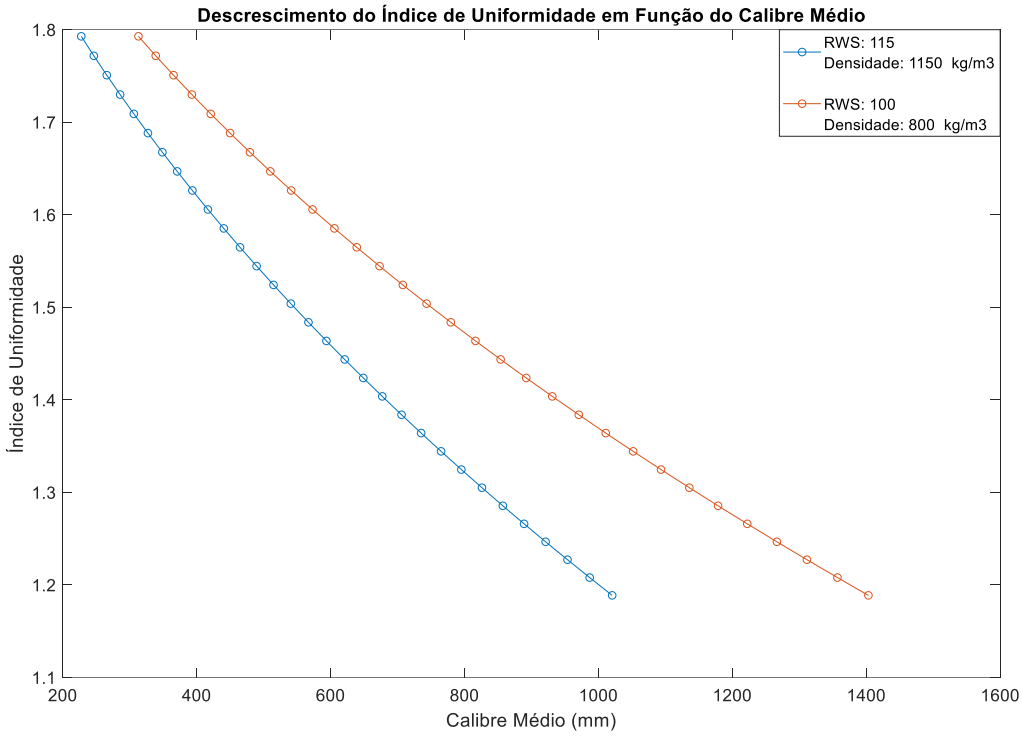


Figura 33 - Índice de uniformidade em função do calibre médio para os dois processos elaborados.

Neste ponto vale ressaltar que o desmonte se torna mais barato do que a simulação 1 mostrada anteriormente devido possuir menor custo associado ao explosivo. Aos comparamos a diferença da utilização de um explosivo ao outro em questão de custos, vemos o seguinte:

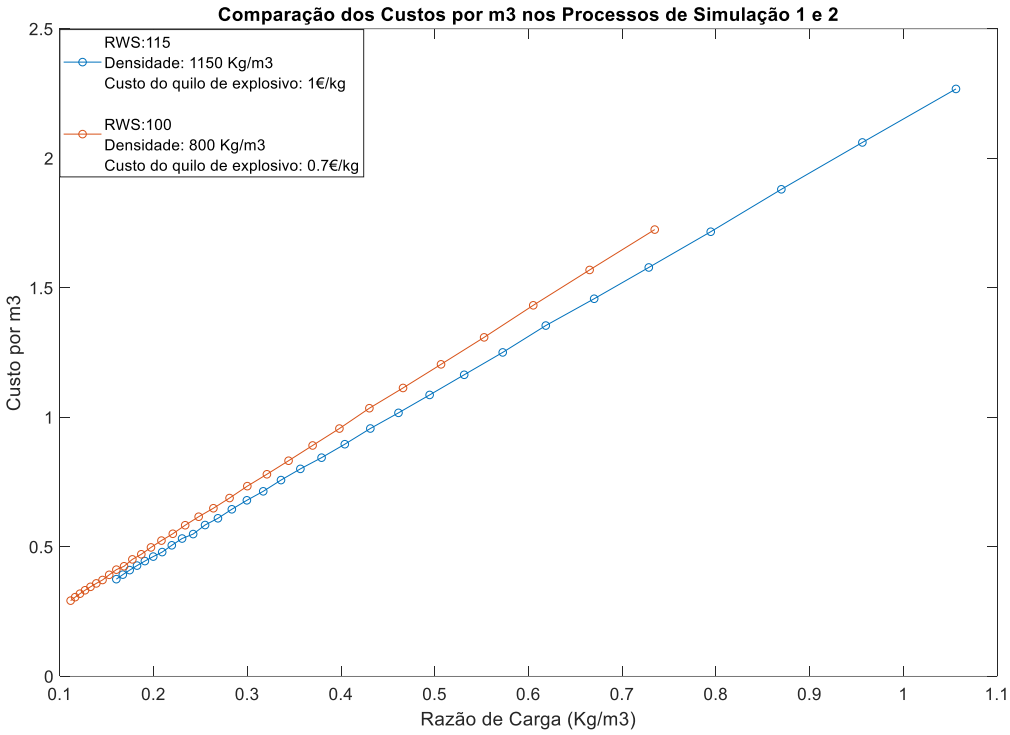


Figura 34 – Comparação do custo por m³ em função da razão de carga para os dois processos de simulação.

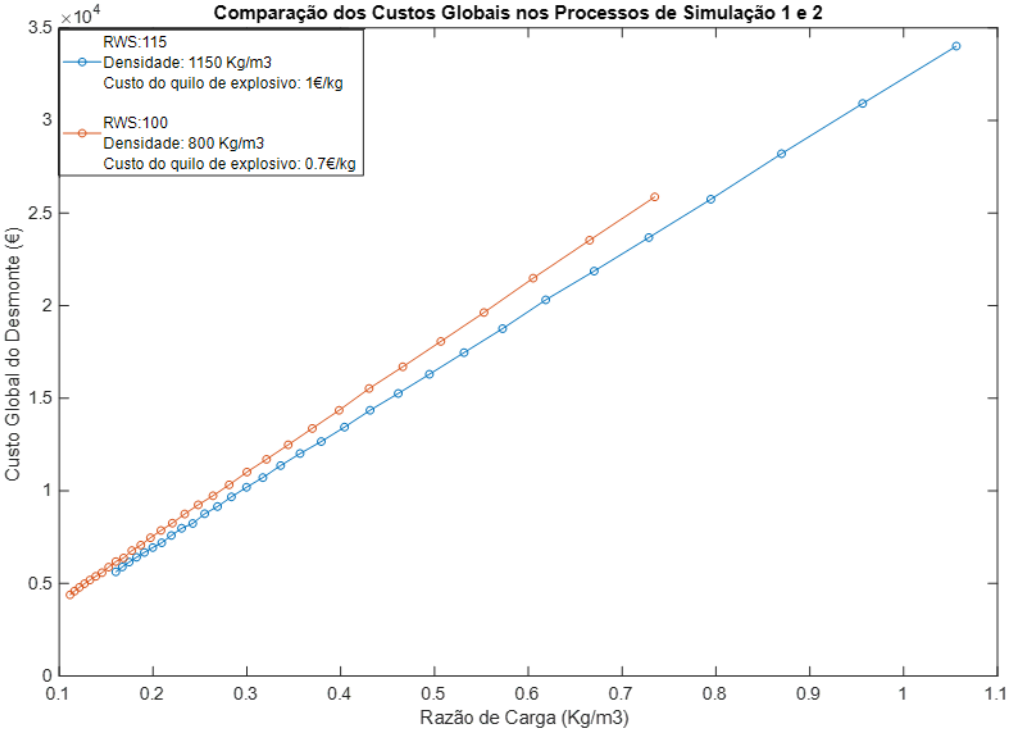


Figura 35 - Comparação do custo global do desmonte em função da razão de carga para os dois processos de simulação.

As diferenças entre custos por m³ realizada entre as duas simulações podem alcançar uma diferença máxima de 0,669€. Já no custo global do desmonte foi

possível observar uma diferença máxima de 8.150,00€. Caso no empreendimento de mineração ocorra um desmonte a cada duas semanas de 15.000m^3, em 12 meses poder-se-á alcançar uma diferença máxima global nos custos anuais de 195.600,00€. Neste ponto em específico são levantadas duas questões:

a) é melhor obter um maior grau de fragmentação, utilizando-se para isso um explosivo com mais energia tendo, como consequência, um maior custo global?
b) ou seria melhor se obter um menor custo global com um menor grau de fragmentação utilizando-se um explosivo com menos energia?

Questões como estas devem ser respondidas pelo engenheiro de explosivos, e como é obvio escolhendo o que é melhor para o respetivo empreendimento mineiro.

Por último e não menos importante devemos comentar o que pode ocorrer caso se aumente o diâmetro de perfuração na operação mineira. Neste caso em específico o diâmetro de perfuração que era de 76,2mm (3 polegadas) e custava 4,5€/m, será aumentado para 101,6 mm (4 polegadas), com um custo associado de 6€/m neste processo de simulação. Será utilizado para este caso um explosivo de *RWS* de 115 e densidade de 1150 kg/m^3 para analisar as influências desta alteração no desmonte. A partir da análise das figuras abaixo podemos concluir que:

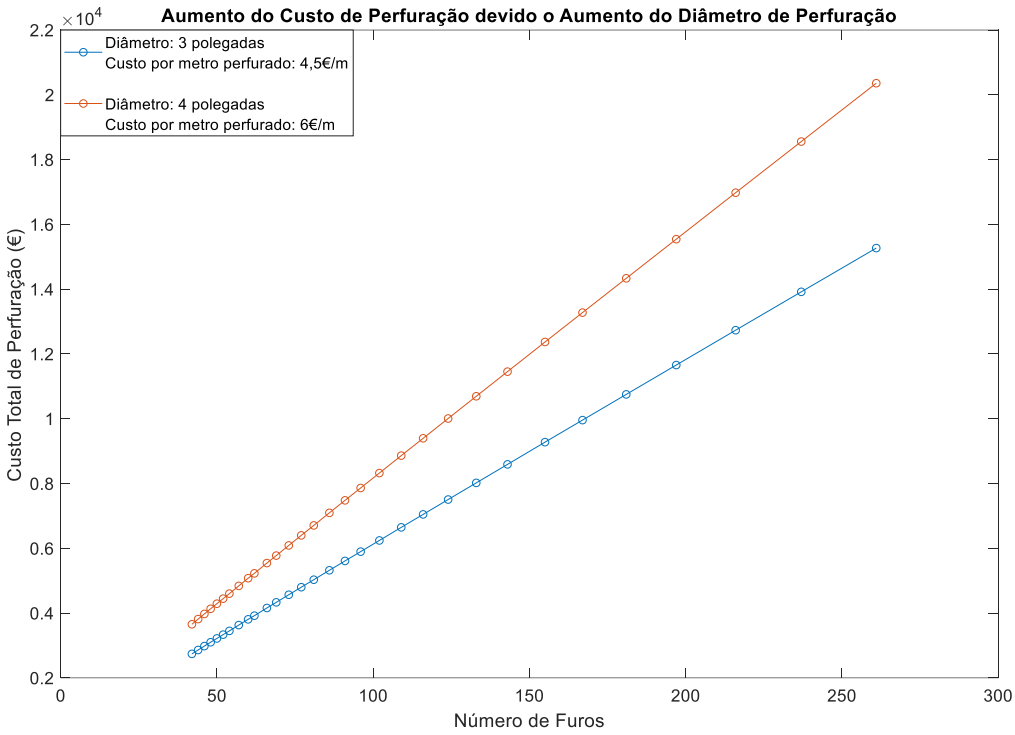


Figura 36 - Comparação do aumento do custo de perfuração da passagem de de 3 para 4 polegadas.

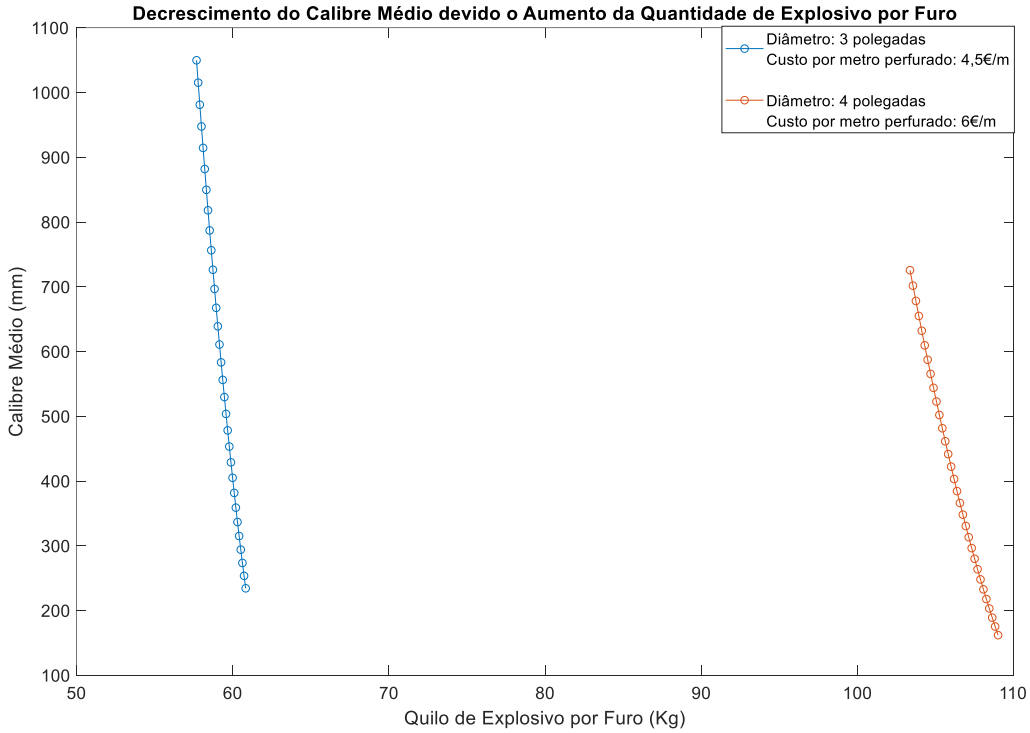


Figura 37 - Diminuição do calibre médio devido ao aumento do diâmetro de perfuração.

Com o aumento do diâmetro é obvio que o custo global do processo do desmonte aumentará, bem como o custo de perfuração devido ao aumento do diâmetro de perfuração. Porém vale salientar que conforme aumentamos o diâmetro de

perfuração também se aumenta a quantidade de explosivo por furo. Logo o calibre médio, X_{50}, obterá uma redução razoável conforme visto na Figura 37. Isto se dá pelo fato que conforme se acresce uma quantidade de explosivo por furo (pelo fato do acréscimo do diâmetro), este fator é diminuído. Um calibre médio máximo obtido para um diâmetro de 3 polegadas é de 1050mm, enquanto para o diâmetro de 4 polegadas é de 725,6mm. Esta redução pode ser verificada mais uma vez pela equação de Kuznetsov. Questões como "e se alteramos?", "isto é viável?", devem ser concluídas pelo engenheiro de explosivos, trazendo a melhor opção para o empreendimento mineiro.

Uma vez visto como alguns parâmetros respondem devido a alteração da malha, tipo de explosivo e diâmetro de perfuração, vamos observar como a curva granulométrica gerada pelo desmonte de rocha interfere diretamente no processo de britagem primária.

6.2 Otimização integrada das operações do desmonte de rochas e britagem primária

Este tópico tem como objetivo a integração dos modelos apresentados neste trabalho, o de Kuz-Ram e de britagem com circulação seletiva. Um processo de otimização foi elaborado tendo como intuito a minimização do custo unitário (€/m^3) que envolve estas duas operações. Para isto esta parte será dividida em três pontos para a compreensão do leitor, que são:

a) Escolha do britador;
b) Otimização dos parâmetros cinéticos que regem o modelo de britagem de circulação seletiva;
c) Descrição de um modelo de otimização para a integração do modelo de Kuz-Ram com o de britagem de circulação seletiva.

6.2.1 Escolha do equipamento de britagem

A máquina escolhida para processar a fragmentação do material provindo do desmonte gerada através do modelo de Kuz-Ram foi o britador de maxilas Nordberg® C200™. Este britador apresenta algumas características relevantes que devem ser mencionadas:

a) Calibre máximo - *top-size:* até 1500 mm. Como estamos trabalhando curvas granulométricas simuladas, poderá existir casos que esta granulometria possa ser alcançada;
b) Regulação: *close side setting – o* mínimo é de 175mm, enquanto o máximo é de 300mm;
c) Capacidade: mínimo 630t/h e máximo 1435t/h. Estes valores dependem diretamente das regulações que serão utilizadas;
d) Excentricidade: 50mm.

Figura 38 - Britador de mandíbulas Nordberg® C200™, (Metso, 2013).

Como já conhecemos os intervalos que regem o *close side setting* e também sua excentricidade, podemos encontrar o *open side setting* através da seguinte expressão:

$$OSS = CSS + excentricidade$$

Logo se for utilizado um *CSS* de 300mm, teremos o seguinte *OSS:*

$$OSS = 300 + 50 = 350mm$$

Desta maneira temos um OSS e CSS respetivamente de 350mm e 300mm, valores estes utilizados para ajustar o modelo de britagem que será abordado mais a frente.

6.2.2 Método para o ajuste do modelo

O ajuste do modelo foi elaborado em circuito aberto, possuindo uma alimentação fixa e em regime permanente estacionário. Como já mencionado, o modelo de britagem é regido por quatro parâmetros cinéticos, sendo:

a) Matriz destruição, S_i – Pa e Pk.

b) Matriz Formação, Bij – m1 e m2;

Os ajustes foram realizados por intermédio da função Solver, que se encontra como ferramenta incluída no Microsoft Excel. Com esta ferramenta o usuário pode encontrar valores máximos ou mínimos (valor otimizado) para uma dada fórmula de uma célula em Excel. Esta mesma célula é chamada de função objetivo (F.O.) e esta sujeita a restrições (S.A.) e variáveis de decisões (V.D.). A estratégia adotada para a recuperação dos parâmetros cinéticos foi:

$$\mathrm{V.D.: Pa, Pk, m1, m2}$$

$$\mathrm{F.O.:} \sum_{i=1}^{n} (\mathrm{Rp_i} - \mathrm{Rf_i})^2$$

$$\mathrm{S.A.: Pk} \leq 0{,}99$$
$$\mathrm{Pa} \leq 0{,}99$$

Sendo:

Rp_i: Cumulante da distribuição granulométrica catalogada pela Metso a uma regulação de 300mm, para uma certa classe “i”;

Rf_i: Cumulante da distribuição granulométrica simulada pelo modelo de britagem, para uma certa classe “i”.

6.2.3 Otimização dos parâmetros cinéticos

Os dados para o ajuste se deram primeiramente a partir do modelo de Kuz-Ram, gerando o material de alimentação do britador que dará o produto final após o processo de simulação. Os parâmetros utilizados no desmonte para a geração da curva granulométrica e para criação de um produto final simulado pela britagem foram:

Parâmetros de entrada do modelo de Kuz-Ram	
Espaçamento	2.4 m
Afastamento	2 m
Tampão	1.4 m
Subfuração	1 m
Carga de coluna	80%
Carga de fundo	20%
Fator de rocha	12
Erro de perfuração	0
Diâmetro de perfuração	76.2 mm
RWS	115
Densidade do explosivo	1150 kg/m3

Parâmetros de entrada do modelo britagem	
Pa	0.5
Pk	0.5
m1	0.5
m2	0.5
Close side setting	300 mm
Open side setting	350 mm

Figura 39 - Parâmetros utilizados para criação da simulação.

A cumulante da alimentação, bem como a classe de histogramas geradas por este processo podem ser observadas abaixo:

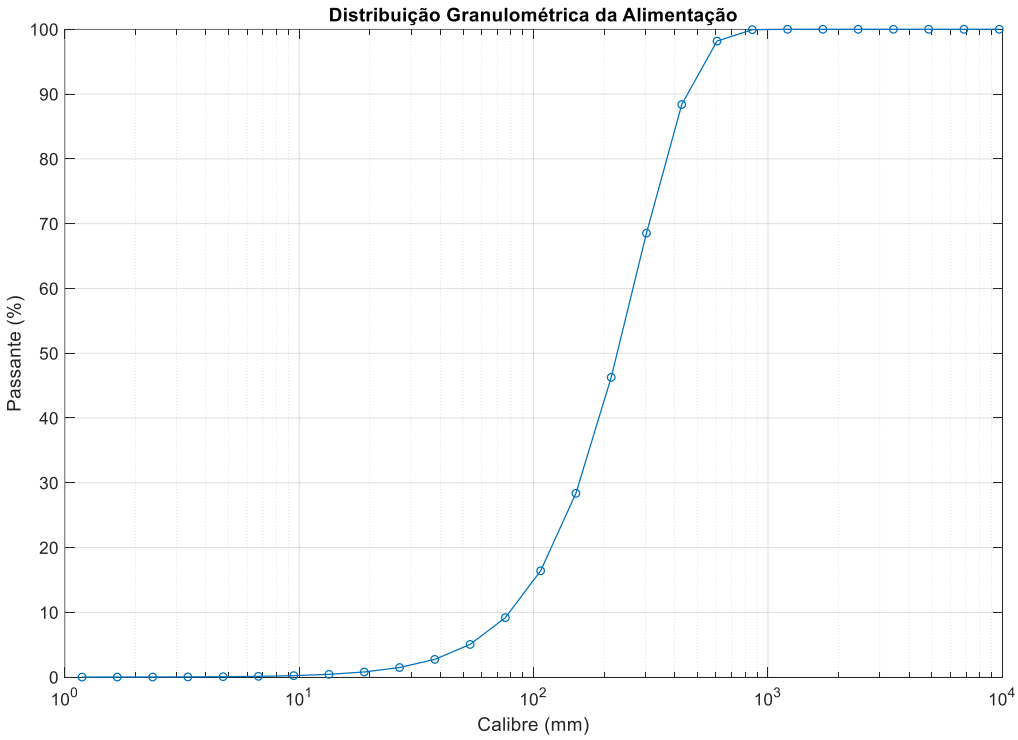


Figura 40 - Distribuição granulométrica proveniente do processo de simulação.

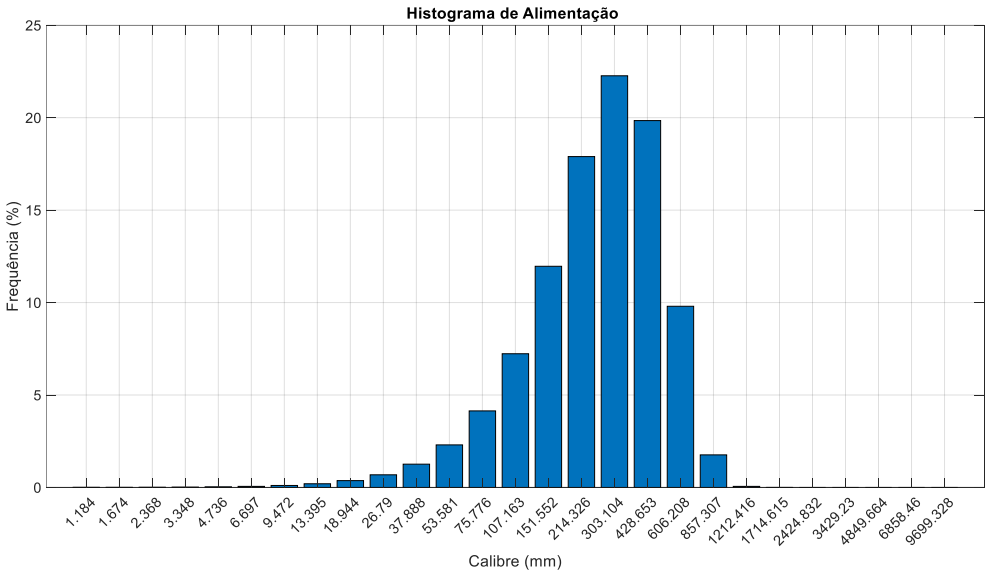


Figura 41 - Histograma de alimentação.

Devido a falta de amostras reais para se fazer a otimização dos parâmetros cinéticos da britagem, que minimizam as diferenças entre uma distribuição granulométrica do material britado numa instalação real e a gerada pelo nosso simulador, recorreu-se a curvas granulométricas catalogadas perante diferentes equipamentos (britadores de maxilas) de britagem da Metso.

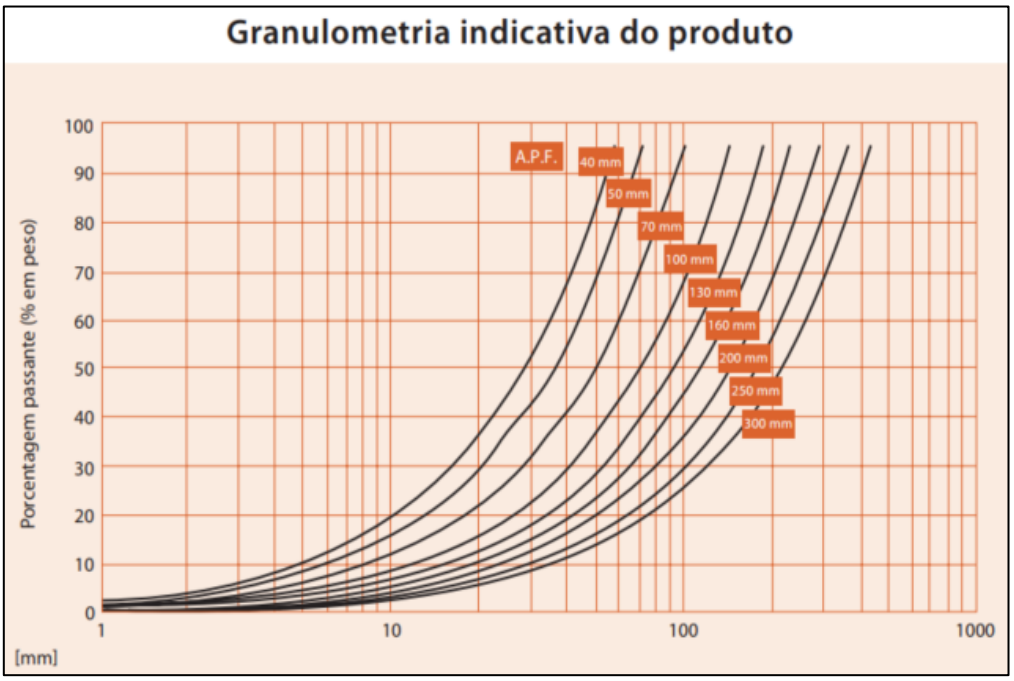


Figura 42 - Curva granulométrica em função do *close side setting*, (Metso, 2013).

Na Figura 42 se pode observar curvas (Metso, 2013)granulométricas gerada para diferentes regulações do equipamento. Neste caso em específico foi escolhida a

curva granulométrica correspondente a um *close side setting* de 300 mm para se fazer a otimização dos parâmetros cinéticos. Cada ponto obtido foi coletado a partir da escala Tyler já pré-definida. Todo o processo de otimização foi elaborado em Excel, e seguiram a estratégia para correção conforme dissertado no tópico 6.2.2.

Os resultados obtidos utilizando o Solver para a correção dos parâmetros cinéticos foram:

Tabela 7 - Ajustes dos parâmetros cinéticos utilizando a função solver do Excel

Produto catalogado para uma regulção de 300mm	Produto Final Simulado	Desvio
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
1.0000	1.0000	0.0000
0.9300	1.0000	0.0049
0.7100	0.6637	0.0002
0.4900	0.4389	0.0001
0.3400	0.2876	0.0000
0.2500	0.1917	0.0001
0.1800	0.1320	0.0001
0.1400	0.0945	0.0002
0.1100	0.0702	0.0002
0.0800	0.0540	0.0000
0.0600	0.0425	0.0000
0.0400	0.0341	0.0001
0.0310	0.0278	0.0001
0.0250	0.0229	0.0000
0.0180	0.0190	0.0001
0.0130	0.0158	0.0001
0.0110	0.0131	0.0000
0.0090	0.0110	0.0000
0.0050	0.0092	0.0000
	Σ	0.0062

Entrada dos Parâmetros			
Pa	Pk	m1	m2
0.5	0.5	0.5	0.5

Resultado dos Parâmetros Otimizados			
Pa	Pk	m1	m2
0.8524	0.2445	0.5606	1.0277

Após o processo de otimização se pode verificar que as curvas granulométricas geradas pelo processo de simulação, e a curva granulométrica representada no catálogo para uma regulação de 300 mm são praticamente sobreponíveis, obtendo um resíduo de apenas 0,0062.

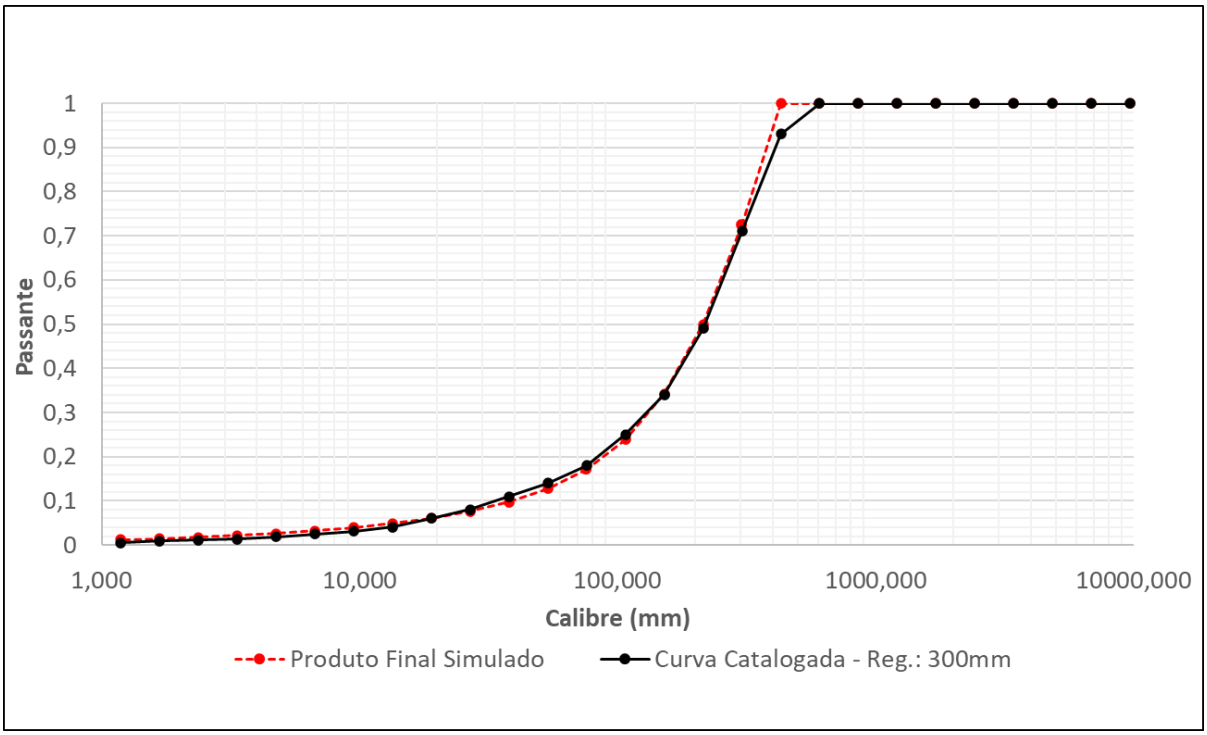


Figura 43 - Ajuste do produto final simulado ao produto final catalogado.

