



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

O-PitMineToCrusher: Desenvolvimento de um *software* de otimização de operações de pedreira

Daniel Filipe Oliveira Ferreira



isep Instituto Superior de Engenharia do Porto

P.PORTO

2022

(página propositadamente em branco)



Instituto Superior de Engenharia do Porto

DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA GEOTÉCNICA

O-PitMineToCrusher: Desenvolvimento de um *software* de otimização de operações de pedreira

O-PitMineToCrusher: Development of a software for quarry operations optimization

Daniel Filipe Oliveira Ferreira

1200467

*Estágio apresentado ao Instituto Superior de Engenharia do Porto para cumprimento dos requisitos necessários à obtenção do grau de **Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente**, realizada sob a orientação do Doutor João Paulo Meixedo, Professor Coordenador no Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP.*

(página propositadamente em branco)

Júri

Presidente

Doutor Helder Gil Iglésias de Oliveira Chaminé

Professor Coordenador com Agregação, Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor João Paulo Meixedo dos Santos Silva

Professor Coordenador, Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Doutor Luís Carlos Correia Ramos

Professor Adjunto Convidado, Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto

Engenheiro Consultor Iberian Resources Portugal – Recursos Minerais, Unipessoal Lda

Mestre Rui Manuel Santos Silva

Director de Produção, Britafiel – Agregados E Ornamentais, S.A., Penafiel

*A dissertação de **mestrado em engenharia geotécnica e geoambiente (MEGG)** foi apresentada e defendida em prova pública, por **Daniel Filipe Oliveira Ferreira**, em 9 de Novembro de 2022 mediante o júri nomeado, em que foi atribuída, por unanimidade, a classificação final de **15 (quinze) valores**, cuja fundamentação se encontra em acta. Todas as correções pontuais determinadas pelo júri, e só essas, foram efectuadas.*

(página propositadamente em branco)

Agradecimentos

Depois de muito esforço e trabalho para terminar esta dissertação, é obrigatório falar de toda a gente que contribuiu de uma forma ou de outra para o sucesso deste projeto de mestrado.

Gostava de agradecer primeiramente à minha Mãe por toda a ajuda que me deu para eu conseguir terminar a minha carreira académica. Gostava também de agradecer aos meus Avós, pelo apoio constante durante todos os meus estudos, e pela motivação para continuar em frente.

Quero dar uns agradecimentos muito especiais ao meu sobrinho, o Gustavo, por todas as distrações que me ajudaram a descontrair enquanto eu escrevia esta dissertação.

Os meus agradecimentos saem também ao Professor João Paulo Meixedo, meu orientador, que sempre me apoiou em todas as ideias malucas que tive durante este último meio ano, e que me incentivou a ser o meu melhor possível.

Queria também agradecer ao meu supervisor e amigo, o Mestre em Engenharia de Minas Auã Kiahla, que desde o meu primeiro dia na O-Pitblast sempre mostrou disponibilidade para me ajudar dentro e fora do escritório, sendo uma das peças fulcrais para esta dissertação ter sido terminada. A maldição do *powder factor* parece que finalmente terminou.

Não posso agradecer todas estas pessoas sem agradecer especialmente às amizades que ganhei nos meus 3 anos no Departamento de Minas na FEUP, com carinho especial ao Chicão, à Margarida, à Ana Rita, ao Tiago, ao Kiko, ao Nelson, ao Johnny boy e ao Alex. Vou guardar para sempre as memórias que temos e as torturas porque todos passamos juntos.

Gostava de agradecer a todos quantos conheci durante estes 2 anos no Departamento de Engenharia Geotécnica do ISEP; Departamento que não fica nem em quarto lugar, nem em terceiro, nem em segundo lugar no meu coração, mas em primeiro lugar, juntamente com o Departamento de Engenharia de Minas, especialmente aos meus colegas e mais importantes amigos, nomeadamente o Luís, o Alexandre, o Daniel, o Ivo Jacinto, a Hanna, a Beatriz e o Pacheco. Foram anos de muito trabalho, mas também repletos de diversão graças a vocês.

À O-Pitblast, e especialmente às pessoas que fazem a empresa, um muito obrigado. Estes últimos meses foram dos melhores, e agradeço do fundo do coração a oportunidade que me deram para desenvolver este tema. Toda a gente na empresa na sua própria maneira ajudou nesta dissertação, mas gostaria de agradecer em especial ao Vinicius, à Leonor, ao Fred, à Bianca, ao Auã e ao Fred pelos momentos que tivemos, e iremos continuar a ter no futuro.

Um obrigado muito especial ao Doutor Vinicius Miranda, e ao agora caríssimo Mestre Engenheiro de Minas Francisco Monteiro, pela aprendizagem coletiva que tivemos para desenvolver o programa que foi o tema desta dissertação. Sem vocês, demoraria mais meio ano a escrever o código.

Um agradecimento muito especial ao Fábio, ao Meireles e ao Daniel pela ajuda que me deram para o levantamento dos dados para esta dissertação, mesmo depois de todos os contratempos que surgiram. O meu imenso obrigado.

Não poderia terminar os meus agradecimentos sem agradecer à Britafiel, em especial ao Engenheiro Rui Santos Silva e ao Engenheiro Pedro Romariz, que me ajudaram em tudo o que era possível para terminar esta dissertação, e pela imensa disponibilidade e paciência que tiveram em me ajudar a não só obter dados para esta dissertação, mas também pelo conhecimento que partilharam comigo nas visitas à pedreira da Britafiel.

A todos os que contribuíram para a conclusão desta dissertação, as palavras falham-me, mas fica aqui a minha eterna e sincera gratidão.

(página propositadamente em branco)

Palavras-chave

Custos, *MineToMill*, operações, otimização, pedreira.

Resumo

A otimização das operações de uma pedreira como um todo são uma ideia que cada vez mais a cada dia passa a ser uma realidade. O conceito do *MineToMill* serve como uma primeira pedra no estudo das operações unitárias de uma pedreira, procurando ligações entre eles e visando a otimizar de modo a aumentar a produtividade global e diminuir custos. Esta dissertação baseia-se na metodologia do *MineToMill*, introduzindo as ideias dele no desenvolvimento dum *software* que calcula os custos das operações de uma pedreira — o *O-PitMineToCrusher* — conectando as etapas de perfuração e carregamento da bancada, taqueio de blocos, desmonte, carga e transporte e britagem primária, e procurando um diagrama de plano de fogo ótimo que faz com essa operação — e todas as operações subsequentes — operem de maneira a diminuir o seu custo global e tentando ao mesmo tempo aumentar a produtividade. O foco principal da dissertação é no desenvolvimento do *software*, explicando a metodologia praticada e as técnicas de modelação utilizadas, explicando ponto a ponto como o *software* calcula todos os parâmetros relativos à pedreira. É apresentado também um caso de estudo duma pedreira de granito para agregados, onde se apresentou a metodologia de campo utilizado e o tipo de dados que foram obtidos. Com estes dados, foram apresentadas conclusões sobre os resultados que o *software* apresenta e também conclusões relativamente às operações da pedreira em estudo.

(página propositadamente em branco)

Keywords

Costs, *MineToMill*, operations, optimization, quarry.

Abstract

The optimization of quarry operations is an idea that is becoming more of a reality every day that passes. The *MineToMill* concept functions as a founding stone in the study and analysis of unitary quarry operations. It searches for connections between them to use said connections as an optimization method to increase global quarry productivity and reduce costs. This dissertation is based on the *MineToMill* methodology, introducing the ideas that surround it into the development of software — the O-PitMineToCrusher — that calculates the costs of all the operations linked to a quarry operation, connecting the phases of drilling and blasting of a bench, secondary fragmentation, loading and hauling and primary crushing, and attempts to calculate the optimal blast design that reduces the overall costs of all quarry operations, and at the same time increase productivity. The focus of the dissertation is software development, explaining the methodology used and the modelling techniques applied to the software, and explaining how the software calculates and uses every parameter associated with a quarry operation. It is then presented as a case study of a granite quarry that produces aggregates, showing the field methodology and the data obtained from analyzing all quarry operations. This data drew conclusions about the software's results and findings regarding the quarry used as a case study.

(página propositadamente em branco)

Introdução

1.	Introdução	4
1.1.	Tema de Dissertação	4
1.2.	Importância e relevância do tema	4
1.3.	Objetivo geral e objetivos específicos	4
1.4.	Organização da dissertação.....	5
1.5.	A empresa O-Pitblast.....	6
2.	Atividades e operações mineiras unitárias	3
2.1.	Maciços rochosos	4
2.2.	Desmonte de rochas.....	6
2.2.1.	Dimensionamento do diagrama de fogo.....	8
2.2.1.1.	Parâmetros geométricos do diagrama de fogo.....	9
2.2.1.2.	Tipo de explosivos	12
2.2.1.3.	Carga específica.....	13
2.2.2.	Desmonte secundário	14
2.3.	Carga e transporte.....	16
2.3.1.	Operações elementares da carga	17
2.3.2.	Operações elementares do transporte	18
2.4.	Britagem primária.....	20
3.	O conceito de <i>MineToMill</i>	26
3.1.	A evolução do <i>MineToMill</i>	27
3.2.	Interatividade entre operações unitárias.....	29
3.3.	A hipótese do <i>MineToCrusher</i>	31
4.	Modelação e otimização	39
4.1.	Conceito de sistema e modelo	39
4.1.1.	Sistema	39
4.1.2.	Modelo	40
4.2.	Modelos de simulação utilizados	42
4.2.1.	Modelo de dimensionamento da pega de fogo	42
4.2.2.	O modelo de Kuz-Ram para a previsão da granulometria do desmonte	44
4.2.3.	Modelo de previsão do taqueio	48
4.2.4.	Modelo da determinação do tempo de carga.....	50
4.2.5.	Modelo de britagem primária	52
4.2.5.1.	Determinação do trabalho realizado pelo britador	56

4.3.	Custos das atividades mineiras unitárias	58
4.3.1.	Perfuração e desmonte	58
4.3.1.	Desmonte secundário	59
4.3.2.	Carga e transporte.....	60
4.3.3.	Britagem primária	60
4.4.	Otimização das operações de pedraira.....	61
4.4.1.	Simulated annealing.....	62
5.	Desenvolvimento do <i>software</i> do <i>MineToCrusher</i>	66
5.1.	Linguagem de programação.....	66
5.1.1.	Introdução ao <i>Python</i>	66
5.1.2.	Visual Studio Code.....	67
5.2.	Bibliotecas utilizadas	68
5.3.	Pseudocódigo do <i>MineToCrusher</i>	68
5.3.1.	Parâmetros de entrada	69
5.3.2.	Controlo da aleatoriedade de eventos.....	69
5.3.3.	Classe de calibres	69
5.3.4.	Geometria dos furos e da bancada	70
5.3.5.	Quantidade de explosivo.....	71
5.3.6.	Previsão da granulometria	72
5.3.7.	Simulação de quantidade e tempo de carga.....	72
5.3.8.	Ciclos de transporte	73
5.3.9.	Separação do material que entra no britador e o que sofre taqueio	73
5.3.10.	Percentagem de material que sofre taqueio	74
5.3.11.	Modelo de britagem – Cálculo do produto final.....	74
5.3.12.	Trabalho realizado pelo britador.....	75
5.3.13.	Custos de operação	75
5.3.14.	Função interpolada do custo global das operações.....	76
5.3.15.	<i>Plot</i> do gráfico <i>burden</i> em função do custo total.....	76
5.3.16.	Ponto mínimo da função de custo total.....	78
6.	Caso de estudo: A Pedreira da Britafiel.....	82
6.1.	A Britafiel, S.A.....	82
6.2.	Enquadramento da Pedreira de Vilar.....	84
6.2.1.	Enquadramento geográfico.....	84
6.2.2.	Enquadramento local	85

6.2.3.	Enquadramento geológico-geomorfológico	85
6.3.	Geometria da pega de fogo em estudo.....	86
6.4.	Levantamento dos dados de campo	88
6.4.1.	Classificação do maciço rochoso	88
6.4.2.	Levantamento da geometria dos furos	89
6.4.3.	Tipo de explosivo e acessórios	93
6.4.4.	Análise granulométrica do desmonte	93
6.4.5.	Equipamentos.....	95
6.4.5.1.	Dumpers	95
6.4.5.2.	Pás carregadoras	95
6.4.5.3.	Martelo pneumático	96
6.4.5.4.	Britador primário.....	96
6.4.6.	Tempos de ciclo de carga e transporte	97
6.4.6.1.	Tempos de carga	98
6.4.6.2.	Tempos de transporte	98
6.4.7.	Custos de operação	100
7.	Resultados e discussão	103
7.1.	Resultados do desmonte em estudo.....	103
7.1.1.	Geometria da bancada	103
7.1.1.1.	Desvio dos furos	103
7.1.2.	Curvas granulométricas.....	105
7.1.3.	Volume previsto para taqueio.....	106
7.1.4.	Tempos médios e horas trabalhadas	106
7.1.5.	Custos de operação	106
7.2.	Análise da operação	106
8.	Conclusões e perspetivas futuras.....	115
8.1.	Conclusões.....	115
8.2.	O futuro do <i>MineToCrusher</i>	117
9.	Referências bibliográficas.....	121

(página propositadamente em branco)

Índice de figuras

Figura 1 - Localização dos clientes da O-Pitblast.....	7
Figura 2 - A interface do O-PitSurface.....	7
Figura 3 - Diagrama das operações mais comuns numa pedreira	4
Figura 4 - Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin - adaptado de (Drilling and Blasting of Rocks, 1995).....	7
Figura 5 - Representação de uma bancada de pedreira	8
Figura 6 - Área desmontada por furo (Hustrulid, 1999).....	10
Figura 7 - Relação entre o afastamento e a subfuração (adaptado de (Sánchez, 2007))	10
Figura 8 - Influência da inclinação nos furos na forma da pilha do material fragmentado (adaptado de (Correia, 2011))	12
Figura 9 - Versão comercializável do ANFO (Autoria: <i>Forcit Explosives</i>).....	13
Figura 10 - Explosivo de emulsão encartuchado (1) e em <i>bulk</i> (2) (Fonte: <i>Forcit Explosives</i>)	13
Figura 11 - Vários métodos de taqueio: com recurso a explosivo (1) e com recurso a <i>drop ball</i> (2) (Autoria: <i>Renomag</i>).....	15
Figura 12 - Taqueio com recurso a um martelo hidráulico (Autoria: <i>Renomag</i>)	15
Figura 14 - Atividades elementares de uma pá giratória frontal (Miranda, 1986)	17
Figura 15 - <i>Dumper</i> rígido (Komatsu HD785) (1) e um <i>dumper</i> articulado (Volvo A250) (2) (Fonte: <i>ArchiExpo</i>).....	19
Figura 16 - Configuração típica de um britador de maxilas (adaptado de (Johansson, 2019)).....	21
Figura 17 - Parâmetros de entrada e saída do britador (Fonte: <i>911metallurgist</i>).....	21
Figura 18 - Tipos de britador de maxilas: o de <i>Blake</i> (a), <i>Dodge</i> (b) e o <i>Universal</i> (c) (adaptado de (Okechukwu, et al., 2017))	22
Figura 19 - Catálogo com as produtividades horários de diversos britadores em função do seu parâmetro de <i>CSS</i> (Fonte: <i>Metso</i>)	23
Figura 20 – Cronologia dos maiores avanços relativamente à estratégia do MineToMill, desde 1980 até à atualidade.....	29
Figura 21 – Demonstração do espaço ocupado pelo material consoante o tamanho das partículas	30
Figura 22 - Processo de modelação da perfuração e desmonte	33
Figura 23 - Processo de modelação do taqueio	34
Figura 24 - Processo de modelação da carga e transporte	34
Figura 25 - Processo de modelação do britador primário.....	35
Figura 26 - Visão geral do modelo do MineToCrusher.....	35
Figura 27 - Esquematização do conceito de modelo e sistema (adaptado de Cassandras et al. (2008))	40
Figura 28 - Classificação dos modelos de simulação (adaptado de (Gavira, 2003))	41
Figura 29 – Curva granulométrica do material.....	47

Figura 30 – Influência do índice de uniformidade no ajuste da curva granulométrica proveniente do modelo de Kuz-Ram	48
Figura 31 – Utilização do tamanho da abertura do britador para definir o calibre mínimo para se considerar taquear uma dada partícula.....	49
Figura 32 – Função de distribuição de probabilidade para uma variável com média 3 e desvio padrão 1.....	51
Figura 33 – Calibre médio do material fragmentado, em milímetros, versus o tempo de carga do mesmo, em segundos (Queiroz, 2019)	51
Figura 34 - Fluxograma de um circuito aberto de britagem (adaptado de (Futuro e Leite, 2018)).	53
Figura 35 - Representação esquemática do modelo de britagem com circulação seletiva, (Futuro e Leite, 2018).....	54
Figura 36 - Função classificação (Kiahla, 2020)	55
Figura 37 - Formação de novas partículas a partir de uma de maior calibre através de uma força de impacto (adaptado de (Anticoi, Guasch, Hamid, Oliva, & Alfonso, 2018))	56
Figura 38 - Pseudocódigo do cozimento simulado	63
Figura 39 - Pseudocódigo do recozimento simulado adaptado ao modelo do <i>MineToCrusher</i>	63
Figura 40 - Logótipo da linguagem de programação (<i>Python</i>) utilizada	67
Figura 41 - <i>Interface</i> do <i>Visual Studio Code</i> com a identificação das respetivas regiões de atividade	68
Figura 42 - Bibliotecas utilizadas no desenvolvimento do <i>software</i> do <i>MineToCrusher</i>	68
Figura 43 - Pseudocódigo da determinação da classe de calibres	70
Figura 44 - Função de cálculo da geometria da bancada e os parâmetros relacionados	70
Figura 45 - Função de determinação da quantidade de explosivo	71
Figura 46 - Função de cálculo da curva granulométrica do material proveniente do desmonte....	72
Figura 47 - Determinação do tempo de carga do material proveniente do desmonte.	72
Figura 48 - Determinação do número de viagens necessárias para transportar todo o material...	73
Figura 49 - Função de separação do material que entra no britador e o que sofre taqueio.....	73
Figura 50 - Função de cálculo da percentagem de material que sofre taqueio.....	74
Figura 51 - Função de modelação de britagem.....	74
Figura 52 - Determinação da quantidade de energia despendida na britagem primária.....	75
Figura 53 - Função de cálculo de custos das operações de pedraira.....	75
Figura 54 - Função de determinação da equação polinomial de segundo grau dos custos totais da operação.....	76
Figura 55 - Código original da construção do gráfico da influência da distância à frente no custo total do desmonte	76
Figura 56 - Exemplo do gráfico distância à frente livre versus custo total que o programa produz	77
Figura 57 - Gráfico concentração de carga específica versus custo total da operação	77
Figura 58 - Função de recozimento simulado aplicado à determinação do ponto ótimo da equação de custos globais	78

Figura 59 - Vista aérea mais recente da exploração da Britafiel, S.A.....	82
Figura 60 - Localização do distrito do Porto e do concelho de Penafiel	84
Figura 61 - Localização da pedreira dentro do concelho de Penafiel (<i>Autoria: Câmara Municipal de Penafiel</i>).....	84
Figura 62 - Excerto do Plano Diretor Municipal de Penafiel - Centro com foco na pedreira (sem escala) (Fonte: Câmara Municipal de Penafiel).....	85
Figura 63 - Geologia local da zona circundante da pedreira (sem escala) (adaptado da folha 09-D – Penafiel da Carta Geológica de Portugal).....	86
Figura 64 - Disposição da pega de fogo em estudo planeada, elaborada no O-PitSurface	87
Figura 65 - Vista lateral da disposição dos furos dentro da bancada.....	88
Figura 66 - Face livre da bancada a desmontar, delineada a vermelho.....	89
Figura 68 - O-Pitdev (<i>Autoria: O-Pitblast</i>)	89
Figura 69 - Material utilizado para o tamponamento dos furos	91
Figura 70 - Fotografias utilizadas para análise da curva granulométrica, com o O-Pitdev como referência	94
Figura 71 - Curva granulométrica do desmonte através da análise do <i>WipFrag</i>	94
Figura 72 - <i>CAT 769D</i>	95
Figura 73 - Pá giratória <i>CAT 340</i> utilizada na operação	95
Figura 74 - <i>Volvo 380</i> , acoplado de um martelo hidráulico	96
Figura 75 - Martelo hidráulico <i>R45</i> instalado na <i>Volvo 380</i>	96
Figura 76 - Britador de maxilas <i>Nordberg C130</i> (<i>Autoria: Metso</i>).....	96
Figura 77 - Ciclo de carga e transporte em funcionamento.....	97
Figura 78 - Vista de topo da geometria da malha do diagrama de fogo, com os valores reais aplicados	103
Figura 79 - Vista superior dos furos planeados, a azul, com os valores reais, a vermelho, retirados com o O-Pitdev.....	104
Figura 80 - Vista lateral dos furos planeados, a azul, com os valores reais, a vermelho, retirados com o O-Pitdev.....	104
Figura 81 – Curvas granulométricas resultantes das operações.....	105
Figura 82 - Resultado da simulação de 400 planos de fogo diferentes - com os dados fornecidos pela Britafiel	107
Figura 83 - Evolução do custo total da perfuração e desmonte em função da concentração de carga específica.....	107
Figura 84 - Evolução do custo de taqueio em função da concentração de carga específica	108
Figura 85 - Evolução do custo da carga do material em função da concentração de carga específica	109
Figura 86 - Evolução do custo do primário em função da concentração de carga específica	109