Em suma obtivemos os seguintes parâmetros otimizados:

a) Pa: 0,8524;
b) Pk: 0,2445;
c) m1: 0,5606;
d) m2: 1,0277.

Uma vez calibrado o modelo de simulação, com a determinação dos parâmetros cinéticos, que descrevem a fragmentação operado por um britador de maxilas, será possível ensaiar diferentes configurações, como por exemplo variar a granulometria da alimentação, ou variar a regulação. No entanto, deverão ser respeitadas as condições de trabalho do britador, que pelo facto de serem equipamentos de constrição geométrica definida será necessário manter as suas relações de redução entre 4:1 e 8:1.

6.2.4 Otimização integrada das operações do desmonte de rochas e britagem primária

O processo de otimização tem como objetivo minimizar o custo unitário (€/m^3) das operações que integram o desmonte de rocha primário, secundário e de britagem, tendo em conta critérios pré-estabelecidos para se obter um menor custo global por m^3. Desta maneira foi gerada uma geometria pseudo-ótima do desmonte através da resolução do modelo pela ferramenta *Solver*. E como é de esperar, este modelo obedece a restrições no que diz a respeito das relações geométricas do desmonte, granulométrica e das características que regem o britador. Vale ressaltar que como os parâmetros cinéticos do modelo de britagem já estão otimizados, não à a necessidade de alterá-los, a não ser sua regulação. Mais informações a cerca do modelo construído serão descritas nos tópicos seguintes.

6.2.4.1 Função objetivo

A função objetivo consiste na minimização do custo unitário global. Sendo aplicada ao desmonte e britagem. No caso do desmonte primário, os custos associados são associados aos conectores de superfície, booster, quantidade de explosivo e perfuração. Em relação ao desmonte secundário foi estabelecido um custo de 5€ por cada m^3 de material que não ultrapasse o gape exigido pelo britador, neste caso 1500mm. Já em relação a britagem seu custo será adicionado de acordo com a energia exercida pelo equipamento para fragmentar a alimentação de sua entrada, sendo associado um custo de 0,4€ para cada kWh do processamento. O explosivo utilizado para o processo de otimização foi com características de *RWS* igual a 115 e densidade igual 1150 kg/m$^{3.}$ De maneira clara, para cada uma destas operações citadas anteriormente, temos as seguintes equações:

a) Desmonte de rocha primário:

$$\text{Conector de superfice} = 5€ * \text{ número de furos}$$

$$\text{Booster} = 6€ * \text{ número de furos}$$

$$\text{Custo total de explosivo} = 1€ * \text{número de furos} * \text{quantidade de explosivo por furo}$$

$$\text{Perfuração} = \text{custo por metro} * \text{ número de furos} * (\text{altura da bancada} + \text{subfuração})$$

$$\text{Custo total do desmonte} = \text{Conector de superfice} + \text{Booster} + \text{Custo total de explosivo} + \text{Perfuração}$$

b) Desmonte de rocha secundário:

$$\text{Efetividade}^{7} = 1 - \exp * \left(-0{,}693 * \left(\frac{\text{gape do britador}}{x_{50}}\right)^{n}\right)$$

$$\text{Custo total do desmonte secundário} = (1 - \text{Efetividade}) * \text{volume total a desmontar} * 5€$$

c) Britagem:

$$W = 10 * WI * \left(\frac{1}{P^{0,5}} - \frac{1}{F^{0,5}}\right)$$

$$\text{Quantidade de rocha a ser britada} = \text{volume total a desmontar} * \text{efetividade}$$

$$\text{Horas trabalhadas do britador} = \frac{\text{Quantidade de rocha a ser britada}}{\text{capacidade da alimentação}}$$

$$\text{Custo total de energia gasta} = W * \text{capacidade da alimentação} * \text{horas trabalhdas do britador} * 0{,}4€/\text{kwh}$$

d) Custo global das operações:

$$\text{Custo global} = \text{Custo total do desmonte} + \text{Custo total do desmonte secundário} + \text{Custo total de energia gasta}$$

e) F.O. - Função objetivo:

$$\text{Custo por m}^3 = \frac{\text{Custo global}}{\text{volume total a desmontar}}$$

6.2.4.2 Variáveis de decisão

As variáveis de decisão do modelo são em respeito aos rácios dos parâmetros geométricos e granulométrico já comentados, escolha do diâmetro de perfuração e o tamanho do *close side setting*. A seguir veremos as restrições impostas para cada uma das variáveis de decisão que regem o modelo de otimização.

[7] A efetividade esta relacionada diretamente com o percentual de material desmontado que alimentará o britador.

6.2.4.3 Restrições dos parâmetros geométricos

As restrições para o plano de fogo foram expressas pela Tabela 2, logo foi criada um quadro de verificação para observar as restrições do desmonte de rochas a partir dos elementos geométricos escolhidos pelo modelo:

Tabela 8 - Tabela de restrições regidas pelo modelo

RESTRIÇÕES DO MODELO				
2.00	>=	1.00	Relação E/A	✔
1.40	>=	0.70	Relação T/A	✔
1.00	>=	0.30	Relação Sb/A	✔
1.12	>=	0.70	Uniformidade	✔
5757.27	>=	15000.00	Volume desejado	✘
6.00	>=	3.00	Relação Hb/A	✔
2.00	<=	1.50	Relação E/A	✘
1.40	<=	1.00	Relação T/A	✘
1.00	<=	0.50	Relação Sb/A	✘
1.12	<=	2.20	Uniformidade	✔

As restrições granulométricas foram incluídas para satisfazer a função objetivo do desmonte. Neste caso também foi inserido nas restrições do modelo um intervalo de 0,7 a 2,2 para o índice de uniformidade. O volume desejado também foi incluído para a verificação, pois deste modo é possível validar se os parâmetros geométricos escolhidos pelo *Solver* são compatíveis ou não com o volume desejado escolhido pelo usuário.

6.2.4.4 Restrições do diâmetro de perfuração

Para a escolha do diâmetro perfuração, foi adicionado no modelo matemático variáveis de decisões binárias para que o próprio modelo escolhesse que diâmetro deveria ser utilizado. A escolha do diâmetro ótimo de perfuração deve ser apenas uma das quatro opções que são apresentadas. Na tabela abaixo podemos observar os diâmetros bem como seus respetivos custos:

Tabela 9 - Escolha do diâmetro ótimo através do Solver

Diâmetro	Custo (R$/m)	Qual escolher?
76.20 mm	R$ 4.50	1
88.90 mm	R$ 5.25	0
101.60 mm	R$ 6.00	0
114.30 mm	R$ 6.75	0
		1

Diâmetro Escolhido	Custo Associado ao Diâmetro (R$/m)
76.20 mm	R$ 4.50

Pode-se observar que quanto maior o diâmetro de perfuração maior será seu custo por metro perfurado. Consoante a isto, o modelo escolherá o diâmetro de perfuração ótimo que minimize o custo global por m^3 das operações integradas. Para a resolução da escolha, foi utilizado a adaptação da "Mochila binária" para que o modelo fosse capaz de obter um diâmetro ótimo. Devemos imaginar neste ponto que o engenheiro de explosivos dispõe de 4 diâmetros de perfuração e de características diferentes, que afetam na sua escolha, neste caso sendo o custo de perfuração. Como se pretende apenas em obter um único diâmetro, as variáveis de decisão devem assumir apenas valores 0 (diâmetro não escolhido) e 1 (diâmetro escolhido). Ou seja, vamos adicionar "m" variáveis binárias de decisão (uma para cada diâmetro disponível) e acrescentar as restrições abaixo:

$$x_i \in \{0,1\}, \qquad i = 1, \dots, m$$

$$\sum_{i=1}^{m} x_i = 1$$

m: quantidade de diâmetros;

x_i: condição binária para a escolha do diâmetro de perfuração, 0 ou 1;

O diâmetro escolhido será calculado conforme a somatória abaixo:

$$Diâmetro\ escolhido = \sum_{i=1}^{m} p_i\, x_i$$

p_i: diâmetro de perfuração disponível.

Após a escolha do diâmetro de perfuração ótimo, o modelo já está apto para preencher o custo correspondente a este.

6.2.4.5 Restrições do *close side setting*

Já em relação a escolha da regulação ótima que minimize o custo por m^3 global, o *close side setting* deve esta compreendido entre 175mm e 300mm. Consequentemente conforme se diminui a regulação, a alimentação que será processada também diminui. O caso inverso acontece caso se aumente a regulação do britador. Logo para que o modelo tema um sentindo pratico maior, foi buscado no catálogo da Metso a capacidade de processamento para cada regulação que o equipamento opera. Na tabela abaixo podemos observar isso mesmo:

Tabela 10 - Capacidade de alimentação, (Metso, 2013)

Capacidades e especificações técnicas

		C80	C100	C96	C106	C116	C3054	C120	C125	C140	C145	C160	C200
Largura da abertura de alimentação, mm		800	1000	930	1060	1150	1375	1200	1250	1400	1400	1600	2000
Profundidade da abertura de alimentação, mm		510	760	580	700	800	760	870	950	1070	1100	1200	1500
Poténcia kW		75	110	90	110	132	160	160	160	200	200	250	400
Velocidade (rpm)		350	260	330	280	260	260	230	220	220	220	220	200
Tamanho do produto, mm	Abertura na posição fechada, mm	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h
0-30	20												
0-35	25												
0-45	30												
0-60	40	55 - 75											
0-75	50	65 - 95											
0-90	60	80 - 110		105 - 135									
0-105	70	95 - 135	125 - 175	125 - 155	150 - 185	165 - 205	210 - 270	175 - 240					
0-120	80	110 - 150	145 - 200	140 - 180	165 - 215	180 - 235	240 - 300	195 - 270					
0-135	90	125 - 175	160 - 220	160 - 200	190 - 235	205 - 255	260 - 330	210 - 305					
0-150	100	140 - 190	180 - 250	175 - 225	205 - 265	225 - 285	285 - 365	235 - 325	245 - 335				
0-185	125	175 - 245	220 - 310	220 - 280	255 - 325	270 - 345	345 - 435	285 - 395	295 - 405	325 - 445	335 - 465		
0-225	150	210 - 290	265 - 365	265 - 335	305 - 385	320 - 405	405 - 515	340 - 475	345 - 475	380 - 530	395 - 545	430 - 610	
0-260	175	245 - 335	310 - 430	310 - 390	355 - 450	370 - 465	465 - 595	385 - 540	395 - 545	435 - 605	455 - 625	495 - 695	630 - 890
0-300	200		355 - 490		395 - 500	410 - 520	530 - 670		445 - 615	495 - 685	510 - 710	560 - 790	710 - 1000
0-340	225								495 - 685	550 - 760	570 - 790	625 - 880	785 - 1105
0-375	250								545 - 755	610 - 840	630 - 870	685 - 965	865 - 1215
0-410	275										690 - 950	745 - 1055	940 - 1320
0-450	300											815 - 1145	1015 - 1435

Como podemos observar, existe um intervalo compreendido para cada tipo de regulação, logo para se determinar a quantidade de material processado, foi calculada uma média para cada uma das regulações, e depois aplicado um processo de regressão linear entre a regulação e a alimentação média.

Tabela 11 - Capacidade média da alimentação

	Alimentação (t/h)		
Regulação (mm)	Mínima	Máximo	Média
175	630	890	760
200	710	100	405
225	75	1105	590
250	865	1215	1040
275	940	1320	1130
300	1015	1435	1225

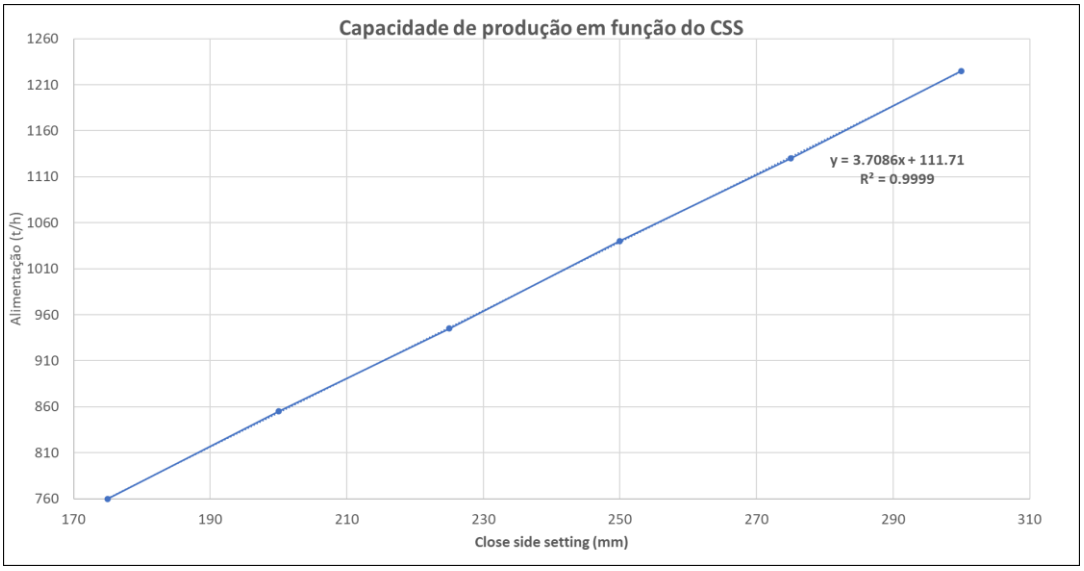


Figura 44 - Capacidade de produção em função do *close side setting*.

A intenção desta regressão é que caso o modelo escolha uma regulação não existente no catálogo, pudesse retornar um valor de capacidade para o utilizador. Ou seja, como temos uma equação que rege a alimentação em função da regulação, fica mais pratico para que o modelo escolha um determinado valor, ou seja:

$$Capacidade\ de\ produção = 3{,}7086 * close\ side\ setting + 111{,}71$$

Imaginemos que o modelo escolha um *CSS* de 280mm, e como foi visto anteriormente, este valor não está catalogado. Porém a partir da expressão acima obtemos a seguinte conclusão:

$$Capacidade\ de\ produção = 3{,}7086 * close\ side\ setting + 111{,}71$$

$$Capacidade\ de\ produção = 3{,}7086 * 280 + 111{,}71$$

$$Capacidade\ de\ produção \cong 1150t/h$$

Sabendo que o CSS é de 280mm e que sua excentricidade do britador C200™ é de 50mm, o modelo automaticamente preenchera a célula do OSS, neste caso 330mm e com uma capacidade de produção de 1150t/h.

6.2.5 Modelo criado

Em resumo o modelo criado é demonstrado na Figura 45, nela se pode observar a interligação entre os parâmetros estudados que estarão integrados ao modelo de otimização, originando parâmetros geométricos e granulométrico do desmonte de rochas, escolha ótima do diâmetro de perfuração e do *close side setting*, tendo em conta o custo total de perfuração, quantidade de explosivo a ser utilizada, booster, conector de superfície e de energia necessária para fragmentar o material processado pelo britador. Como o objetivo e restrições resultam de funções não lineares das variáveis de decisão, optou-se por escolher o método *GRG* - Gradiente Reduzido Generalizado presente na ferramenta *Solver* para a otimização deste modelo.

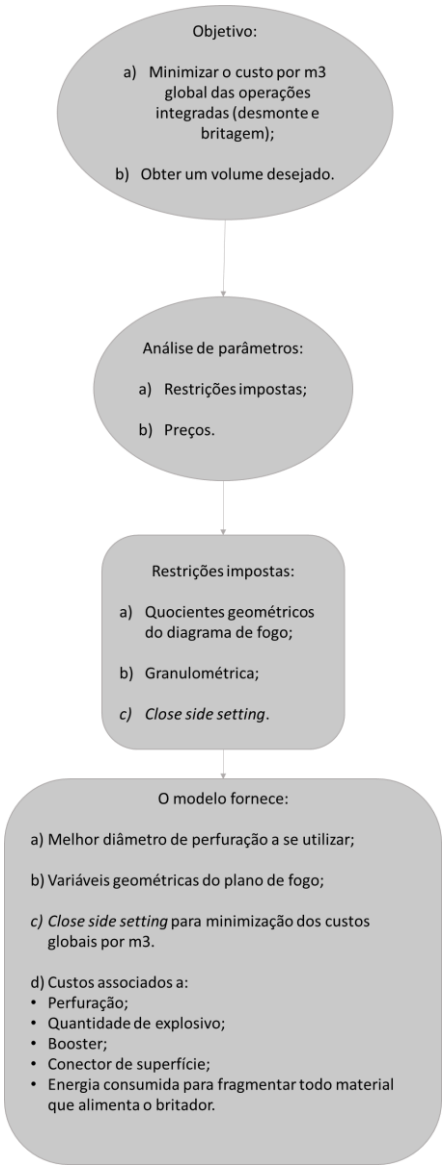


Figura 45 - Diagrama do modelo criado.

6.2.5.1 Alimentação do modelo

Imaginemos em uma exploração de mina a céu aberto que tem como objetivo desmontar 35.000 m³, com uma bancada de 12m de altura, fator de rocha de 15 e erro de perfuração igual 0. Estes são os dados que alimentam o modelo e podem ser alterados pelo usuário de acordo com sua circunstância.

Tabela 12 - Parâmetros de entrada do modelo

Geometria e fator geológico	Altura da bancada	12.00 m
	Fator de rocha	15
Erro de perfuração	W	0.00 m
Produção	Volume desejado	35,000.00 m³

6.2.5.2 Seleção do diâmetro de perfuração

Ao buscar a melhor seleção do diâmetro de perfuração tendo em conta suas características, foi chegada a conclusão de que os que poderiam originar melhores resultados eram os diâmetros de 76,2mm, 88,90mm, 101,60mm e 114,30mm, com os custos de 4,5€/m, 5,25€/m, 6€/m e 6,75€/m respetivamente.

Tabela 13 - Seleção do diâmetro de perfuração

Diâmetro	Custo (€/m)
76.2	4.50 €
88.9	5.25 €
101.6	6.00 €
114.3	6.75 €

6.2.5.3 Tabela de preços

A análise orçamental para cada uns dos custos envolvidos nas operações estão descritos abaixo, sendo que "D.E." corresponde ao custo do diâmetro escolhido pelo modelo:

Tabela 14 - Tabela de preços

Preços	Kg do explosivo	1.00 €
	Perfuração	D.E.
	Booster	6.00 €
	Conector de superfice	5.00 €
	Energia (Britagem)	0.4€/kwh
	Desmonte secundário	5€/m3

6.2.5.4 Resultados

Após recorrer a ferramenta *Solver* para o processo de otimização do custo unitário global, os resultados apresentados pelo modelo foram os seguintes:

Tabela 15 - Variáveis geométricas ótimas, e respetivas características e custos do desmonte

Geometria e fator geológico	Altura da bancada	12.00 m
	Fator de rocha	15
Erro de perfuração	W	0.00 m
Produção	Volume desejado	35,000.00 m³
Parâmetros segundo a bibliografia	E/A	1.50
	T/A	0.70
	Sb/A	0.50
Variaveis Geométricas	Nº de furos	**126**
	Afastamento	**4.00 m**
	Espaçamento	**6.00 m**
	Tampão	**2.80 m**
	Subfuração	**2.00 m**
	Diâmetro	**114.30 mm**
	RWS	**115**
	Densidade	**1150.00 kg/m³**
Cálculo do desmonte	Kg de explosivo por furo	132.16 kg
	Consumo especifico	0.46 kg/m³
	Volume arrancado em 1 furo	288.00 m³
	Volume total	0.00 m³
	Xm	631.31 mm
	n	1.78
	Altura da carga	11.20 m
Preços	Kg do explosivo	€ 1.00
	Perfuração	€ 6.75
	Booster	€ 6.00
	Conector de superfice	€ 5.00
Custos	Kg do explosivo	€ 16,711.29
	Perfuração	€ 11,949.33
	Booster	€ 758.69
	Conector de superfice	€ 632.24

Tabela 16 - Diâmetro ótimo escolhido

Diâmetro	Custo (R$/m)	Qual escolher?
76.20 mm	4.50 €	0
88.90 mm	5.25 €	0
101.60 mm	6.00 €	0
114.30 mm	6.75 €	1
		1

Diâmetro Escolhido	Custo Associado ao Diâmetro (R$/m)
114.30 mm	R$ 6.75

Tabela 17 - Parâmetros relacionados a britagem e desmonte secundário

Efetividade	96.11%
Gape (mm)	1500
Alimentação do Britador (m3)	33638.13
Custo desmonte secundário (€)	1361.87

Tabela 18 - Restrições obedecidas pelo modelo

RESTRIÇÕES DO MODELO				
1.50	>=	1.00	Relação E/A	✔
0.70	>=	0.70	Relação T/A	✔
0.50	>=	0.30	Relação Sb/A	✔
1.78	>=	0.70	Uniformidade	✔
35000.00	>=	35000.00	Volume desejado	✔
3.00	>=	3.00	Relação Hb/A	✔
1.50	<=	1.50	Relação E/A	✔
0.70	<=	1.00	Relação T/A	✔
0.50	<=	0.50	Relação Sb/A	✔
1.78	<=	2.20	Uniformidade	✔

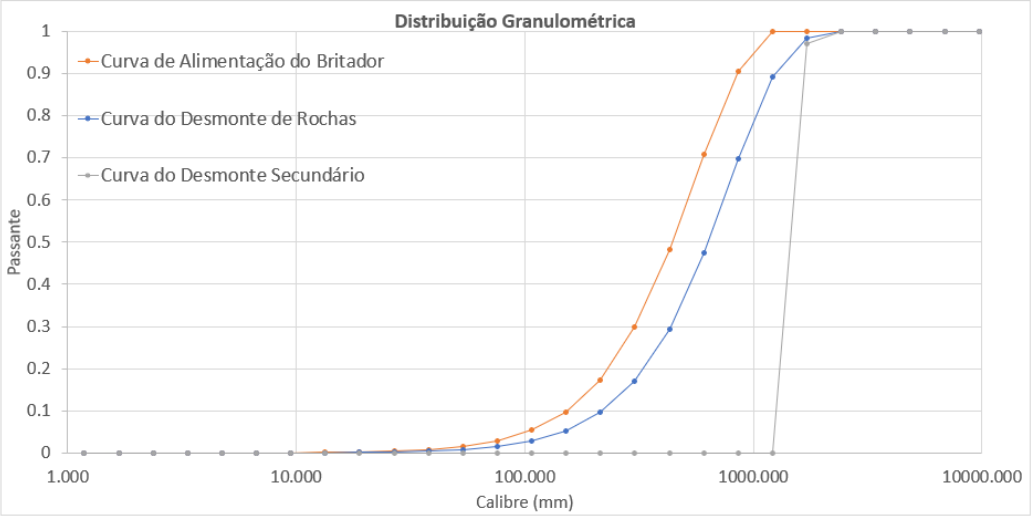


Figura 46 - Distribuições granulométricas do sistema.

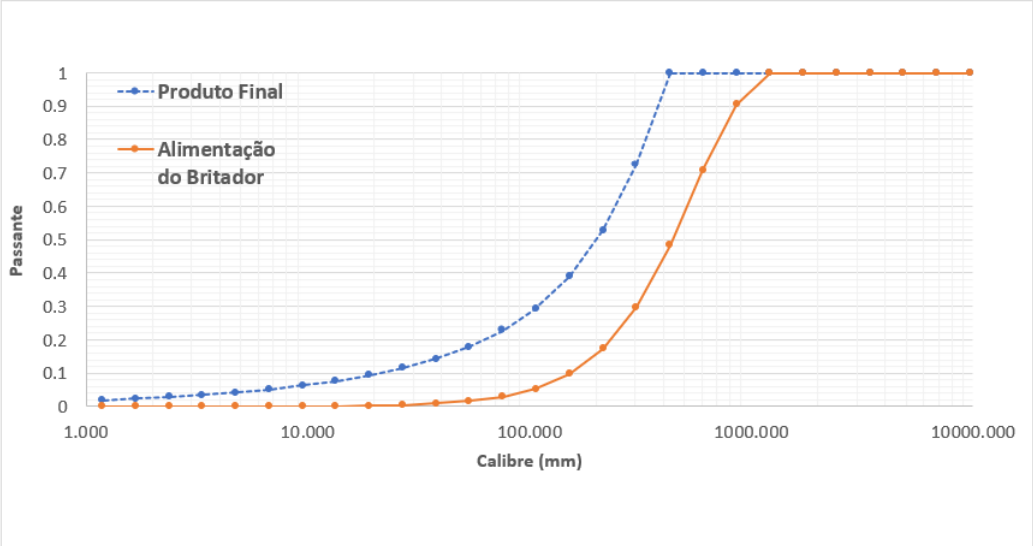


Figura 47 - Resultado do processo de britagem após a otimização.

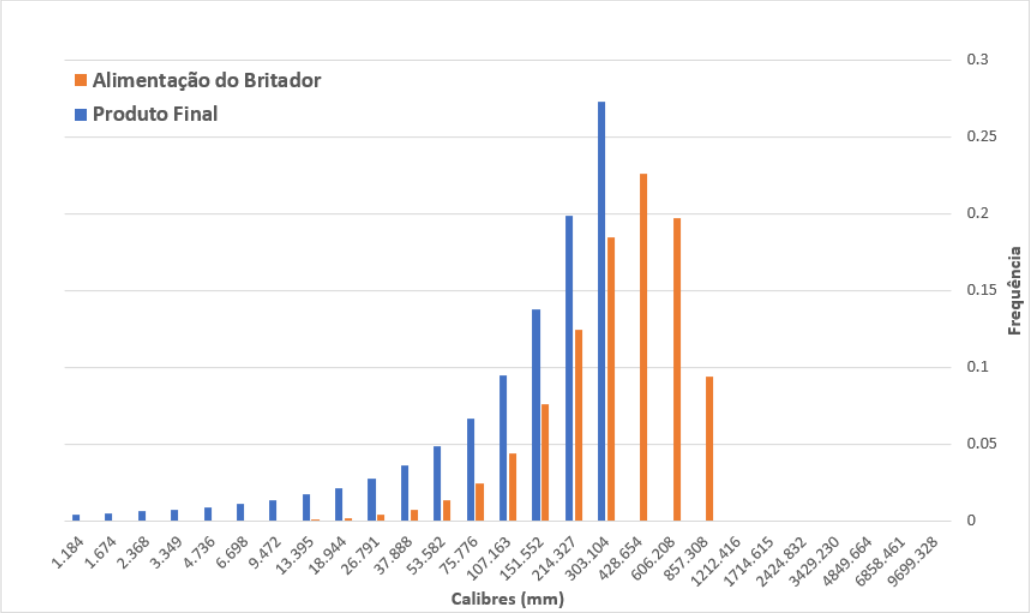


Figura 48 - Frequências relativas referidas a alimentação e produto final.

Tabela 19 - Regulação ótima determinada

Regulação	
CSS	300.000
OSS	350.000
EXC	50

Ton/h
1224.29

Tabela 20 - Características e custos da britagem

Densidade do Material (t/m3)	2.7
wi (kwh/t)	16.3
w (kwh/t)	0.119
Taxa de produção do Britador (t/h)	1224.29
Taxa de produção do Britador (m3/h)	453.44
Custo por kwh (€/kwh)	0.4
Custo Total da Operação (€)	4320.49
p80 (mm)	336.65
f80 (mm)	1,012.31
Volume de alimentação do Britador (m3)	33638.13
Tonelada de alimentação do Britador (t)	90822.95
Horas Trabalhadas	74.18

Tabela 21 - Custo total e por m^3 finais após o processo de otimização

Custo Total	35,733.91 €
Custo por m^3	1.02 €

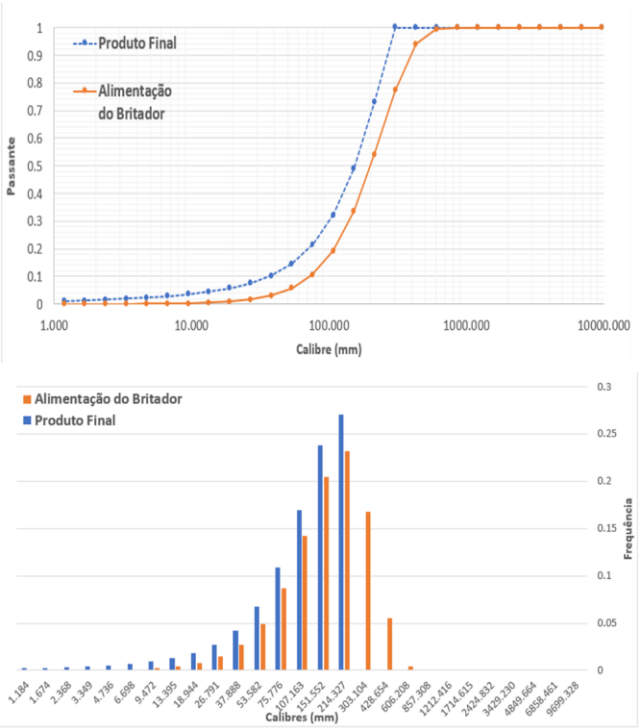
Através dos resultados alcançados no modelo, é possível verificar que todas as restrições e condições do processo de otimização foram satisfeitas. Deve-se notar também que considerando a complexidade e as limitações das variáveis de decisão

do modelo, essa pode não ser a melhor maneira de resolver o problema, mas de acordo com as várias variáveis analisadas, essa é definitivamente a melhor solução a nível local.