Índice de tabelas

Tabela 1 - Rendimentos do martelo hidráulico consoante a potência e a resistência da rocha, em m ³ /h (adaptado de (Manual de Perforación, Explosivos y Voladuras , 2017))	16
Tabela 2 - Cálculos dos parâmetros da geometria do plano de fogo.....	42
Tabela 3 - Tipo de agregados produzidos pela Britafiel, S.A.	83
Tabela 4 - Geometria do plano de fogo planeada.....	87
Tabela 6 - Resumo dos dados levantados em campo referentes ao dimensionamento do plano de fogo.....	92
Tabela 7 - Características relevantes dos explosivos	93
Tabela 8 - Tempos de transporte registados em hh:mm:ss e mm:ss	99
Tabela 9 - Custos de equipamentos utilizados nas operações.....	100
Tabela 10 - Preços dos explosivos utilizados e os acessórios associados	100
Tabela 11 - k80 de cada etapa, em milímetro.....	105
Tabela 11 - Custos de operação previstos para o caso de estudo.....	106
Tabela 13 - Parâmetros do plano de fogo otimizados, de acordo com o MineToCrusher	110
Tabela 14 - Quantidade de explosivo previsto por furo, de acordo com o MineToCrusher.....	110
Tabela 15 - Custos otimizados da operação.....	111
Tabela 16 - Influência do desvio padrão dos furos no custo das operações	116

(página propositadamente em branco)

Índice de gráficos

Gráfico 1 - Evolução do custo por tonelada de material processado numa atividade em função da fragmentação do material proveniente do desmonte.....	27
Gráfico 2 - Comprimento de cada furo planeado versus o real, em metro	90
Gráfico 3 - Subfuração para cada furo planeado versus o real, em metro	90
Gráfico 4 - Tamponamento para cada furo planeado versus o real, em metro	91
Gráfico 5 - Distância à frente livre de cada furo planeado versus o real, em metro	92
Gráfico 6 - Histograma dos tempos de carga levantados da pá giratória	98

(página propositadamente em branco)

Capítulo I

Introdução geral

(página propositadamente em branco)

1. Introdução

1.1. Tema de Dissertação

Esta dissertação, intitulada de *O-PitMineToCrusher: Desenvolvimento de um software de otimização de operações de pedreira*, enquadra-se no âmbito da unidade curricular de *Dissertação/Projeto/Estágio* do Curso de Mestrado em Engenharia Geotécnica e Geoambiente, lecionada no segundo ano, pelo Departamento de Engenharia Geotécnica (DEG), do Instituto Superior de Engenharia do Porto (ISEP) do Politécnico do Porto, para conclusão do ciclo de estudos no corrente ano letivo de 2021/2022, e para obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geotécnica e Geoambiente. Este documento tem o formato de *Estágio*, resultante de um protocolo entre o ISEP e a empresa *O-Pitblast*.

1.2. Importância e relevância do tema

Dia a dia, apercebe-se cada vez mais que a indústria de extração é crucial para o quotidiano do mundo existir como o conforto a que nos habituamos. Tudo em nosso redor, diretamente ou indiretamente, desde os telemóveis ao próprio chão onde se anda é resultado de uma matéria-prima que teve origem numa pedreira ou mina. No entanto, estas matérias-primas são finitas, e cada vez mais existe a noção dessa afirmação ser a realidade. Por isso, é importante saber organizar e aproveitar ao máximo os recursos que existem atualmente.

A indústria de extração é uma máquina, constituída por uma miríade de partes que necessitam de ser ajustadas de maneira que ela trabalhe da melhor maneira possível. Por outras palavras, as operações que englobam a indústria extrativa precisam de ser alvo de monitorização constante, análise e reavaliação, de maneira que a produtividade seja a máxima possível, não só para o melhor aproveitamento da matéria-prima existente, mas também para reduzir os custos de operação. Daqui parte o princípio da otimização das operações das pedreiras, que visa estudar ao detalhe todas as etapas da extração – desde a perfuração da bancada até à cominuição – para encontrar a melhor solução que visa aumentar a produtividade e também reduzir custos.

1.3. Objetivo geral e objetivos específicos

O projeto que constitui a dissertação final tem como principais objetivos:

- Construção de modelos de simulação das operações unitárias de uma atividade mineira, desde a modelação da geometria do plano de fogo, desmonte, taqueio, carga e transporte e britagem;
- Determinação dos custos económicos ligados às várias fases do ciclo de uma pedreira: perfuração, desmonte de rocha, taqueio, carga e transporte e britagem primária;

-
- Aplicação da interatividade e continuidade entre os módulos do ciclo, tendo por base o conceito do *Mine to Mill*;
 - Desenvolvimento de um processo de otimização, visando diminuir os custos de produção a partir do dimensionamento de um novo plano de fogo mais otimizado para a situação;
 - Elaboração de um *software* utilizando a linguagem de programação *Python*, utilizando todas as metodologias estudadas e desenvolvidas;
 - Apresentação de um caso de estudo de uma pedreira de agregados, com o acompanhamento das operações da mesma tendo por objetivo final a apresentação de uma proposta de geometria de bancada nova que melhor se adequa para maximizar produtividade e minimizar custos.

1.4. Organização da dissertação

Esta dissertação encontra-se dividida em 8 capítulos, sendo este o primeiro, com o objetivo de servir como uma introdução do que se vai discutir na dissertação, apresentando os objetivos gerais definidos para o projeto e o porquê de se ter desenvolvido este projeto. Também irá ser foco deste capítulo a introdução à empresa O-Pitblast, que foi a empresa que acolheu e ajudou a desenvolver na sua integridade o *software* utilizado.

No segundo capítulo, intitulado de *Atividades e operações mineiras unitárias*, vai ser realizada uma breve síntese de todos os conceitos e metodologias necessários para entender os mecanismos ligados às atividades unitárias de uma operação de pedreira, dando breves, mas explicativas, definições de conceitos ligados a áreas como maciços rochosos, perfuração e desmonte de bancadas de pedreira, os ciclos de carga e transporte e cominuição.

O terceiro capítulo, *O Conceito do MineToMill*, serve o propósito de explicar ao leitor o conceito do *Mine to Mill* – um conceito já bastante discutido dentro do sector mineiro, mas ainda bastante pouco desenvolvido e aceite num ponto de vista prática. Irá ser explicado em grande detalhe a metodologia do *Mine to Mill*, as suas origens e técnicas de melhoramento das operações ligadas a pedreiras ou minas, que depois irá servir como conetor para explicar a relevância da interatividade entre as atividades unitárias de uma operação de pedreira. Finalizando o capítulo, vai ser explicado ao leitor o conceito de *MineToCrusher*, e como é que ele se conecta à metodologia de *MineToMill*, explicando em grande detalhe o modelo do *MineToCrusher*.

O quarto capítulo, *Modelação e Otimização*, será referente a toda a matemática associada aos modelos necessários para o *MineToCrusher* ser uma realidade, explicando como funcionam, para que funcionam, porque é que foram definidas assim, as suas vantagens – e também as suas limitações.

O capítulo 5, com título *Desenvolvimento do software do MineToCrusher*, explica toda a base de programação e informática por trás do modelo do *MineToCrusher* — começando com uma breve introdução da linguagem de programação utilizada e depois desenvolvendo para o *software* em si, apresentando o código e pseudocódigo desenvolvido para o *software* calcule e simule todos os parâmetros que os modelos discutidos no capítulo 4 irão necessitar.

O capítulo 6, *Caso de estudo: A pedreira de Britafiel*, refere-se ao capítulo mais prático da dissertação, onde se irá apresentar o caso de estudo que foi realizado pelo autor para a validação de todos os modelos com dados empíricos. Apresenta-se uma breve introdução à empresa — a Britafiel — que gentilmente aceitou em colaborar com partilha de elementos varios. Seguindo-se o enquadramento da situação atual da pedreira da Britafiel de um ponto de vista de operações, mas também num ponto de vista geográfico e geológico regional. Neste capítulo também haverá a explicação da metodologia de levantamento de dados no campo utilizada, e claro, todos os dados recolhidos, desde a geometria do plano de fogo aos equipamentos utilizados no caso de estudo.

No capítulo 7, *Resultados e discussão*, vai-se utilizar os dados recolhidos apresentados no capítulo 6 para mostrar os resultados do modelo do *MineToCrusher* — nomeadamente custos de operação e curvas granulométricas do desmonte e da britagem primária. Depois, vai-se apresentar duas propostas de otimização do diagrama da pega de fogo retiradas dos resultados do *software* do *MineToCrusher* que visam reduzir o custo global das operações.

Por último, com o capítulo 8, *Conclusões e perspectivas futuras* ir-se-á esboçar as conclusões que o desenvolvimento desta dissertação determinou, justificando o porquê dos resultados e se estes refletem a realidade ou não, também tirando algumas considerações finais acerca da pedreira utilizada para o caso de estudo. Finalizando a dissertação, vai ser discutido o futuro do *software*, elaborando nos próximos passos a melhorar o modelo e os avanços que serão feitos a partir dos resultados desta dissertação.

1.5. A empresa O-Pitblast

A O-Pitblast é uma empresa portuguesa fundada em 2016, com sede na cidade do Porto. É reconhecida por ser especialista em soluções para um desmonte eficaz de rochas com recurso a explosivos. A empresa conta com uma equipa extremamente qualificada, composta por vários profissionais da área da Engenharia de Minas, da Estatística e da Matemática aplicada à indústria mineira, com uma vasta experiência no desmonte de rochas, com referências em todos os continentes (Figura 1).



Figura 1 - Localização dos clientes da O-Pitblast

A O-Pitblast começou a tornar-se numa marca reconhecida devido à sua inovação no desenvolvimento de software avançado para o planeamento e controlo das operações de desmonte de rocha, com recurso a explosivos. Esse software, conhecido por O-PitSurface, representado na Figura 2, permite que o engenheiro ou técnico responsável pelo dimensionamento e controlo do diagrama de fogo, consiga elaborar, de forma otimizada, todas as etapas inseridas na operação de desmonte e que seja possível simular resultados, juntando num único programa dados de topografia, perfuração, carga e temporização dos furos.

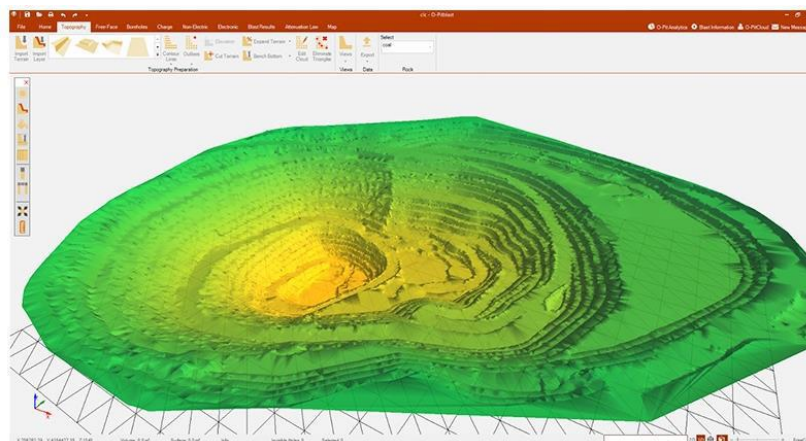


Figura 2 - A interface do O-PitSurface

Com a evolução e crescimento da empresa, foram criadas novas ferramentas, que já são atualmente comercializadas, com o intuito de melhorar o processo de planeamento e controlo das operações, como a aplicação O-PitApp para telemóveis com sistema *Android*, o site O-PitAnalytics

e o O-Pitdev. Para além destes produtos a empresa conta atualmente com o desenvolvimento de vários projetos, sendo um deles o O-PitMine2Mill.

O foco desta dissertação é o desenvolvimento de um *software* para a O-Pitblast, que tratará de otimizar de um ponto de vista global todas as operações ligadas com as atividades de pedreira, conectado diretamente as operações de perfuração, desmonte, carga, transporte, taqueio e britagem primária. Desta dissertação sairá o O-PitMineToCrusher, que servirá como a versão alfa do O-PitMine2Mill.

(página propositadamente em branco)

Capítulo II

Atividades e operações mineiras unitárias

(página propositadamente em branco)

2. Atividades e operações mineiras unitárias

Um dos trabalhos mais importantes da sociedade, desde que ela existe, é a extração de materiais. Desde o início da sociedade, o ser humano sempre necessitou dos georrecursos da crosta terrestre, como por exemplo metais raros, para evoluir como espécie, e tal foi um comportamento que evoluiu exponencialmente com o passar do tempo. Na atualidade, este desejo levou a uma corrida à extração de materiais que constantemente atinge picos não precedentes, causando uma procura enorme por eles e, conseqüentemente, um sentimento de escassez. Neste sentido, é importante regular e controlar esta demanda, já que uma matéria-prima proveniente de uma mina é, na teoria, uma matéria finita. Logo, é de elevada importância aproveitar o máximo possível do que é extraído do solo, utilizando um ponto de vista de sustentabilidade e produtividade.

De acordo com (Adel et al., 2006) a produção de um georrecurso é um processo de dois estágios, o primeiro envolvendo a mineração para extrair a commodity e o segundo processo para converter a commodity em um produto comercializável. Em termos mais leigos, a produção de um dado material ou minério envolve duas fases: a fase de extração do minério da crosta terrestre, e a fase do processamento do minério.

A fase de extração de minério refere-se a qualquer processo cujo objetivo será a remoção ou liberação do material do maciço rochoso. Estes processos servem essencialmente para soltar o material do maciço, e promover o transporte dele para instalações ou de armazenamento ou de processamento. Estes serão as fases como a perfuração da rocha, o planejamento do diagrama de fogo, a detonação de uma bancada ou pega de desmonte e a carga e transporte de esse material.

Por outro lado, a fase de processamento de minério refere-se aos módulos que têm como propósito principal beneficiar e refinar o material extraído. Ou seja, são etapas que irão transformar o material em uma matéria-prima comercializável e útil para outras áreas. Estas serão as operações de fragmentação, como a britagem primária, as moagens, os métodos de separação e beneficiação do material, etc.

O processo de produção de um georrecurso é o que ocorre em qualquer pedreira e/ou mina a céu aberto. Independentemente da localização ou do produto final a sair da pedreira, as operações unitárias relativas à fase de extração de minério vão ser iguais. Todavia, as fases de processamento de minério, nomeadamente nos processos intermédios, diferem substancialmente de caso para caso.

A fase de extração de um minério é dividida em 2 grandes etapas, representadas também na Figura 3:

- Perfuração e desmonte de maciços;
- Carga e transporte do material fragmentado.

A fase de processamento de minério, por outro lado, é dividida usualmente em 3 grandes etapas:

- Britagem/moagem do material;
- Refinação/beneficiação do material;
- Armazenamento.

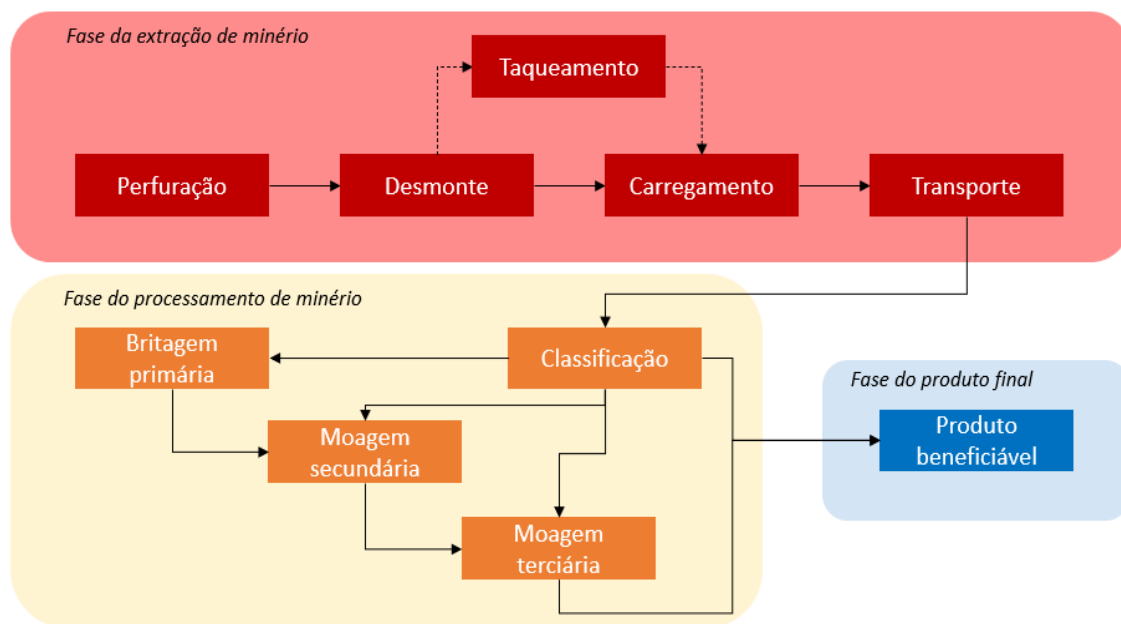


Figura 3 - Diagrama das operações mais comuns numa pedreira

Para existir uma pedreira, tem de haver um recurso a ser explorado. Estes recursos são enquadrados dentro dos maciços rochosos. Assim sendo, o maciço rochoso tem de ser o primeiro ponto de estudo das atividades relacionadas com a pedreira.

2.1. Maciços rochosos

A indústria extrativa é alimentada através dos maciços rochosos. A partir da fragmentação progressiva de um maciço ao longo da cadeia de produção, e dependendo do objetivo e intuito final, é possível obter produtos e recursos que possuem um propósito como matéria-prima e, ao mesmo tempo, economicamente viáveis.

(Vallejo & Ferrer, 2011) definem um maciço rochoso como uma rocha intacta, parte da crosta terrestre, que funciona como uma matriz para a formação de blocos de rocha justapostos. As superfícies que delimitam o contacto entre tais blocos designam-se por descontinuidades. Estas

descontinuidades possuem uma componente estocástica na sua gênese, causando uma orientação pseudoaleatória, o que promove a formação de blocos rochosos, implicando um comportamento anisotrópico. Isto é, o comportamento mecânico do maciço varia consoante a direção do maciço. Outra grande característica dos maciços rochosos é a sua heterogeneidade ou a sua variabilidade das propriedades física e/ou mecânicas em diferentes zonas do mesmo maciço. É importante realçar que as propriedades do maciço podem ser diferentes consoante se tem uma visão microscópica ou macroscópica, ou seja, um maciço considerado competente, sem descontinuidades de um ponto de vista macroscópico pode ter diversas famílias de descontinuidades a um nível microscópico. Devido a isto, é comum afirmar-se que é praticamente impossível encontrar dois maciços idênticos.