As tabelas referentes aos cálculos matriciais do modelo de britagem encontram-se no apêndice deste trabalho

6.3 Simulação integrada das operações do desmonte de rochas e britagem primária

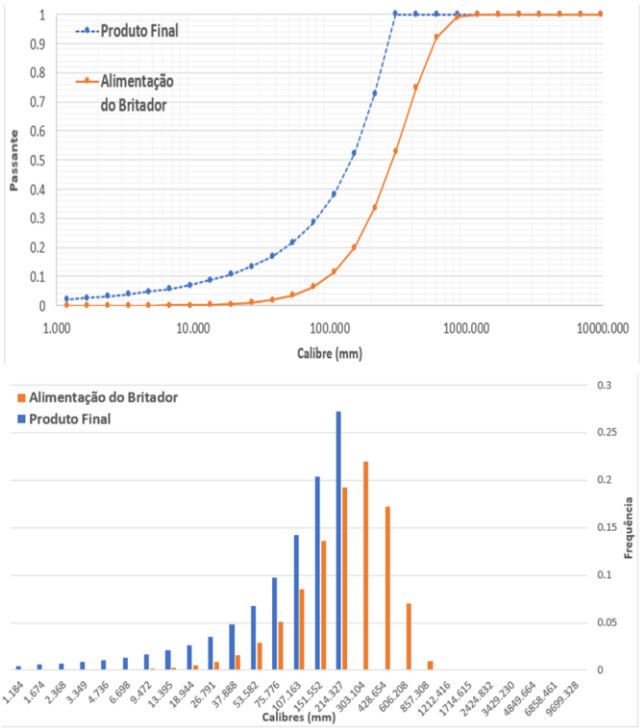
Na sequência do tópico de otimização, foi elaborada uma análise de como o *powder fator,* que se apresenta em função da malha de perfuração, pode influenciar na operação de britagem primária. Para o desenvolvimento desta análise foram escolhidas apenas 4 simulações, já apresentadas no tópico 6.1. O explosivo utilizado para este tipo de análise foi um de *RWS* igual a 115, uma densidade igual a 1150 kg/m³ e o diâmetro de perfuração de 76,2mm. A regulação do britador de mandibulas C200™ para este estudo foi de um *close side setting* de 175 mm e *open side setting* de 225 mm. As informações relacionadas ao demonstre e britagem se encontram abaixo:



Malha 2,4mx2m

Nº de furos	261
Afastamento	2.00 m
Espaçamento	2.40 m
Tampão	1.40 m
Subfuração	1.00 m
Diâmetro	76.20 mm
Furos/hora	5
RWS	115
Densidade	1150.00 kg/m³
Powder Factor (kg/m3)	1.06
Densidade do Material (t/m3)	2.7
wi (kwh/t)	16.3
w (kwh/t)	0.09
Taxa de produção do Britador (t/h)	760.72
Taxa de produção do Britador (m3/h)	281.75
Custo por kwh (€/kwh)	0.40
Custo Total da Operação de Britagem (€)	1477.79
p80 (mm)	237.45
f80 (mm)	448.15
Volume de alimentação do Britador (m3)	15033.59
Tonelada de alimentação do Britador (t)	40590.70
Horas Trabalhadas	53.36
Custo Total da Operação (€)	35,495.31 €
Custo por m³	2.36 €

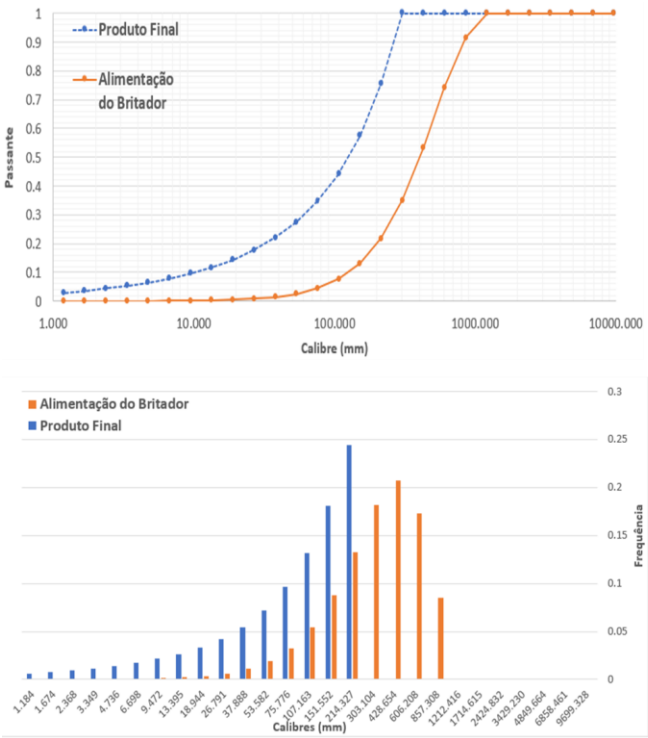
Figura 49 - Influências na britagem primária pela malha 2,4mx2m.



Malha 3mx2,5m

Nº de furos	167
Afastamento	2.50 m
Espaçamento	3.00 m
Tampão	1.75 m
Subfuração	1.25 m
Diâmetro	76.20 mm
Furos/hora	5
RWS	115
Densidade	1150.00 kg/m³
Powder Factor (kg/m3)	0.67
Densidade do Material (t/m3)	2.7
wi (kwh/t)	16.3
w (kwh/t)	0.134
Taxa de produção do Britador (t/h)	760.715
Taxa de produção do Britador (m3/h)	281.75
Custo por kwh (€/kwh)	0.4
Custo Total da Operação de Britagem (€)	2167.64
p80 (mm)	237.96
f80 (mm)	662.31
Volume de alimentação do Britador (m3)	14994.01
Tonelada de alimentação do Britador (t)	40483.82
Horas Trabalhadas	53.22
Custo Total da Operação (€)	28,635.27 €
Custo por m³	1.91 €

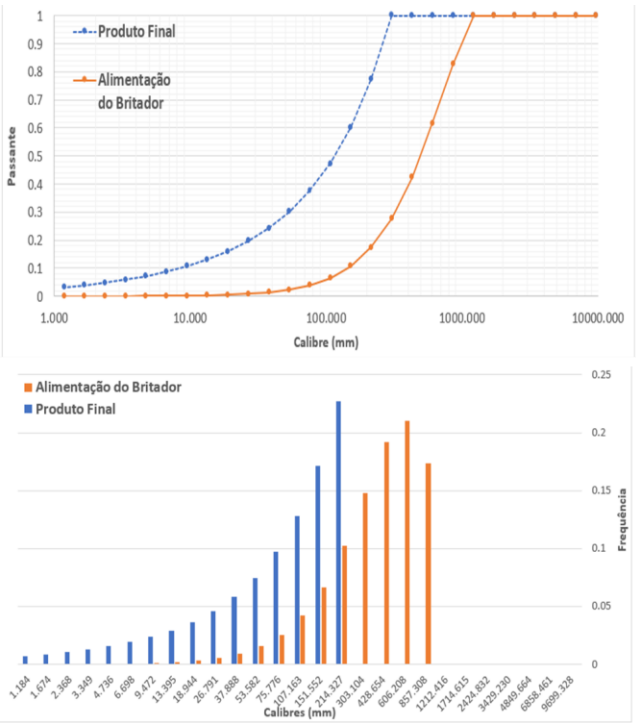
Figura 50 - Influências na britagem primária pela malha 3mx2,5m.



Malha 3,72mx3,1m

Nº de furos	109
Afastamento	3.10 m
Espaçamento	3.72 m
Tampão	2.17 m
Subfuração	1.55 m
Diâmetro	76.20 mm
Furos/hora	5
RWS	115
Densidade	1150.00 kg/m³
Powder Factor (kg/m3)	0.43
Densidade do Material (t/m3)	2.7
wi (kwh/t)	16.3
w (kwh/t)	0.17
Taxa de produção do Britador (t/h)	760.72
Taxa de produção do Britador (m3/h)	281.75
Custo por kwh (€/kwh)	0.40
Custo Total da Operação de Britagem (€)	2623.76
p80 (mm)	230.42
f80 (mm)	977.05
Volume de alimentação do Britador (m3)	13908.85
Tonelada de alimentação do Britador (t)	37553.89
Horas Trabalhadas	49.37
Custo Total da Operação (€)	17,549.91 €
Custo por m³	1.21 €

Figura 51 - Influências na britagem primária pela malha 3,72mx3,1m.



Malha 4,44mx3,7m

Nº de furos	77
Afastamento	3.70 m
Espaçamento	4.44 m
Tampão	2.59 m
Subfuração	1.85 m
Diâmetro	76.20 mm
Furos/hora	5
RWS	115
Densidade	1150.00 kg/m³
Powder Factor (kg/m3)	0.3
Densidade do Material (t/m3)	2.7
wi (kwh/t)	16.3
w (kwh/t)	0.20
Taxa de produção do Britador (t/h)	760.72
Taxa de produção do Britador (m3/h)	281.75
Custo por kwh (€/kwh)	0.40
Custo Total da Operação de Britagem (€)	2382.71
p80 (mm)	224.83
f80 (mm)	1363.70
Volume de alimentação do Britador (m3)	10805.14
Tonelada de alimentação do Britador (t)	29173.89
Horas Trabalhadas	38.35
Custo Total da Operação (€)	14,577.50 €
Custo por m³	1.14 €

Figura 52 - Influências na britagem primária pela malha 4,44mx3,7m.

A partir dos dados obtidos, evidencia-se que o *powder factor* influência diretamente em alguns fatores, como é o caso da energia por tonelada processada:

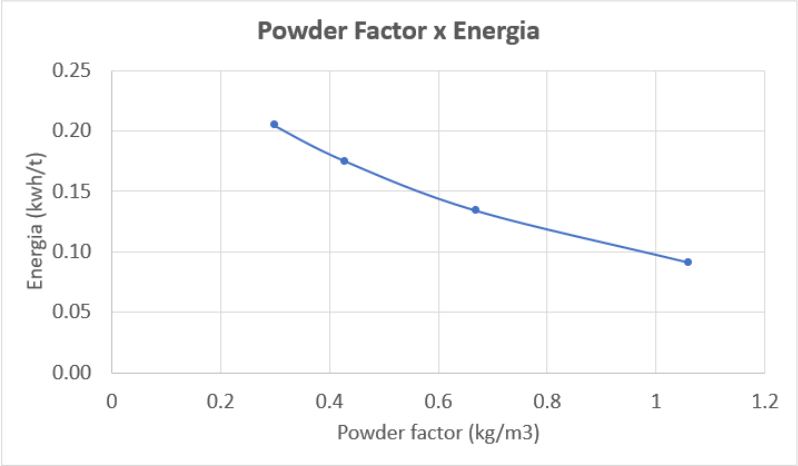


Figura 53 - Energia de fragmentação em função do *powder fator*.

Podemos notar no gráfico da figura 53, que os dados tomam uma tendência potencial. Claramente, é visível que quanto maior o *powder fator* menor será o custo de energético, pelo facto de ser enviado para o britador uma maior quantidade de partículas menos grosseiras, evitando desta maneira um processo de fragmentação desnecessário devido à reduzida existência de calibres graúdos.

Isso fica explicito quando demonstrámos a passagem de material de alimentação no crivo de F80:

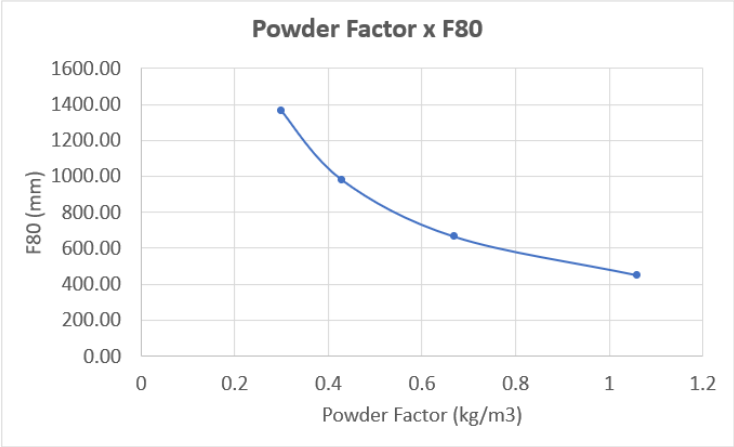


Figura 54 – F80 em função do *powder fator*.

Ou seja, quão menor o F80, menor será o consumo de energia necessário para fragmentar uma tonelada de rocha. E também, quanto maior for o *powder factor*, menor será o custo de energia para processar uma tonelada de material. Isto pode ser visto conforme a Figura 55:

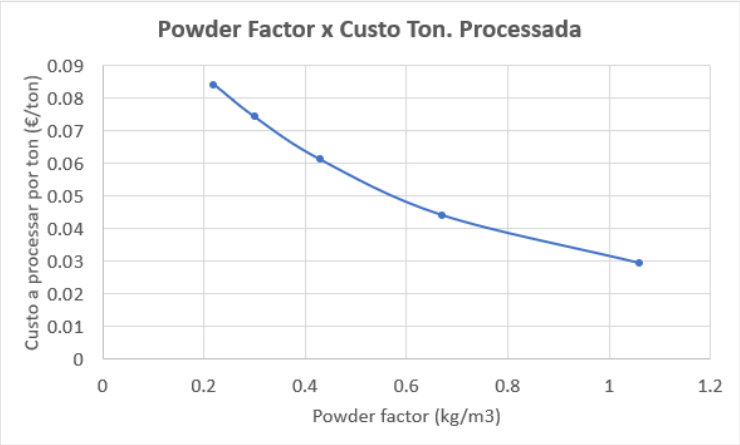


Figura 55 - Custo da tonelada processada em função do *powder fator*.

Outro ponto também a ser realçado é que com o aumento do *powder fator*, é possível aumentar em conjunto a quantidade de material que será processada pela britagem após o processo de desmonte.

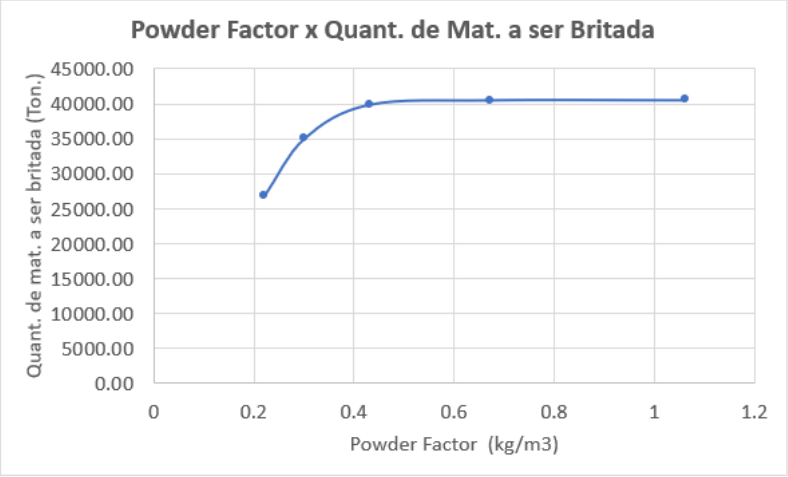


Figura 56 - Quantidade de material a ser britada em função do *powder fator*.

Se observamos os *powder factors* compreendidos entre 0,6 kg/m³ e 1,2 kg/m³, a quantidade de material que será fornecida para britagem mantém-se quase constante devido ao facto desse material possuir uma curva granulométrica menos grosseira pelo fato de possuir uma maior de razão de carga, ou seja, grande parte do material está abaixo de 1500 mm. Em termos de efetividade sobre a quantidade de material que o britador irá processar, temos a seguinte forma em gráfico:

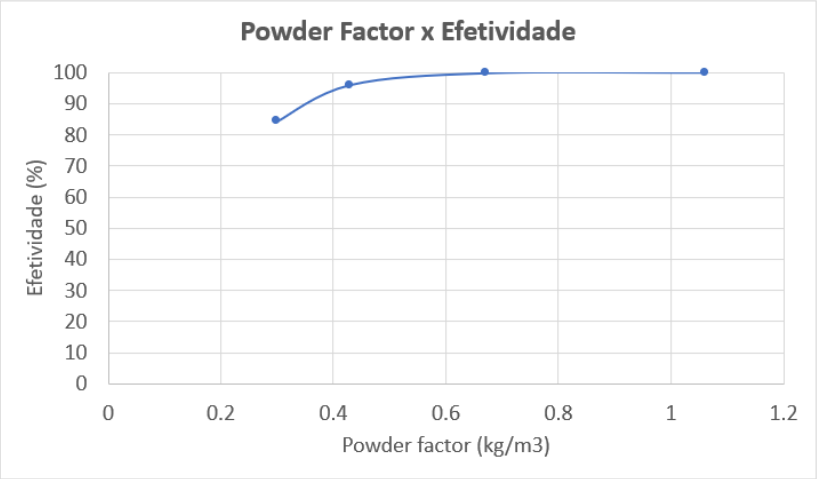


Figura 57 - Efetividade em função do *powder fator*.

É observável que a efetividade do britador será de 100% para as razões de carga maiores. A quantidade que irá alimentar o britador a nível operacional possui grande valia, pois pode evitar a necessidade de desmontes secundários. E como já relatado, para além dos elevados custos, este tipo de desmonte pode causar projeções indesejadas e vibrações no terreno. O interessante neste ponto a ser analisado pelo engenheiro de explosivos é que as razões de carga compreendidas

entre 0,6 kg/m^3 e 1,2 kg/m^3 causaram o mesmo efeito na quantidade de material que será processada na planta de britagem, ou seja, possuem a mesma efetividade. Porém duas questões são levantadas aqui:

a) Será mais vantajoso para o empreendimento enviar uma maior quantidade de material para alimentar a planta de tratamento com uma razão de carga mais baixa, porém com uma curva granulométrica mais grosseira?
b) Ou seria melhor enviar a mesma quantidade de material, porém com uma curva granulométrica mais fina?

É interessante ressaltar que os custos totais da operação com a utilização de uma razão de carga com 1,06 kg/m^3 (F80 e P80 de 448,15mm e 237,45mm) e 0,67 kg/m^3 (F80 e P80 de 662,31mm e 237,96mm) alcançam uma diferença de 11.443,40€ para o empreendimento.

Mais uma vez questões como estas devem ser respondidas num diálogo permanente entre o engenheiro de minas e o engenheiro do processamento. Será desse diálogo que surgirá a escolha da opção que seja mais viável aos processos *downstream* da planta de tratamento de minérios.

7 Conclusões

Com o presente trabalho foi possível analisar de que forma as variáveis geométricas do desmonte de rocha podem influenciar diretamente na granulometria final produzida. Conforme ocorre o processo de expansão de malha que foi apresentado perante 31 simulações realizadas, a granulometria torna-se mais grosseira proporcionalmente à expansão, porém os custos do desmonte tornam-se mais baixos. No caso da utilização de um explosivo de menor energia, ficou claro que a curva granulométrica se torna bem mais grosseira quando comparado um explosivo de *RWS* de 100 com um de 115. Em compensação o processo de desmonte torna-se mais barato devido o explosivo possuir menor energia para fragmentar a rocha. Em relação a utilização de diferentes diâmetros de perfuração, foi constatado que quão maior for esta variável, maior será o custo de perfuração e também a capacidade de um furo possuir uma maior quantidade de explosivo, tendo como compensação um menor calibre médio produzido, ou seja, uma curva granulométrica menos grosseira.

O processo de otimização integrando a fase de desmonte de rochas e britagem primária foi possível através de um modelo matemático que descreveu a minimização do custo global por m^3, respeitando todas as restrições envolvidas e alcançando um custo de 1,02€/m^3. Isto fez jus a possibilidade da implementação da metodologia *Mine2Mill* que tem por definição a minimização dos processos que regem a cadeia produtiva envolvida.

Quanto ao do *powder factor,* que se apresenta em função da malha do desmonte, foi constatado que o mesmo possui influência direta no F80 do material fragmentado gerado pelo desmonte e também na efetividade do britador, no que diz a respeito da quantidade de material que irá alimentá-lo. Além disso foi possível comprovar que com o aumento do *powder factor*, o valor energético para processar uma tonelada de material diminui, em consequência, o custo por tonelada também é diminuído.

8 Trabalhos futuros

Devido a limitação de tempo para a realização de um estudo mais aprofundado para esta Dissertação, a proposta para trabalhos futuros que podem ser enquadrados na presente linha de pesquisa são:

a) Criação de um software que simule uma instalação de britagem a partir de modelos matemáticos;
b) Realização de um modelo matemático robusto que suporte um maior número de variáveis para o processo de otimização;
c) Análise integrada das operações de desmonte de rochas, carga e transporte e circuito de britagem;
d) Construção de uma ferramenta matemática que escolha o melhor conjunto de explosivos para carga de fundo e carga de coluna do desmonte de rochas, visando a minimização dos custos dos processos que estão integrados;

9 Referências

Ackoff, R., & Sasieni, M. (1977). *Pesquisa operacional.* Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos .

Adel, G., Kojovic, T., & Thornton, D. (2006). *Mine-to-Mill Optimization of Aggregate Production* . Queensland, Australia: JKTech – JKMRC Commercial Division.

Andrade, E. (1989). *Introdução à pesquisa operacional: métodos e técnicas para análise de decisão.* Rio de Janeiro: Livros Técnicos e Científicos Editora.

Ash, R. (1963). The mechanics of rock breakage. *Pit and Quarry I*, 24.

Aydiner, K., Çelebi, N., & Paşamehmetoğlu, A. (2006). A SIMULATION MODEL FOR MINE PRODUCTION SEQUENCES. *Proceedings of the 15th IASTED International Conference*, (págs. 290-295). Greece.

B., B., P., S., & Walker, B. (1998). *Blasting for reduced process plant costs at Argyle diamond mine.* Brisbane: Proc. Mine to Mill Conf.

Banks, J. (1998). *Handbook of Simulation: Principles, Methodology, Advances, Applications.* Brisbane: J. Banks. Georgia Institute of Technology. Atlanta, Georgia, John Wiley & Sons.

Banks, J., & Gibson, R. (1996). Getting started in simulation modeling. *Industrial Engineering Solutions*, 34-39.

Bastos, P. (2015). *Análise comparativa entre o uso de métodos convecionais e o uso de softwares para seleção de britadores e peneiras.* Belo Horizonte: UNIVERSIDADE FEDERAL DE MINAS GERAIS.

Bernardo, P. A. (2004). *Impactes Ambientais do uso de Explosivos na Escavação de Rochas, com Ênfase nas Vibrações.* Lisboa: INSTITUO SUPERIOR TÉCNICO.

Bhandari, S. (1997). *Engineering rock blasting operations.* Rotterdam: A.A. Balkema.

Cardoso, J. G. (2015). *Estudo comparativo entre diversas técnicas de desmonte para optimização económica e ambiental.* Lisboa: INSTITUTO SUPERIOR TÉCNICO DE LISBOA.

Carvalho, D. (2003). *Metodologia de análise do desempenho da usina de concentração da Samarco Mineração S.A. baseada em simulação das operações.* Ouro Preto: UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO.

Cassandras, C., & Lafortune, S. (2008). *Introduction Discrete Event Systems.* Springer Science.

Ceciliano, W. (2007). *Aplicação de um meétodo de simulção-otimização na cadeia produtiva de minérios de ferro.* São Paulo: UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO.

Chaturvedi, D. (2010). *Modeling and Simulation of Systemas Using MATLAB® and Simulink®.* New York: CRC Press.

Chaves, A., & Peres, A. (2003). *Teoria e Prática do Tratmento de Minérios: Britagem, Peneiramento e Moagem.* São Paulo: Signus.

Cheiregati, A. (2001). *Novo método de caracterização tecnológica para.* UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO.

Coutinho, H. L. (2017). *Melhoria Contínua Aplicada para Carregamento e Transporte na Operação de Mina à Céu Aberto.* Ouro Preto: ESCOLA DE MINAS DA UNIVERSIDADE DE OURO PRETO.

Cunningham, C. (1983). The Kuz–Ram model for prediction of fragmentation from blasting. Luleå .

Cunningham, C. V. (2005). The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on. *European Federation of Explosives Engineers.*

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

Delboni, J. (2012). *Modelagem e Simulação de Circuitos de Cominuição e Classificação.* São Paulo: UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO.

Dias, J. (2004). *A Análise Sedimentar e o Conhecimento dos Sistemas Marinhos.* Algarve.

DINIS DA GAMA, C. (1971). *Optimização do arranque de rochas com explosivos.* Luanda: UNIVERSIDADE DE LUANDA.

Duvall, W., Devine, J., Johnson, C., & Meyer, A. (1962). *Vibrations from blasting at Iowa limestone quarries.* U.S. Bureau of Mines.

Elliott, R., Ethier, R., & Levaque, J. (1999). Lafarge Exshaw finer fragmentation study. Tennessee, USA: Conf. On Explosives and Blasting Technique.

Eloranta, J. (1995). Selection of powder factor in large diameter blastholes. En AusIMM (Ed.). Brisbane: EXPLO 95 Conference.

Eloranta, J. (1997). The efficiency of blasting verses crushing and grinding. *Proceedings of the twentythird conference of Explosives and Blasting Technique.*

Felipe, R. A. (2019). *Modelagem e simulção do circuito de britagem de Córrego do Sítio I com desenvolvimento de modelo para moinho de martelos.* São Paulo: UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO.

Ferreira, F. (2020). *Ação dinâmica do desmonte de rochas por explosivos em barragem de rejeito.* Ouro Preto: UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO.

Figueira, H., Almeida, S., & Luz, A. (2004). *Cominuição: Tratamento de Minérios.* Rio de Janeiro: CETEM/MCT.

Forrester, J. (1961). *Industrial Dynamics.* Portland: Productivity Press.

Futuro, A., & Leite, M. (2018). *Optimização de circuitos e processos: 1ª Parte - Alguns modelos de operações unitárias em processamento de minérios.* Porto: FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO.

Futuro, A., & Leite, M. (2018). *Optimização de circuitos e processos: 2ª Parte - Modelos de separação.* Porto: FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO.

Gavira, M. (2003). *Simulação computacional como uma ferramenta de aquisição de conhecimento.* São Paulo: UNIVERSIDADE DE SÃO PAULO.

Gonçalves, T. A. (2017). *A análise de Curvas Granulométricas de material desmontado na deteção indireta de anomalias de operações de perfuração.* Porto: FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO.

Gordon, G. (1969). *System simulation.* Englewood Cliff: Prentice Hall.

Gupta, A., & Yan, D. (2016). *Mineral Processing Design and Operations: An Introduction.* Amsterdam, Netherlands: ELSEVIER.

Hekmat, A., Munoz, S., & Gomez, R. (2019). Model, Prediction of Rock Fragmentation Based on a Modified Kuz-Ram. *Proceedings of the 27th*

International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection - MPES 2018, (págs. 69-79).

Herbst, J., Lo, Y., & Flintoff, B. (2003). *Size liberation: Principles of mineral processing*. Fuerstenau: SME.

Hollocks , B. (1992). A well-kept secret? Simulation in manufacturing reviewed. *Operational Research Insight*, 12-17.

Hustrulid, W. (1999). *Blasting Principles for Open Pit Mining* . Golden, Colorado, USA: A.A. Balkema/Rotterdam/Brookfield.

Jimeno, C. L., Llera, J., Urbina, F., & Jimeno, E. (2003). *Manual de perfuracion y voladura de rocas*. Madrid: Etimsa. Ctra. de Burgos.

Jimeno, C., Jimeno, E., & Bermudez, P. (2017). *Manual de Perfuración, Explosivos y Voladuras: Minería y Obras Públicas*. Madrid: Gráficas Arias Comunicación.

Kanchibotla, S., & Valery, W. (2010). Mine to mill process integration and optimization - benefits and challenges. Proceedings of the annual conference on explosives and blasting technique.

King, R. (2012). *Modeling and simulation of mineral processing systems*. United States of America: Library of Congress Cataloging-in-Publication Data.

Klen, A., & Guimarães, I. (2010). ANÁLISE DA RELAÇÃO ENTRE A DISPERSÃO DOS ELEMENTOS DE RETARDO E A SUPERPOSIÇÃO DE ONDAS EM DESMONTE DE ROCHA, ATRAVÉS DA SIMULAÇÃO. *XXX ENCONTRO NACIONAL DE ENGENHARIA DE PRODUÇÃO*, (pág. 13). São Carlos.

Kojovic, T., & Wedmair, R. (1995). *Prediction of fragmentation and the lump / fines ratio from drill core samples at Yandicoogina*. JKMRC Internal report.

Kuznetsov, V. M. (1973). The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. *Soviet mining science*, 144-148.

Law, A., & Kelton, W. (1991). *Simulation modeling and analysis*. Singapura: McGRAW-HILL INTERNATIONAL EDITIONS.

Leite, M. (1984). *Moagem não linear em moinho de barras: validação de um método global pra determinação dos parâmetros cinéticos*. Porto: FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO.

Leite, M. (1986). *Fragmentação e classificação de rochas e minérios.* Porto: FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO.

Lilly, P. (1992). The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines. En G. B. T Szwedzicki (Ed.). Kalgoorlie: WA School of Mines: Proc Wetern Australian Conf on Mining Geomechanics.

Lima, G., & Costa e Silva, V. (2006). RISCO DE FRATURAMENTO DOS TALUDES DEVIDO ÀS VIBRAÇÕES GERADAS POR DESMONTES DE ROCHAS. *Geociências*, 449-454.

Luz, A., França, S., & Braga, P. (2018). *Tratamento de Minérios* (6ª ed.). Rio de Janeiro: CETEM.

Major, K. (2002). *Types and characteristics of crushing equipment and circuit flowsheets: Mineral processing plant design, practice and control proceedings.* SME.

Martins, P. (2015). *Otimização da fragmentação: aplicando a metodologia mine to mill para o benefício da cadeia produtiva de rocha fosfática.* Catalão: Universidade Federal de Goiás.

Mason, S. (1962). *A History of the Science.* First Collier Books Edition.

MAXAM. (2019). *Soluciones de voladura: los explosivos industriales.* Madrid.

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

Metso. (2013). *Nordberg: Britadores de mandíbulas série C.* Impresso na Finlândia.

Miranda, V., Leite, F., & Frank, G. (2017). Blast Pattern Expansion : A numerical Approach. *European Federation of Explosives Engineers.*

Moore, A., & Richards, A. (2003). The Eight Millisecond Time Window Myth. Kalgoorlie: Fifth Large Open Pit Mining Conference.

Morrell, S., & Morrisson, R. (1996). AG and SAG mill circuit selection and design by simulation. Vancouver, Canada: International Conference on Autogenous and Semiautogenous Grinding Technology.

Napier-Munn, T. (1996). *Mineral Comminution Circuits.* Queensland: JKMRC.

Neves, L. (2018). *Modelagem de desmonte de rocha para otimização da metodologia mine to mill.* Araxá: Centro Federal de Educação Tecnológica de Minas Gerais.

Nielsen, K., & Kristiansen, J. (1996). Blasting-crushing-grinding: optimization of an integrated comminution system. Montreal, Canada: Conference Fragmentation by Blasting (FRAGBLAST).

Ouchterlony, F. (2005). The Swebrec© function: linking fragmentation by blasting and crushing. En M. Publishing (Ed.). Leeds, Reino Unido: Mining Technology Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy.

Pidd, M. (1998). *Computer simulation in management science.* Great Britain: Jhon Wiley and Sons.

Pinto, L. (1999). *Metodologia de Análise do Planejamento de Lavra de Minas a Céu Aberto Baseada em Simulação das Operações de Lavra.* Rio de Janeiro: UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO DE JANEIRO.

Pinto, L., & Ramos Neto, A. (2004). Template do programa Arena para simulação das operações de carregamento e transporte em minas a céu aberto. *REM: R. Esc. Minas*, 65-69.