Para o estudo efetivo de um maciço rochoso, há diversos parâmetros que são necessários observar, estudar e analisar para se poder ter uma visão completa do comportamento desse mesmo maciço. Estes parâmetros, conhecidos como os parâmetros geológico-geotécnicos, ajudam a quantificar e classificar a qualidade do maciço rochoso, para que se possa concluir, por exemplo, se o maciço se encontra estável e como ele se irá comportar quando é aplicada uma força externa, como um desmonte de rocha ou a uma solução de sustimento. Os fatores mais importantes a ter em conta no estudo de um maciço são:

- Litologia da rocha;
- Grau de alteração;
- Grau de fraturação;
- Peso específico;
- Ângulo de fricção/atrito;
- Módulo de elasticidade;
- Porosidade da rocha;
- Orientação das descontinuidades.

Estes fatores, na área da engenharia geotécnica, servem como a base para se efetuar a análise comportamental do maciço rochoso. Quando os dados estiverem devidamente corrigidos, são utilizados para definir zonamentos geotécnicos, isto é, áreas onde uma parte do maciço possui um certo nível de competência, cujo objetivo é separar zonas do maciço mais competentes de um ponto de vista geotécnico das zonas do maciço menos competentes, ou para classificar maciços rochosos através de diversos sistemas de classificação geomecânica (por exemplo, RMR, Q-System, etc.).

As estratégias necessárias para os desmontes da rocha são inteiramente dependentes do conhecimento geológico-geotécnico do maciço rochoso, pois os parâmetros do maciço condicionam as soluções de desmonte. Para se obter este nível de informação, é necessário fazer o reconhecimento da área da exploração, através de frequentes campanhas de prospeção geológico-geotécnicas, que permitem recolher a informação necessária para se retirar conclusões acerca do comportamento do maciço numa fase estacionária e durante a fase de exploração em si, para que se possa concluir acerca do método mais aplicável para o desmonte de rochas, dum ponto de vista técnico e económico.

Este estudo preliminar irá ajudar a definir a técnica mais eficaz para o desmonte do maciço rochoso, nomeadamente se será necessário o recurso a explosivos ou se é possível desagregar o maciço através de vias mecânicas. Para tal, foi desenvolvido por (Franklin et al., 1971) um ábaco para determinar o melhor método de desmonte de maciços, a partir do espaçamento entre fraturas e o índice de resistência a cargas pontuais.

2.2. Desmonte de rochas

O objetivo principal do desmonte de um maciço é a fragmentação do mesmo, para facilitar o seu transporte e processamento. (Bhandari, 1997) refere que o propósito da fragmentação é obter-se o máximo volume de rocha possível com o menor custo associado, garantido a quantidade e a qualidade do material, de forma que os lucros das operações subsequentes a este processo sejam maximizados.

O gráfico exposto através da Figura 4 ilustra quatro regiões distintas que correspondem a diferentes métodos de desmonte de rochas. A secção A refere-se ao desmonte a partir da escavação mecânica, a zona B a escarificação, a zona C a utilização de explosivos para desagregar, e a D o desmonte com recurso a explosivos. Este último é o método mais utilizado num ambiente de mina a céu aberto e/ou pedreira.

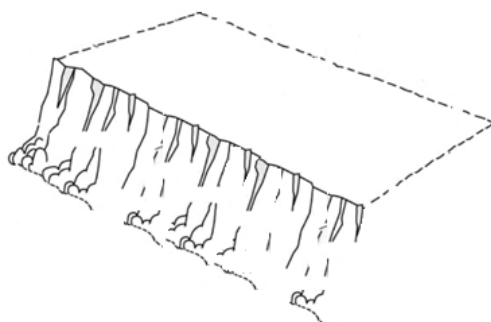


Figura 5 - Representação de uma bancada de pedra

2.2.1. Dimensionamento do diagrama de fogo

Tal como (Bernardo, 2004) afirma, um diagrama de fogo é realizado para os maciços rochosos mais competentes, sendo pouco prático ou impossível a escavação mecânica do mesmo em tempo útil e a um custo aceitável, tornando-se assim recomendável a utilização de substâncias explosivas.

O conceito de uma pega de fogo é a distribuição de um determinado número de furos com uma pré-configuração já determinada, de modo que ao colocar-se o explosivo escolhido dentro dos furos e proceder-se à detonação do mesmo, provoque o desmonte da bancada de uma maneira eficaz e ao mesmo tempo segura para o meio circundante.

A teoria de desmonte por furos refere que, ao colocar explosivo num espaço confinado como um furo, este fragmente um volume determinável de explosivo. Ao colocar uma malha de furos numa bancada, é possível fragmentar um volume considerável de rocha num curto espaço de tempo.

A construção de um diagrama de fogo envolve múltiplas variáveis que devem ser tidas em conta tendo em conta a sua relevância e também em face aos requisitos específicos da fragmentação do maciço. (Jimeno et al., 2017) classificam estas variáveis em dois tipos: controláveis e não controláveis. As variáveis não controláveis são definidas como qualquer fator que não se pode modificar. Exemplos destes são a litologia do maciço, a hidrogeologia do local e também as propriedades geomecânicas do maciço. Noutra vertente existe as variáveis controláveis (Jimeno et al., 2017) classificam as variáveis controláveis nos seguintes grupos:

- Parâmetros geométricos – altura da bancada, diâmetro do furo, comprimento da carga de explosivo, espaçamento entre furos, distância à frente livre, comprimento do tampão, subfuração, etc.
- Propriedades físico-químicas dos explosivos – o tipo de explosivo, a sua potência, a quantidade de energia libertada, etc.
- Temporização – Tempo de retardo e sequenciamento de iniciação de detonação

2.2.1.1. Parâmetros geométricos do diagrama de fogo

Os parâmetros geométricos englobam qualquer variável utilizada para definir as propriedades dos furos e da malha que consiste na pega de fogo. Existem diversos autores que evidenciam expressões para calcular a geometria da malha, como (Bhandari, 1997), (Jimeno, 2017), etc. Contudo, é importante realçar que estas expressões servem principalmente como um ponto de partida, pois as condições usadas para a determinação das equações podem não equivaler ao cenário prático, pois é impossível determinar uma única expressão para todas as bancadas, devido à enorme variabilidade das propriedades relacionadas com o desmonte. Com as fragmentações subsequentes, consegue-se ajustar manualmente a geometria da malha através dos resultados do desmonte, e com auxílio a modelos matemáticos. Os parâmetros geométricos definem-se em dois conceitos distintos: a geometria do furo e a geometria da malha.

Define-se afastamento, ou distância à frente, (B) como uma unidade de medida, expressa em metros, que representa a distância da boca do furo até à frente livre e é considerado o parâmetro mais crucial no dimensionamento da geometria da pega de fogo. A determinação do valor de afastamento a utilizar pode ser efetuada de diversas maneiras, correlacionadas com o diâmetro de furo ou a carga de explosivo utilizada (Bhandari, 1997). (Hustrulid, 1997) acrescenta ao que Bhandari proclama, e apresenta uma de várias metodologias de cálculo em função do diâmetro de furo e da energia do explosivo utilizado, através da equação 2.1:

$$B = 25 * \sqrt{\frac{\rho * RWS}{0.8 * 100}}$$

onde:

- ρ – densidade da rocha, em g/cm^3 ; 2.1
- RWS – *Relative Weight Strength*, que se refere à relação da energia libertada de um tipo de explosivo face à quantidade de energia libertada a partir de um explosivo do tipo ANFO.

Outro parâmetro geométrico é o espaçamento entre furos (S). O espaçamento entre furos, segundo (Hustrulid, 1999) indica a área ou volume associado a cada furo, como representado na Figura 6, e é habitualmente uma razão determinada a partir da distância à frente.

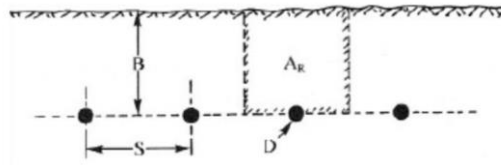


Figura 6 - Área desmontada por furo (Hustrulid, 1999)

(Hustrulid, 1999) e (Jimeno, 1997) ambos indicam a seguinte correlação entre o espaçamento entre furos e o afastamento como regra para um dimensionamento própria de uma pega de fogo, estabelecido na equação 2.2:

$$1 \leq \frac{S}{B} \leq 1,5 \quad 2.2$$

A subfuração (S_d) é a distância que é perfurada abaixo do nível até onde se pretende realizar o desmonte. É feita de modo que o material que se encontra na base do maciço a desmontar possa ser extraído de uma maneira eficaz, pois sofrerá um maior confinamento. Sem esta subfuração, o desmonte do maciço iria deixar sempre um repé de altura substancial, que reduziria gravemente a quantidade de material desmontado por pega. (Sánchez, 2007) e (Jimeno, 1995) ambos referem que a subfuração pode ser definida em função do afastamento entre furos (como observado na Figura 7).

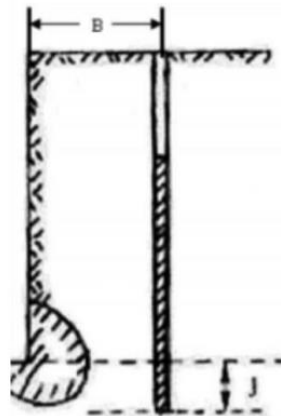


Figura 7 - Relação entre o afastamento e a subfuração (adaptado de (Sánchez, 2007))

O valor desejado para a subfuração pode ser estimada a partir da equação 2.3:

$$S_d = (0,3 \text{ a } 0,5) * B \quad 2.3$$

Por último, existe o tampão (T). O tampão serve para evitar que os gases produzidos pela detonação do explosivo se escapem diretamente para fora do maciço, confinando os gases dentro do furo, para que estes sejam mais bem aproveitados para fragmentar a rocha circundante através das fraturas próprias do maciço. O tampão é realizado através de material com granulometria suficiente

para que este forneça fricção entre a parede do furo e o mesmo, causando assim uma força oposta à detonação.

(Bhandari, 1997) e (Jimeno, 1995) argumentam que para o dimensionamento adequado de uma pega, o tampão do furo deve ser feito através duma correlação com o afastamento, como a equação 2.4 descreve:

$$T = (0,7 \text{ a } 1) * B \quad 2.4$$

Mais, a granulometria do material utilizado no tampão pode ser determinada em função do diâmetro do furo, como referenciado pelo *Red Pocket Book* (O-Pitblast, 2022), a partir da equação 2.5:

$$S_{particula} = \frac{d}{10} \text{ a } \frac{d}{25} \text{ (mm)} \quad 2.5$$

onde:

- $S_{particula}$ – tamanho da partícula utilizado no tampão, em *mm*.

Outro fator a ter em mente no dimensionamento de uma pega de fogo é a inclinação dos furos relativamente à frente livre. A inclinação tem como objetivo não só maximizar a estabilidade do talude e, também, tentar manter a distância à frente livre inferior à considerada como crítica. A recomendação habitual no dimensionamento é os furos terem uma inclinação de 5 graus relativamente à vertical, estando inclinados para a frente livre. Mas este valor, obviamente, será dependente de fatores próprios do maciço em si, como a caracterização das discontinuidades do mesmo, da litologia e da hidrogeologia. Um grande impacto da inclinação dos furos é, por exemplo, a forma da pilha do material após o desmonte, como visto na Figura 8.

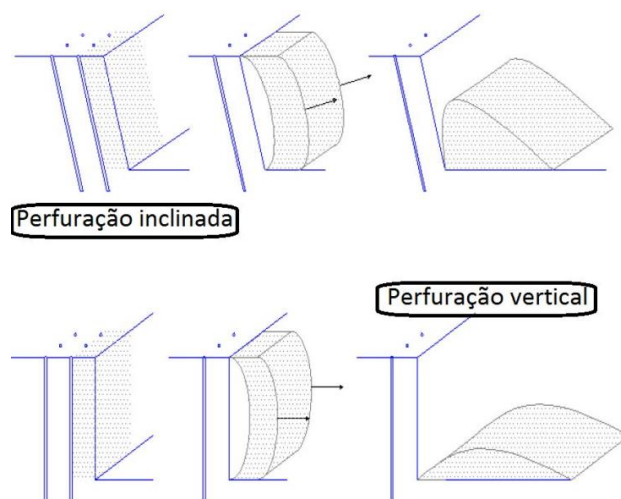


Figura 8 - Influência da inclinação nos furos na forma da pilha do material fragmentado (adaptado de (Correia, 2011))

2.2.1.2. Tipo de explosivos

Um explosivo, de acordo com (Hartman et al., 2002), pode ser definido como um composto ou mistura de compostos químicos que, quando iniciado por uma fonte como calor, impacto, fricção ou choque, tem capacidade de entrar numa rápida decomposição, libertando uma considerável quantidade de calor e gás. Quando o explosivo se encontra confinado dentro de um furo e é detonado, gera-se uma onda de detonação que se propaga através da rocha circundante. Nos locais mais próximos dos furos, esta onda produz um efeito de compressão, mas quando atravessa o mesmo, esta força transforma-se numa força de tração.

Dentro dos explosivos, existem três tipos utilizados habitualmente numa operação mineira, cada um com as suas vantagens e desvantagens.

Entre os explosivos secos ou granulados, existe um universalmente conhecido como o ANFO. O ANFO (Figura 9) é formado por uma mistura de nitrato de amónio (94,5%) e óleo *diesel* (5,5%). Este tipo de explosivo é mais utilizado quando se pretende utilizar o máximo possível do volume do furo, tendo grande insensibilidade aos choques, produzindo um nível baixo de gases tóxicos e mantendo um custo reduzido. Todavia, é um explosivo que não se deve utilizar em furos com a presença de água, que possui uma baixa densidade (só de 0,85 grama por centímetro cúbico face aos outros tipos de explosivo que chegam aos 1,2) e necessita de um iniciador especial de detonação.



Figura 9 - Versão comercializável do ANFO (Autoria: *Forcit Explosives*)

Outro tipo de explosivo comumente utilizado é a emulsão, que consiste em microgotículas de solução oxidante supersaturada dentro de uma matriz de óleo (Orica, 2022). O explosivo em emulsão é comumente utilizado em cartucho (Figura 10.1) ou a granel, através de unidades de bombeamento (Figura 10.2).



(1)

(2)

Figura 10 - Explosivo de emulsão encartuchado (1) e em *bulk* (2) (Fonte: *Forcit Explosives*)

2.2.1.3. Carga específica

Um dos últimos fatores a ter em conta no planeamento do diagrama de uma pega de fogo é a carga específica. (Prasad et al., 2017) definem carga específica como a quantidade de explosivo necessário para desmontar um metro cúbico ou uma tonelada de rocha. Pode servir vários propósitos, como um indicador da dureza da rocha, ou do custo de explosivo necessário, ou até como um guia para planear uma pega. Existem várias possíveis combinações que podem expressar o cálculo da carga específica. Parâmetros não controláveis, como os geológico-geomecânicos, influenciam diretamente o valor da carga específica numa métrica que um engenheiro não pode controlar.

Então, a carga específica para um dado desmonte pode ser calculada a partir da equação 2.6:

$$K = \frac{Q_{exp}}{B * S * h} \quad 2.6$$

onde:

- K – Carga específica do furo, em kg/m^3 ;
- Q_{exp} – Quantidade de explosivo no furo, em kg ;
- B – Afastamento à frente livre, em m ;
- S – Espaçamento entre furos, em m ;
- h – Altura da bancada a desmontar, em m ;

A partir da equação acima, é possível ter uma visão prévia da razão de carga específica que se vai aplicar no desmonte, e conseqüentemente dimensionar de maneira mais eficaz o desmonte. Todavia, esta equação descrita acima refere-se numa situação em que a bancada a desmontar se encontra confinada por todos os lados fora uma face.

2.2.2. Desmonte secundário

Quando ocorre um desmonte de uma bancada, existe a completa fragmentação do maciço rochoso, originando uma imensa distribuição de calibres de partículas. Estas partículas terão de ser transportadas para sofrer subseqüentes fragmentações quando estas entram na fase do processamento de material.

Tal como (Jimeno, 2017) explicam, os fragmentos de rocha com um tamanho excessivamente grande, apelidados de *boulders*, precisam de ser desmontados para que se possam ser devidamente transportados e subseqüentemente introduzidos na britagem primária. Se os *boulders* tiverem um tamanho que não é válido para a dimensão da pá giratória, para o volume do equipamento de transporte ou até para a entrada do britador primário, é necessário que exista uma fase no momento após o desmonte da bancada para reduzir a granulometria destes blocos.

Esta etapa do ciclo de operações de uma mina a céu aberto é puramente situacional, mas quando ocorrem *boulders* é de carácter obrigatório, e irá ser dependente da qualidade da execução e do dimensionamento da pega de fogo.

Os métodos para efetuar o desmonte secundário, habitualmente apelidado de taqueio, são divididos em 2 grandes grupos de técnicas: os com recurso a explosivos e os com recurso a meios mecânicos ou outrora especiais.

O taqueio com recurso a explosivos envolve colocar um explosivo dentro do *boulder* a fragmentar, e detonar o explosivo. É perfurado um pequeno furo dentro da rocha, e depois é inserida uma

pequena carga explosiva que é detonada com o intuito de fragmentar a rocha, como observado na Figura 11.1. Outro tipo de método de taqueio utilizado é o com recurso a uma *drop ball* (Figura 11.2), onde se deixa cair verticalmente uma esfera de aço diretamente em cima do material a fragmentar.

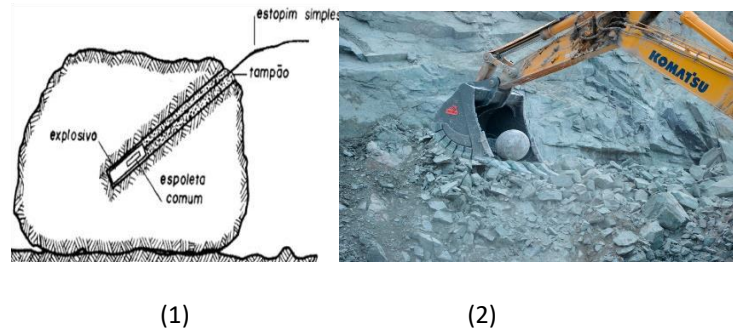


Figura 11 - Vários métodos de taqueio: com recurso a explosivo (1) e com recurso a *drop ball* (2) (Autoria: Renomag)

A fragmentação secundária com recurso a explosivos não é a mais aconselhada a efetuar devido ao facto, na sua essência, da questão da segurança face a outros métodos. Mais, existe também o enorme consumo de tempo necessário dum ponto de vista global da operação da pedreira. Ao utilizar explosivos, é necessária parar as operações na área da detonação, o que significa um grande impacto na produtividade de uma pedreira.

Noutra vertente existe o taqueio com recurso a forças mecânicas. Destes destaca-se o martelo hidráulico, observado na Figura 12, que é possivelmente o método mais utilizado em qualquer pedreira.



Figura 12 - Taqueio com recurso a um martelo hidráulico (Autoria: Renomag)

O martelo hidráulico golpeia rapidamente e repetidamente a rocha até conseguir a sua fragmentação, sendo que o número de impactos necessários para fragmentar é dependente da resistência do maciço e da potência do martelo. A Tabela 1 apresenta os rendimentos de produtividade horária do equipamento, em função da resistência da rocha e da potência.

Tabela 1 - Rendimentos do martelo hidráulico consoante a potência e a resistência da rocha, em m³/h (adaptado de (Manual de Perforación, Explosivos y Voladuras , 2017))

Potência (kW)	Resistência da rocha (MPa)		
	< 120	120 – 180	> 180
12	10 - 30	8 - 15	-
18	14 - 40	9 - 28	2 - 15
24	19 - 60	13 - 40	3 - 20

É extremamente recomendado evitar ou pelo menos minimizar a necessidade desta operação, pois aumenta exponencialmente o custo total da etapa de desmonte e provocará a reconfiguração da organização do ciclo de carga e transporte, pois requer que haja paragens nas fases de carga ou mudanças nos percursos desejados. E também, outro equipamento indica outro custo relacionado incrementado ao ciclo produtivo da pedra.

2.3. Carga e transporte

O ciclo de carga e transporte de uma exploração é das atividades mais relevantes de analisar quando se faz um estudo de todas as atividades unitárias de uma operação. Procede a etapa de desmonte, estas fases têm como objetivo principal recolher o material fragmentado e transportar para uma zona onde sofrerá processamento e ou beneficiação.

Após o desmonte, procede-se a tarefa de carregar o material resultante deste. Um equipamento – habitualmente uma pá giratória, remove a pouco e pouco o material da pilha proveniente do desmonte, transferindo o material para um equipamento de transporte, tipicamente um *dumper*. A escolha correta do equipamento de carga e do seu modo de operação são fundamentais para a redução de custos e aumento de produtividade. Esta escolha de equipamentos de carga deve estar interligada com a forma da pilha, que, por sua vez, depende do planeamento da pega de fogo. A própria fragmentação do material a carregar é um fator a ter em conta, pois irá influenciar a dimensão da pá giratória a utilizar, e diretamente a produtividade da operação.

O ciclo de operações da carga e transporte é uma área que requer imensa análise e estudo, pois, ao contrário de operações de processamento de material, é um sistema que apresenta uma enorme variabilidade na sua natureza, devido a fatores como o tipo de equipamentos, o fator humano, o próprio percurso dos equipamentos de transporte, a fragmentação, etc.

2.3.1. Operações elementares da carga

(Spínola, 1999) define a operação de carga como o enchimento da caçamba ou na acumulação do material que já foi escavado na frente da lâmina e, pode ser realizada, em geral, recorrendo a um equipamento munido de um balde de carga na sua frente, normalmente designada por pá, ou com recurso a uma retroescavadora, vulgarmente chamada de giratória.

Na situação em que a carga é efetuada com recurso a uma pá frontal, o seu modo de operação pode ser subdividido em diversos movimentos elementares. (Miranda, 1986) identificou, e descreve sucintamente, as operações elementares de uma operação de carga, vista na Figura 13.

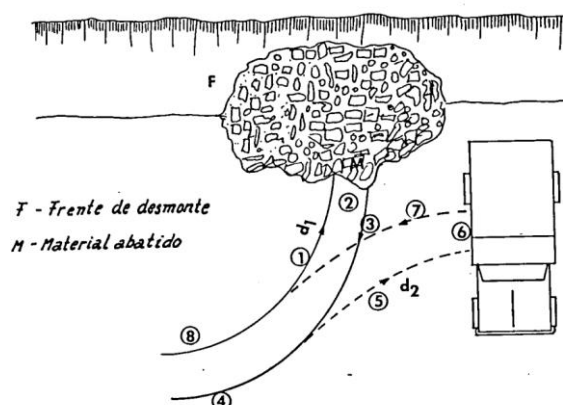


Figura 13 - Atividades elementares de uma pá giratória frontal (Miranda, 1986)

Os passos elementares de um carga serão:

1. Avanço até à pilha do material;
2. Carga do balde com o material de desmonte;
3. Retorno ao ponto de manobra;
4. Manobra – mudança de direção de avanço;
5. Avanço até ao equipamento de transporte;
6. Descarga;
7. Regresso à posição de manobra;
8. Manobra – mudança de direção para a pilha;

Esta atividade funciona ciclicamente até que o equipamento de transporte atinja o volume máximo de capacidade. Durante este processo, as interrupções (que são frequentes) são devidas à necessidade de arrumação e limpeza da praça onde se movimenta a máquina de carga. Para aumentar a produtividade, é recomendado que quando o equipamento estiver carregado e a efetuar o transporte para o britador primário, tenha de haver outro equipamento de transporte pronto para continuar o carga, minimizando ao mesmo tempo sem trabalho.

Outro equipamento de carga conhecido é a pá giratória. A grande diferença, e também vantagem, face à pá frontal, é que o equipamento não necessita de efetuar deslocações, sendo substituído por um movimento de rotação. Esta rotação permite uma maior gama de movimentos e uma maior diversidade de disposições de equipamentos. O ciclo de carga de material fragmentado com o auxílio de uma pá giratória é dividido em funções elementares. O ciclo então segue as seguintes funções:

1. Rotação até ao local de carga;
2. Carga do balde;
3. Rotação até à caixa do equipamento de transporte;
4. Descarga do material;
5. Rotação até ao local de carga.

Este tipo de carga permite uma operação quase contínua de material e com menor tempo de ciclo, em relação à utilização de uma pá frontal, sendo que quase 90% do tempo do carga será nas rotações do equipamento, não havendo necessidade de movimentar o próprio equipamento na praça. No entanto, as dimensões dos baldes para os equipamentos giratórios são uma fração comparativamente com as pás disponíveis para uma carregadora frontal, diretamente implicando que o número de turnos para movimentar o mesmo volume de material face à pá frontal seja maior. Mais, pode implicar que os equipamentos de transporte tenham de efetuar maiores manobras, que poderá não compensar na produtividade global, e também reduz a eficácia das etapas de limpeza da área de trabalho, como o alisamento da superfície.

2.3.2. Operações elementares do transporte

A fase que complementa a carga do material é o transporte. (Spínola, 1999) define a operação de transporte como a movimentação de material do local onde é escavado, ou desmontado, para o local onde ficará definitivamente. No cenário de uma pedreira a céu aberto, remete ao transporte do material fragmentado da bancada para uma área de processamento do material, como o britador primário, ou para um local de armazenamento de material.

Na grande maioria das atividades a céu aberto, o transporte do material fragmentado é realizado através de *dumpers*, que são unidades de transporte semiespecializadas em maximizar a quantidade de material transportado por viagem e adaptados ao ambiente de pedreira. Os *dumpers* podem ser classificados em 2 tipos: os rígidos (Figura 14.1) e os semirrígidos, ou articulados (Figura 14.2).



(1)



(2)

Figura 14 - *Dumper* rígido (Komatsu HD785) (1) e um *dumper* articulado (Volvo A250) (2) (Fonte: ArchiExpo)

Cada um destes equipamentos tem as suas vantagens e desvantagens, sendo que os *dumpers* rígidos possuem normalmente maior capacidade de transporte, enquanto os articulados possuem melhor manobrabilidade ao custo de uma menor capacidade. Todavia, a escolha do equipamento de transporte é completamente dependente dos objetivos de produção da pedreira. Por exemplo, uma pedreira de menor dimensão pode não necessitar das capacidades de um *dumper* como o observado na Figura 14.1, então um como na Figura 14.2 pode ser suficiente.

No dimensionamento da frota para o transporte, é preciso ter em conta também os equipamentos de carga. Se as pás giratórias utilizadas forem das dimensões erradas, pode haver problemas na conexão de uma fase à outra (por exemplo, as pás terem uma capacidade incompatível às do transporte). Uma regra aplicada na área de carga e transporte, como explicada por (Gransberg, 1996), é ter dois *dumpers* para cada pá giratória a trabalhar na frente de desmonte.

O percurso que um equipamento irá percorrer terá de ser alvo de um pré-planeamento das operações da pedreira. A escolha adequada do caminho que os equipamentos de transportes irão percorrer poderá reduzir drasticamente o custo da atividade da pedreira. Um mau planeamento dos percursos que os *dumpers* irão percorrer pode até trazer à incapacidade de rentabilizar a operação.

Para uma boa prática de planeamento de trajetos, os *dumpers* terão de percorrer a menor distância possível entre a frente livre e o local de descarga, e ao mesmo tempo terão de ter trajetos com a menor variação de inclinação de terreno possível. Os trajetos também terão de ter espaço suficiente na zona da frente livre e do britador para puderem se posicionar devidamente para que as pás carregadoras possam carregar o material em segurança e com a menor distância, e para que o *dumper* também possam despejar o material no primário em segurança. É ainda recomendável a existência de vias suficientemente largas para que o cruzamento de duas unidades de carga em

deslocação em sentido contrário (uma em direção ao britador, cheio, e outra em retorno à frente livre, vazio) não resulte a introdução de um tempo de espera.

O transporte também terá de ter em conta a próxima etapa de uma pedreira que se irá discutir: a britagem primária.

2.4. Britagem primária

A britagem primária é a operação que serve como fronteira entre a fase de extração e a fase de processamento. O propósito desta operação é bastante simples: reduzir o calibre do material proveniente do desmonte. Esta operação serve para adequar a granulometria do material ao processo subsequente a ele, quer este seja a alimentação de um britador secundário, a alimentação de um moinho autógeno/semiautógeno, facilitação do transporte do material ou otimização da disposição das pilhas de material.

(Hardin, 1985) define a britagem como um processo de redução de rochas de dimensões consideráveis para calibres inferiores, com o intuito de as utilizar como matéria-prima para a construção de infraestruturas e edifícios como pontes, túneis, estradas, etc. ou para preparar o material para as operações subseqüentes da instalação, como as moagens. A britagem ocorre com um recurso a um equipamento denominado de britador.

(Choudaha et. al, 2012) afirmam que os britadores utilizados nas operações mineiras são classificados pelo grau de calibres que fragmentam, onde os britadores categorizados por primário e secundário serão alimentados por material bastante grosseiro, normalmente com as alimentações provenientes diretamente da pega desmontada, e um britador terciário e quaternário será um britador que tratará de processar material bastante fino.

A escolha do britador adequado para a pedreira é dependente da natureza do material a sofrer a cominuição, a área de aplicação do material, os custos de operação e manutenção, etc. Os britadores podem ser classificados também em dois grandes tipos: os de impacto como martelos ou os que utilizam forças compressivas, como os britadores de maxila, giratórios e de cone (Okechukwu, et al., 2017). Para os objetivos desta dissertação, só serão discutidos os britadores de maxilas.

Os britadores primários mais utilizados num ciclo de produção são efetivamente os britadores de maxilas. O britador de maxilas é um tipo de equipamento com alto poder de britagem, e operabilidade e manutenção simples. Consiste em duas placas metálicas, dispostas de forma que uma maxila permaneça fixa e a outra móvel, criando uma câmara com volume decrescente de cima para baixo, observado na Figura 15.

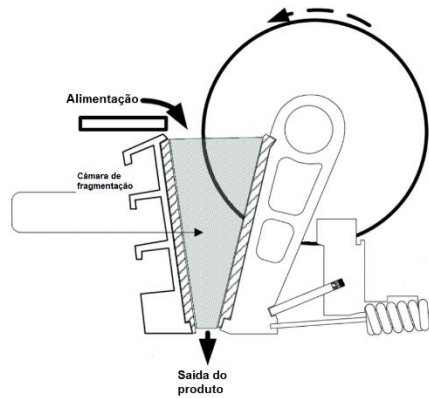


Figura 15 - Configuração típica de um britador de maxilas (adaptado de (Johansson, 2019))

Existem parâmetros que definem geometricamente um britador. Estes são relativos à entrada e saída, e servem como valores base para determinar o resultado da operação de cominuição.

O primeiro parâmetro a discutir é a abertura do britador, ou *gape* (Figura 16). A abertura do britador refere-se ao comprimento máximo do equipamento na sua alimentação, e serve como limitador da granulometria máxima que o britador pode receber. Se uma partícula for de tamanho superior à abertura, e assumindo que é uma partícula uniforme, não conseguirá entrar no britador e logo, não poderá sofrer cominuição.

Por outro lado, na saída do britador, existe dois parâmetros que são interligados, o *Closed Side Setting (CSS)*, ou em português o abertura de posição fechada, e o *Open Side Setting (OSS)*, ou em português o abertura de posição aberta. Estes valores referem-se ao comprimento mínimo e máximo que a saída do britador terá, e servem como reguladores do calibre máximo de material que sai do britador. Ao contrário da abertura, esta saída é ajustável, podendo ter valores diferentes para o mesmo equipamento. Cabe ao técnico responsável avaliar quais são os melhores parâmetros de saída em função do produto final desejado.

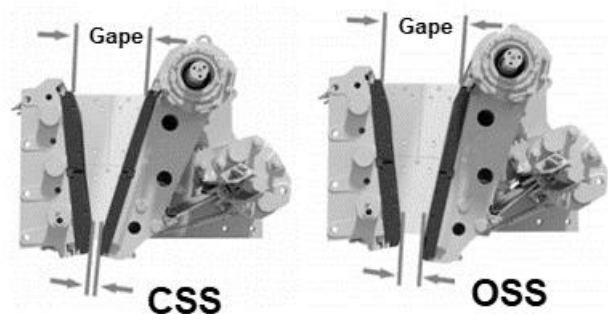


Figura 16 - Parâmetros de entrada e saída do britador (Fonte: 911metallurgist)

De entre os britadores de maxilas, existem 3 configurações, que são caracterizadas em função da localização do ponto pivô da mandíbula móvel: os britadores do tipo *Blake*, *Dodge* e *Universal*

(Figura 17). A localização do pivô irá influenciar diretamente o trabalho realizado pelo britador e, conseqüentemente, o tipo de produto produzido. Os britadores do tipo *Blake* são os britadores de maxila tradicionalmente mais utilizados. (Zeng & Forssberg, 1993) explicam que a configuração de *Dodge* é utilizada somente para ensaios laboratoriais, como método de estudar o efeito da variação da abertura do britador, mas mantendo os mesmos parâmetros de saída.

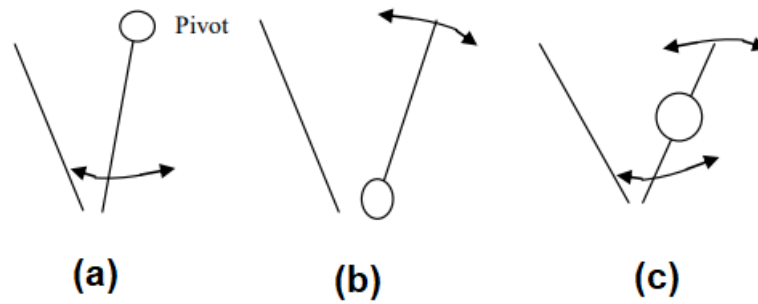


Figura 17 - Tipos de britador de maxilas: o de *Blake* (a), *Dodge* (b) e o *Universal* (c) (adaptado de (Okechukwu, et al., 2017))

A escolha de um britador também não é consequência apenas do tamanho da partícula. O objetivo de produção da pedra também tem de ser tido em conta antes de se decidir qual o britador a utilizar, pois para qualquer britador existe uma gama máxima e mínima de produção, que também é função do tamanho de saída (CSS) do britador. Os produtores destes equipamentos fornecem sempre as capacidades de cada britador através de catálogos, como o catálogo destacado na Figura 18, o que facilita a escolha sem necessidade de realizar testes.

	C80™	C96™	C106™	C116™	C120™	C130™	C150™	C160™	C200™
Crusher throughput capacity, scalped feed material									
Closed side setting					Capacity				
40 mm	55 - 75								
	15/8"	60 - 80							
50 mm	65 - 95								
	2"	75 - 100							
60 mm	80 - 110	105 - 135							
	23/8"	90 - 120	115 - 150						
70 mm	95 - 135	125 - 155	150 - 185	165 - 205	175 - 240				
	23/4"	110 - 145	135 - 170	160 - 205	180 - 225	195 - 265			
80 mm	110 - 150	140 - 180	165 - 215	180 - 235	195 - 270				
	31/8"	120 - 165	155 - 200	185 - 240	200 - 260	215 - 295			
90 mm	125 - 175	160 - 200	190 - 235	205 - 255	210 - 305				
	3 1/2"	140 - 190	175 - 220	205 - 260	225 - 280	235 - 330			
100 mm	140 - 190	175 - 225	205 - 265	225 - 285	235 - 325	270 - 369			
	4"	150 - 210	195 - 250	230 - 295	245 - 315	260 - 360	297 - 406		
125 mm	175 - 245	220 - 280	255 - 325	270 - 345	285 - 395	325 - 446	340 - 470		
	5"	195 - 270	240 - 310	280 - 360	295 - 380	315 - 435	358 - 491	375 - 515	
150 mm	210 - 290	265 - 335	305 - 385	320 - 405	340 - 475	380 - 523	400 - 555	430 - 610	
	6"	230 - 320	290 - 370	335 - 428	350 - 450	375 - 515	418 - 576	440 - 610	475 - 670
175 mm	245 - 335	310 - 390	355 - 450	370 - 465	385 - 540	435 - 600	460 - 635	495 - 695	630 - 890
	7"	270 - 370	340 - 430	390 - 495	405 - 515	430 - 595	479 - 661	505 - 700	545 - 765
200 mm			395 - 500	410 - 520			490 - 677	520 - 720	560 - 790
	8"		445 - 560	460 - 580			539 - 746	570 - 790	615 - 870
225 mm							545 - 754	580 - 800	625 - 880
	9"						600 - 830	640 - 880	685 - 965
250 mm							600 - 831	640 - 880	685 - 965
	10"						661 - 915	705 - 970	755 - 1060
275 mm								745 - 1055	940 - 1320
	11"							820 - 1160	1030 - 1455
300 mm								815 - 1145	1015 - 1435
	12"							895 - 1260	1120 - 1575

Mtph
Stph

Figura 18 - Catálogo com as produtividades horários de diversos britadores em função do seu parâmetro de CSS (Fonte: Metso)

Capítulo III

O Conceito de *MineToMill*

(página propositadamente em branco)

3. O conceito de *MineToMill*

O conceito de *MineToMill* é, a pouco e pouco, um tópico cada vez mais presente e mais aceito no cotidiano numa operação mineira. Com a constante evolução matemática e desenvolvimento tecnológico existe, diretamente, uma maior noção da relevância financeira, produtiva e ambiental, uma maior percepção que o ciclo de uma mina, ou de uma pedreira, deve ser estudado e analisado não como etapas unitárias, mas sim como um sistema “contínuo”. Os resultados das fases de desmonte de rocha irão ter um impacto direto na produtividade das operações subsequentes, como a britagem e a moagem.

O *MineToMill* não deve ser visto como um modelo em si, mas como uma abordagem à monitorização do desempenho global de uma pedreira/mina. (Martins, 2015) afirma que o *MineToMill* é baseado na identificação de constrangimentos ou fases menos otimizadas e nas possíveis oportunidades de se maximizar a rentabilidade do processo global que envolve todo o empreendimento mineiro, procurando perceber e encontrar a interação e a relevância entre as etapas adjacentes em cada fase, concluindo que não se deve observar os processos individualmente, mas de um ponto de vista global. (Valery, Duffy, & Jankovic, 2019) defendem que a otimização individual de cada processo poderá ter impactos negativos nas operações subsequentes à otimizada.

A estratégia envolvente do *MineToMill* pode também ser vista como uma ideia dinâmica, estando preparada para se adaptar a qualquer cenário de funções dentro de uma pedreira, ao se admitir que cada atividade associada a uma pedreira é equivalente a um módulo que facilmente se pode enquadrar e ter em conta.

Vários autores salientam que a estratégia do *MineToMill* é definida como um processo de otimização conjunta das etapas de extração e processamento mineral, mas (Luz, França, & Braga, 2018) afirmam que o pensamento principal da estratégia é ter como ideias principais a minimização dos consumos energéticos globais dos processos associadas às duas etapas, mas mantendo a produtividade necessária para a pedreira atingir as suas metas de produtos finais. Isto implica que haverá a redução global do custo das operações, mas individualmente poderá haver o aumento de custos em algumas etapas, e a redução dos custos em outros. O Gráfico 1 exemplifica isto, onde se pode observar que enquanto os custos totais e os custos de processamento diminuem em função de uma razão de carga maior, o custo do desmonte aumenta.

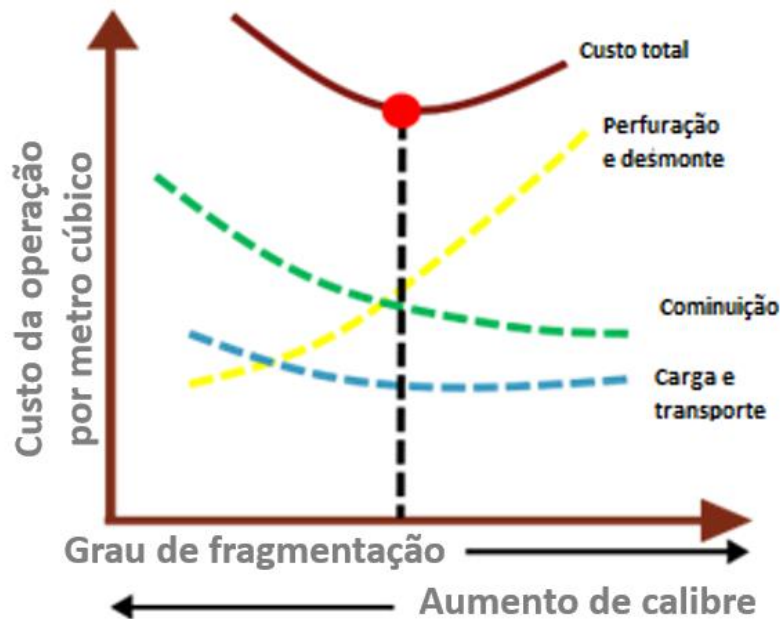


Gráfico 1 - Evolução do custo por tonelada de material processado numa atividade em função da fragmentação do material proveniente do desmonte

Uma estratégia muito utilizada é descrita por (Kanchibotla & Valery, 2010). Os autores explicam que na abordagem *MineToMill*, a fragmentação deve ser analisada logo no início da cadeia produtiva, onde as exigências energéticas são menores e em custo reduzido. Deste modo, a distribuição energética durante o processo global da pedreira será mais otimizada, o que também garante um controlo mais preciso da granulometria do material.