Prado, D. (2010). *Usando o ARENA em simulação.* Belo Horizonte: Editora Falconi.

Ramos Neto, A. (2003). *Desenvolvimento de um Template no programa Arena para a simulação das operações de carregamento e transporte em minas a céu aberto.* Ouro Preto: UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO.

Reis, P. A. (2016). *Otimização de Parâmetros Geométricos em Diagramas de Fogo para Desmonte a Céu Aberto.* PORTO: FACULDADE DE ENGENHARIA DA UNIVERSIDADE DO PORTO.

Rodrigues, L., & Pinto, L. (2012). Análise comparativa de metodologias utilizadas no despacho de caminhões em minas a céu aberto. *REM*, 377-384.

Saliby, E. (1989). *Repensando a simulação: a amostragem descritiva.* São Paulo: Atlas.

Sanchidrián, J., & Muñiz, E. (2000). *Curso de Tecnologia de Explosivos.* Madrid.

Santos, M. (2019). *Aplicação de simheuristic para operação eficiente de um circuito de britagem.* Ouro Preto: UNIVERSIDADE FEDERAL DE OURO PRETO.

Shannon, R. (1995). *Systems simulation: the art and science.* New Jersey: Prentice-Hall.

Shim, H.-J., Ryu, D.-W., Chung, S.-K., Synn, J.-H., & Song, J.-J. (2009). Optimized blasting design for large-scale quarrying based on a 3-D spatial distribution

of rock factor. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*.

Tavares, L. (2004). *Uma Introdução a Teoria e Prática do Beneficiamento Físico de Matérias-Primas Minerais*. Rio de Janeiro: DMT/UFRJ.

UNIÓN ESPAÑOLA DE EXPLOSIVOS. (1999). *Manual de empleo de explosivos*. Madrid: Gráficas Arias Montano, S. A.

Valença, U. d. (jan./mar. de 1987). Quem descobriu a pólvora? págs. 20-26.

White, P., & Ingalls, R. (2009). Introduction to Simulation. *Winter Simulation Conference* , (págs. 1-13).

Whiten, W. (1972). The Simulation of Crushing Plants with Models Developed using Multiple Spline Regression. *Tenth international symposium on the application of computer methods in the mineral industry (APCOM)*, (pág. 8).

Wills, B., & Napier-Munn, T. (2006). *Mineral Processing Technology:An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*.

Workman, L., & Eloranta, J. (2003). The effects of blasting on crushingand grinding efficiency and energy consumption. En I. S. Engineers (Ed.). Explosives and blasting technique conference.

10 Apêndice

Código elaborado em MATLAB para o processo de simulação do desmonte de rochas

```
% clear all;
% close all;
% clc;
%ParÃ¢metros Geometricos e de ProduÃ§Ã£o
stemmingByBurden=0.7;
spacingByBurden=1.2;
subdrillingByBurden=0.5;
calibres=[1.184,1.674,2.368,3.348,4.736,6.697,9.472,13.395,18.
944,26.790,37.888,53.581,75.776,107.163,151.552,214.326,303.10
4,428.653,606.208,857.307,1212.416,1714.615,2424.832,3429.230,
4849.664,6858.460,9699.328]
Burden=[2:0.1:5];
Spacing=Burden.*spacingByBurden;
Stemming=Burden.*stemmingByBurden;
Subdrillig=Burden.*subdrillingByBurden;
Height_bench = 12; %Altura da Bancada (m)
Diameter = 76.2; %DiÃ¢metro (mm)
Production = 15000; %Volume de rocha desmontada (m3)
Malha=Burden.*Spacing;
%Rock Factor e Erro de Perfuracao
Drilling_error = 0; % Erro de perfuraÃ§Ã£o (m)
Rock_factor = 12; %Fator de rocha
density_rock=2.7; %Densidade da rocha (t/m3)
%Esp. do Explosivo
Density = 1150; %Densidade do explosivo (Kg/m3)
RWS = 115; %Energia do explosivo
%CÃ¡lculo do Desmonte de Rocha
QEF =
((Diameter^2*pi)/4000)*(Density/1000)*(Height_bench+Subdrillig
-Stemming); %Quantidade de kg de explosivo por furo (kg/furo)
VF = Burden.*Spacing.*Height_bench; %Volume de rocha arrancada
por furo (m3)
PF = QEF./VF; %Consumo especifico (kg/m3)
NF = ceil(Production./VF); %NÃºmero de furos
AC = Height_bench+Subdrillig-Stemming; %Longitude da carga (m)
%Modelo de Kuz-Ram
XM = Rock_factor*PF.^(-
0.8).*QEF.^(1/6).*(115/RWS)^(19/30).*10; %CÃ¡lculo do X50 (mm)
N = ((2.2-
14.*(Burden./Diameter)).*(((1+Spacing./Burden)/2).^0.5).*((1-
Drilling_error./Burden).*...
    (AC./Height_bench))).*0.964961095; %Ã?ndice de
uniformidade (Considerando carga de coluna 80% e fundo 20%)
```

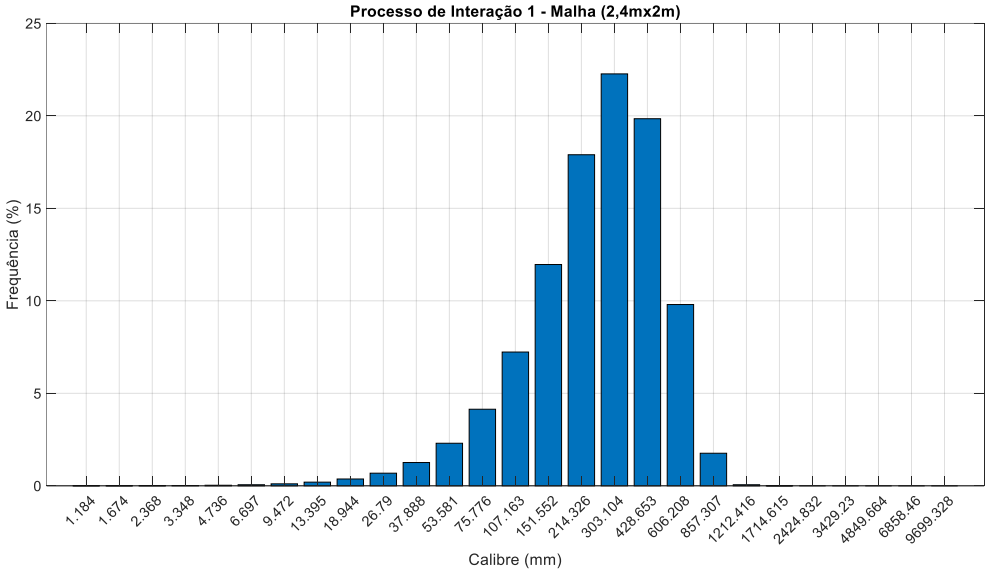
```
y=100*(1-exp(-0.693*(calibres'./XM).^N)); %TransformaÃ§Ã£o de
unidades
%Custo do Drill&Blast
%Custo do iniciador nÃ£o-eletrico ($)
kg_explosivo=1.*QEF.*NF; %Custo total dos kg de explosivo ($)
booster=6*NF; %Custo total dos boosters ($)
conect_sup=5*NF; %Custo total das conexÃµes de ($)
perfuracao=4.5.*NF.*(Subdrillig+Height_bench); %Custo total da
operaÃ§Ã£o de perfuraÃ§Ã£o ($)
cost_drill_blast = kg_explosivo+booster+conect_sup+perfuracao;
%Custo total da operaÃ§Ã£o de Drill&Blast ($)
cost_per_m3 = cost_drill_blast/Production; %Custo por m3
($/m3)
%GrÃ¡fico
%PrevisÃµes de FragmentaÃ§Ã£o
figure
semilogx(calibres,y);
grid on
xlabel ('Calibre (mm)')
ylabel ('Passante (%)')
title ('Previsões de Fragmentação')
leg1 = sprintf('Malha %d*', 1:length(Burden));
leg2 = regexp(leg1, '*', 'split');
legend(leg2{:},'Location','northwest')
%GrÃ¡fico
%AnÃ¡lise de Custo do Desmonte de Rochas
figure
[Eixo,hLine1,hLine2] = plotyy(PF,N,PF,XM);
title('Análise I')
xlabel('Razão de Carga (Kg/m3)')
ylabel(Eixo(1),'Índice de Uniformidade', 'FontSize',19)
ylabel(Eixo(2),'Calibre Médio - X50 (mm)', 'FontSize',19)
legend('Índice de Uniformidade','Calibre Médio -
X50','Location','northwest');
set(gca,'FontSize',19);
%GrÃ¡fico
%AnÃ¡lise de Custo do Desmonte de Rochas
figure
[Eixo,hLine1,hLine2] = plotyy(PF,cost_per_m3,PF, VF);
title('Análise III')
xlabel('Razão de Carga (Kg/m3)')
ylabel(Eixo(1),'Custos por m3 de Rocha Desmontada
(€/m3)','FontSize',19)
ylabel(Eixo(2),'Volume desmontado por furo
(m3)','FontSize',19)
legend('Custos por m3 de Rocha ', 'Volume de um
furo','Location','northeast');
set(gca,'FontSize',19);
%GrÃ¡fico
%AnÃ¡lise de Custo do Desmonte de Rochas
figure
```

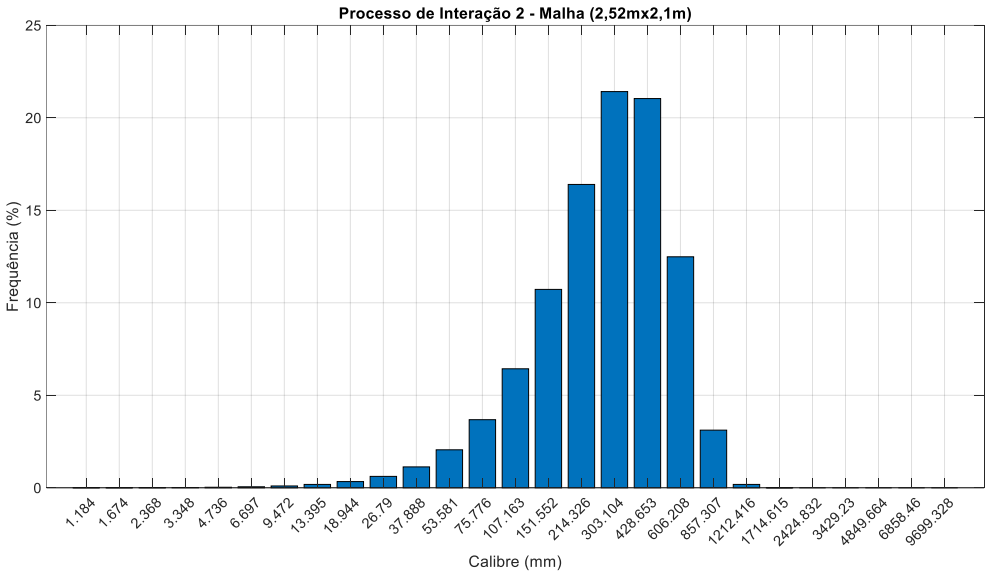
```
[Eixo,hLine1,hLine2] = plotyy(N,cost_per_m3,N,Malha);
title('Análise II')
xlabel('Índice de Uniformidade')
ylabel(Eixo(1),'Custos por m3 de Rocha Desmontada
(€/m3)','FontSize',19)
ylabel(Eixo(2),'Malha (m2)','FontSize',19)
legend('Custo por m3','Malha','Location','northeast');
set(gca,'FontSize',19);
figure
[Eixo,hLine1,hLine2] = plotyy(PF,Stemming,PF,QEF);
title('Análise IV')
xlabel('Razão de Carga (Kg/m3)')
ylabel(Eixo(1),'Tampão (m)','FontSize',19)
ylabel(Eixo(2),'Quantidade de explosivo por furo
(Kg)','FontSize',19)
legend('Tampão','Quantidade de explosivo por
furo','Location','northeast');
set(gca,'FontSize',19);
figure
plot(Malha,PF,'-o')
title('Decrescimento da razÃ£o de carga devido a expassao da
malha do desmonte')
xlabel('Malha (m2)')
ylabel('Razão de Carga (kg/m3)')
%Criação de Histogramas
[m,n] = size(y);
discretizado = getDifferences(y);
for i=1:n
    tempY = discretizado(:,i);
    figure();
    bar(tempY);
    title(sprintf('Processo de Interação %d', i),
'FontSize',15)
    grid on
    xlabel ('Calibre (mm)','FontSize',15)
    ylabel ('Frequência (%)','FontSize',15)
set(gca,'XTickLabel',num2str(calibres')),set(gca,'XTick',1:num
el(calibres'),'FontSize',14)
    xtickangle(45)
    hold on;
end
name=[Spacing' Burden' Malha' (booster+conect_sup)'
kg_explosivo' perfuracao' N' XM' QEF' PF' VF' NF'
cost_drill_blast' cost_per_m3'];
name_value=array2table(name,'VariableNames',{'Spacing'
'Burden'
'Malha','Iniciacao','kg_explosivo','perfuracao','N','XM','QEF'
, 'PF','VF', 'NF' 'cost_drill_blast', 'cost_per_m3'})
```

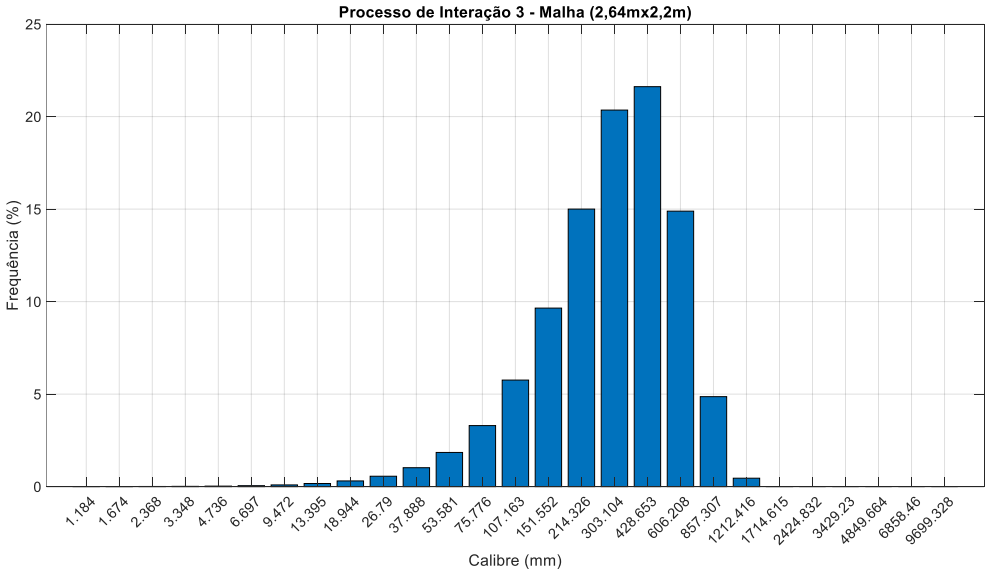
Discretização da curva cumulante para a criação de histogramas

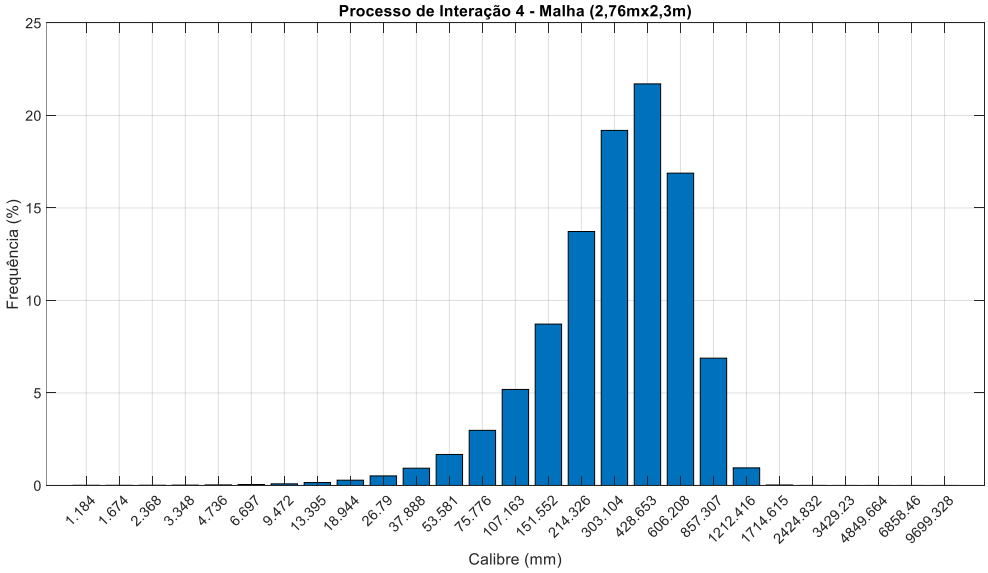
```
function newCurve = getDifferences(curve)
[m,n] = size(curve);
newCurve = zeros(m,n);
for j=1:n
    for i=1:m
        if i==1
            newCurve(i,j)=curve(i,j);
        else
            newCurve(i,j)=curve(i,j)-curve(i-1,j);
        end
    end
end
end
```

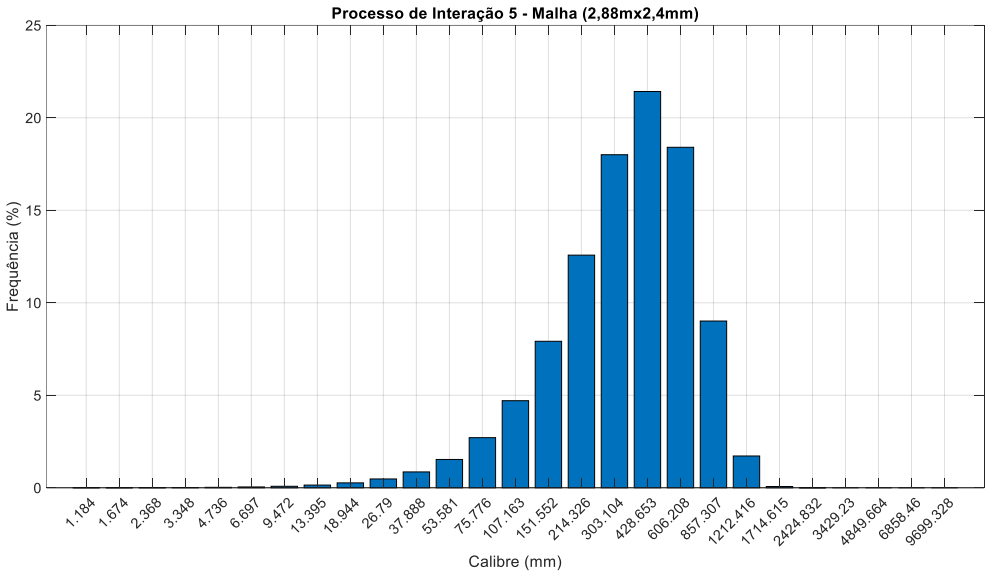
Histogramas gerados após o processo de simulação utilizando-se o modelo de Kuz-Ram, com explosivo de RWS igual a 115, densidade de 1150 kg/m³ e diâmetro de 76,2mm

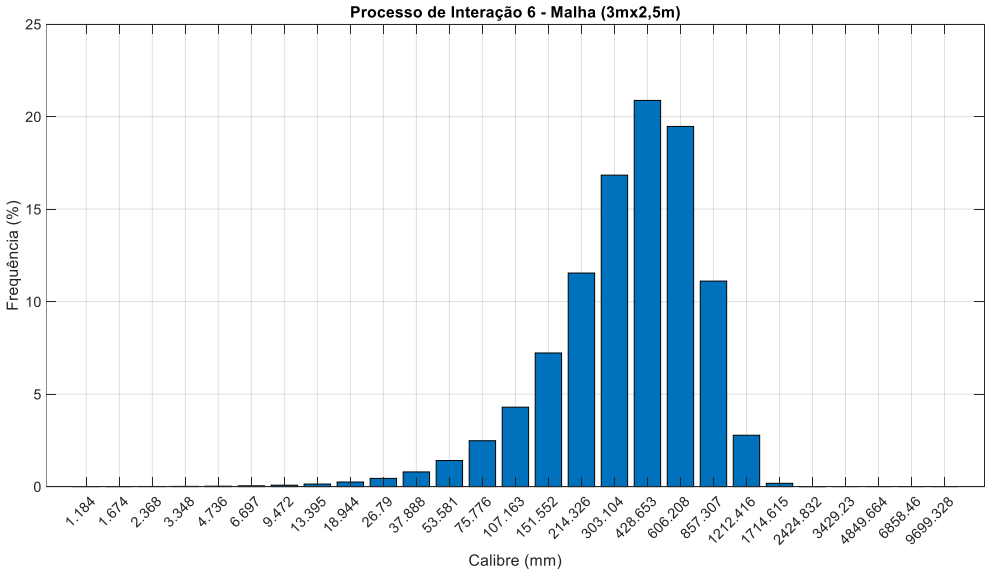


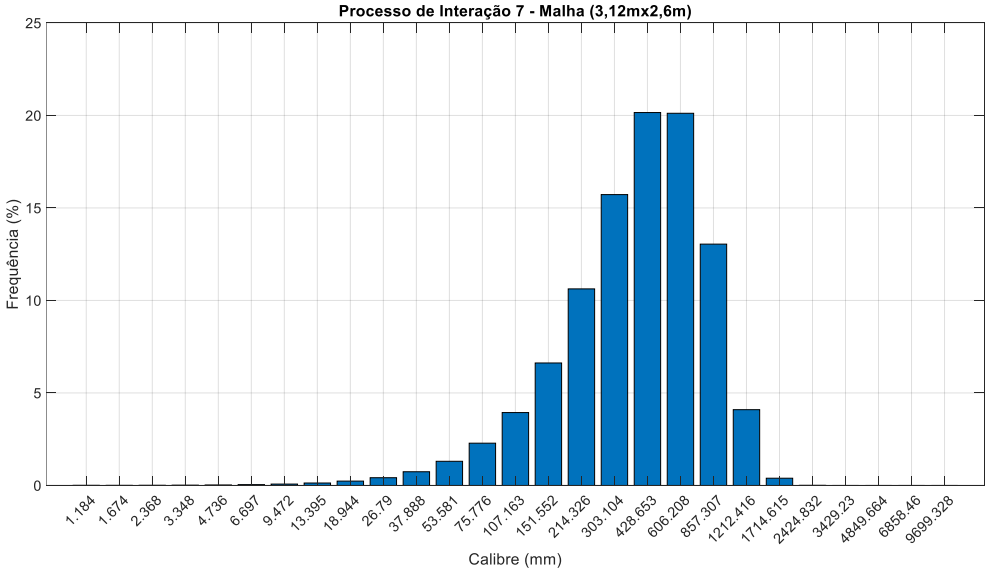

Processo de Interação 2 - Malha (2,52mx2,1m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

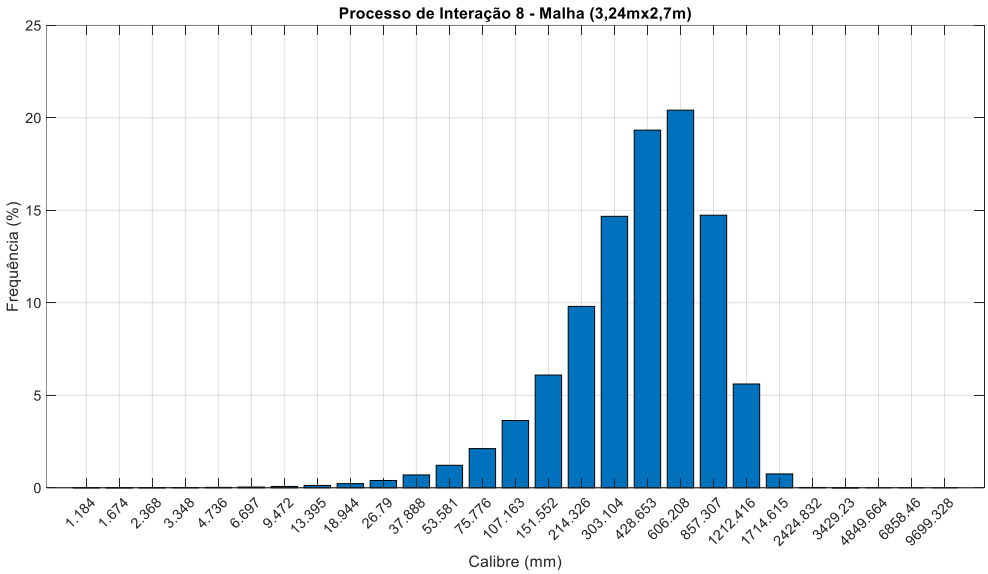

Processo de Interação 3 - Malha (2,64mx2,2m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

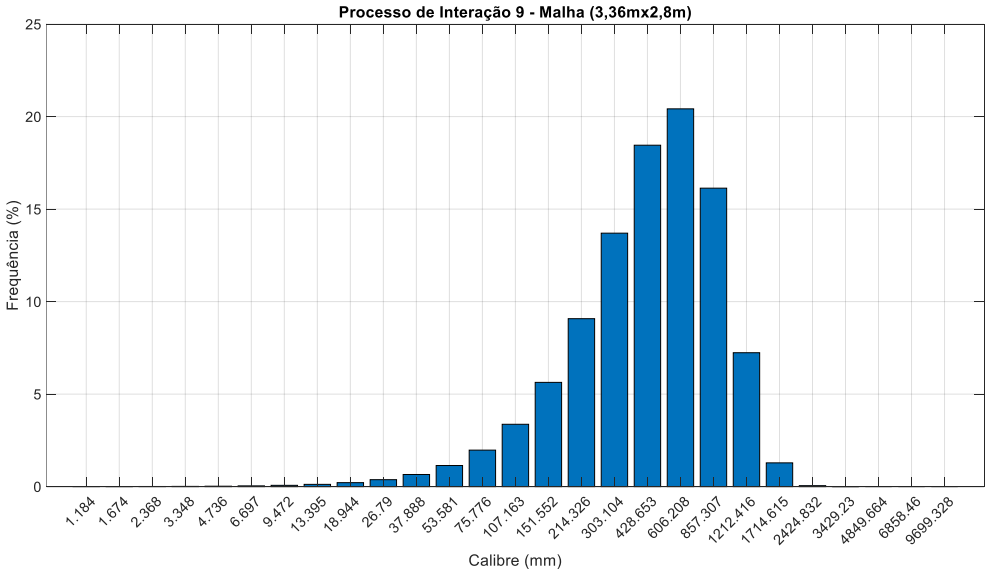

Processo de Interação 4 - Malha (2,76mx2,3m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

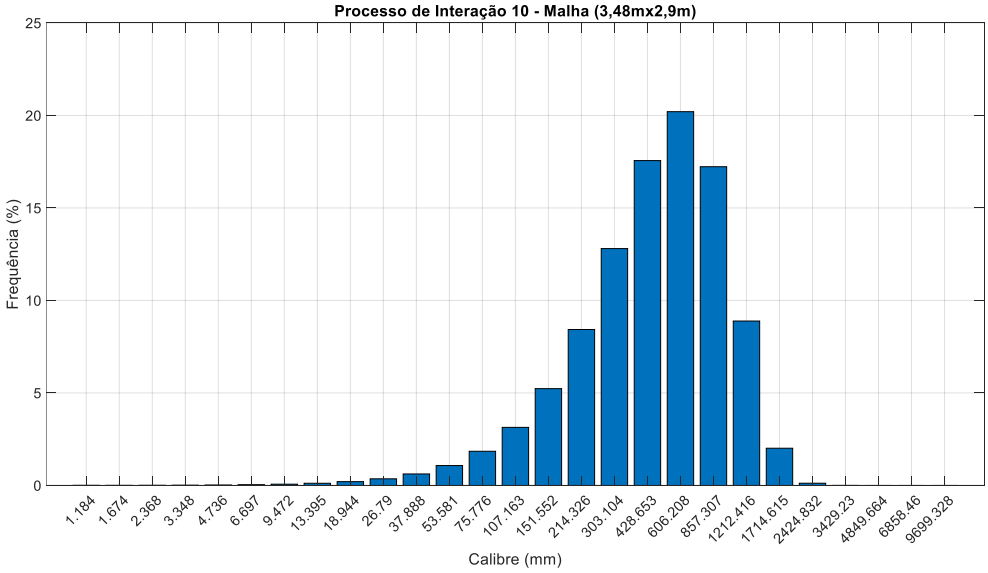

Processo de Interação 5 - Malha (2,88mx2,4mm)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

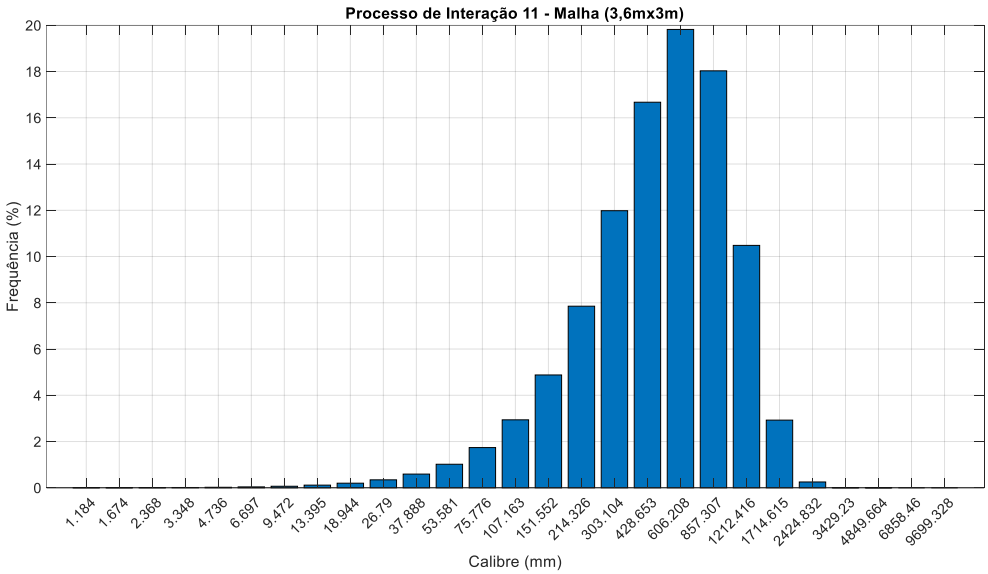

Processo de Interação 6 - Malha (3mx2,5m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