3.1. A evolução do *MineToMill*

O *MineToMill* na sua ideia geral é um conceito que existe desde as primeiras operações de extração mineira, sendo um conceito em constante evolução. A versão atual e mais moderna da estratégia surgiu do culminar do trabalho de vários autores e equipas através da descoberta de novas correlações, testes e modelações ao longo do tempo.

(Mckee, 2013) explica que, desde o início do século XX, as operações de extração e as de processamento eram consideradas disciplinas completamente interdependentes umas das outras. Os livros relativos ao processamento mineral dessa década, como (Taggart, 1927) e (Gaudin, 1939), continham zero referências às etapas de mineração no seu conteúdo. Naquela época, era dado como o trabalho da mina somente a extração de minério de alto teor, enquanto as operações subsequentes de refinação e processamento eram do cargo de um metalúrgico. Todavia, existia alguma interação, embora mínima, devido ao tipo do minério a processar influenciar os processos necessários dentro da zona de refinação. Este pequeno fator ajudou a que fosse necessário a

investigação e o estudo das operações mineiras e de que modo estas iriam influenciar o produto final, abrindo o caminho para as primeiras ideias do *MineToMill* como é atualmente.

O verdadeiro avanço na metodologia do *MineToMil*, como para qualquer outra área de tecnologia, foi certamente o enorme avanço tecnológico na década de 1960 graças à criação de computadores mais potentes, que permitiu à indústria mineira a utilização dos mesmos para a elaboração de modelos de simulação. Os computadores forneceram às minas e pedreiras a habilidade de analisar e avaliar aspetos da extração e processamento de minérios sem ter de diretamente mudar a atual disposição dos processos dentro de uma pedreira.

(Mckee, 2013) argumenta que o avanço mais crítico e importante para o *MineToMill* foi em 1977, quando o Centro de Pesquisa Mineral *Julius Kruttschnitt*, ou o *Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre* (JKMRC) como é conhecido mais habitualmente, começou a avançar na fase de testes no campo do conhecimento sobre o desmonte com explosivos. Através de uma série de testes comumente apelidado do *Australian Mineral Industry Research* guiados pela JKMRC, houve um enorme avanço nas áreas de cominuição, britagem, classificação e moagem, produzindo diversos modelos e simuladores.

Em 1983, Cunningham publicou um papel que descreveu um modelo de fragmentação baseado no seu trabalho numa mina na África do Sul. Cunningham propôs o, agora usado mundialmente, modelo de Kuz-Ram para a modelação da fragmentação proveniente do desmonte com recurso a explosivos. Todavia, o modelo provou-se pouco eficiente na previsão de finos provenientes do desmonte. Então, alguns anos depois Kanchibotla (1998) desenvolveu um método de modificar o modelo de Kuz-Ram para prever mais eficientemente os finos, dando origem ao modelo de *Crushing Zone Model*.

Kai Nielsen, em 1984, conduziu um dos primeiros estudos a tentar ligar as atividades mineiras às atividades de processamento de minério. Este estudo envolveu a análise das várias operações ligadas à mineração e beneficiação, desenvolvendo modelos técnicos e económicos para otimizar as atividades dentro da pedreira. Nielsen chegou à conclusão de que ao interligar a área de extração mineira e a área de processamento, os custos de operação poderiam ser otimizados de uma maneira nunca vista ou discutida. Nielsen também foi um dos pioneiros no conceito atual do *MineToMill* ao considerar que ao pré condicionar a rocha proveniente do desmonte, através de um dimensionamento da malha da pega de fogo que faça produzir uma melhor fragmentação, seria possível conservar a energia necessária nas operações subsequentes ao desmonte, reduzindo custos e aumentando produtividade.

A partir de 1990 houve uma enorme explosão de estudos relativos às atividades mineiras, o que conduziu a grandes avanços também na estratégia do *MineToMill*. Para uma melhor leitura e resumo das ideias apresentadas após 1990, foi desenvolvida uma linha cronológica das ideias principais do *MineToMill*, observada na Figura 19.



Figura 19 – Cronologia dos maiores avanços relativamente à estratégia do *MineToMill*, desde 1980 até à atualidade.

Atualmente, as aplicações do *MineToMill* englobam uma miríade de áreas ligadas à atividade mineira. Estas incluem:

- O efeito da fragmentação do desmonte no rendimento das atividades de britagem e classificação, com estudos feitos por (Nielsen & Lownds, 1997) e (Adel et al., 2006)
- Aumento da produção em moinhos AG/SAG através da produção de mais finos no desmonte ((Morrel & Valery, 2001)) identificam isto em vários casos de estudo);
- Redução de finos através do redimensionamento da pega de fogo para melhoramento da produção de agregados, ou para minas de carvão. (Scott & McKee, 1994) efetuaram um estudo numa mina de carvão em que verificaram que uma redução na razão de carga do explosivo resultou num aumento geral da produtividade das operações.

3.2. Interatividade entre operações unitárias

Dentro do âmbito do método do *MineToMill*, a perfuração e desmonte de rochas é efetuado como se estivesse ligado diretamente a todos os processos subsequentes da cadeia produtiva. Ou seja, ao planear o desmonte do maciço, todas as outras operações já estão a ser tidas em conta. A metodologia do *MineToMill* dita isto porque há parâmetros resultantes do desmonte que influenciam a produtividade das outras operações, como por exemplo a granulometria proveniente do desmonte.

A granulometria gerada pelo desmonte do maciço irá fazer com que haja variações nas operações após o desmonte. Por exemplo, nos equipamentos de carga e transporte, a granulometria do material influencia a quantidade de material que uma pá giratória pode transportar de cada vez. Se for material mais grosseiro, haverá mais espaço vazio provocado pela geometria das partículas, reduzindo a produtividade do carga, como observado na Figura 20. Se a fragmentação do maciço for mais grosseira, o fator de enchimento do balde irá diminuir, o que implica uma menor quantidade de material carregado por pá. Mais, a granulometria em si influencia também o tempo que demora cada pá a ser carregada, pois uma granulometria mais fina irá facilitar o equipamento a carregar mais rapidamente, face a partículas com calibre mais grosseiro.

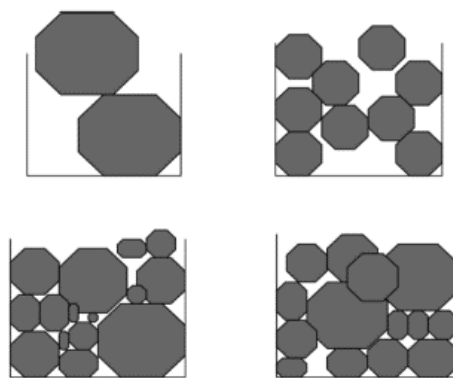


Figura 20 – Demonstração do espaço ocupado pelo material consoante o tamanho das partículas

Na operação do transporte do material, o impacto da granulometria é idêntico ao de carga. O tamanho das partículas influencia a produtividade dos *dumpers* de transporte pois, tal como as pás carregadoras, irá haver um aumento de espaços vazios consoante o aumento da granulometria média do material a transportar. Mas, como um efeito em cascada, o carga também irá afetar o transporte. Como haverá uma variação do tempo de carga de cada pá, isto aumentará também quanto tempo os equipamentos estarão a ser carregados, o que poderá provocar filas de espera e mudanças na produtividade em geral do processo de transporte.

(Eloranta, 1995) concluiu que o caudal de alimentação e o consumo energético dos britadores primários estão diretamente correlacionados com a distribuição granulométrica da pilha do material resultante do desmonte do maciço. O primário determina a sua produtividade e consumo energético consoante o tipo de material que entra na alimentação do britador. Se o material for mais fino, o consumo energético será menor quando se compara ao cenário de entrar material mais grosseiro. Elliot et al. (1995) provaram empiricamente esta influência, onde ao diminuir o passante a 90% do material proveniente de desmonte dos 600 milímetros para os 200 milímetros, houve um

aumento de 16% de caudal de alimentação do primário, e uma diminuição do consumo de energia de 30%.

(Eloranta, 1995) também chegou à conclusão de que a energia necessária para efetuar a cominuição do material é baseada em três princípios. Se a granulometria do material proveniente do desmonte diminuir, o rendimento da operação de britagem irá aumentar, conseqüentemente diminuindo o consumo energético necessário para fragmentar até ao calibre ou curva granulométrica desejada. As microfissuras nas próprias partículas que ocorrem como resultado da detonação da bancada também ajudam a minimizar a energia necessária para fragmentar uma partícula. Por fim, Eloranta também conclui que um aumento dos finos no desmonte irá diretamente influenciar a energia utilizada no primário, pois uma maior percentagem de finos resulta em menos material que necessita de sofrer cominuição, reduzindo o trabalho total realizado pelo equipamento de britagem.

3.3. A hipótese do *MineToCrusher*

Tal como foi discutido anteriormente, a estratégia do *MineToMill* como um modelo de planeamento de uma operação mineira tem como uma das suas imensas vantagens a adaptabilidade do conceito, sendo que pode ser adaptado a qualquer pedreira ou mina a céu aberto. Então daí evoluiu o conceito do *MineToCrusher* que é o foco principal de estudo desta dissertação.

O objetivo de uma mina ou uma pedreira a céu aberto é a produção de matéria-prima. Esta matéria-prima é habitualmente, como discutido no capítulo 2, agregados para projetos de engenharia civil ou minério para a produção de materiais mais refinados. A grande diferença destas matérias-primas, num ponto de vista de planeamento de projeto de mina é a fase de processamento do material. Em termos de extração, fora raros casos (como por exemplo, as explorações de carvão), a metodologia é a mesma: fragmenta-se o material através de um desmonte com recurso a explosivos, este material é carregado para equipamentos que são transportados para um britador primário para se atingir um produto mais próximo do desejado. Aqui, os processos para obter estes dois objetos já começam a distinguir-se um do outro. Normalmente, um agregado simplesmente sofrerá uma moagem para atingir o calibre desejado e é considerado uma matéria-prima, enquanto os minérios têm de sofrer uma moagem própria para se poder realizar os processos de refinação e beneficiação de matérias-primas. O propósito de discutir isto é que, até praticamente a fase inicial do processamento do material, o percurso dentro da operação de mina e/ou é praticamente idêntico. Daqui, vem a ideia do *MineToCrusher*, que se baseia na estratégia do *MineToMill*, mas com um foco na fase de extração do material.

A metodologia do *MineToCrusher* baseia-se no facto de, ao interligar as etapas de perfuração e carga dos furos na bancada, o carga e o transporte do material fragmentado proveniente do desmonte da bancada e a atividade da britagem primária, é possível otimizar a operação mineira para minimizar custos e aumentar a produtividade geral do ciclo. A estratégia então visa recolher uma miríade de informações relativas à operação da pedreira, desde o diagrama de fogo aos parâmetros de equipamento.

Os parâmetros necessários para cada secção terão de ser valores que um utilizador consiga obter de maneira simples e com o mínimo impacto para a operação em estudo, mas que sejam relevantes o suficiente para calcular corretamente os impactos das operações. Para isso, foram estudados e desenvolvidos diversos modelos que irão servir como a base para o desenvolvimento do modelo do *MineToCrusher*, tentando simular a realidade de uma pedreira, considerando também a simplicidade de obtenção dos dados para o modelo.

Para tal, com a ajuda dos modelos escolhidos, foi possível estabelecer os parâmetros de entrada necessários para o modelo poder produzir valores, ou parâmetros de saída, não só realistas, mas também informativos acerca da produtividade da operação da pedreira. Estes valores foram divididos consoante a operação unitária. Como discutido anteriormente, as operações unitárias em estudo são:

- Perfuração e desmonte;
- Taqueio;
- Carga e transporte;
- Britagem primária.

Para a etapa da perfuração e desmonte, o utilizador necessita de fornecer informação relativamente ao dimensionamento da pega de fogo, como a geometria da bancada e dos furos. Quando se fala em geometria da bancada, refere-se a parâmetros como o volume da bancada a desmontar, o afastamento e espaçamento entre furos, subfuração e o tampão dos furos, diâmetro do furo, etc. Mais, o utilizador precisa de especificar o tipo de explosivo utilizado (se é emulsão ou cartucho), a quantidade utilizada por furo e a razão entre a carga de coluna e de fundo. O utilizador também tem de colocar no modelo o tipo de acessórios de detonação que utilizam, como as cordas detonantes, detonadores, etc. Outro valor importante para modelar devidamente o desmonte de uma bancada é o fator de dureza da rocha, que é imperativo para associar uma visão geral do comportamento geológico-geotécnico do maciço. Por último, para calcular devidamente os custos da operação de carga, o utilizador precisa de fornecer informações unitárias relativas aos custos

das suas operações, como por exemplo o custo por metro de rocha perfurada, o preço por quilograma de explosivo comprado e dos acessórios. Com estes dados todos devidamente obtidos, o modelo irá fornecer a curva granulométrica proveniente do desmonte do maciço e os custos relativos à operação de perfuração e desmonte. Na Figura 21 consegue-se observar a estrutura do modelo face à parte da perfuração e desmonte.

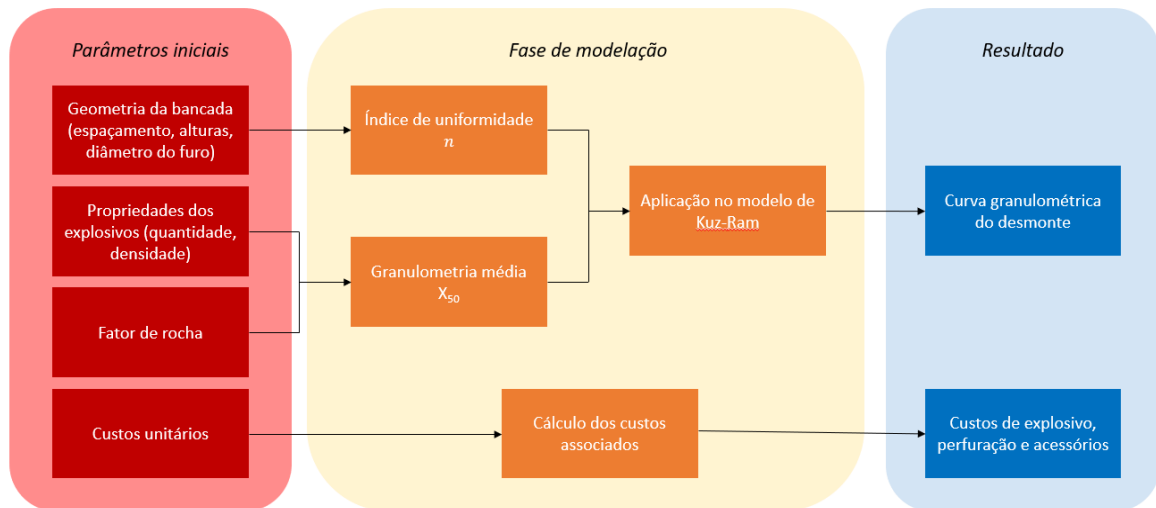


Figura 21 - Processo de modelação da perfuração e desmonte

O próximo passo após o desmonte é, obviamente, o carga e transporte. Mas há uma atividade após o desmonte que é importante ter em conta, que é o taqueio dos *boulders*. A fase de taqueio é uma operação a evitar, logo é importante a ter em consideração quando se fala em otimizar um ciclo completo de operações. Os parâmetros de entrada aqui são mais indiretos comparado ao que se necessita de outras fases. Para o taqueio, o utilizador necessita de colocar um parâmetro relacionado ao britador primário, que é a abertura máxima da alimentação do britador. Isto será explicado em melhor detalhe no próximo capítulo. A modelação também exige saber o tipo de técnica de taqueio utilizado, e os equipamentos utilizados para efetuar a fragmentação. Quando se fala dum equipamento utilizado, tem de haver uma maneira de calcular devidamente o custo de o operar, por isso é pedido ao utilizador um custo de operação por hora, e uma produtividade por hora. No entanto, este último parâmetro pode ser considerado facultativo caso se utilize um martelo hidráulico no taqueio, pois existe metodologias de obtenção da produtividade. O resto dos parâmetros necessários já são calculados tido em conta a perfuração e desmonte. A Figura 22 ajuda a entender melhor como funciona o dimensionamento da fase do taqueio.

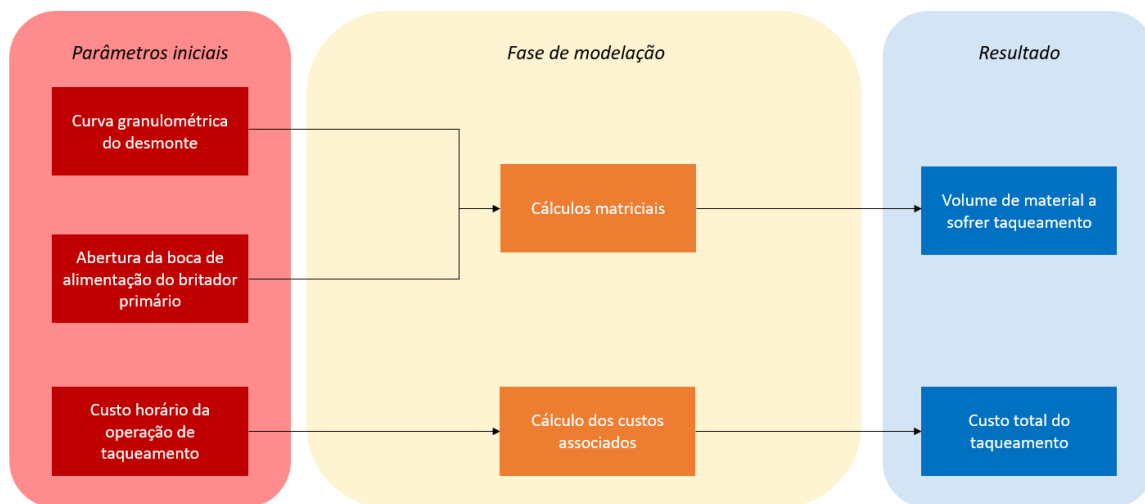


Figura 22 - Processo de modelação do taqueio

Na próxima fase, no carga e transporte, o utilizador já necessita de menos parâmetros de entrada. Aqui, só foram necessários como parâmetros de entrada os equipamentos utilizados no carga e transporte do material, e as suas capacidades. O modelo tem em conta o percurso do *dumper*, logo o utilizador pôde também colocar o comprimento total efetuado pelo equipamento numa ida desde a bancada desmontada até ao britador primário. E, tal como na perfuração e desmorte, é preciso haver alguns valores unitários para se poder ter uma ideia do custo específico dessa pedra. Os valores unitários estabelecidos para este modelo são o custo por quilómetro percorrido do *dumper* e o custo por hora de trabalho da pá giratória. Como sempre, foi esquematizado os parâmetros para esta entrada, vistos na Figura 23.

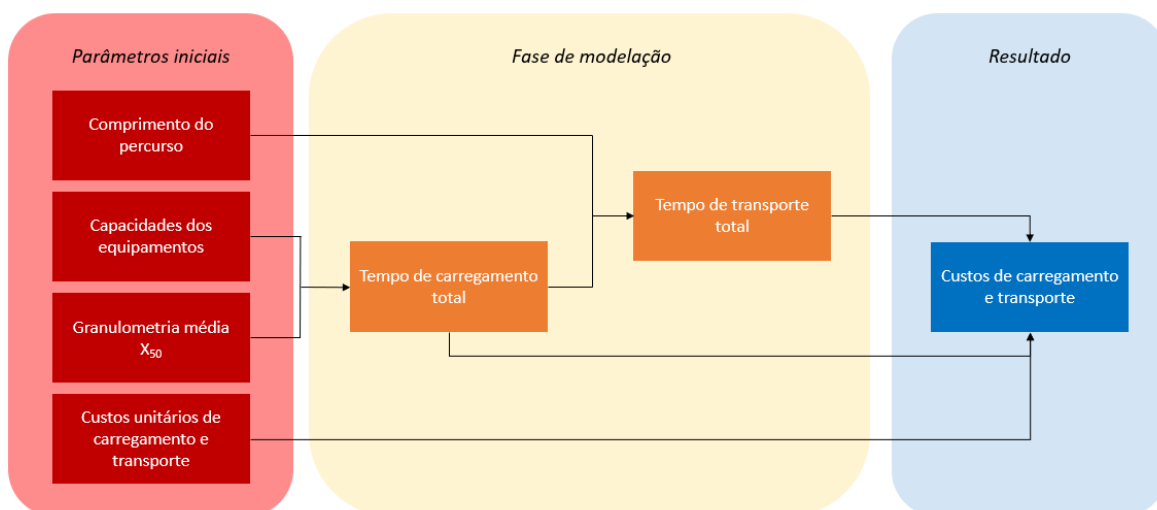


Figura 23 - Processo de modelação da carga e transporte

Por último, na etapa da britagem primária, é pedido ao utilizador o modelo do britador utilizado. É importante realçar que de momento o modelo só funciona para modelos de britador de maxilas,

sendo que outros tipos de britadores não entraram ainda no âmbito deste modelo. Com o modelo do britador consegue-se obter todos os parâmetros necessários para o modelo. De resto, cabe só ao utilizador introduzir um custo por hora de trabalho do britador e o modelo tratará do resto. Tal como as outras atividades unitárias de pedra, a Figura 24 ajuda a entender melhor o fluxo do modelo nesta fase.

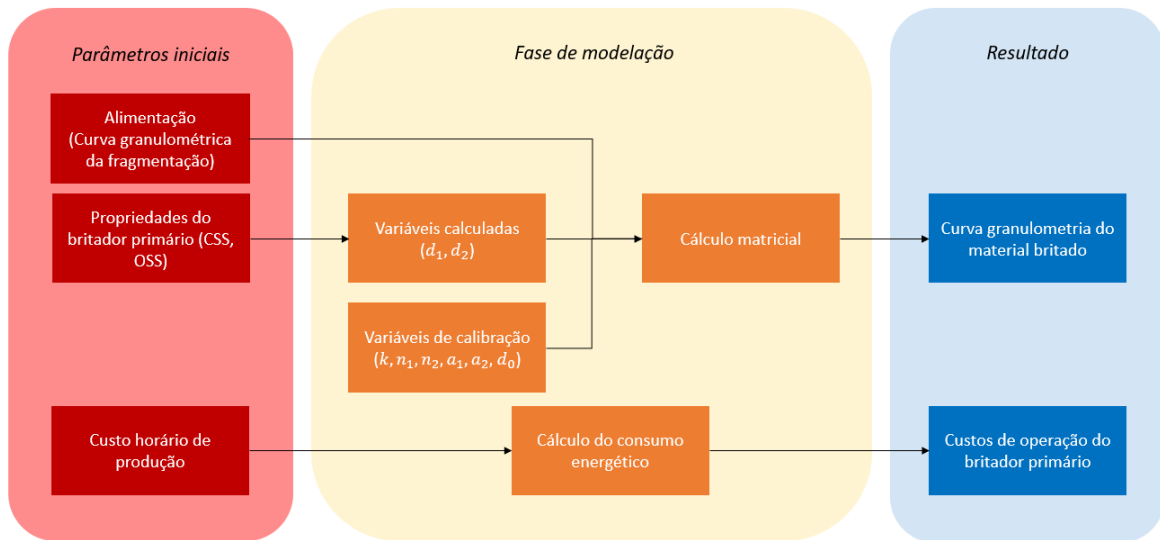


Figura 24 - Processo de modelação do britador primário

Mas, como o intuito final do *MineToCrusher* é a otimização global das atividades de extração mineira, é bom ter uma visão geral das operações todas. Para tal, a Figura 25 foi elaborada para um leitor entender como e o quão conectada está cada etapa com a outra, e como é extremamente importante ter em conta esta metodologia quando se planifica uma operação de pedra.

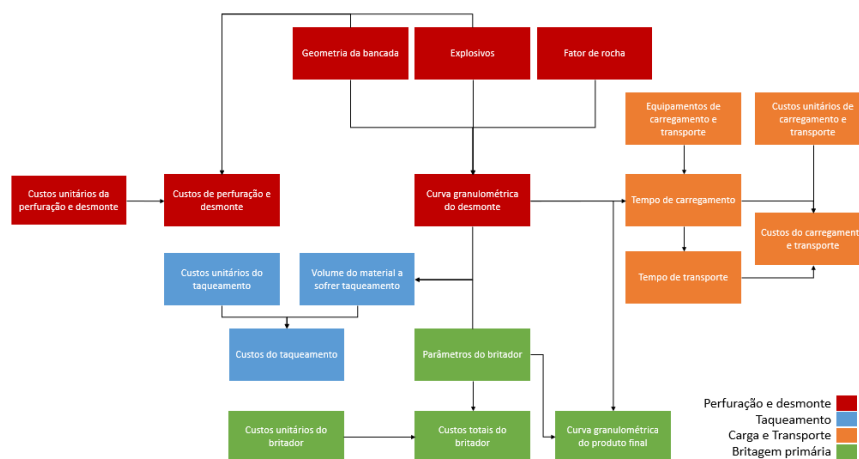


Figura 25 - Visão geral do modelo do MineToCrusher

O último passo necessário para entender a metodologia do *MineToCrusher* é perceber em si os conceitos dos modelos por trás do *MineToCrusher*, para melhor entender o mecanismo de cálculo e decisão por trás de cada operação de atividade de pedreira.

Capítulo IV
Modelação e Otimização

(página propositadamente em branco)

4. Modelação e otimização

O setor da mineração é cada vez mais focado e interessado na modelação e simulação de sistemas, pois estas técnicas permitem a melhoria e a otimização dos processos ligados ao setor, como o aumento da produtividade, rentabilidade e qualidade das operações, sem ter de ser obrigatório a realização de testes de campo, reduzindo também o tempo necessário de análise crítica do sistema.

A utilização de modelos provou ser fulcral para o desenvolvimento das operações unitárias de pedreiras, tal como referido por (Aydiner, Çelebi, & Paşamehmetoğlu, 2006). Eles explicam que a modelação já é utilizada há muito tempo na prática do setor mineiro, e cada vez mais será uma realidade em todas as pedreiras. (Aydiner et al., 2006) defendem isto, referindo que os investimentos em mineração são arriscados e dispendiosos. Com o passar do tempo, os recursos minerais serão naturalmente cada vez mais escassos, o que aumenta a probabilidade de projetos de mineração falharem dum ponto de vista financeiro. Também referem que a própria mineração irá ser cada vez mais mecanizada. A mecanização dos processos permite aumentar a complexidade dos mesmos, realizando avaliações imparciais e integrando a aleatoriedade dos eventos simultaneamente.

4.1. Conceito de sistema e modelo

4.1.1. Sistema

(Shannon, 1995) define sistema como um conjunto de elementos interconectados que alcançam um objetivo definido ao trabalharem juntos. (Gordon, 1969) explica que um sistema pode ser visto como a agregação ou a junção de elementos que são combinados através de algum processo de interação ou interdependência.

Com estas definições, o conceito de sistema pode ser visto como algo relativo. O que define exatamente o que pertence ou não a um sistema ou o critério de interligação são o utilizador ou autor, e aí podem limitar o que é considerado parte do sistema ou não. É importante haver estes limites num sistema, e não tentar agregar todos os critérios relacionados com o caso do estudo, pois assim permite incluir apenas os elementos mais relevantes para os objetivos do sistema a atingir. Ao aumentar o número de variáveis ou elementos associados ao sistema aumenta também a probabilidade de a simulação do sistema ser não viável, e em alguns casos poder chegar a não ter solução. A partir disto, os modelos foram criados com o intuito de poder representar uma parte do sistema que está a ser análise de estudo.

4.1.2. Modelo

(Maria, 1997) define modelo como a representação da construção e funcionamento de um dado sistema com interesse em simular. Habitualmente, um modelo é similar, mas ao mesmo tempo mais simples que o sistema que o representa, como esquematizado na Figura 26. Um dos propósitos do modelo é permitir ao utilizador a previsão do impacto de mudanças ao sistema em estudo. Um modelo deve ser uma aproximação próxima do sistema real, incorporando somente as suas características mais salientes. Por outro lado, não pode ter tanta complexidade que acaba por dificultar o estudo do sistema. Um bom modelo tem de equilibrar estas duas vertentes, tentando trocar complexidade e realismo por uma melhor simplicidade de percepção.

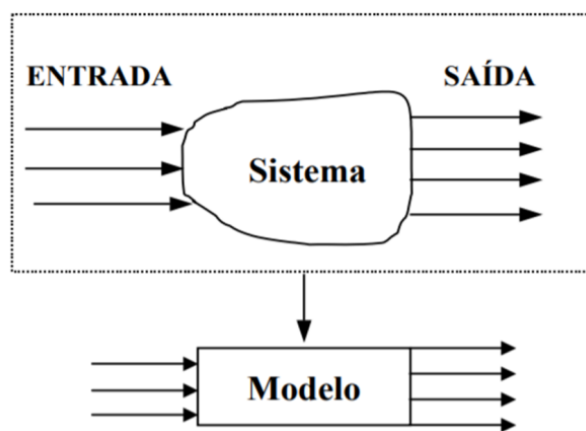


Figura 26 - Esquematização do conceito de modelo e sistema (adaptado de Cassandras et al. (2008))

Para um modelo, de acordo com (Maria, 1997), a etapa de desenvolvimento da mesma deve ser vista como um processo iterativo. Como discutido anteriormente, a filosofia de um modelo é tal que o modelo seja simples de entender, mas que reflita as complexidades do sistema baseado nele. Então, o desenvolvimento do modelo pode ser visto do seguinte ponto de vista: ao provar que o modelo reflete a realidade do sistema, o modelo pode avançar para uma nova fase de desenvolvimento, onde a complexidade do mesmo possa ser expandida, permitindo a entrada de novas variáveis utilizadas pelo sistema. Desta maneira, o modelo pode, a pouco e pouco, ser praticamente uma réplica do sistema em que se baseia, mas garante que a validação e o estudo do modelo sejam feitos de maneira iterativa, facilitando a análise e, ironicamente, reduzindo a complexidade de estudo do modelo.

Um objetivo para o desenvolvimento de um modelo é para os utilizar com o intuito de simular a realidade. Através de *software* de simulações é possível projetar e planejar um modelo que consiga de maneira eficaz representar a realidade através de fórmulas e conceitos matemáticos. (Chaturverdi, 2010) argumenta que a simulação pode ser vista como uma solução de baixo custo e

segura para representar o processo de um sistema. Todavia, os resultados da simulação dependem inteiramente da qualidade do modelo construído, representativo desse mesmo sistema.

Os modelos matemáticos podem ser classificados de diversas maneiras, como esquematizado na Figura 27.

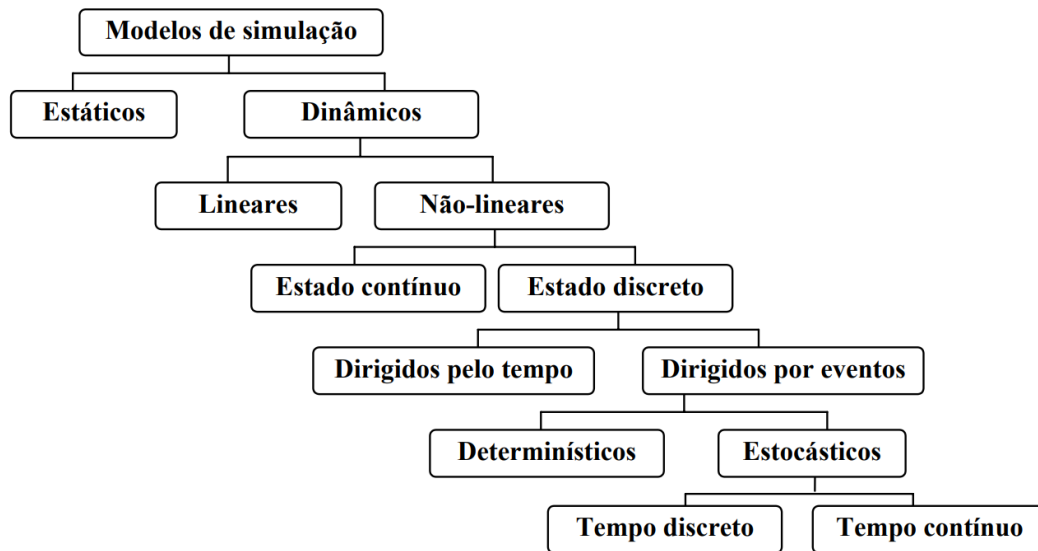


Figura 27 - Classificação dos modelos de simulação (adaptado de (Gavira, 2003))

Os modelos de simulação podem ser categorizados como estáticos ou dinâmicos. De acordo com (Gavira, 2003), um modelo estático representa um sistema em um ponto particular no tempo, ou seja, um sistema onde o tempo não é considerado como uma variável. Por outro lado, um sistema dinâmico é um tipo de sistema que muda ao longo do tempo.

A outra classificação de modelo relevante para este trabalho é se o modelo é considerado determinístico ou estocástico. De acordo com (Kiahla, 2020), um modelo estocástico apresenta na sua estrutura uma ou mais variáveis aleatórias como parâmetro de entrada, resultando desta maneira um parâmetro de saída também de caráter aleatório. O modelo estocástico é utilizado quando uma variável do sistema é representada através de uma função de probabilidade. Através destes modelos, é possível quantificar matematicamente os fenômenos aleatórios conectados ao sistema. Por outro lado, os modelos determinísticos não possuem variabilidade nos seus parâmetros, ou seja, não são regidos por uma função de probabilidade. Assim, para o mesmo parâmetro de entrada resultará sempre o mesmo parâmetro de saída.

Os modelos que incorporam o *MineToCrusher* englobam a componente determinística e estocástica nas suas variáveis de decisão, permitindo o *MineToCrusher* ser realista e simplista ao mesmo tempo.

4.2. Modelos de simulação utilizados

4.2.1. Modelo de dimensionamento da pega de fogo

O ponto fulcral das operações de uma pedreira é o desmonte do maciço. Logo, é importante que a pega de fogo seja o mais bem estudada e definida possível, para atingir as metas e objetivos da pedreira. O calibre resultante do desmonte, as propriedades geológico-geotécnicas, hidrogeológicas do maciço, a localização da frente livre são todos fatores que limitam a geometria da pega.

Para se otimizar uma pega de fogo, é habitual definir toda a geometria da bancada em função do afastamento à frente livre, pois isto permite uma maior homogeneidade na variação dos parâmetros da pega. No entanto, não existe exatamente uma relação entre o afastamento à frente livre e os outros parâmetros que enquadre todos os cenários de pedreira. Logo, estas relações são mais uma visão normativa de uma situação de pedreira habitual, e estarão sujeitas a ser substituídas quando se está a estudar um caso em específico.

Para efeitos do desenvolvimento inicial do modelo, observado na Tabela 2, foram definidas as seguintes relações entre o afastamento à frente livre e o resto dos parâmetros da bancada.

Tabela 2 - Cálculos dos parâmetros da geometria do plano de fogo

Parâmetro	Símbolo	Expressão	Unidade
Distância à frente livre	B	-	m
Afastamento entre furos	S	$S = 1,2 * B$	m
Tampão do furo	T	$T = B$	m
Subfuração do furo	S	$S = 0,7 * B$	m

A partir destes valores, é possível determinar os resto dos parâmetros necessários para dimensionar a pega de fogo. Os parâmetros a calcular a seguir são a altura do furo e o volume de furo, calculados na equação 4.1 e na equação 4.2.

$$H_f = H + S \quad 4.1$$

onde:

- H_f – Altura do furo, em m ;
- H – Altura da bancada, em m ;
- S – Subfuração do furo, em m .

$$V_f = H_f * \frac{\pi d^2}{4000} \quad 4.2$$

onde:

- V_f – Volume do furo, em m^3 ;
- d – Diâmetro do furo, em mm .

Com os parâmetros determinados a partir da Tabela 2 **Error! Reference source not found.** e da equação 4.1 e 4.2, pode-se também calcular o volume que cada furo irá desmontar, a partir da equação 4.3:

$$V_d = B * S * H \quad 4.3$$

onde:

- V_d – Volume de rocha a desmontar por cada furo, em m^3 .

A última variável associada à geometria da pega de fogo é o número de furos. Este é calculado ao resolver a equação 4.4:

$$N_f = \frac{V_b}{V_d} \quad 4.4$$

onde:

- N_f – Número de furos do diagrama, adimensional;
- V_b – Volume a desmontar da bancada, em m^3 .

A segunda parte do dimensionamento da pega do fogo é o cálculo das variáveis relacionadas com os explosivos. Nesta parte o cálculo entra dependente do tipo de explosivo utilizado: se é em emulsão ou se existe em cartucho.

Na situação de se utilizar emulsão, o volume de explosivo é determinado através da equação 4.5:

$$V_{exp} = N_f * (H_f - T) * \frac{\pi d^2}{4000} \quad 4.5$$

No caso de se utilizar explosivo encartuchado, calcula-se o volume de explosivo a partir da equação 4.6:

$$V_{exp} = N_f * (Q_f * V_{un f} + Q_c * V_{un c}) \quad 4.6$$

onde:

- V_{exp} – Volume total de explosivo numa pega de fogo, em m^3 ;
- Q_f – Quantidade de cartuchos de fundo utilizados, adimensional;
- $V_{un c}$ – Volume unitário de cada cartucho de coluna, em m^3 ;
- Q_c – Quantidade de cartuchos de coluna utilizados, adimensional;
- $V_{un f}$ – Volume unitário de cada cartucho, em m^3 ;

Com o volume de explosivos total calculado, procede-se ao cálculo da quantidade total de explosivo utilizado, através da equação 4.7:

$$Q_{exp} = V_{exp} * \rho_{exp} \quad 4.7$$

onde:

- Q_{exp} – Quantidade explosivo numa pega de fogo, em kg ;
- ρ_{exp} – Densidade do explosivo, em kg/m^3 .

Por fim, o último parâmetro a determinar é a concentração de carga, ou como se chama habitualmente de *powder factor*. A concentração de carga é definida como a razão entre a quantidade de explosivo utilizada, e o volume a desmontar. Esta razão é exposta na equação 4.8:

$$K = \frac{V_b}{Q_{exp}} \quad 4.8$$

onde:

- K – Concentração de carga, em kg/m^3 .

4.2.2. O modelo de Kuz-Ram para a previsão da granulometria do desmonte

De acordo com (Adebola et al. 2016), a eficácia de uma operação de desmonte é determinada a partir da diferença do resultado da fragmentação com o calibre desejado. A fragmentação é um

dos conceitos mais importantes da engenharia de explosivos. O desmonte promove a fragmentação do material, logo é o primeiro passo na redução do calibre da mineração, sendo seguido pelas operações unitárias de britagem e moagem. A eficácia destas operações é diretamente relacionada com a distribuição granulométrica da pilha. Logo, diretamente, a produtividade das etapas seguintes do processamento de minério é influenciada pelo desmonte do material.

(Jimeno et al., 1995) defendem que o resultado das operações do desmonte é determinado a partir de um número de índices e/ou parâmetros que podem ou não ser controláveis. Os parâmetros que podem ser controlados referem-se aos parâmetros relacionados com o dimensionamento do diagrama de fogo, que podem ser variados para ajustar o resultado da operação, e isto produz sempre resultados precisos. No entanto, tem de se pressupor que o maciço rochoso a sofrer o desmonte é um maciço homogêneo e sem descontinuidades, situação que na realidade nunca acontece. A heterogeneidade do maciço é já por si, um fator praticamente incontrolável, pois como discutido anteriormente, no mesmo maciço o comportamento geomecânico da rocha pode ser completamente diferente, e, por isso, é bastante difícil quantificar estes fatores para haver uma previsão perfeita da fragmentação do desmonte. Os fatores não controláveis incluem também a presença de água, descontinuidades, etc., que estão diretamente relacionados com a heterogeneidade do maciço.