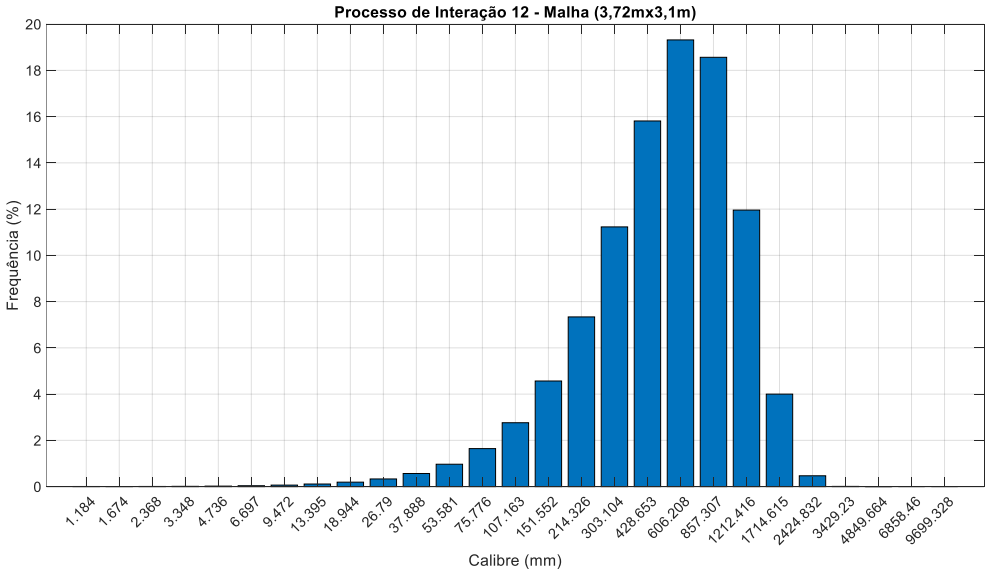

Processo de Interação 7 - Malha (3,12mx2,6m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

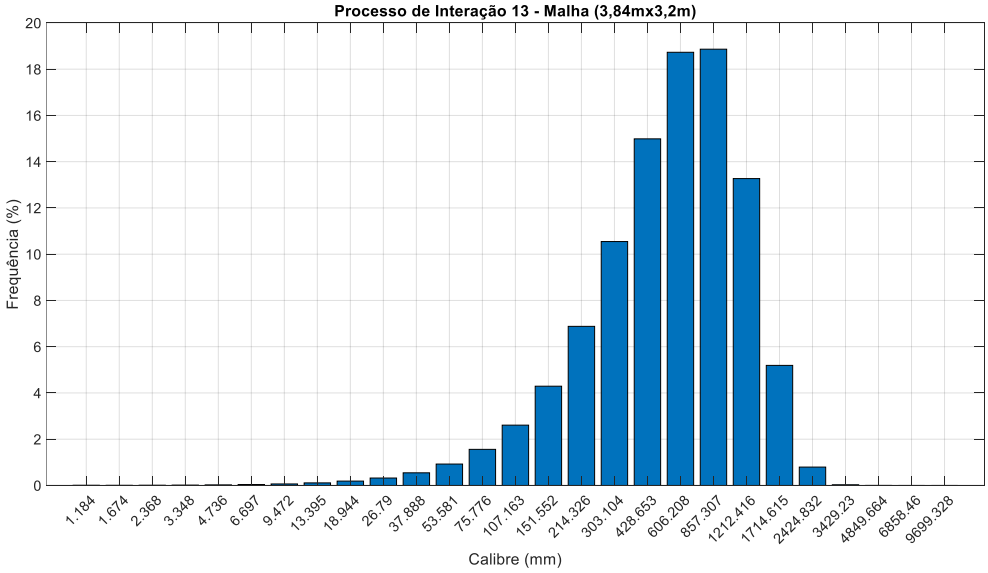

Processo de Interação 8 - Malha (3,24mx2,7m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

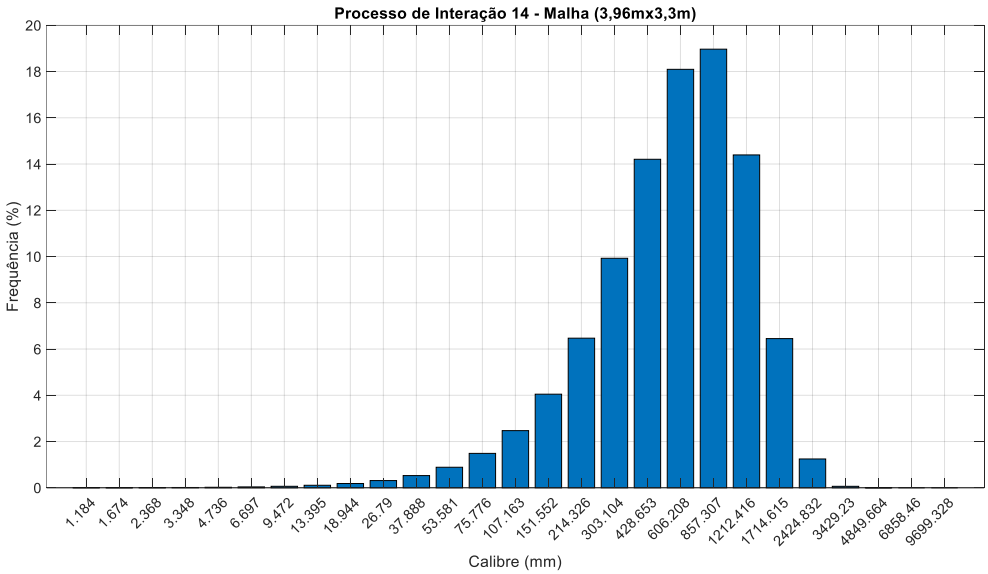

Processo de Interação 9 - Malha (3,36mx2,8m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

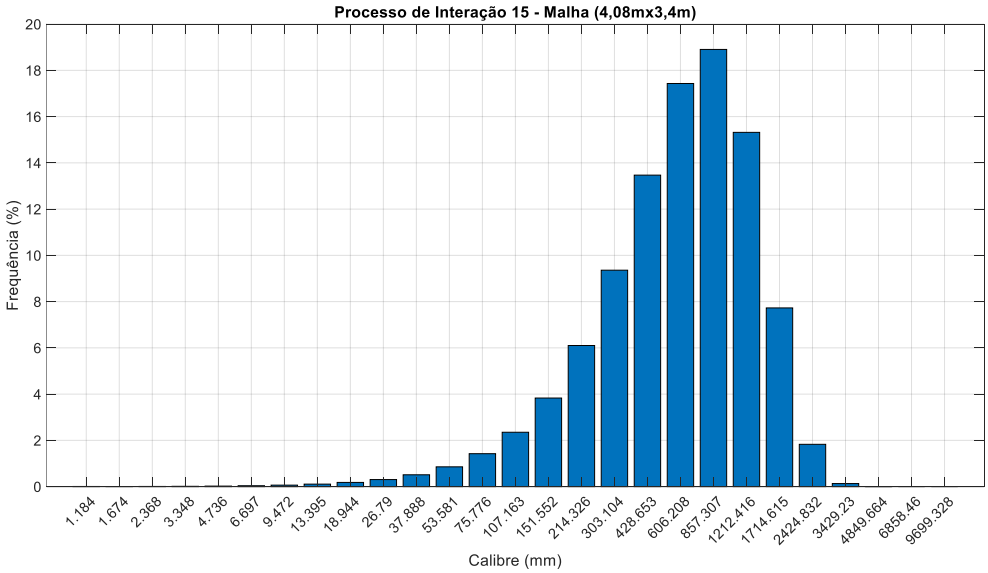

Processo de Interação 10 - Malha (3,48mx2,9m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

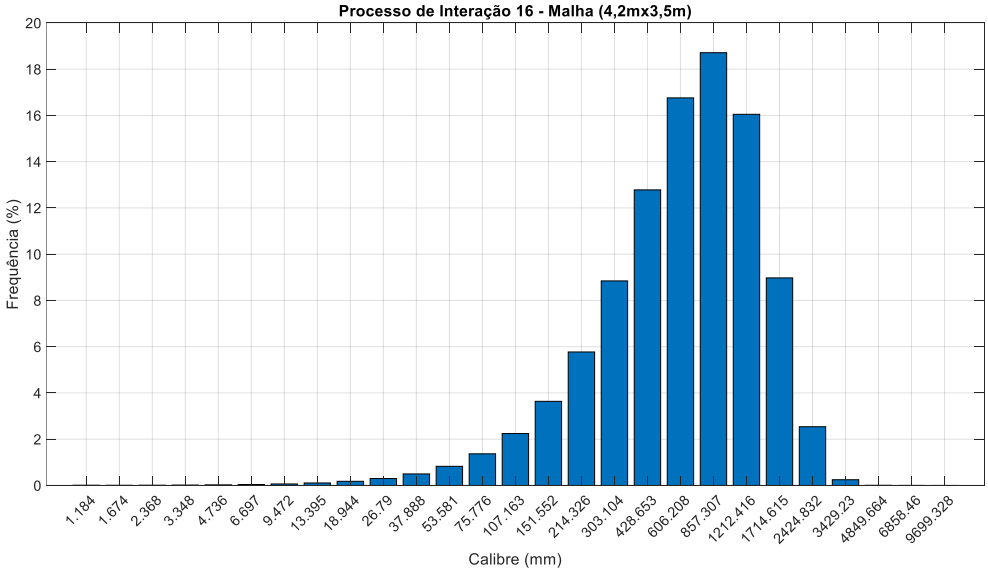

Processo de Interação 11 - Malha (3,6mx3m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

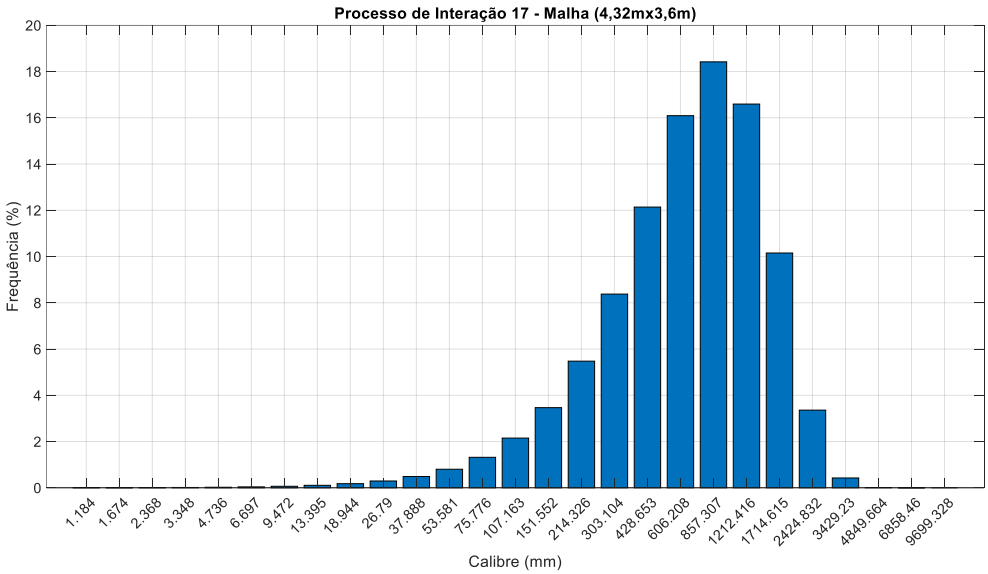

Processo de Interação 12 - Malha (3,72mx3,1m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

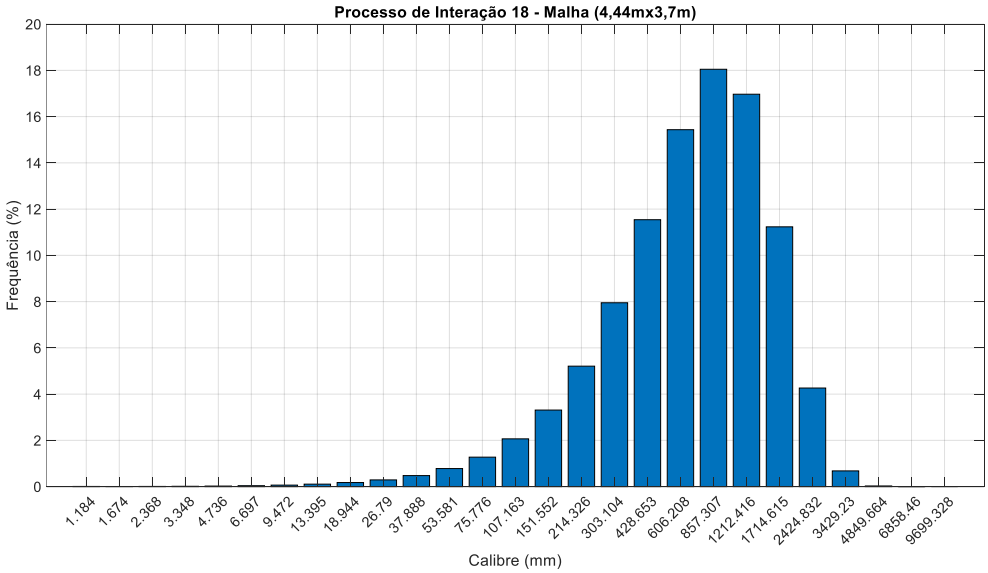

Processo de Interação 13 - Malha (3,84mx3,2m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

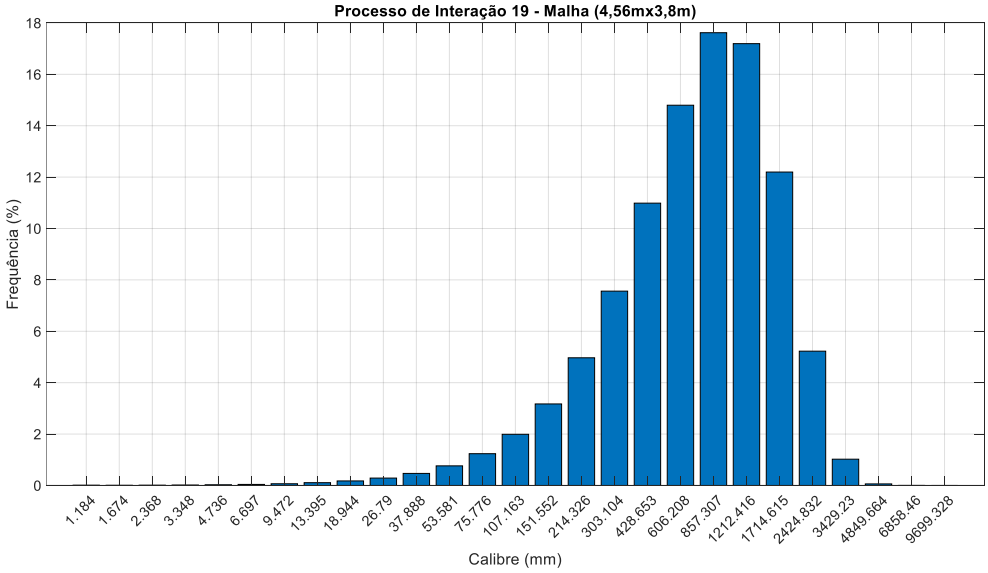

Processo de Interação 14 - Malha (3,96mx3,3m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

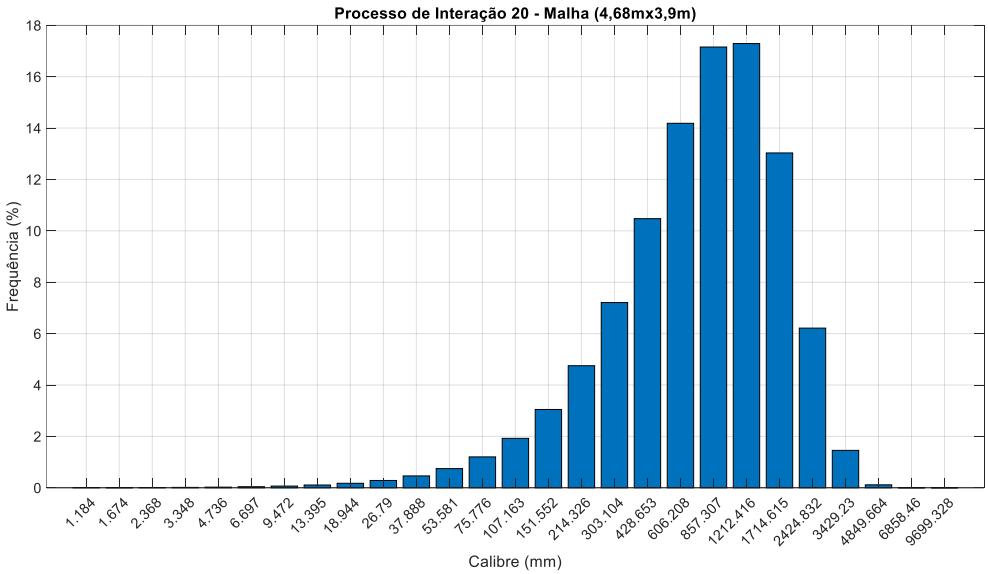

Processo de Interação 15 - Malha (4,08mx3,4m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

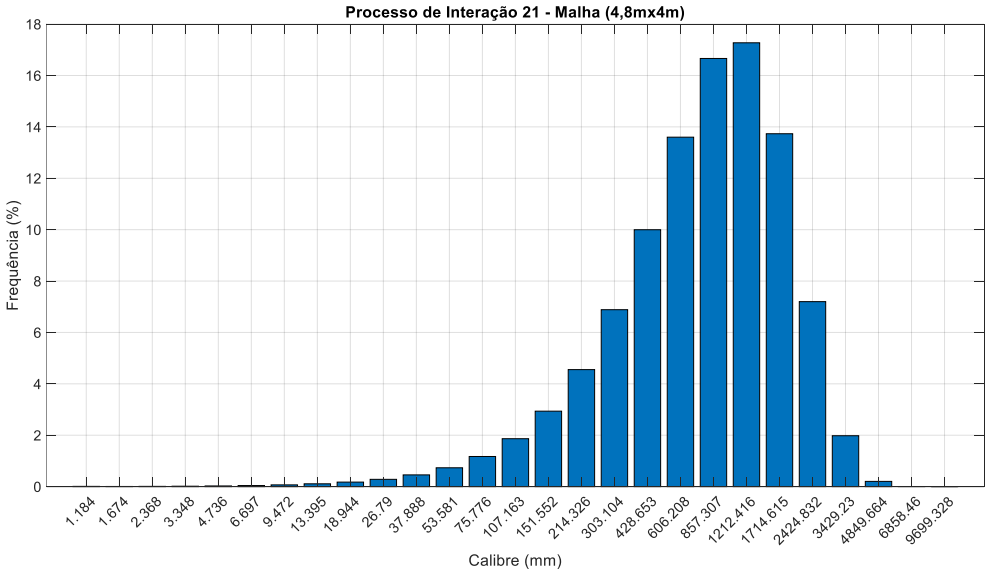

Processo de Interação 16 - Malha (4,2mx3,5m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

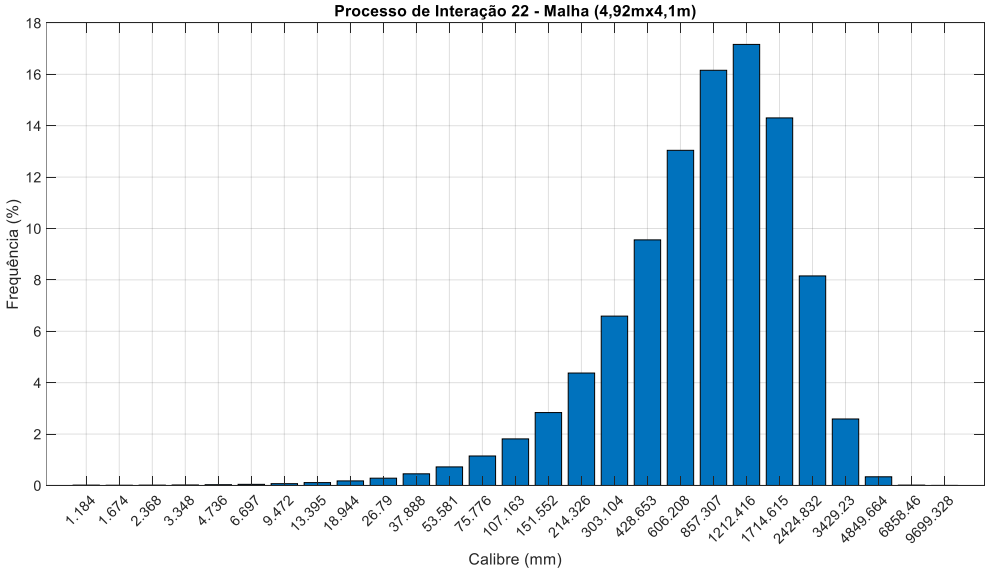

Processo de Interação 17 - Malha (4,32mx3,6m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

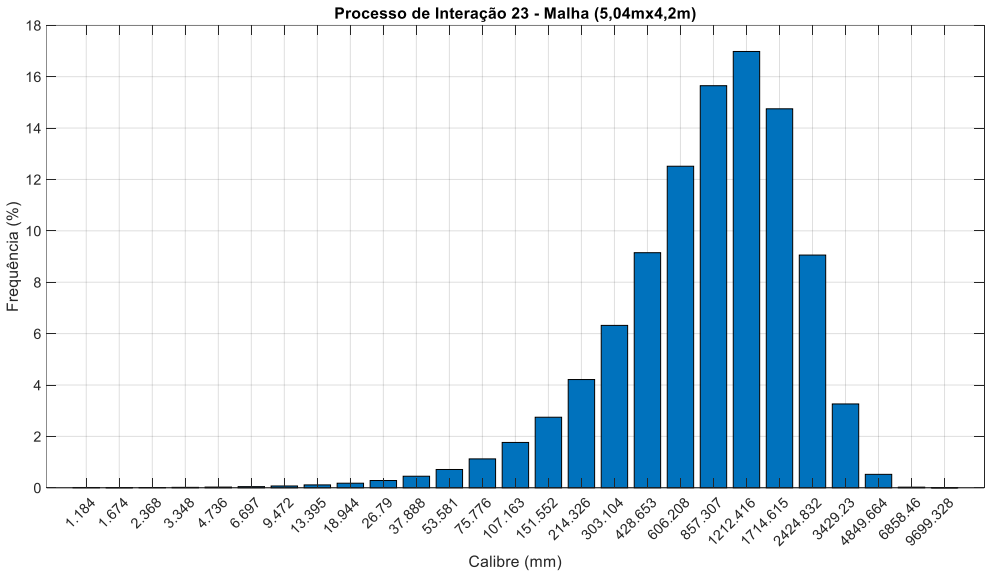

Processo de Interação 18 - Malha (4,44mx3,7m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

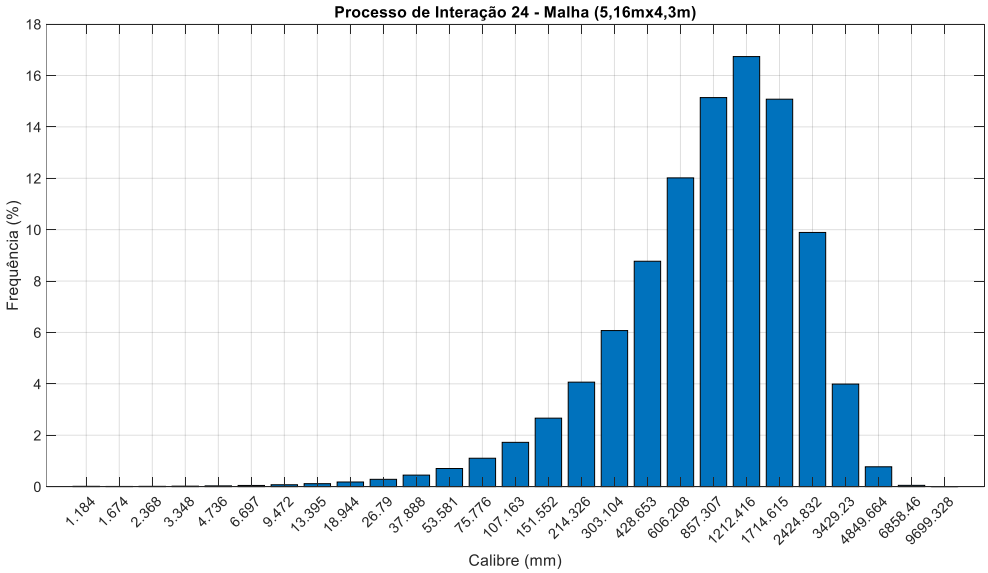

Processo de Interação 19 - Malha (4,56mx3,8m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

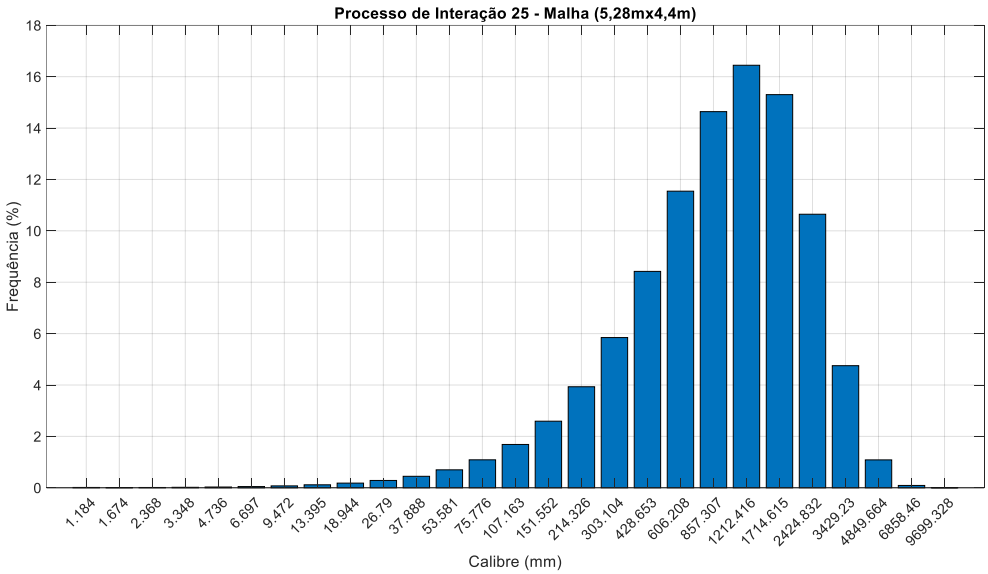

Processo de Interação 20 - Malha (4,68mx3,9m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

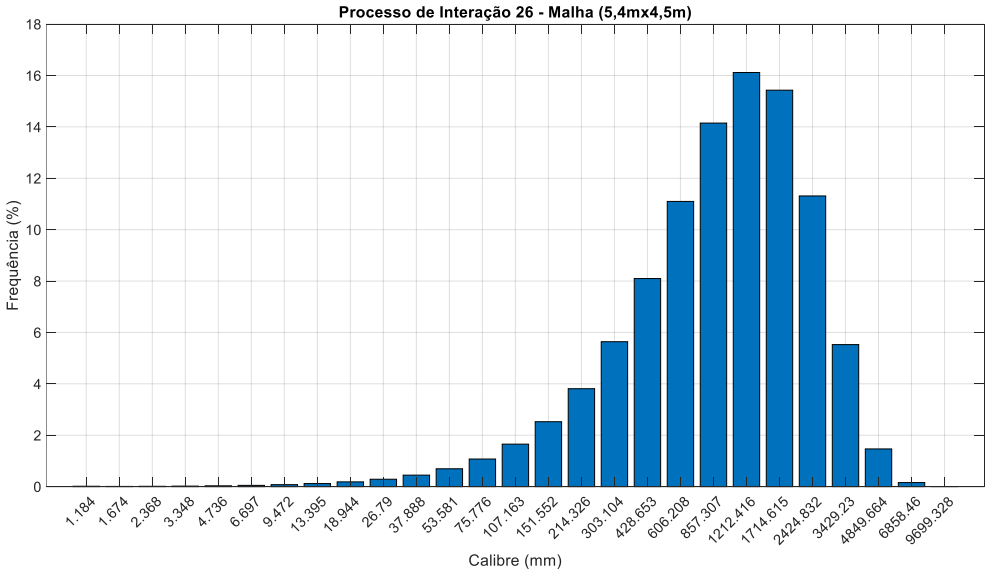

Processo de Interação 21 - Malha (4,8mx4m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

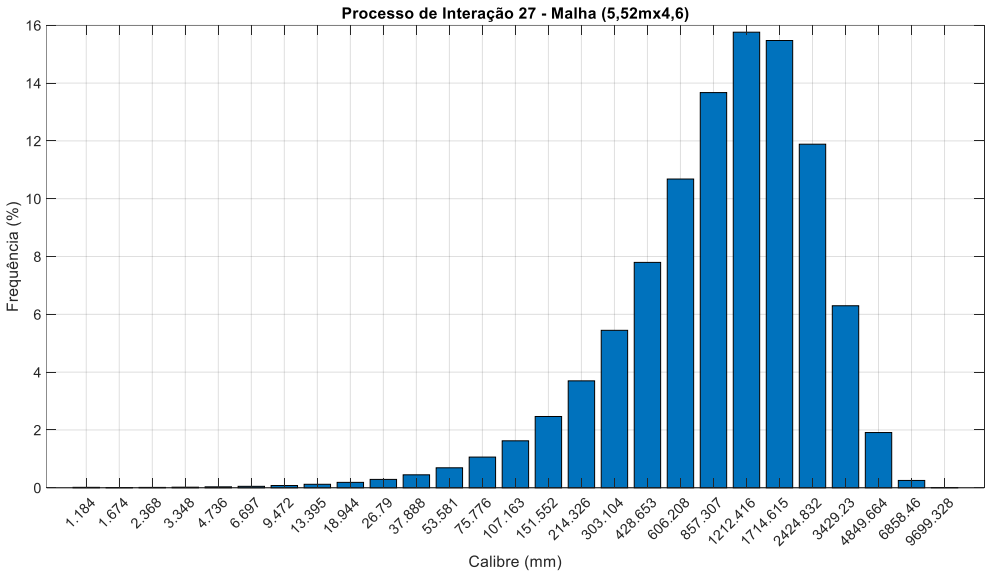

Processo de Interação 22 - Malha (4,92mx4,1m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