Os métodos para analisar a fragmentação de um desmonte são agrupados em métodos diretos e métodos indiretos. O único método direto que existe para obter a curva granulométrica exata do material é através da crivagem do material. Este método é o que produz o melhor resultado, todavia é bastante dispendioso para otimizar pois requer que o desmonte seja efetuado antes de obter resultados, isto é, é mais um método de controlo do que de previsão. Os modelos de previsão da fragmentação do recurso são métodos indiretos que conseguem prever (até alguma precisão) a fragmentação. Isto são modelos determinísticos, empíricos e observacionais, que requerem bastantes dados para refinar e conseguir detetar padrões no desmonte, e que não possuem nenhuma função de probabilidade nelas, ou seja, não existe aleatoriedade na sua modelação. Um dos modelos mais utilizados para a previsão da fragmentação de um desmonte e bancada é o modelo de Kuz-Ram.

(Cunningham, 1983) apresentou em Luleå, na Suécia, a partir dos seus estudos elaborados em minas na África do Sul, um dos modelos mais utilizados mundialmente no que diz a respeito da previsão da fragmentação de rochas com a utilização de explosivos. Neste modelo, as propriedades geomecânicas do maciço, dos explosivos e as variáveis geométricas da pega de fogo, são levadas em consideração a partir da combinação de três equações: a equação de Kuznetsov, Rosin-Ramler e do índice de uniformidade.

A partir dos seus estudos, (Kuznetsov, 1973) desenvolveu uma equação que permite determinar a granulometria média do produto fragmentado originante do desmonte, ou por outras palavras, a abertura do peneiro onde 50% do material fragmentado é passante, habitualmente denominado de X_{50} ou X_m , visto na equação 4.9.

$$X_{50} = 10 * A * \frac{Q^{\frac{1}{6}}}{K^{0.8}} * \left(\frac{115}{RWS} \right)^{\frac{19}{30}} \text{ (mm)} \quad 4.9$$

onde:

- A – Fator da rocha (adimensional). Índice que pode ser obtido na classificação de maciços rochosos, proposto por (Lilly, 1992). Este varia usualmente entre 0.8 e 22, onde quanto maior o valor, mais competente e são o maciço se encontra. Habitualmente, 1 refere-se a um maciço extremamente alterado e muito fraturado, 7 a um maciço mediano e 18 a um maciço pouco fraturado e com uma elevada dureza;
- Q – Quantidade de explosivo utilizado, em kg ;
- K – Refere-se à carga específica da detonação, ou por outras palavras, a razão entre a quantidade de explosivo utilizado e o volume que cada furo vai desmontar, em kg/m^3 ;
- RWS – Refere-se à energia relativa efetiva do explosivo. Esta deriva da divisão do peso absoluto da força do explosivo em uso pela força de peso absoluto do ANFO, em %.

Cunningham entendeu que a granulometria do produto fragmentado do desmonte poderia ser descrita pela função granulométrica de Rosin-Ramler, equação 4.10. A partir do X_{50} calculado na equação de Kuznetsov e pelo índice de uniformidade, era possível determinar a função, descrita da seguinte maneira:

$$P(x) = 100 * \left[1 - e^{-0,693 * \left(\frac{x}{x_{50}} \right)^n} \right] \quad 4.10$$

onde:

- $P(x)$ – refere-se à função de Rosin-Ramler (%);
- X – Tamanho da malha corresponde ao peneiro, em mm ;
- X_{50} – Calibre médio do material fragmentado, em mm ;
- n – Índice de uniformidade, ou parâmetro que define a uniformidade da distribuição granulométrica.

Todavia, para se poder determinar a função granulométrica de Rosin-Ramler, é necessário determinar o índice de uniformidade. Segundo (Cunningham, 1983), o índice de uniformidade representa a homogeneidade de calibre das partículas provenientes da fragmentação. Este índice

varia entre 0,7 e 2,2, onde quanto maior o valor, mais uniforme serão as partículas. O índice de uniformidade tem em conta a geometria do plano de fogo da bancada, sendo regida pela equação 4.11.

$$n = \left(2,2 - 14 \frac{B}{d}\right) * \sqrt{\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}} * \left(1 - \frac{W}{B}\right) * \left(\left|\frac{h_f - h_c}{L}\right| + 0,1\right)^{0,1} * \frac{L}{H} \quad 4.11$$

onde:

- B – afastamento dos furos (m);
- S – espaçamento dos furos (m);
- d – diâmetro dos furos (mm);
- W – desvio padrão da precisão de furação (m);
- h_f – comprimento da carga de fundo (m);
- h_c – comprimento da carga de coluna (m);
- L – comprimento da carga explosiva total (m);
- H – altura da bancada (m).

Graças à função de Rosin-Ramler, é possível determinar a curva granulométrica proveniente do desmorte da bancada, como observado na Figura 28.

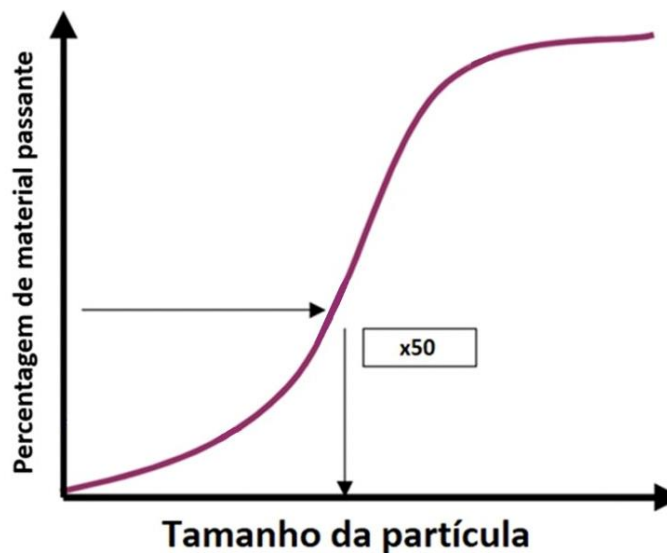


Figura 28 – Curva granulométrica do material

O impacto do índice de uniformidade e a granulometria média é visível graficamente através da curva granulométrica. Observando a Figura 29, ao se modificar somente o índice de uniformidade

na equação de Rosin-Ramler, consegue-se concluir que o índice de uniformidade rege o achatamento da curva.

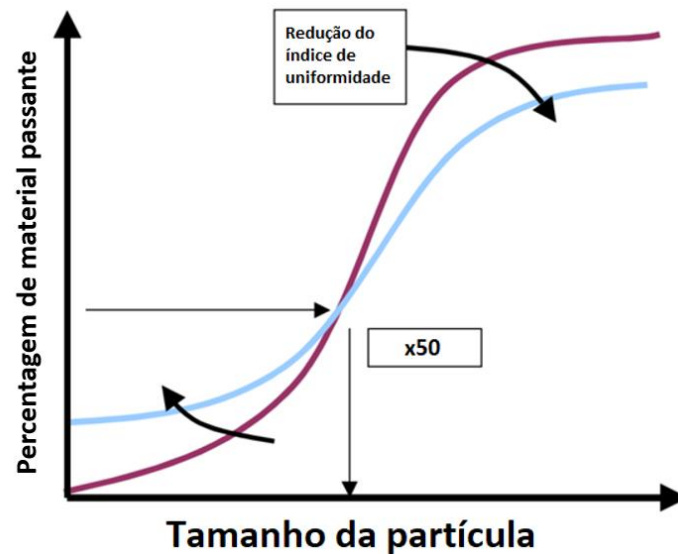


Figura 29 – Influência do índice de uniformidade no ajuste da curva granulométrica proveniente do modelo de Kuz-Ram

O modelo de Kuz-Ram, como qualquer outro modelo, apresenta limitações. Kanchibotla et al. (1998) concluiu que o modelo de Kuz-Ram subestima a contribuição dos finos. Esta deficiência, todavia, pode ser superada ao transformar a curva granulométrica em duas equações diferentes: uma para os calibres inferior ao X_{50} e outra para os calibres superiores ao calibre médio, utilizando índices de uniformidade diferentes.

Existem outros modelos de previsão de fragmentação relacionados com o desmonte de bancadas com recurso a explosivos, e mais modernos do que o Kuz-Ram. Modelos como o *Crushing Zone Model*, TCM e a função Swebrec são exemplos de modelos mais otimizados. Mas, todos estes modelos foram baseados no modelo de Kuz-Ram, logo o estudo preliminar de otimização de sistemas deve ser elaborado com as equações definidas por Cunningham.

4.2.3. Modelo de previsão do taqueio

Tal como foi discutido no capítulo 2, um dos maiores fatores que causam custos consideráveis, reduções na produtividade e falhas na cadeia de operações da mina é o desmonte ocorrer de forma que a fragmentação seja pobre. Esta fragmentação pouco otimizada, devido a fatores como um dimensionamento incorreto da pega de fogo, do tampão dos furos serem mal executados, por fatores humanos na perfuração e carga dos furos, promove a produção dos comumente apelidados *boulders*. Por isso, para avaliar globalmente a produtividade da operação, é necessário dimensionar e determinar o impacto económico e produtivo da produção de *boulders*.

Para tal, foi sugerida uma metodologia que consegue estimar a quantidade de material que terá de sofrer taqueio para cada volume de bancada desmontado. Através da curva granulométrica do material proveniente do desmonte, graças ao modelo de Kuz-Ram, é possível ter uma estimativa realista da distribuição do calibre do material. Com a curva granulométrica então, ao se definir um dado calibre em que acima do mesmo, o material será considerado uma rocha que necessita de sofrer desmonte secundário.

A definição do calibre mínimo para uma rocha ser considerada como um *49oulder* vai ter em conta um fator numa fase mais avançada da cadeia operativa: a britagem primária. Mencionado no capítulo 2, o britador primário utilizado na pedreira tem um calibre máximo para receber material para efetuar o processo de cominuição. Então, um método de definir um *49oulder* é como um bloco que não possa ser introduzido dentro do britador primário. Como observado na Figura 30, cria-se assim uma metodologia de estimação da quantidade de material terá de ser taqueado.

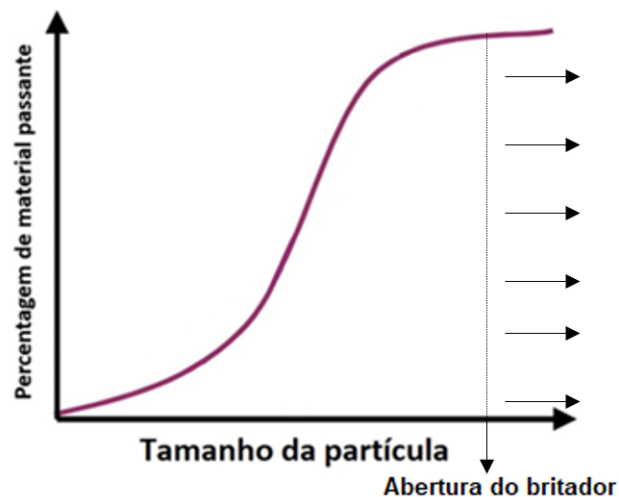


Figura 30 – Utilização do tamanho da abertura do britador para definir o calibre mínimo para se considerar taquear uma dada partícula

Com este calibre, a curva granulométrica do material proveniente do desmonte e o volume da bancada, é possível ter uma estimativa do material que terá de sofrer um desmonte secundário. Esta lógica pode ser expressa em forma de uma equação, vista na equação 4.12:

$$V_{taq} = \frac{V_b * \%_{mat > bri}}{100} \quad 4.12$$

onde:

- V_{taq} – Volume do material que sofrerá desmonte secundário, em m^3 ;
- V_b – Volume da bancada a desmontar, em m^3 ;
- $\%_{mat > bri}$ – Percentagem de material acima do comprimento da abertura do britador, em mm .

4.2.4. Modelo da determinação do tempo de carga

A determinação da produtividade e dos custos do ciclo de carga e transporte é das métricas mais relevantes a considerar quando se está a efetuar o estudo global de uma operação mineira. Na maioria das grandes minas a céu aberto, mais que 50% dos custos associados à produção de um material estão diretamente relacionados com as operações de carga e transporte. Todavia, existe uma ínfima aleatoriedade nestes módulos, o que dificulta um estudo preliminar da produtividade de uma dada configuração de carga e transporte. Variáveis como a forma da pilha de material a carregar, o fator de empolamento, as condições e tipos de trajeto a efetuar e o fator humano impedem a elaboração de um modelo determinístico para o carga e transporte.

(Queiroz, 2019), através da análise de inúmeros ciclos de carga de diversos desmontes, conseguiu concluir que a granulometria média do material proveniente dum desmonte (X_{50}) está correlacionado com o tempo médio de carga de material através de uma pá giratória. Ou seja, através do X_{50} de um dado desmonte, é possível determinar o tempo médio de carga de material através de uma pá giratória.

Queiroz também observou que os tempos de carga de uma pá comportam-se como uma variável aleatória. Devido ao fator humano conetado a esta etapa, existe sempre a imprevisibilidade do tempo para uma manobra completa de carga. Felizmente, estes tipos de variáveis aleatórias podem ser modeladas através de uma distribuição gaussiana. Uma distribuição gaussiana, de acordo com (Miller & Childers, 2004), refere-se a uma variável aleatória gaussiana que pode ser descrita através de uma função de densidade de probabilidade, como observada na equação 4.13.

$$f(x) = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{1}{2}\left(\frac{x-\mu}{\sigma}\right)^2} \quad 4.13$$

onde:

- $f(x)$ – Função de distribuição de probabilidade
- μ – Valor médio da variável aleatória

- σ – Desvio padrão da variável

A função obtida através da equação 4.13 refere-se a um caso especial, denominado por distribuição normal. Esta é traduzida graficamente como tendo a forma de um sino, como por exemplo observado na Figura 31.

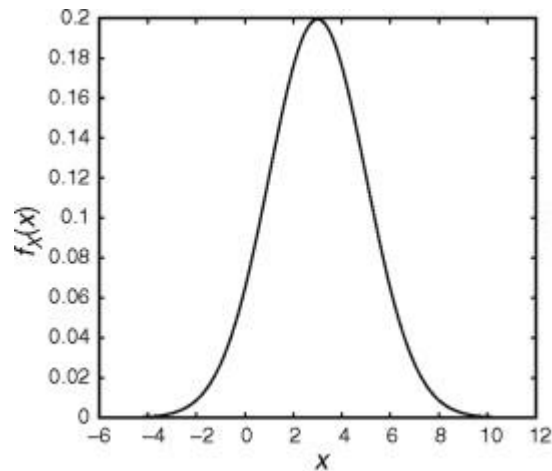


Figura 31 – Função de distribuição de probabilidade para uma variável com média 3 e desvio padrão 1.

(Queiroz, 2019), através do estudo analítico de diversos tempos de carga retirados de um desmonte de bancada, conseguiu encontrar uma correlação entre o X_{50} e o tempo médio de carga, observado na Figura 32.

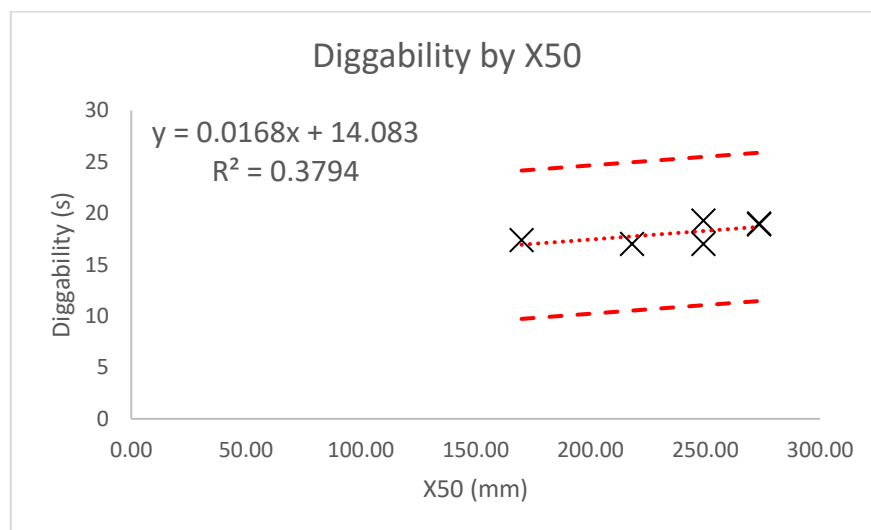


Figura 32 – Calibre médio do material fragmentado, em milímetros, versus o tempo de carga do mesmo, em segundos (Queiroz, 2019)

Contudo, como era impossível prever com exatidão um cenário real de uma pá giratória, foi necessário fornecer um intervalo de confiança para a variável. Isto permitiu determinar o desvio padrão para esse cenário e, a partir desse valor e do valor médio da variável, conseguiu-se obter uma distribuição normal dos tempos para esse dado calibre médio. Isto é bastante benéfico para o

estudo estocástico do ciclo de carga, pois permite introduzir a aleatoriedade de um carga de uma pá, auxiliando a credibilizar o modelo como uma simulação da atividade.

O outro grande parâmetro necessário para o dimensionamento adequado da operação de carga é a determinação do volume do balde ótimo do equipamento ótimo. (O'Hara & Suboleski, 1992), através dos dados provenientes de minas a céu aberto, interpolaram diversas equações empíricas para o dimensionamento de equipamentos relativos a uma operação de mina a céu aberto, inclusive o volume de uma pá giratória. Segundo os autores, o dimensionamento correto de uma pá giratória segue a equação 4.14:

$$S = 0,116 * T_p^{0,4} (m^3) \quad 4.14$$

onde:

- T_p – produção diária objetivo de uma mina a céu aberto, em t/dia

Esta função apresenta um valor teórico para o volume da pá, o que facilita depois a escolha do equipamento de carga adequado para a operação. Claro que numa cadeia produtiva de pedreira já em operação, a escolha ótima das dimensões de pás será, obviamente, as pás já em utilização, logo este passo será tido em conta ou não, dependendo do estado atual da pedreira.

A partir do volume da pá obtido através da equação 4.14, e com o modelo de (Queiroz, 2019), é possível determinar o número de pás necessárias para movimentar o material do local do desmonte até aos equipamentos de transporte, e também indicar quanto tempo demorará a carregar o material todo da bancada.

4.2.5. Modelo de britagem primária

Tal como qualquer outra operação dentro de um ciclo de produtividade de uma pedreira, a britagem primária foi sempre alvo de tentativas de modelação. A partir dos anos 70 surgiram diversos modelos matriciais de britagem, como os modelos de Lynch (Lynch, 1977) e Whiten (Whiten & White, 1979). Estes modelos foram pioneiros ao utilizar computadores para o desenvolvimento de modelos de cominuição e classificação de partículas.

Segundo Futuro e Machado (Futuro & Leite, 2018), o modelo de britagem proposto por Whiten foi desenvolvido para máquinas de britagem de britador de maxilas, com tempo de residência fixo, na qual faz um apelo a uma função de transição finita. Ou seja, existe um fluxo de transporte perfeito, devido a admitir o mesmo tempo de residência para todas as partículas que se encontram no processo. O outro princípio introduzido com o modelo é que o caudal mássico que entra no britador

tem de ser igual ao caudal mássico que sai do britador. Por outras palavras, significa que todo o material que entra no britador tem de sair. A Figura 33 exemplifica o fluxo de um britador.