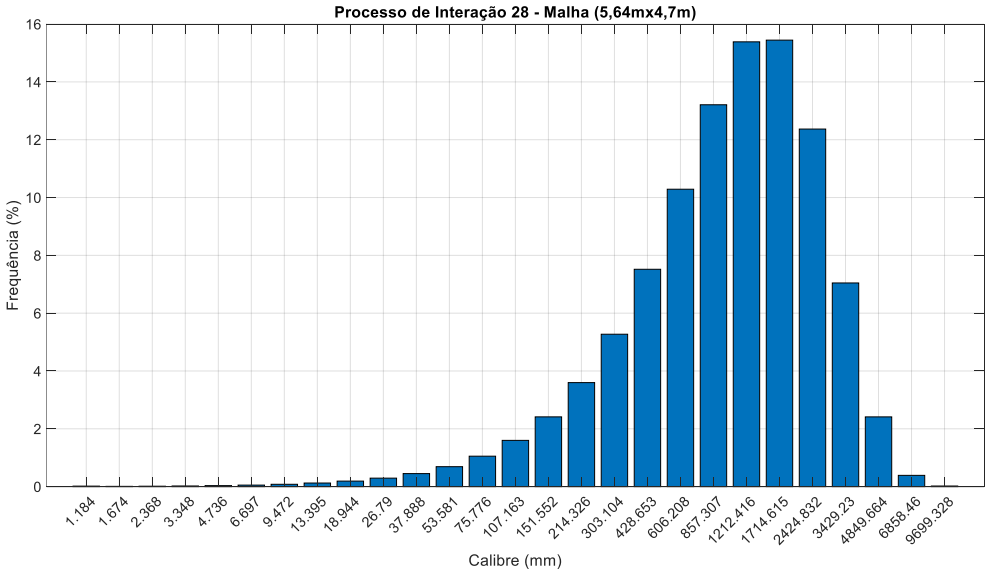

Processo de Interação 23 - Malha (5,04mx4,2m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

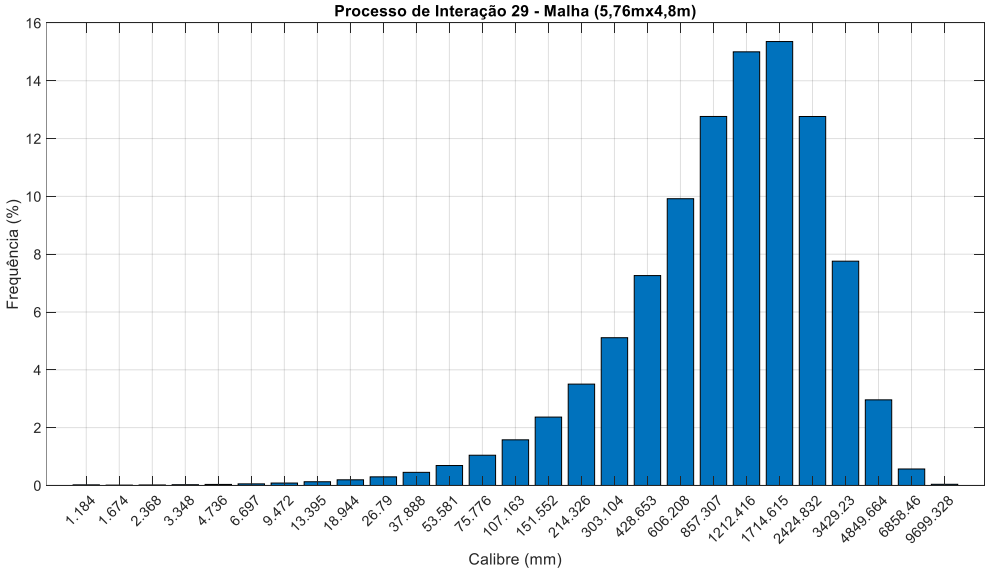

Processo de Interação 24 - Malha (5,16mx4,3m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

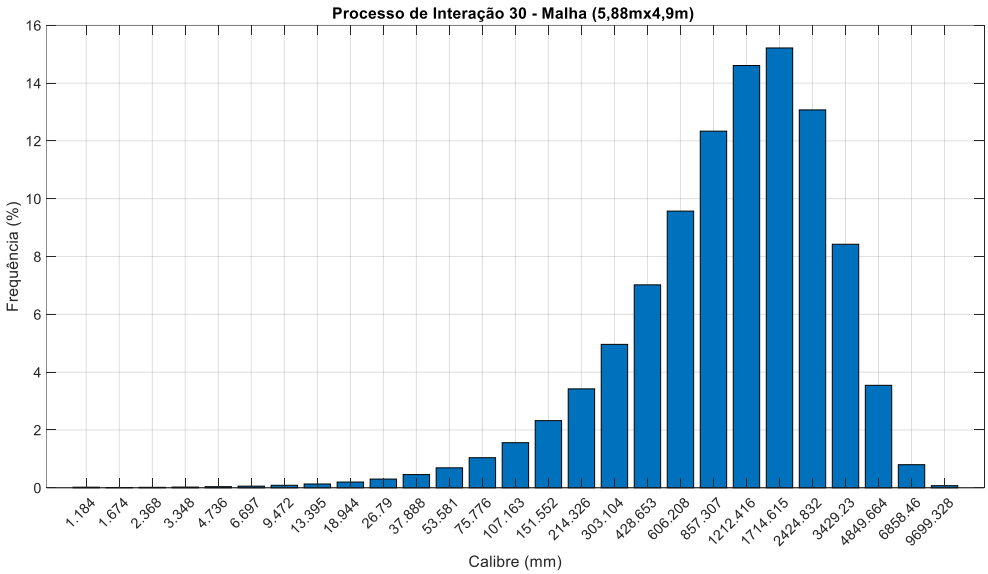

Processo de Interação 25 - Malha (5,28mx4,4m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 26 - Malha (5,4mx4,5m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 27 - Malha (5,52mx4,6)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 28 - Malha (5,64mx4,7m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 29 - Malha (5,76mx4,8m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 30 - Malha (5,88mx4,9m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

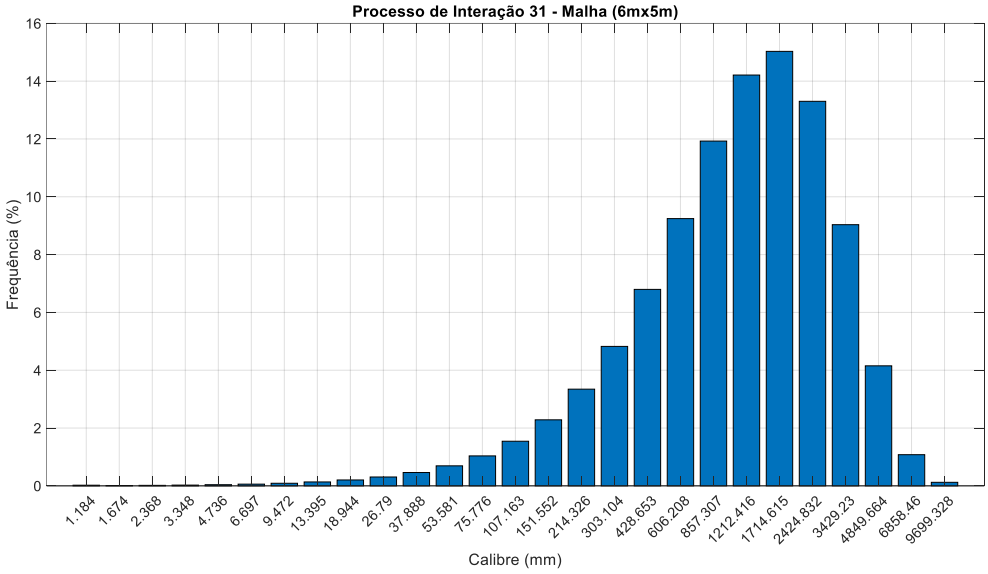
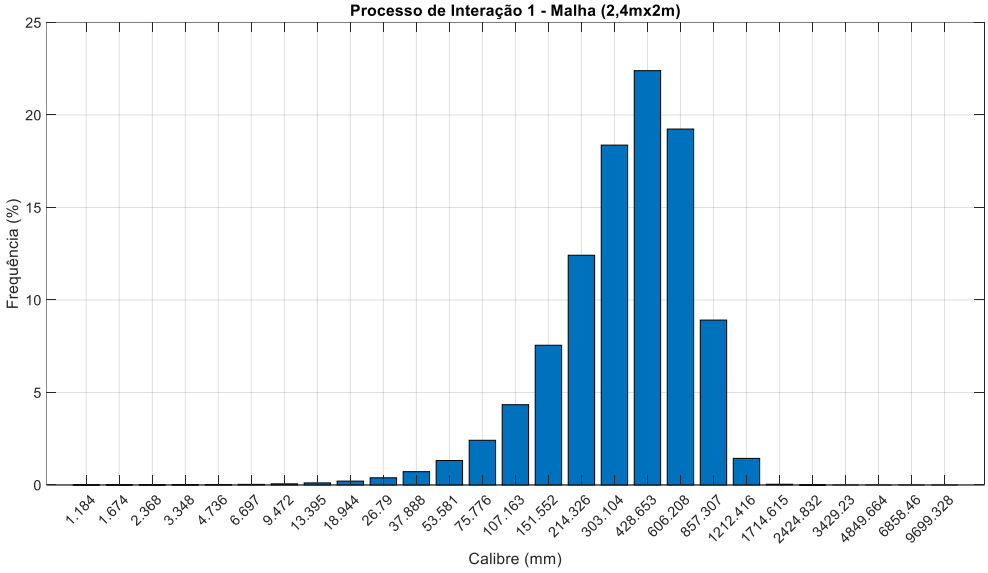
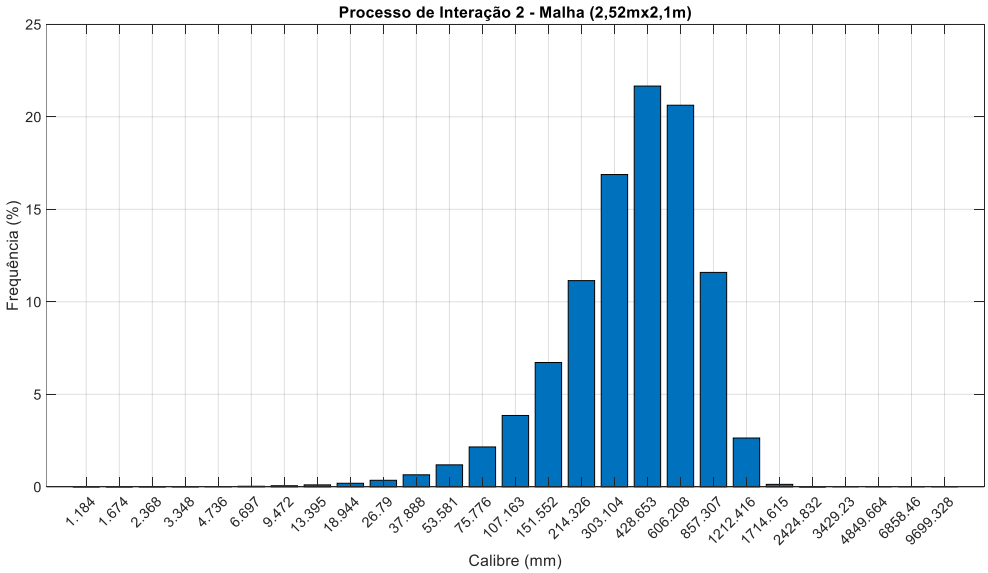

Processo de Interação 31 - Malha (6mx5m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

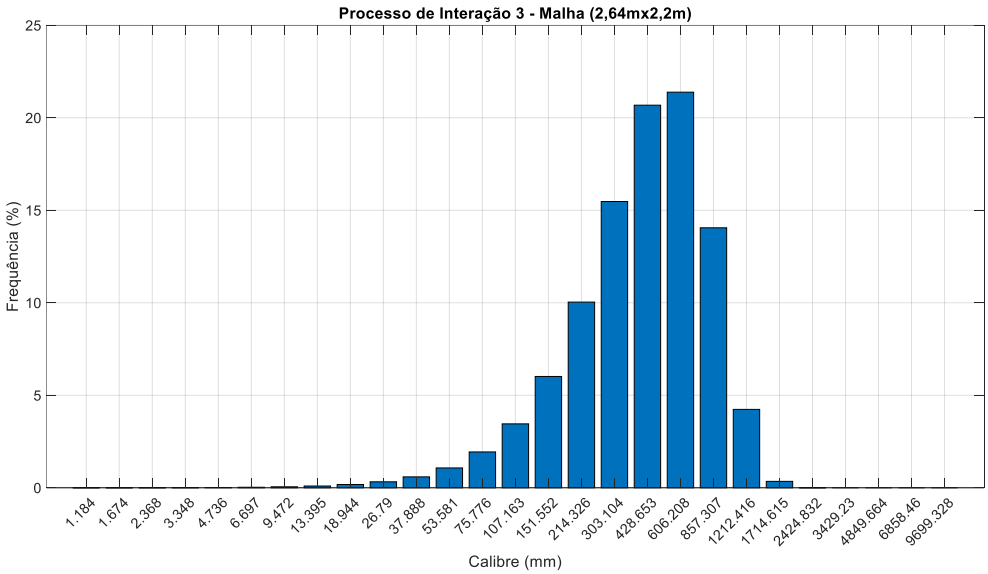
Tabela de custos do desmonte de rochas – RWS:100 e Densidade: 800 kg/m³

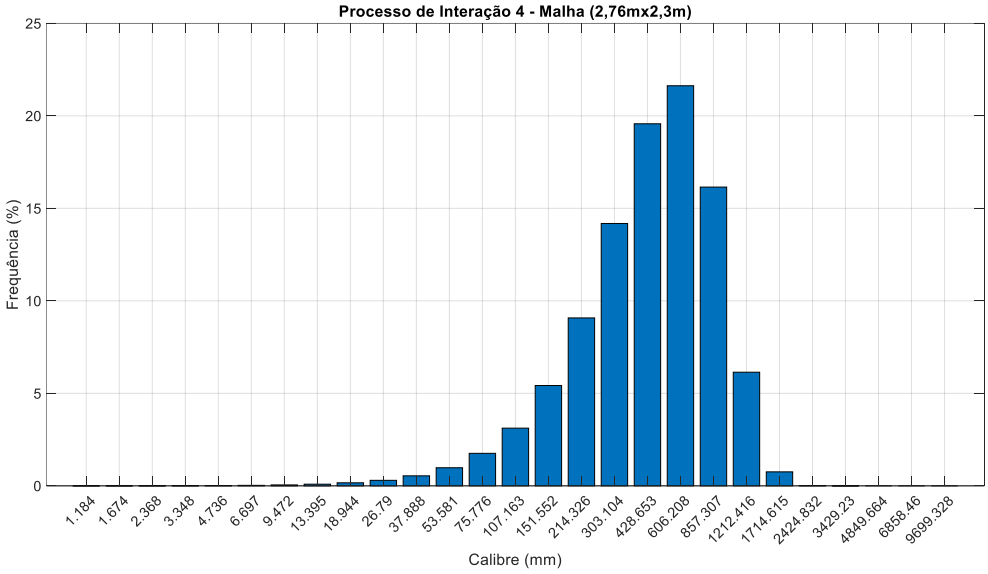
Espacmaneto (m)	Afastamento (m)	Malha (m2)	Custo Total de Iniciação (€)	Custo Total de Explosivo (€)	Custo Total de Perfuração (€)	Índice de Uniformidade	Calibre Médio (mm)	Quantidade de Explosivo por Furo (Kg)	Razão de Carga (Kg/m3)	Volume desmonatado por Furo (m3)	N° de Furos	Custo Total do Desmonte (€)	Custo por m3 de Rocha Desmonatada (€)
2.4	2	4.80	2871	11046	15269	1.79	313	42.3	0.735	58	261	29185	1.95
2.52	2.1	5.29	2607	10013	13918	1.77	339	42.2	0.665	64	237	26537	1.77
2.64	2.2	5.81	2376	9110	12733	1.75	366	42.2	0.605	70	216	24219	1.61
2.76	2.3	6.35	2167	8294	11657	1.73	393	42.1	0.553	76	197	22118	1.47
2.88	2.4	6.91	1991	7607	10751	1.71	421	42.0	0.507	83	181	20350	1.36
3	2.5	7.50	1837	7007	9957	1.69	450	42.0	0.466	90	167	18801	1.25
3.12	2.6	8.11	1705	6492	9277	1.67	480	41.9	0.430	97	155	17474	1.16
3.24	2.7	8.75	1573	5979	8591	1.65	510	41.8	0.398	105	143	16142	1.08
3.36	2.8	9.41	1463	5551	8020	1.63	541	41.7	0.370	113	133	15034	1.00
3.48	2.9	10.09	1364	5166	7505	1.61	573	41.7	0.344	121	124	14035	0.94
3.6	3	10.80	1276	4825	7047	1.59	606	41.6	0.321	130	116	13148	0.88
3.72	3.1	11.53	1199	4525	6646	1.56	639	41.5	0.300	138	109	12371	0.82
3.84	3.2	12.29	1122	4227	6242	1.54	673	41.4	0.281	147	102	11592	0.77
3.96	3.3	13.07	1056	3972	5897	1.52	708	41.4	0.264	157	96	10924	0.73
4.08	3.4	13.87	1001	3758	5610	1.50	743	41.3	0.248	166	91	10369	0.69
4.2	3.5	14.70	946	3545	5321	1.48	780	41.2	0.234	176	86	9813	0.65
4.32	3.6	15.55	891	3333	5030	1.46	816	41.2	0.221	187	81	9255	0.62
4.44	3.7	16.43	847	3163	4799	1.44	854	41.1	0.208	197	77	8809	0.59
4.56	3.8	17.33	803	2994	4566	1.42	892	41.0	0.197	208	73	8363	0.56
4.68	3.9	18.25	759	2824	4332	1.40	931	40.9	0.187	219	69	7915	0.53
4.8	4	19.20	726	2697	4158	1.38	971	40.9	0.177	230	66	7581	0.51
4.92	4.1	20.17	682	2529	3920	1.36	1011	40.8	0.169	242	62	7131	0.48
5.04	4.2	21.17	660	2443	3807	1.34	1052	40.7	0.160	254	60	6910	0.46
5.16	4.3	22.19	627	2317	3630	1.32	1094	40.6	0.153	266	57	6573	0.44
5.28	4.4	23.23	594	2191	3451	1.31	1136	40.6	0.146	279	54	6235	0.42
5.4	4.5	24.30	572	2106	3335	1.29	1179	40.5	0.139	292	52	6012	0.40
5.52	4.6	25.39	550	2021	3218	1.27	1222	40.4	0.133	305	50	5789	0.39
5.64	4.7	26.51	528	1937	3100	1.25	1267	40.4	0.127	318	48	5564	0.37
5.76	4.8	27.65	506	1853	2981	1.23	1312	40.3	0.121	332	46	5340	0.36
5.88	4.9	28.81	484	1769	2861	1.21	1357	40.2	0.116	346	44	5114	0.34
6	5	30.00	462	1686	2741	1.19	1403	40.1	0.111	360	42	4888	0.33

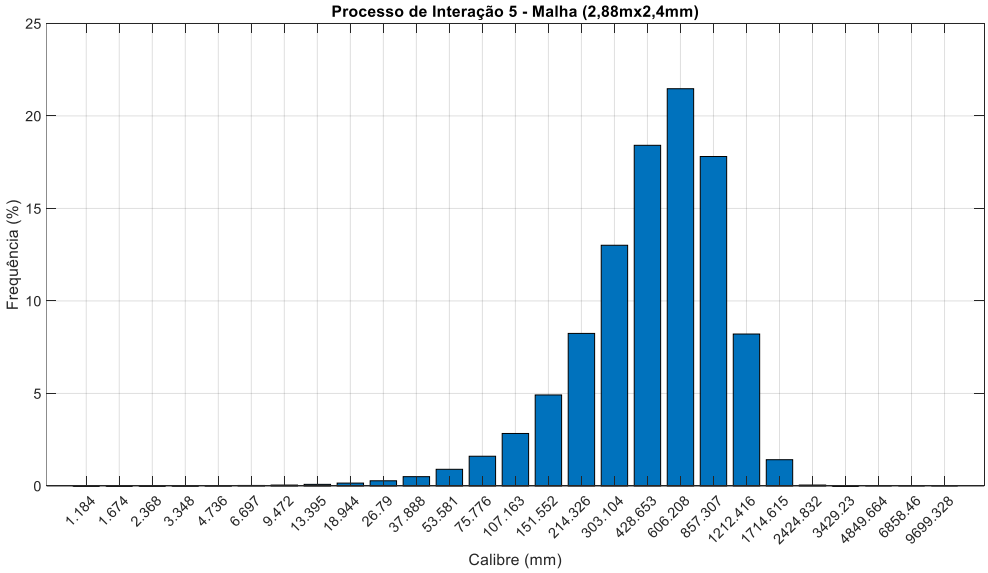
Histogramas gerados após o processo de simulação utilizando-se o modelo de Kuz-Ram, com explosivo de RWS igual a 100, densidade de 800 kg/m³ e diâmetro 76,2mm

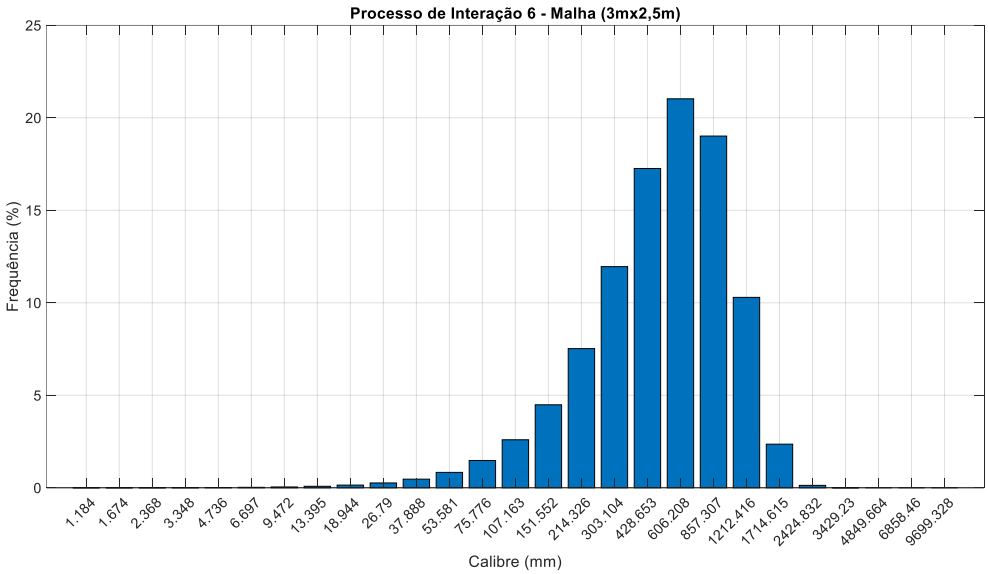


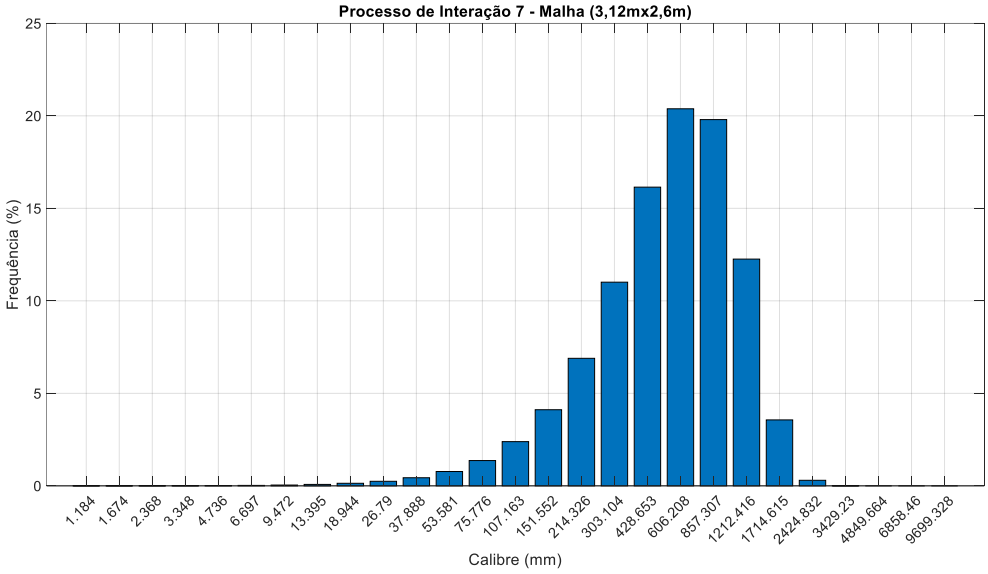


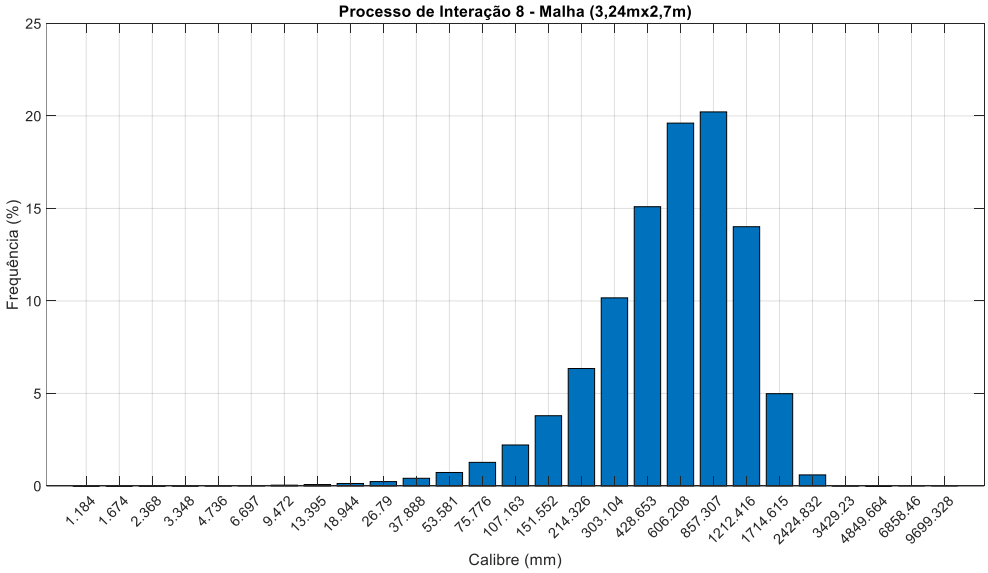

Processo de Interação 3 - Malha (2,64mx2,2m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

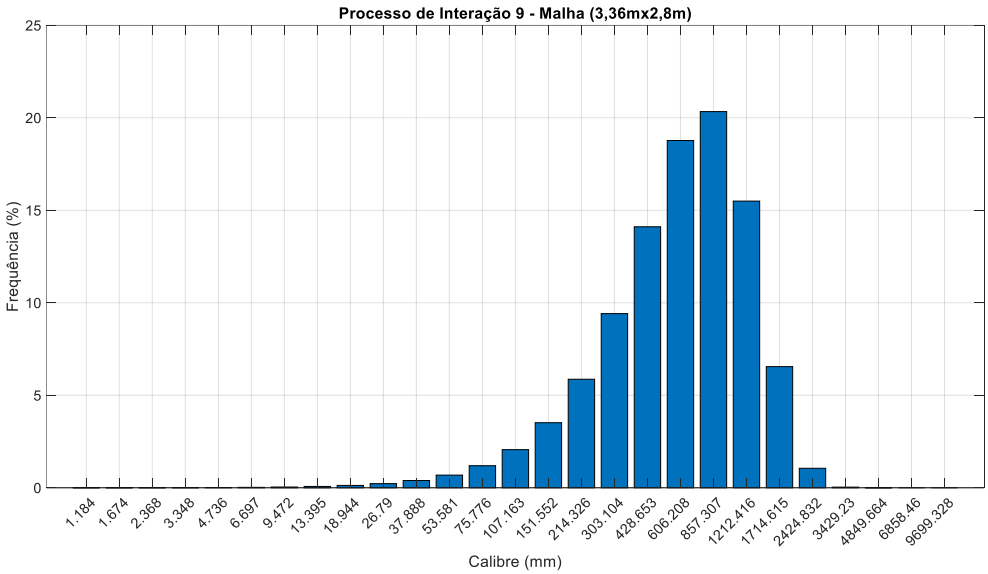

Processo de Interação 4 - Malha (2,76mx2,3m)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

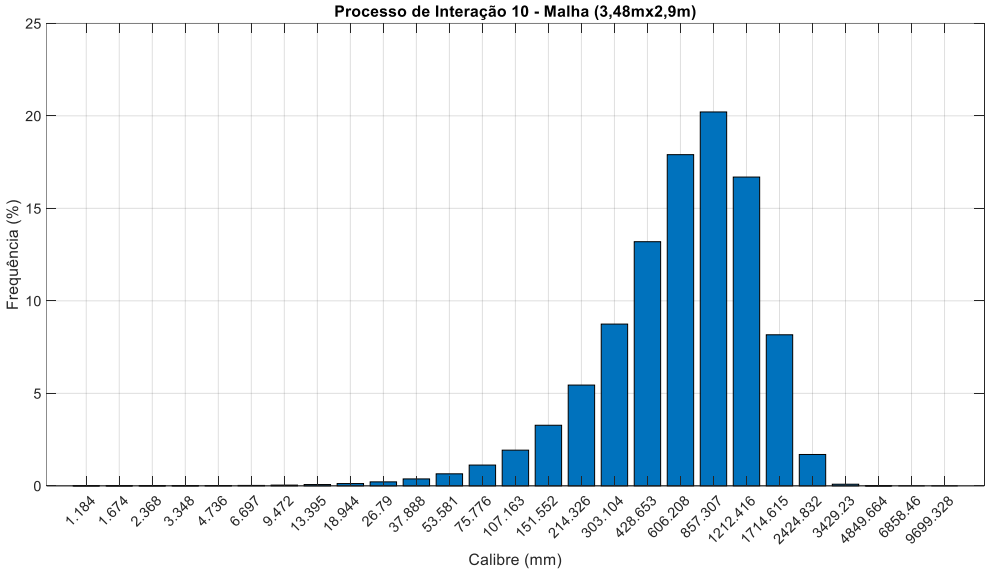

Processo de Interação 5 - Malha (2,88mx2,4mm)
Frequência (%)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

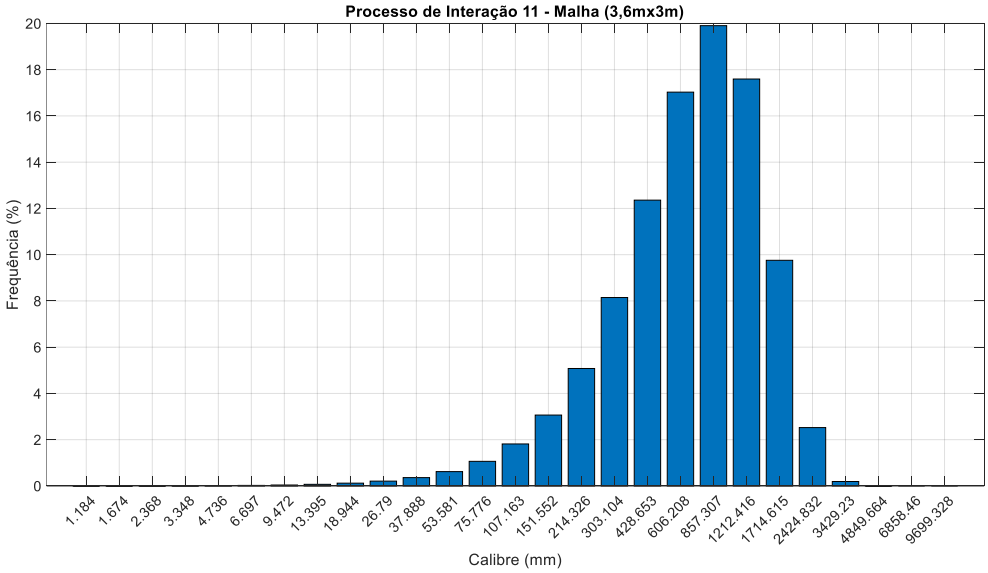

Processo de Interação 6 - Malha (3mx2,5m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

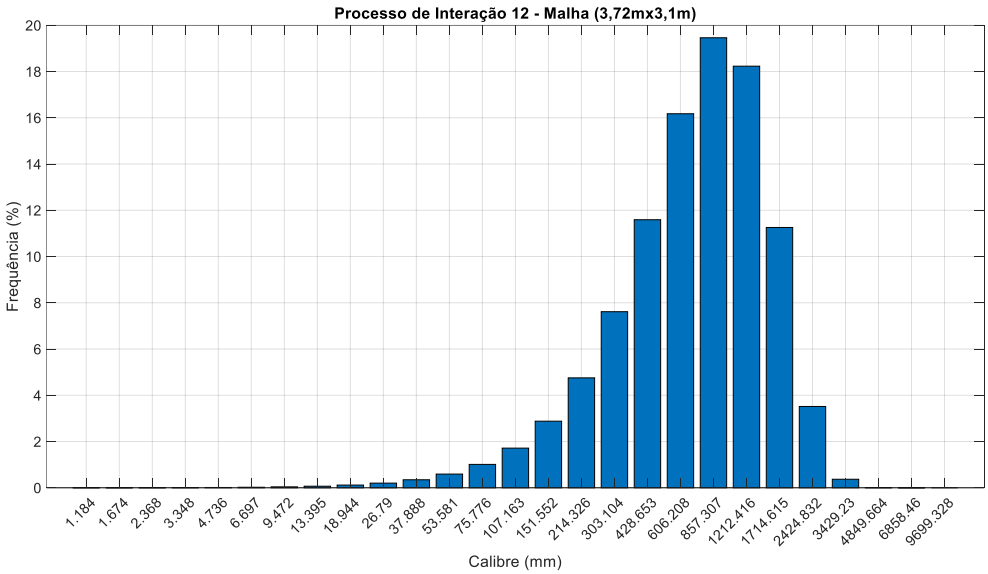

Processo de Interação 7 - Malha (3,12mx2,6m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

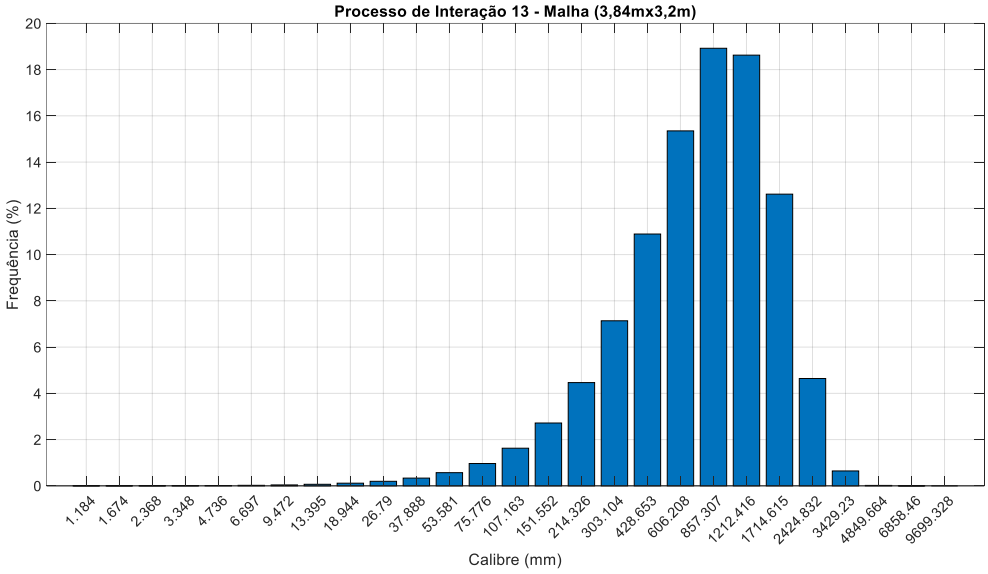

Processo de Interação 8 - Malha (3,24mx2,7m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

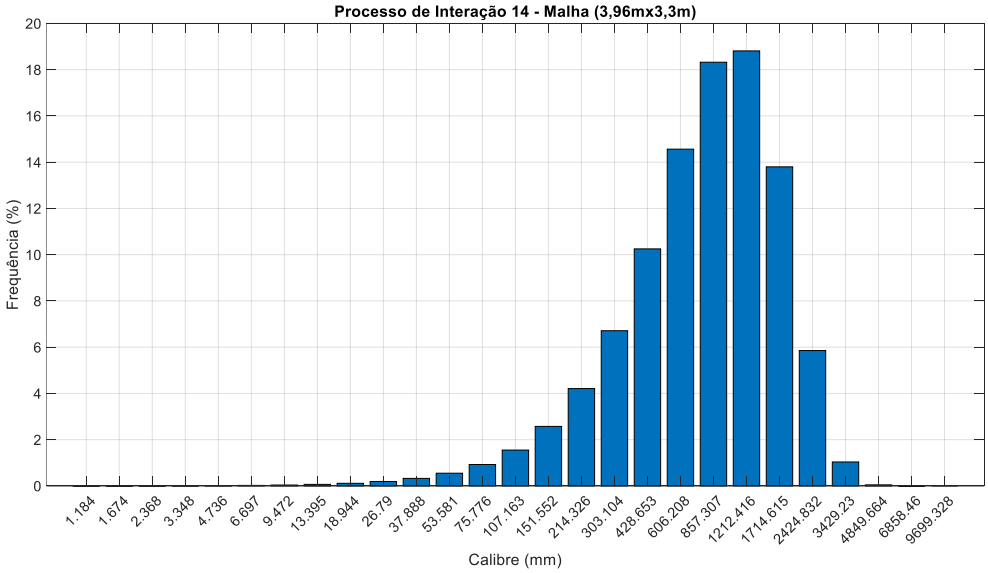

Processo de Interação 9 - Malha (3,36mx2,8m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

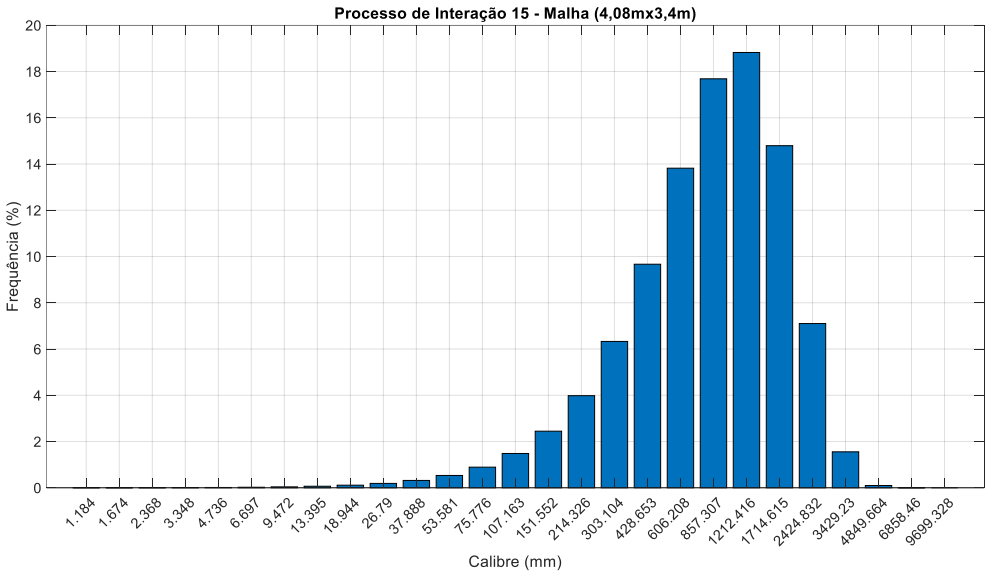

Processo de Interação 10 - Malha (3,48mx2,9m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
5
10
15
20
25
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

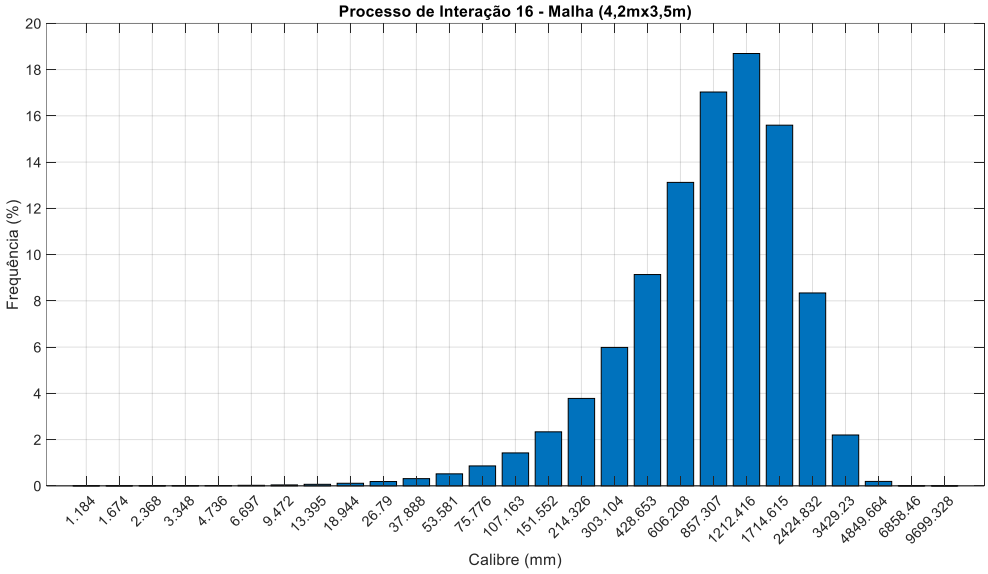

Processo de Interação 11 - Malha (3,6mx3m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

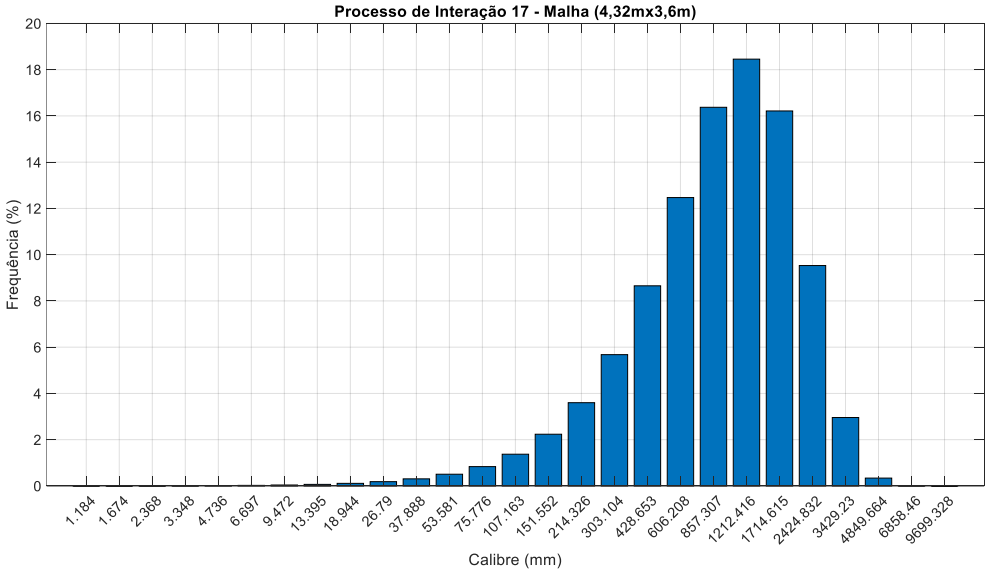

Processo de Interação 12 - Malha (3,72mx3,1m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

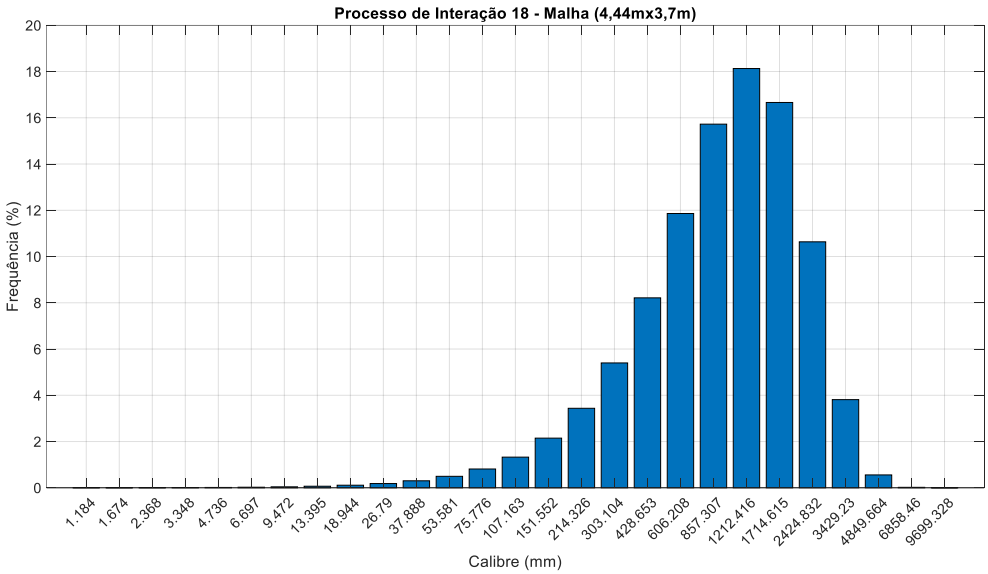

Processo de Interação 13 - Malha (3,84mx3,2m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

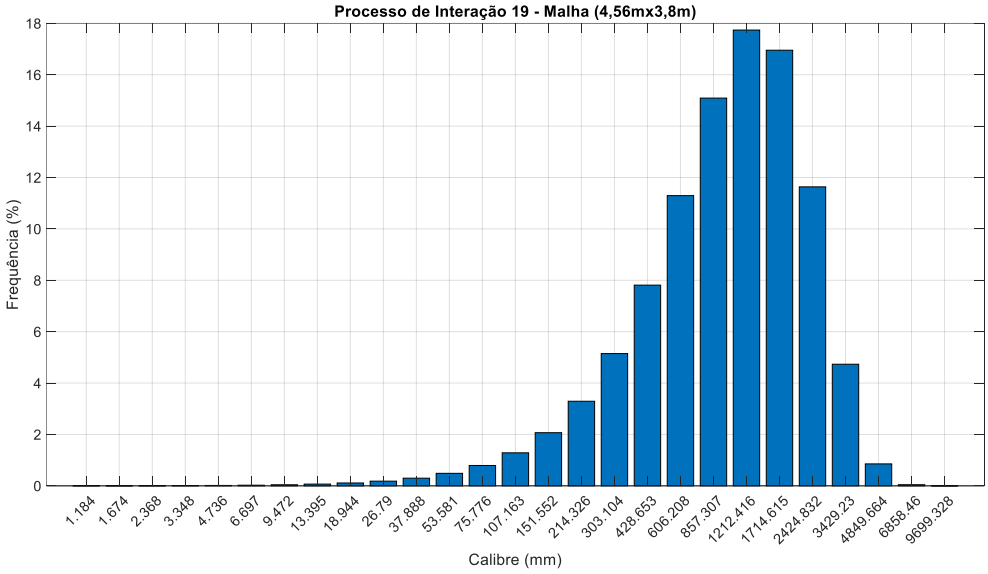

Processo de Interação 14 - Malha (3,96mx3,3m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

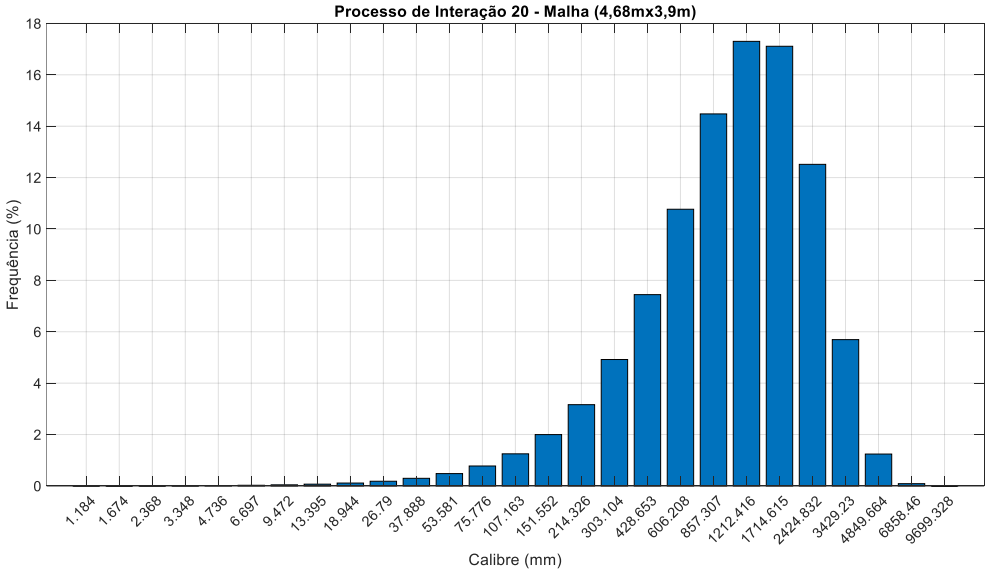

Processo de Interação 15 - Malha (4,08mx3,4m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

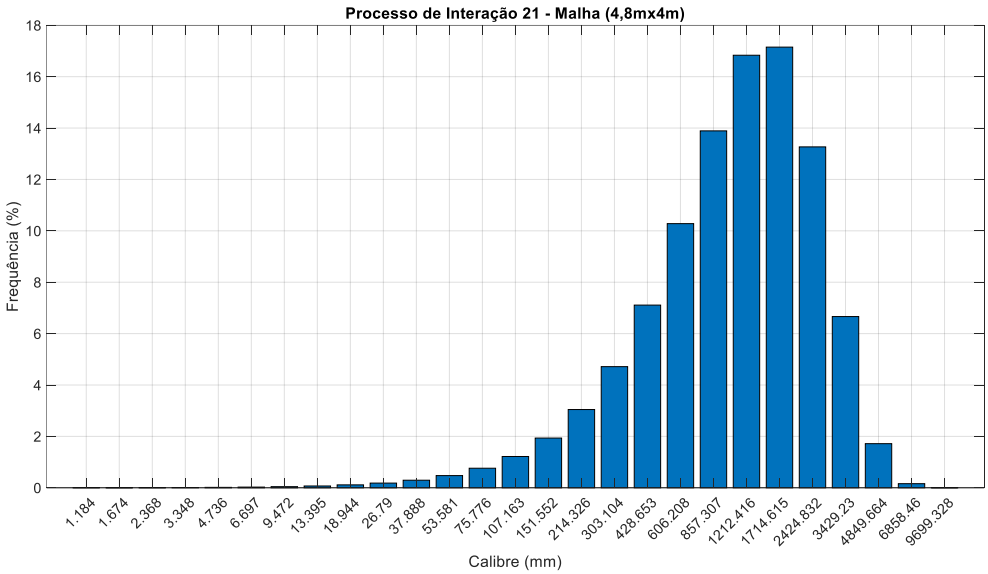

Processo de Interação 16 - Malha (4,2mx3,5m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

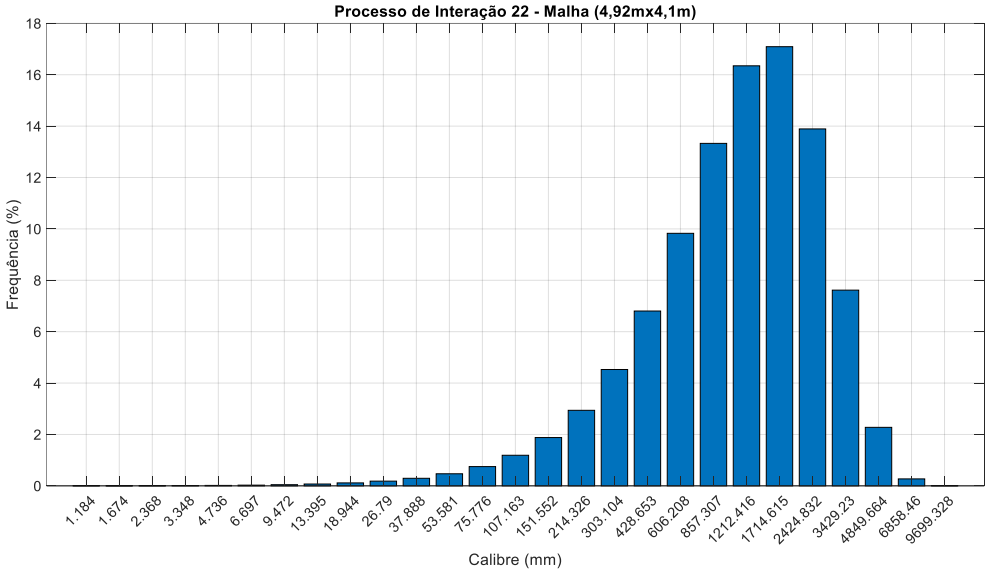

Processo de Interação 17 - Malha (4,32mx3,6m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

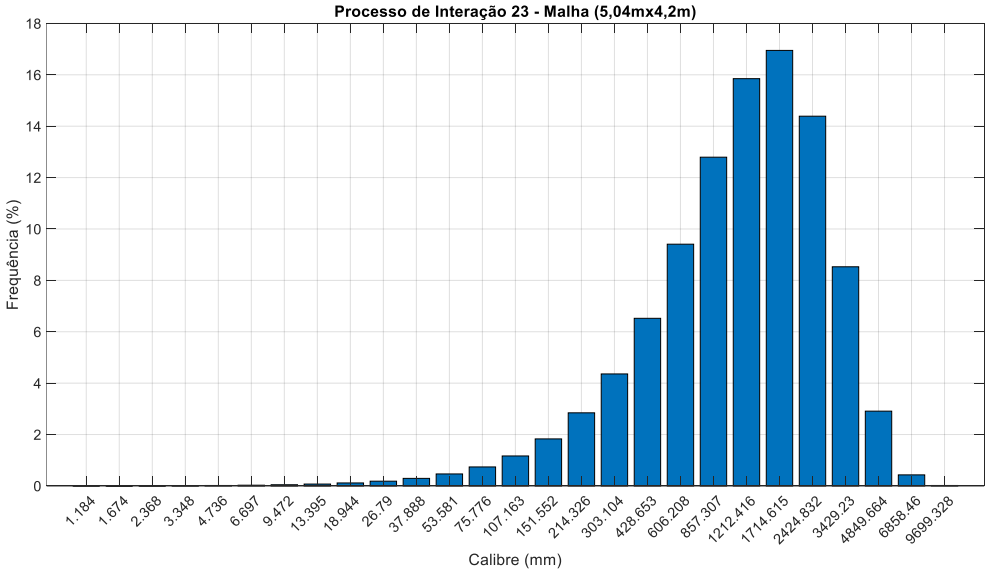

Processo de Interação 18 - Malha (4,44mx3,7m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
20
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

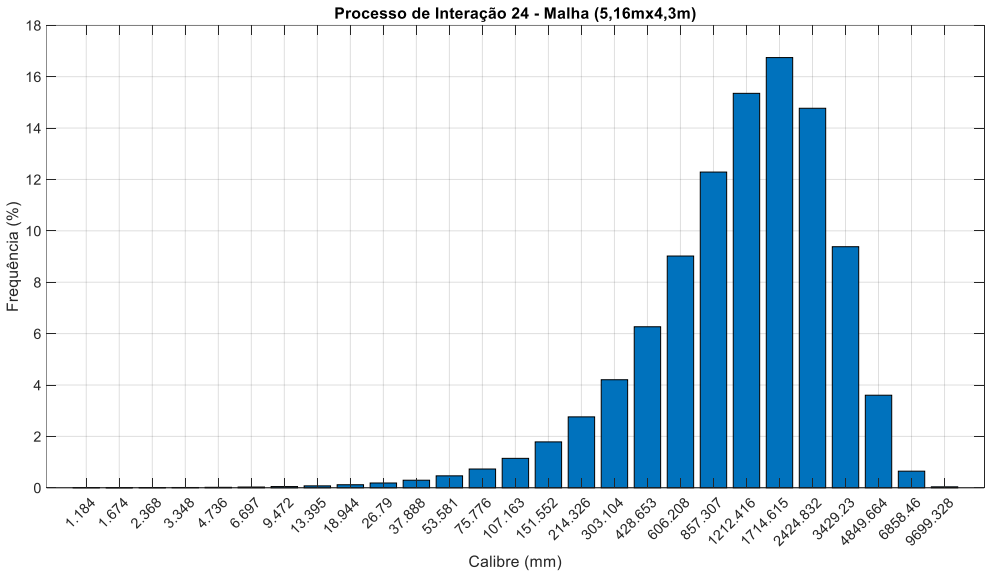

Processo de Interação 19 - Malha (4,56mx3,8m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

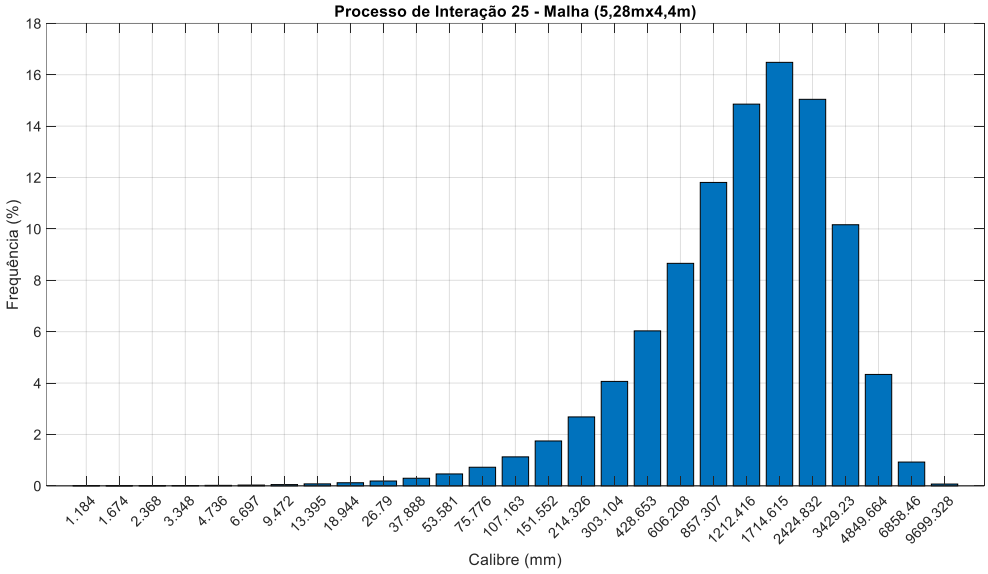

Processo de Interação 20 - Malha (4,68mx3,9m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328

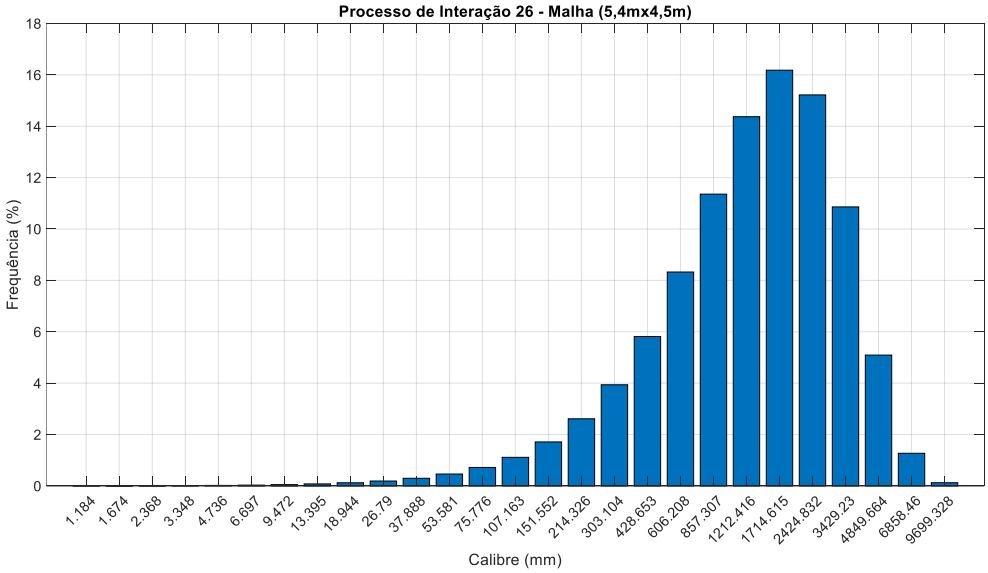

Processo de Interação 21 - Malha (4,8mx4m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

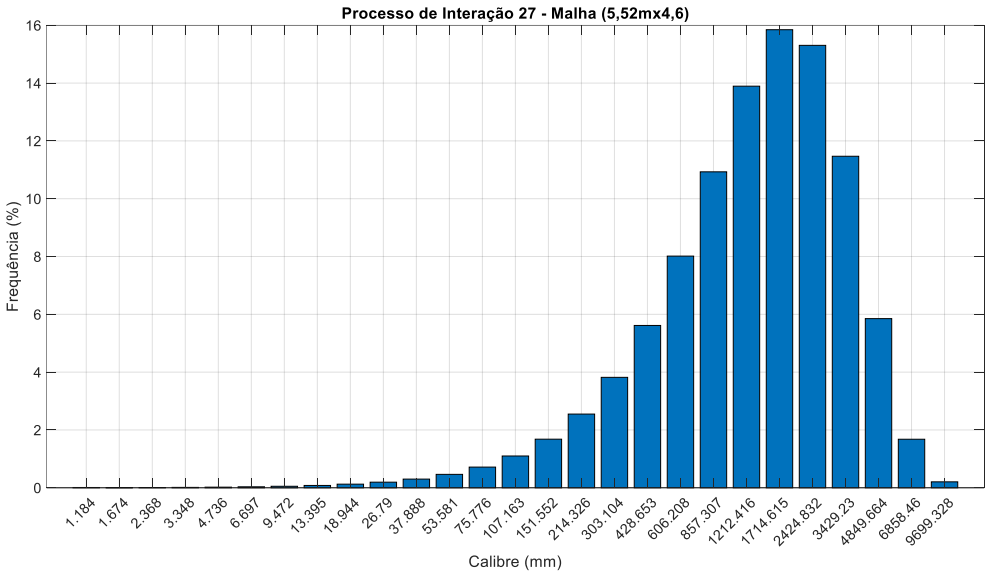

Processo de Interação 22 - Malha (4,92mx4,1m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

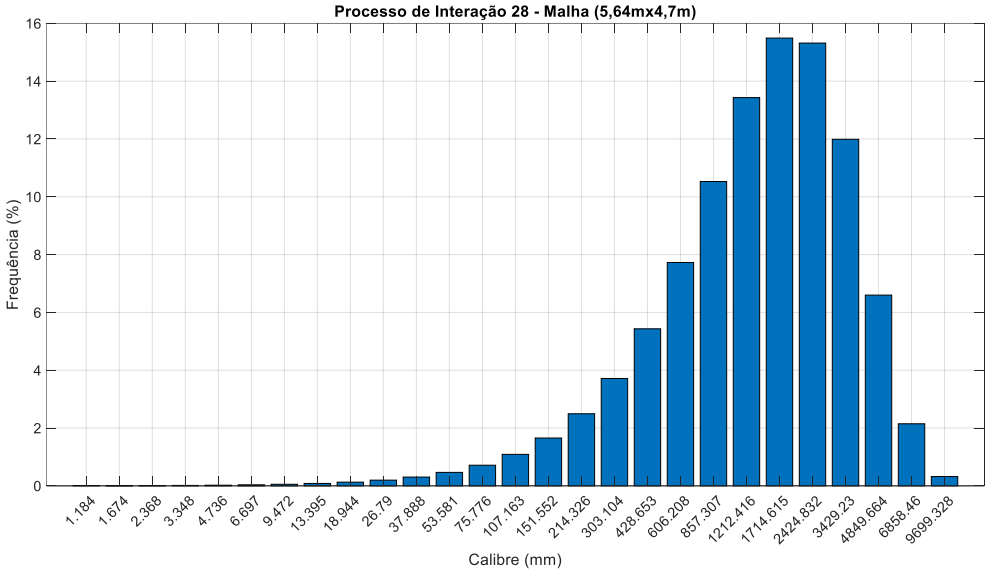

Processo de Interação 23 - Malha (5,04mx4,2m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

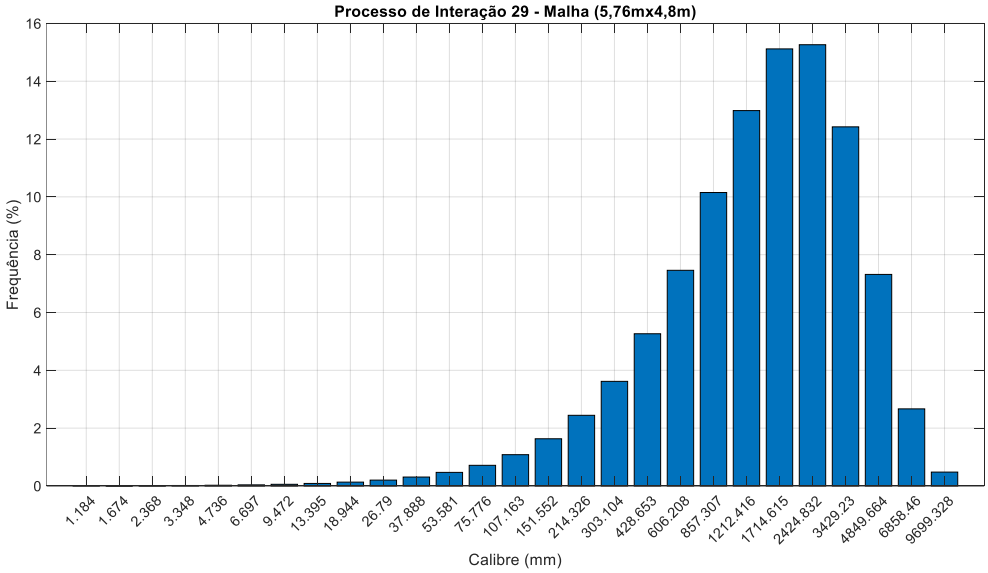

Processo de Interação 24 - Malha (5,16mx4,3m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

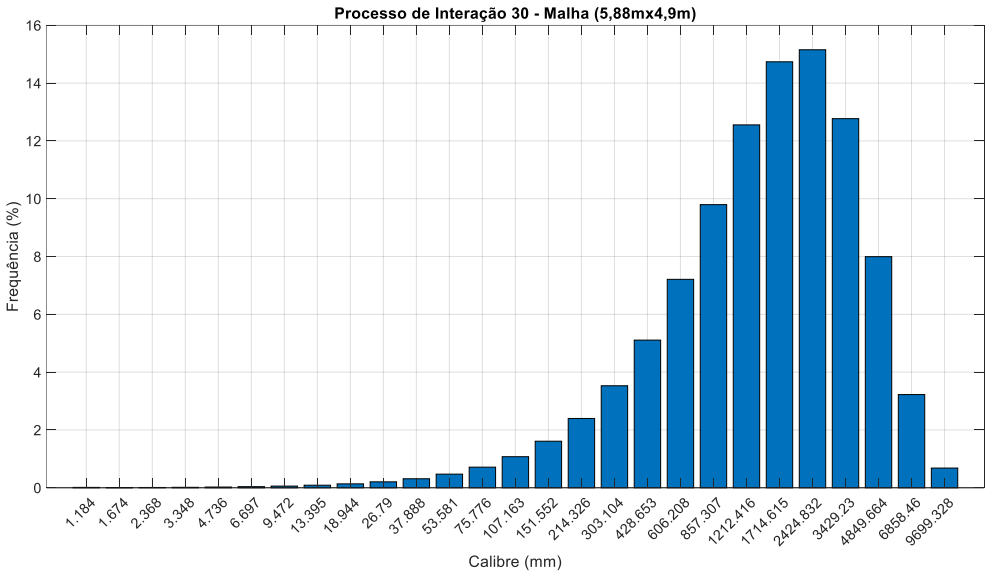

Processo de Interação 25 - Malha (5,28mx4,4m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

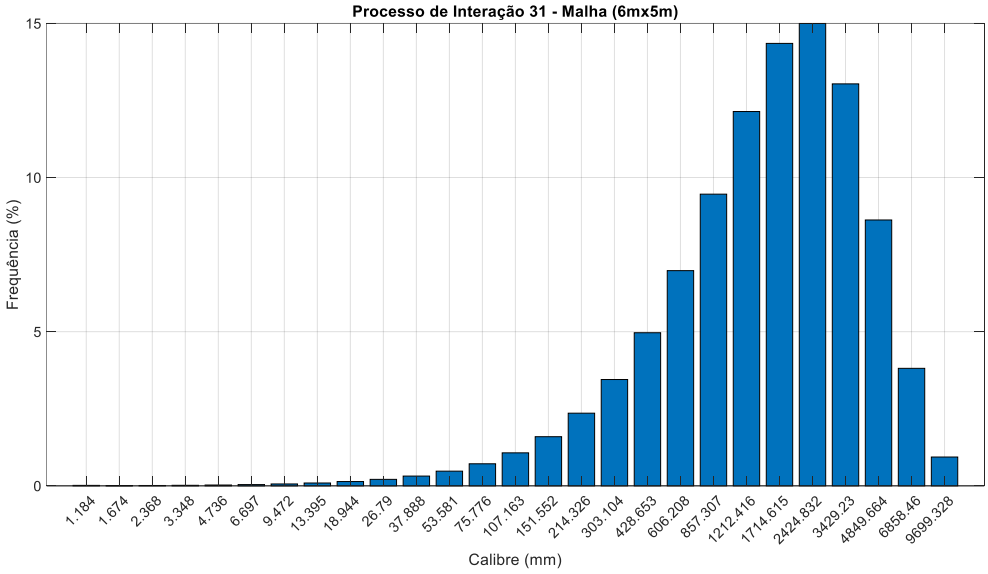

Processo de Interação 26 - Malha (5,4mx4,5m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
18
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 27 - Malha (5,52mx4,6)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328


Processo de Interação 28 - Malha (5,64mx4,7m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328


Processo de Interação 29 - Malha (5,76mx4,8m)
Frequência (%)
Calibre (mm)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328


Processo de Interação 30 - Malha (5,88mx4,9m)
Frequência (%)
0
2
4
6
8
10
12
14
16
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)


Processo de Interação 31 - Malha (6mx5m)
Frequência (%)
0
5
10
15
1.184
1.674
2.368
3.348
4.736
6.697
9.472
13.395
18.944
26.79
37.888
53.581
75.776
107.163
151.552
214.326
303.104
428.653
606.208
857.307
1212.416
1714.615
2424.832
3429.23
4849.664
6858.46
9699.328
Calibre (mm)

Cálculos realizados no processo de otimização no modelo de britagem com circulação seletiva

	Função Destruição, Si																									
	9699.33	6858.46	4849.66	3429.23	2424.83	1714.62	1212.42	857.308	606.208	428.654	303.104	214.327	151.552	107.163	75.776	53.5817	37.888	26.7909	18.944	13.3954	9.472	6.69772	4.736	3.34886	2.368	1.67443	1.184
9699.33	0.47531	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0	0.1206	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0	0	0.0306	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0	0	0	0.00776	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0	0	0	0	0.00197	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0	0	0	0	0	0.0005	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0	0	0	0	0	0	0.00013	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0	0	0	0	0	0	0	3.2E-05	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0	0	0	0	0	0	0	0	8.2E-06	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2.1E-06	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5.3E-07	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1.3E-07	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3.4E-08	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	8.6E-09	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2.2E-09	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5.5E-10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1.4E-10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3.6E-11	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	9E-12	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2.3E-12	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	5.8E-13	0	0	0	0	0	0
6.69772	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1.5E-13	0	0	0	0	0
4.736	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	3.7E-14	0	0	0	0
3.34886	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	9.5E-15	0	0	0
2.368	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	2.4E-15	0	0
1.67443	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	6.1E-16	0
1.184	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1.6E-16

	Lei de Harris																										
	9699.33	6858.46	4849.66	3429.23	2424.83	1714.62	1212.42	857.308	606.208	428.654	303.104	214.327	151.552	107.163	75.776	53.5817	37.888	26.7909	18.944	13.3954	9.472	6.69772	4.736	3.34886	2.368	1.67443	1.184
9699.33	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0	0
6.69772	0.01738	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0	0
4.736	0.01431	0.01738	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0	0
3.34886	0.01178	0.01431	0.01738	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0	0
2.368	0.0097	0.01178	0.01431	0.01738	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0	0
1.67443	0.00799	0.0097	0.01178	0.01431	0.01738	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1	0
1.184	0.00658	0.00799	0.0097	0.01178	0.01431	0.01738	0.0211	0.02563	0.03112	0.03779	0.04588	0.05572	0.06765	0.08214	0.09973	0.12107	0.14697	0.1784	0.21653	0.26276	0.3188	0.38669	0.46886	0.56819	0.68797	0.83169	1

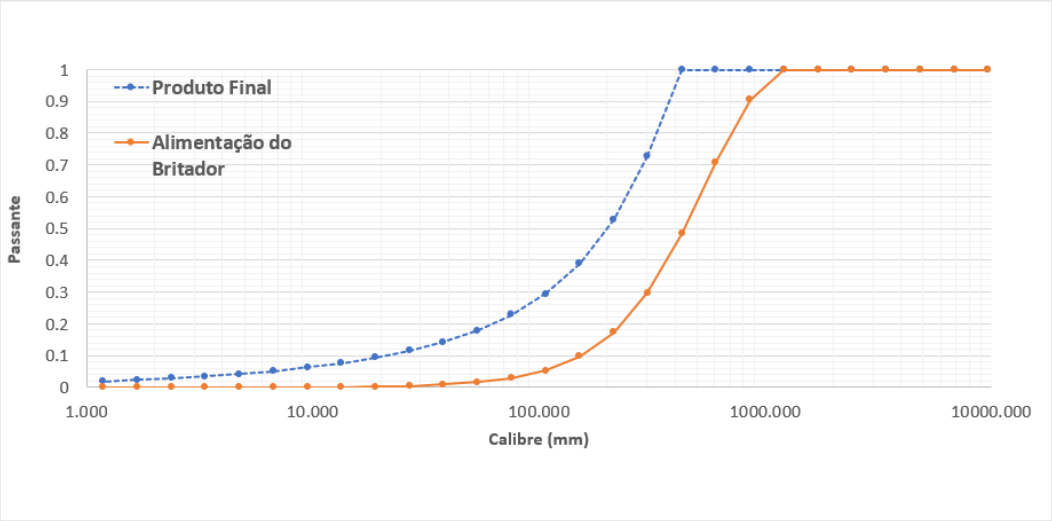
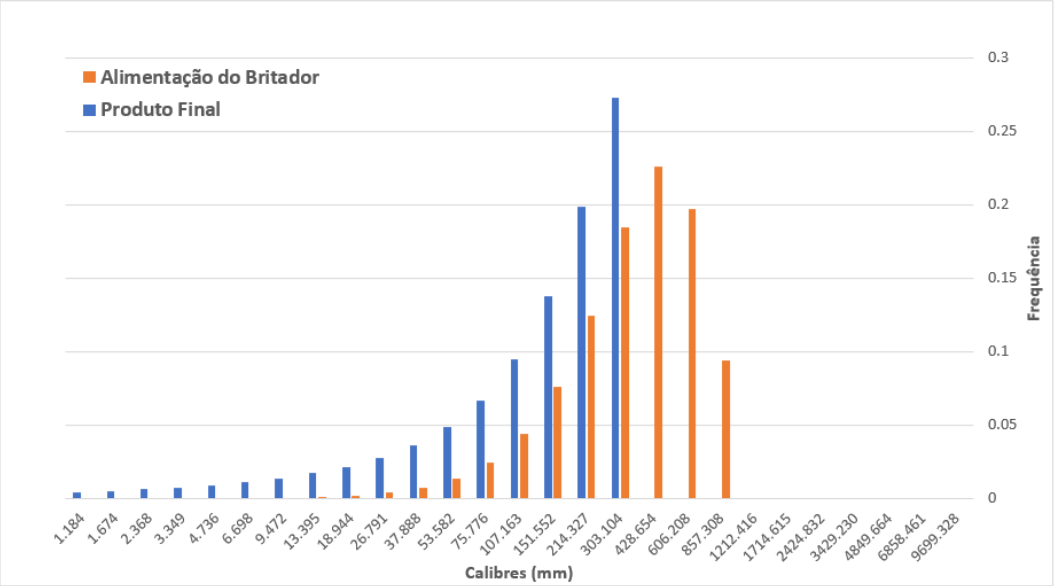
	Função Formação, Bij																										
	9699.33	**6858.46**	**4849.66**	**3429.23**	**2424.83**	**1714.62**	**1212.42**	**857.308**	**606.208**	**428.654**	**303.104**	**214.327**	**151.552**	**107.163**	**75.776**	**53.5817**	**37.888**	**26.7909**	**18.944**	**13.3954**	**9.472**	**6.69772**	**4.736**	**3.34886**	**2.368**	**1.67443**	**1.184**
9699.33	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0	0
6.69772	0.00373	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0	0
4.736	0.00307	0.00373	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0	0
3.34886	0.00253	0.00307	0.00373	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0	0
2.368	0.00208	0.00253	0.00307	0.00373	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0	0
1.67443	0.00171	0.00208	0.00253	0.00307	0.00373	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0	0
1.184	0.00141	0.00171	0.00208	0.00253	0.00307	0.00373	0.00452	0.00549	0.00667	0.0081	0.00983	0.01194	0.01449	0.01759	0.02135	0.0259	0.03143	0.03812	0.04623	0.05604	0.06789	0.08217	0.09933	0.11978	0.14372	0.16831	0

	Matriz I-S																										
	9699.33	**6858.46**	**4849.66**	**3429.23**	**2424.83**	**1714.62**	**1212.42**	**857.308**	**606.208**	**428.654**	**303.104**	**214.327**	**151.552**	**107.163**	**75.776**	**53.5817**	**37.888**	**26.7909**	**18.944**	**13.3954**	**9.472**	**6.69772**	**4.736**	**3.34886**	**2.368**	**1.67443**	**1.184**
9699.33	0.52469	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0	0.8794	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0	0	0.9694	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0	0	0	0.99224	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0	0	0	0	0.99803	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0	0	0	0	0	0.9995	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0	0	0	0	0	0	0.99987	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0	0	0	0	0	0	0	0.99997	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0	0	0	0	0	0	0	0	0.99999	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0
6.69772	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0
4.736	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0
3.34886	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0
2.368	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0
1.67443	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0
1.184	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1

	Matriz B*S																									
	9699.33	**6858.46**	**4849.66**	**3429.23**	**2424.83**	**1714.62**	**1212.42**	**857.308**	**606.208**	**428.654**	**303.104**	**214.327**	**151.552**	**107.163**	**75.776**	**53.5817**	**37.888**	**26.7909**	**18.944**	**13.3954**	**9.472**	**6.69772**	**4.736**	**3.34886**	**2.368**	**1.67443**	**1.184**
9699.33	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0.08	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0.06831	0.0203	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0.05693	0.01733	0.00515	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0.04721	0.01445	0.0044	0.00131	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0.03906	0.01198	0.00367	0.00112	0.00033	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0.03227	0.00991	0.00304	0.00093	0.00028	8.4E-05	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0.02664	0.00819	0.00251	0.00077	0.00024	7.2E-05	2.1E-05	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0.02197	0.00676	0.00208	0.00064	0.0002	6E-05	1.8E-05	5.4E-06	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0.01812	0.00558	0.00171	0.00053	0.00016	5E-05	1.5E-05	4.6E-06	1.4E-06	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0.01494	0.0046	0.00141	0.00044	0.00013	4.1E-05	1.3E-05	3.9E-06	1.2E-06	3.5E-07	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0.01231	0.00379	0.00117	0.00036	0.00011	3.4E-05	1E-05	3.2E-06	9.8E-07	3E-07	8.8E-08	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0.01015	0.00312	0.00096	0.0003	9.1E-05	2.8E-05	8.6E-06	2.6E-06	8.1E-07	2.5E-07	7.6E-08	2.2E-08	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0.00836	0.00257	0.00079	0.00024	7.5E-05	2.3E-05	7.1E-06	2.2E-06	6.7E-07	2.1E-07	6.3E-08	1.9E-08	5.7E-09	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0.00689	0.00212	0.00065	0.0002	6.2E-05	1.9E-05	5.9E-06	1.8E-06	5.5E-07	1.7E-07	5.2E-08	1.6E-08	4.9E-09	1.4E-09	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0.00567	0.00175	0.00054	0.00017	5.1E-05	1.6E-05	4.8E-06	1.5E-06	4.6E-07	1.4E-07	4.3E-08	1.3E-08	4.1E-09	1.2E-09	3.7E-10	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0.00467	0.00144	0.00044	0.00014	4.2E-05	1.3E-05	4E-06	1.2E-06	3.8E-07	1.2E-07	3.6E-08	1.1E-08	3.4E-09	1E-09	3.1E-10	9.3E-11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0.00385	0.00119	0.00037	0.00011	3.5E-05	1.1E-05	3.3E-06	1E-06	3.1E-07	9.6E-08	2.9E-08	9.1E-09	2.8E-09	8.5E-10	2.6E-10	7.9E-11	2.4E-11	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0.00317	0.00098	0.0003	9.3E-05	2.9E-05	8.8E-06	2.7E-06	8.3E-07	2.6E-07	7.9E-08	2.4E-08	7.5E-09	2.3E-09	7.1E-10	2.2E-10	6.6E-11	2E-11	6E-12	0	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0.00261	0.0008	0.00025	7.6E-05	2.4E-05	7.2E-06	2.2E-06	6.9E-07	2.1E-07	6.5E-08	2E-08	6.2E-09	1.9E-09	5.8E-10	1.8E-10	5.5E-11	1.7E-11	5.1E-12	1.5E-12	0	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0.00215	0.00066	0.0002	6.3E-05	1.9E-05	6E-06	1.8E-06	5.7E-07	1.7E-07	5.4E-08	1.7E-08	5.1E-09	1.6E-09	4.8E-10	1.5E-10	4.5E-11	1.4E-11	4.3E-12	1.3E-12	3.9E-13	0	0	0	0	0	0	0
6.69772	0.00177	0.00055	0.00017	5.2E-05	1.6E-05	4.9E-06	1.5E-06	4.7E-07	1.4E-07	4.4E-08	1.4E-08	4.2E-09	1.3E-09	4E-10	1.2E-10	3.8E-11	1.2E-11	3.5E-12	1.1E-12	3.3E-13	9.8E-14	0	0	0	0	0	0
4.736	0.00146	0.00045	0.00014	4.3E-05	1.3E-05	4E-06	1.2E-06	3.8E-07	1.2E-07	3.6E-08	1.1E-08	3.5E-09	1.1E-09	3.3E-10	1E-10	3.1E-11	9.5E-12	2.9E-12	9E-13	2.7E-13	8.4E-14	2.5E-14	0	0	0	0	0
3.34886	0.0012	0.00037	0.00011	3.5E-05	1.1E-05	3.3E-06	1E-06	3.2E-07	9.7E-08	3E-08	9.2E-09	2.8E-09	8.8E-10	2.7E-10	8.3E-11	2.6E-11	7.9E-12	2.4E-12	7.4E-13	2.3E-13	7E-14	2.1E-14	6.3E-15	0	0	0	0
2.368	0.00099	0.0003	9.4E-05	2.9E-05	8.9E-06	2.7E-06	8.5E-07	2.6E-07	8E-08	2.5E-08	7.6E-09	2.3E-09	7.2E-10	2.2E-10	6.8E-11	2.1E-11	6.5E-12	2E-12	6.1E-13	1.9E-13	5.8E-14	1.8E-14	5.4E-15	1.6E-15	0	0	0
1.67443	0.00081	0.00025	7.7E-05	2.4E-05	7.3E-06	2.3E-06	7E-07	2.1E-07	6.6E-08	2E-08	6.3E-09	1.9E-09	5.9E-10	1.8E-10	5.6E-11	1.7E-11	5.3E-12	1.6E-12	5.1E-13	1.6E-13	4.8E-14	1.5E-14	4.5E-15	1.4E-15	4.1E-16	0	0
1.184	0.00067	0.00021	6.4E-05	2E-05	6E-06	1.9E-06	5.7E-07	1.8E-07	5.4E-08	1.7E-08	5.2E-09	1.6E-09	4.9E-10	1.5E-10	4.6E-11	1.4E-11	4.4E-12	1.4E-12	4.2E-13	1.3E-13	3.9E-14	1.2E-14	3.7E-15	1.1E-15	3.5E-16	1E-16	0

	Matriz T																										
	9699.33	**6858.46**	**4849.66**	**3429.23**	**2424.83**	**1714.62**	**1212.42**	**857.308**	**606.208**	**428.654**	**303.104**	**214.327**	**151.552**	**107.163**	**75.776**	**53.5817**	**37.888**	**26.7909**	**18.944**	**13.3954**	**9.472**	**6.69772**	**4.736**	**3.34886**	**2.368**	**1.67443**	**1.184**
9699.33	0.52469	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0.08	0.8794	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0.06831	0.0203	0.9694	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0.05693	0.01733	0.00515	0.99224	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0.04721	0.01445	0.0044	0.00131	0.99803	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0.03906	0.01198	0.00367	0.00112	0.00033	0.9995	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0.03227	0.00991	0.00304	0.00093	0.00028	8.4E-05	0.99987	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0.02664	0.00819	0.00251	0.00077	0.00024	7.2E-05	2.1E-05	0.99997	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0.02197	0.00676	0.00208	0.00064	0.0002	6E-05	1.8E-05	5.4E-06	0.99999	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0.01812	0.00558	0.00171	0.00053	0.00016	5E-05	1.5E-05	4.6E-06	1.4E-06	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0.01494	0.0046	0.00141	0.00044	0.00013	4.1E-05	1.3E-05	3.9E-06	1.2E-06	3.5E-07	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0.01231	0.00379	0.00117	0.00036	0.00011	3.4E-05	1E-05	3.2E-06	9.8E-07	3E-07	8.8E-08	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0.01015	0.00312	0.00096	0.0003	9.1E-05	2.8E-05	8.6E-06	2.6E-06	8.1E-07	2.5E-07	7.6E-08	2.2E-08	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0.00836	0.00257	0.00079	0.00024	7.5E-05	2.3E-05	7.1E-06	2.2E-06	6.7E-07	2.1E-07	6.3E-08	1.9E-08	5.7E-09	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0.00689	0.00212	0.00065	0.0002	6.2E-05	1.9E-05	5.9E-06	1.8E-06	5.5E-07	1.7E-07	5.2E-08	1.6E-08	4.9E-09	1.4E-09	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0.00567	0.00175	0.00054	0.00017	5.1E-05	1.6E-05	4.8E-06	1.5E-06	4.6E-07	1.4E-07	4.3E-08	1.3E-08	4.1E-09	1.2E-09	3.7E-10	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0.00467	0.00144	0.00044	0.00014	4.2E-05	1.3E-05	4E-06	1.2E-06	3.8E-07	1.2E-07	3.6E-08	1.1E-08	3.4E-09	1E-09	3.1E-10	9.3E-11	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0.00385	0.00119	0.00037	0.00011	3.5E-05	1.1E-05	3.3E-06	1E-06	3.1E-07	9.6E-08	2.9E-08	9.1E-09	2.8E-09	8.5E-10	2.6E-10	7.9E-11	2.4E-11	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0.00317	0.00098	0.0003	9.3E-05	2.9E-05	8.8E-06	2.7E-06	8.3E-07	2.6E-07	7.9E-08	2.4E-08	7.5E-09	2.3E-09	7.1E-10	2.2E-10	6.6E-11	2E-11	6E-12	1	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0.00261	0.0008	0.00025	7.6E-05	2.4E-05	7.2E-06	2.2E-06	6.9E-07	2.1E-07	6.5E-08	2E-08	6.2E-09	1.9E-09	5.8E-10	1.8E-10	5.5E-11	1.7E-11	5.1E-12	1.5E-12	1	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0.00215	0.00066	0.0002	6.3E-05	1.9E-05	6E-06	1.8E-06	5.7E-07	1.7E-07	5.4E-08	1.7E-08	5.1E-09	1.6E-09	4.8E-10	1.5E-10	4.5E-11	1.4E-11	4.3E-12	1.3E-12	3.9E-13	1	0	0	0	0	0	0
6.69772	0.00177	0.00055	0.00017	5.2E-05	1.6E-05	4.9E-06	1.5E-06	4.7E-07	1.4E-07	4.4E-08	1.4E-08	4.2E-09	1.3E-09	4E-10	1.2E-10	3.8E-11	1.2E-11	3.5E-12	1.1E-12	3.3E-13	9.8E-14	1	0	0	0	0	0
4.736	0.00146	0.00045	0.00014	4.3E-05	1.3E-05	4E-06	1.2E-06	3.8E-07	1.2E-07	3.6E-08	1.1E-08	3.5E-09	1.1E-09	3.3E-10	1E-10	3.1E-11	9.5E-12	2.9E-12	9E-13	2.7E-13	8.4E-14	2.5E-14	1	0	0	0	0
3.34886	0.0012	0.00037	0.00011	3.5E-05	1.1E-05	3.3E-06	1E-06	3.2E-07	9.7E-08	3E-08	9.2E-09	2.8E-09	8.8E-10	2.7E-10	8.3E-11	2.6E-11	7.9E-12	2.4E-12	7.4E-13	2.3E-13	7E-14	2.1E-14	6.3E-15	1	0	0	0
2.368	0.00099	0.0003	9.4E-05	2.9E-05	8.9E-06	2.7E-06	8.5E-07	2.6E-07	8E-08	2.5E-08	7.6E-09	2.3E-09	7.2E-10	2.2E-10	6.8E-11	2.1E-11	6.5E-12	2E-12	6.1E-13	1.9E-13	5.8E-14	1.8E-14	5.4E-15	1.6E-15	1	0	0
1.67443	0.00081	0.00025	7.7E-05	2.4E-05	7.3E-06	2.3E-06	7E-07	2.1E-07	6.6E-08	2E-08	6.3E-09	1.9E-09	5.9E-10	1.8E-10	5.6E-11	1.7E-11	5.3E-12	1.6E-12	5.1E-13	1.6E-13	4.8E-14	1.5E-14	4.5E-15	1.4E-15	4.1E-16	1	0
1.184	0.00067	0.00021	6.4E-05	2E-05	6E-06	1.9E-06	5.7E-07	1.8E-07	5.4E-08	1.7E-08	5.2E-09	1.6E-09	4.9E-10	1.5E-10	4.6E-11	1.4E-11	4.4E-12	1.4E-12	4.2E-13	1.3E-13	3.9E-14	1.2E-14	3.7E-15	1.1E-15	3.5E-16	1E-16	1

	Matriz C																									
	9699.33	6858.46	4849.66	3429.23	2424.83	1714.62	1212.42	857.308	606.208	428.654	303.104	214.327	151.552	107.163	75.776	53.5817	37.888	26.7909	18.944	13.3954	9.472	6.69772	4.736	3.34886	2.368	1.67443	1.184
9699.33	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0.12031	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6.69772	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4.736	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3.34886	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2.368	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1.67443	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1.184	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0

	Matriz Identidade																										
	9699.33	6858.46	4849.66	3429.23	2424.83	1714.62	1212.42	857.308	606.208	428.654	303.104	214.327	151.552	107.163	75.776	53.5817	37.888	26.7909	18.944	13.3954	9.472	6.69772	4.736	3.34886	2.368	1.67443	1.184
9699.33	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
6858.46	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
4849.66	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
3429.23	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
2424.83	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1714.62	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
1212.42	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
857.308	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
606.208	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
428.654	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
303.104	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
214.327	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
151.552	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
107.163	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
75.776	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
53.5817	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
37.888	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
26.7909	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0
18.944	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0
13.3954	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0
9.472	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0	0
6.69772	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0	0
4.736	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	0
3.34886	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0
2.368	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0
1.67443	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0
1.184	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1

Modelo de Lynch - pi=(I-C).(I-B.C)^-1.fi		
Calibre	Histograma	Cumulante
9699.328	0	1
6858.461	0	1
4849.664	0	1
3429.230	0	1
2424.832	0	1
1714.615	0	1
1212.416	0	1
857.308	0	1
606.208	0	1
428.654	0	1
303.104	0.272911793	0.727088207
214.327	0.19918227	0.527905938
151.552	0.137834779	0.390071159
107.163	0.094963142	0.295108017
75.776	0.066768105	0.228339912
53.582	0.048382358	0.179957554
37.888	0.036158233	0.143799321
26.791	0.027756255	0.116043066
18.944	0.021760736	0.09428233
13.395	0.017328136	0.076954194
9.472	0.013951432	0.063002761
6.698	0.011318253	0.051684509
4.736	0.009229155	0.042455353
3.349	0.007551339	0.034904015
2.368	0.006192442	0.028711573
1.674	0.005085567	0.023626005
1.184	0.004180552	0.019445453
infra	0.019445453