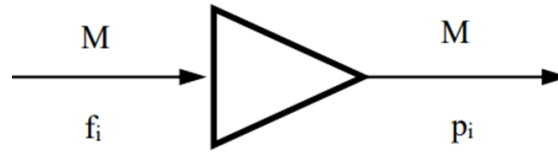


Figura 33 - Fluxograma de um circuito aberto de britagem (adaptado de (Futuro e Leite, 2018))

A partir da Figura 33, Futuro e Leite apresentam a composição inicial da modelação de um britador, onde:

- M – Caudal mássico que passa no britador;
- f_i – fração de material da alimentação do britador de calibre de partícula i ;
- p_i – fração de material do produto do britador de calibre de partícula i ;

A partir daí, Futuro e Leite apresentaram uma equação de balanço de massa para cada calibre i , que descreve o circuito em ação:

$$\begin{array}{ccccccc} \text{Massa calibre } i & & \text{Massa calibre } i & & \text{Massa calibre } i & & \text{Massa calibre } i \\ \text{no fluxo} & - & \text{destruída} & + & \text{gerada} & = & \text{no fluxo} \\ \text{de entrada} & & \text{por fragmentação} & & \text{por fragmentação} & & \text{de saída} \end{array}$$

Ou seja, o produto da britagem de material é determinado a partir da própria fragmentação gerada pela cominuição e pelas novas partículas geradas pela fragmentação do material originário do caudal de alimentação. Esta é considerado por praticamente todos os autores pela lei geral da fragmentação. Matematicamente, o balanço de massa da fragmentação é descrito a partir da equação 4.15:

$$f_i \cdot M - C_i \cdot f_i \cdot M + \sum_{j=1}^{i-1} C_i \cdot f_i \cdot M \cdot B_{ij} = p_i \cdot M \quad 4.15$$

onde:

- C_i – Função classificação de calibre i pelo processo de fragmentação;
- B_{ij} – Função quebra ou *breakage* de calibre i .

No entanto, (Lynch, 1977) observou que o processo de britagem é descrito por uma sequência de eventos singulares, e consiste basicamente numa ação de classificação, e outra de fragmentação. Durante a abertura total da máquina, qualquer material é classificado no interior da câmara do britador. As granulometrias mais finas serão descarregadas diretamente para a parte inferior da

máquina sem sofrer nenhum processo de cominuição, enquanto as partículas mais grosseiras sofrerão fragmentação. Isto criará uma sequência contínua de processos de classificação e quebra de partículas, até que o material atinja um limite mínimo desejado. (Futuro & Leite, 2018) apresentam então a ideia que dentro da câmara de um britador existe um classificador interno, que define qual material será fragmentado e qual material está pronto para sair do britador, sendo um sistema com um circuito fechado, como visto na Figura 34 - Representação esquemática do modelo de britagem com circulação seletiva, (Futuro e Leite, 2018):

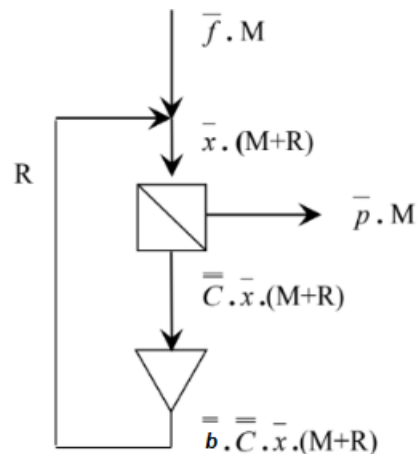


Figura 34 - Representação esquemática do modelo de britagem com circulação seletiva, (Futuro e Leite, 2018)

A partir deste esquema, consegue-se chegar à mesma conclusão de que Whiten em 1979 também chegou, em que o produto do britador pode ser definido através do seguinte modelo matricial:

$$\bar{p} = [(\bar{I} - \bar{C}) \cdot (\bar{I} - \bar{b} \cdot \bar{C})^{-1}] \cdot \bar{f} \quad 4.16$$

onde:

- p – Matriz produto da britagem, de dimensões i por 1 ;
- I – Matriz identidade, de dimensões i por j ;
- C – Matriz classificação, de dimensões i por j ;
- b – Matriz de quebra ou *breakage*, de dimensões i por j ;
- f – Matriz da alimentação do britador, de dimensões i por 1 ;

Existe uma preferência de fragmentação de algumas partículas de tamanho relativamente maior em relação a partículas menores. Esta preferência felizmente, pode ser descrita matematicamente através da função de classificação. A função de classificação é representada através de uma curva

de probabilidade, como a que se observa na Figura 35, que indica a probabilidade de uma determinada classe de calibres sofrer um novo evento de fragmentação.

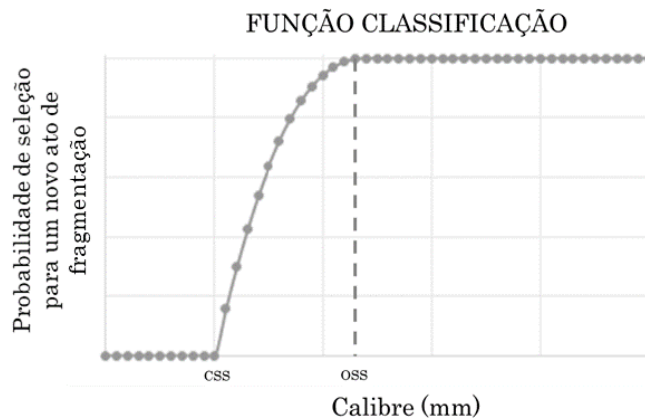


Figura 35 - Função classificação (Kiahla, 2020)

Pode-se observar que, partículas de calibre inferior ao *CSS* tem uma probabilidade equivalente a zero de sofrer fragmentação, enquanto partículas de calibre acima do *OSS* têm uma probabilidade de 100% de serem sujeitas a um evento de fragmentação. As partículas que são maiores que o *CSS* e inferiores ao *OSS* têm a sua probabilidade descrita através de uma curva parabólica. (Lynch, 1977) define matematicamente a função classificação através da equação 4.17:

$$\begin{aligned}
 C(x) &= 0 & \text{se } x < CSS \\
 C(x) &= 1 - \left[\frac{d_2 - x}{d_2 - d_1} \right]^n & \text{se } CSS < x < OSS \\
 C(x) &= 1 & \text{se } x > OSS
 \end{aligned}
 \tag{4.17}$$

onde:

- x – Calibre da partícula, em *mm*;
- d_2, d_1, n – Variáveis de calibração de ajuste ao modelo em função de dados experimentais

A função de quebra, ou *breakage*, é uma das funções mais discutidas na área da modelação de sistemas de cominuição. Existia (e ainda existe) bastante controvérsia e confusão dentro desta área sobre a função, como (Kelly & Spottiswood, 1990) explicavam. Eles explicam que a função de quebra reflete que uma partícula, quando sofre um evento de fragmentação, irá produzir mais partículas, sempre de calibre inferior à original.

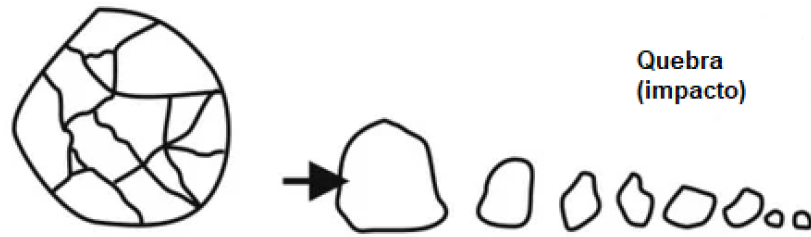


Figura 36 - Formação de novas partículas a partir de uma de maior calibre através de uma força de impacto (adaptado de (Anticoi, Guasch, Hamid, Oliva, & Alfonso, 2018))

(Whiten & White, 1979) chegou a uma equação que define o ritmo de quebra em função de umas variáveis relativas ao britador em utilização e o calibre das partículas, a equação 4.18:

$$B_{ij} = k \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^{n1} + (1 - k) \left(\frac{x_{i-1}}{x_j} \right)^{n2} \quad 4.18$$

onde:

- $k, n1, n2$ – Variáveis de calibração de ajuste ao modelo em função de dados experimentais

Todavia, a função quebra (B_{ij}) reflete o valor cumulativo da quebra de partículas. Então, é preciso calcular a função discreta, através da equação 4.19:

$$\begin{aligned} b_{ij} &= B_{i,j} + B_{i+1,j} & \text{se } i > j \\ b_{ij} &= 1 - \sum_i^{n-1} b_{ij} & \text{se } i = n \\ b_{ij} &= 0 & \text{se } i \leq j \end{aligned} \quad 4.19$$

4.2.5.1. Determinação do trabalho realizado pelo britador

Reduzir o tamanho de partícula é um processo altamente dispendioso em termos de energia. (Rule, 2009) estima que 3% de toda a eletricidade produzida mundialmente é utilizada em processos diretamente ligados à fragmentação de partículas. Logo, é importante sensibilizar o sector sobre a importância da economia de energia.

Foi necessário então desenvolver uma maneira de calcular a quantidade de energia utilizada na cominuição. (Bond, 1961) tinha isto em mente, e a partir de diversas experiências com circuitos de fragmentação e moagem conseguiu definir uma metodologia de quantificar o trabalho de um britador. Daqui nasceu o índice de trabalho de Bond que, como Bond explica, é um parâmetro que representa a resistência de um dado material à operação de fragmentação. Numericamente falando, o *work index* “trabalho de índice” corresponde à energia necessária para reduzir uma tonelada de material de tamanho considerado infinito para um tamanho onde 80 por cento do

material passe por um crivo de 100 micra de tamanho. Em termos de equação, a quantidade de energia necessária para efetuar a britagem pode ser aproximada em função do *work index* a partir da equação 4.20:

$$W = 10 * W_i \left(\frac{1}{\sqrt{k_{80\ prod}}} - \frac{1}{\sqrt{k_{80\ alim}}} \right) \quad 4.20$$

onde:

- W – Quantidade de energia utilizada na britagem, em *kWh/t*;
- W_i – *Work index* do material a fragmentar, em *kWh*;
- $k_{80\ prod}$ – Tamanho do crivo em que passa 80% do material a sair do britador, em *micra*;
- $k_{80\ alim}$ – Tamanho do crivo em que passa 80% do material a entrar no britador, em *micra*.

A partir da equação 4.20, consegue-se saber a quantidade de energia necessária para fragmentar 1 tonelada de material.

O outro fator necessário a determinar será a produção horária, ou o caudal mássico horário, que entra no britador primário. Regra geral, como qualquer outro dado, o ótimo será obter dados reais da situação em estudo, mas, em falta disso, pode ser apresentado um ótimo estimador da possibilidade através dos catálogos dos equipamentos. Por exemplo, para um *Metso C130*, a produtividade horária pode ser determinada em função do *CSS* do britador, a partir da equação 4.21:

$$P_{britador} = 2.64 * CSS + 55.5 \quad 4.21$$

Esta equação ajuda a ter uma boa estimativa do fluxo mássico que passa no britador. No entanto, é sempre uma boa ideia obter dados reais sempre que possível, para melhor representar a realidade.

O próximo passo seria arranjar uma metodologia para determinar quanto tempo o britador iria trabalhar para um único desmonte. Então, conclui-se que, a partir do caudal mássico do britador, e sabendo o volume do desmonte, é possível determinar a quantidade de horas que o britador irá trabalhar para um único desmonte, a partir da equação 4.22:

$$t_{frag} = \frac{(V_b - V_{taq}) * \rho_{rocha}}{\rho_{britador}} \quad 4.22$$

onde:

- t_{frag} – Total de tempo que o britador demorará a fragmentar todo o material da bancada, em horas;

4.3. Custos das atividades mineiras unitárias

A avaliação do desempenho de uma atividade mineira pode ser estudada a partir de um ponto de vista económico. Afinal, o objetivo principal de uma pedreira é a produção de matéria-prima para depois vender a clientes para compensar o custo de produção e lucrar com a operação em si. Para tal é necessário arranjar metodologias de cálculo dos custos de cada operação.

Assim, foi desenvolvido um método de determinação de custos embora simples, mas efetivo. É considerado simples porque não tem em conta custos fora o trabalho dos equipamentos. Por exemplo, o custo da mão-de-obra dos operadores, técnicos e engenheiros a operar na mina não são tidos em conta pois são considerados custos administrativos, e não são diretamente influenciados ou correlacionados com a produção da pedreira. Outro fator que não foi diretamente tido em conta foi a manutenção dos equipamentos das pedreiras. Enquanto são custos relacionados com a operação, são fatores além do propósito desta dissertação, e não serão discutidos em grande detalhe.

Os custos globais da atividade mineira são calculados a partir de uma função, demonstrada na equação 4.23.

$$C_{Global} = C_{Perfuração} + C_{Desmorte} + C_{CargTrans} + C_{Britagem} + C_{Taqueamento} \quad 4.23$$

onde:

- C_{Global} – Custo da operação global de extração mineira, em €;
- $C_{Perfuração}$ – Custo da etapa de perfuração dos furos, em €;
- $C_{CargTrans}$ – Custo da etapa de carga e transporte do material, em €;
- $C_{Britagem}$ – Custo do trabalho do britador primário, em €;
- $C_{Taqueio}$ – Custo do desmorte secundário de *boulders*, em €.

4.3.1. Perfuração e desmorte

Relativamente à perfuração dos furos de desmorte, existe um único tipo de custo necessário calcular que é o custo de perfurar o furo. Este custo é habitualmente determinado em função do comprimento total perfurado e quanto custa perfurar por metro. O custo de perfuração total de uma bancada é calculado a partir da equação 4.24:

$$C_{Perfuração} = C_{unit\ perf} * n_{furos} * (H + S_d) \quad 4.24$$

onde:

- $C_{\text{perfuração}}$ – Custo da furação dos furos, em €;
- $C_{\text{unit perf}}$ – Custo de furar 1 metro de furo, em €/m;
- n_{furos} – Número de furos do diagrama de fogo;
- H – Altura da bancada a desmontar, em m;
- S_d – Subfuração do furo, em m.

A fase do desmonte em si tem um custo relacionado com a quantidade de explosivo que vai ser utilizado, e os acessórios necessários para efetuar a detonação, como os detonadores, os *boosters*, etc. O custo relativamente ao desmonte é determinado a partir da equação 4.25:

$$C_{\text{desmonte}} = n_{\text{furos}} * (C_{\text{Acessórios}} + m_{\text{exp total}} * C_{\text{unit exp}}) \quad 4.25$$

onde:

- C_{desmonte} – Custo total do desmonte, em €;
- n_{furos} – Número de furos do diagrama de fogo;
- $C_{\text{acessórios}}$ – Custo unitário de acessórios de detonação, em €/furo;
- $m_{\text{exp total}}$ – Quantidade de massa de explosivo utilizado para o desmonte da bancada, em kg;
- $C_{\text{unit exp}}$ – Custo por quilograma do explosivo utilizado, em €/kg.

4.3.1. Desmonte secundário

O custo associado ao taqueio do material é diretamente relacionado com a quantidade de material grosseiro que não pode ser transportado para o britador. Com isto em mente, foi desenvolvida uma forma de calcular uma ótima aproximação do verdadeiro custo de taqueio completo em relação a um desmonte, a partir de dados obtidos da Tabela 1 e de custos unitários do taqueio. Para o desmonte secundário, a equação traduz uma ótima metodologia de determinação de custos de taqueio:

$$C_{\text{taqueamento}} = \frac{V_{\text{taq}}}{C_{\text{hora taq}} * p_{\text{taq}}} \quad 4.26$$

onde:

- $C_{\text{hora taq}}$ – Custo do equipamento por hora, em €/h;
- P_{taq} – Produtividade horário do martelo a partir dos dados da Tabela 1, em m^3/h .

4.3.2. Carga e transporte

A operação de carga e transporte já tem em conta mais variáveis necessárias para determinar os custos relacionados com ela. O tipo de equipamento e as suas capacidades de carga, o percurso a percorrer e o número de viagens são dos fatores mais importantes a ter em conta.

O cálculo do custo de carga e transporte então é determinado a partir da equação 4.27:

$$C_{CargTrans} = C_{Carregamento} + C_{Transporte} \quad 4.27$$

E o resultado da equação 4.27 é determinado a partir das equações 4.28 e 4.29:

$$C_{Carregamento} = \frac{t_{carg}}{\eta_{carg}} * C_{carg\ hora} \quad 4.28$$

onde:

- t_{carg} – Número de horas necessárias para carregar uma bancada inteira, em horas;
- $C_{carg\ hora}$ – Custo de carga horária, em €/m;
- η_{carg} – Rendimento do carga (habitualmente entre 0,7 a 0,9).

Foi introduzido um rendimento da operação no custo do carga pois decidiu ter-se em conta tempos parados para manutenção da praça em que se opera, e outros cenários.

$$C_{trans} = C_{trans\ hora} * n_{viagens} * \frac{L_{percurso}}{v_{média}} \quad 4.29$$

onde:

- $C_{trans\ hora}$ – Custo horário do transporte, em €/h;
- $n_{viagens}$ – Número de viagens (ida e volta) para se transportar a bancada completa
- $L_{percurso}$ – Comprimento total do percurso, em km
- $V_{média}$ – Velocidade média do *dumper*, em km/h.

4.3.3. Britagem primária

A determinação do custo associado ao trabalho da britagem primária tem em conta vários fatores relacionados com o tempo de produção do mesmo. Na vertente do modelo desenvolvido do *MineToCrusher*, o cálculo só vai ter em conta tempos onde a cominuição esteja a ocorrer. A produtividade da operação também vai ser assumido como constante, desprezando

Para o cálculo do custo do trabalho do britador primário para um único desmonte, foi desenvolvida a equação 4.30, que tem em conta as horas que o britador esteve a trabalhar, a quantidade de material que sofreu cominuição e a energia utilizada.

$$C_{britagem} = t_{brit} * C_{brit\ hora} \quad 4.30$$

onde:

- $C_{brit\ hora}$ – Custo horário do britador trabalhar, em €/h.

4.4. Otimização das operações de pedreira

Quando se discute a otimização de um modelo, o primeiro ponto a ter em mente é o objetivo da otimização. Qual é o propósito do modelo? Qual é a relevância dele, e porque é que foi verdadeiramente elaborado? Estas questões servem como reflexão do que foi desenvolvido, e ajudam a perceber a visão geral do projeto.

No contexto do *MineToCrusher* o propósito do modelo é estimar a redução possível do custo global das operações de uma pedreira. Mas, como é que se reduz o custo de uma operação com o mínimo de impacto possível no *status quo* da pedreira? Esta foi a pergunta pertinente no desenvolvimento do *software*. Enquanto era possível desenvolver e calcular os custos e produtividades de todas as operações não se encontrou verdadeiros atritos relativos ao desenvolvimento do programa. A ideia de minimizar a pegada do modelo na operação não foi exatamente algo estabelecido no início do projeto, e foi mais uma ideia que surgiu antes de se atingir a etapa de otimização em si. Seria possível encontrar uma metodologia de parâmetros que se possam modificar numa operação de pedreira, mas que não mudem drasticamente o ritmo da mesma?

Primeiramente, decidiu-se ter em conta o que não era considerado possível sequer modificar. A primeira ideia foi, obviamente os equipamentos. Os equipamentos de carga, transporte, taqueio e britagem são altamente custosos de substituir, e com todas as simulações possíveis era impossível rentabilizar a mudança de equipamentos em si. Então, os equipamentos e as suas propriedades foram considerados constantes. Daí, foi-se tentar ver o que era mais constante. O tipo de explosivo seria outra constante da operação, pois a própria litologia do local está a limitar a decisão do tipo do explosivo utilizado, ignorando os problemas logísticos de ter de arranjar novos fornecedores e encomendas.

A partir daqui pensou-se no que é que se podia modificar. A primeira abordagem foi olhar para a operação como um todo. Tentar perceber o que é que ao modificar, mudaria drasticamente todas as atividades unitárias de uma pedreira. E atingiu-se logo uma resposta: o dimensionamento da pega de fogo. O dimensionamento da pega de fogo segue algumas regras de boas práticas, no

entanto não é algo que esteja matematicamente definido, e pode ser modificado sem causar grandes transtornos nas operações. Daí chegou-se à ideia de utilizar a distância à frente livre como a variável que irá influenciar toda a cadeia produtiva da pedreira. Como o resto dos parâmetros da pega de fogo estão diretamente conectados com a distância à frente livre e, conseqüentemente, o resto das operações estarão conectados à pega de fogo, foi o que se nos afigurou como a melhor ideia possível.

Portanto, a ideia final de otimização foi fazer variar a distância à frente livre numa gama de valores, mantendo os parâmetros associados aos equipamentos, como capacidades e custos horários. Com isto em mente, procedeu-se ao desenvolvimento de um módulo de otimização do projeto.

O objetivo do *MineToCrusher* é encontrar uma função que represente devidamente a evolução do custo do desmonte de uma bancada em função da variação da distância à frente, e depois encontrar o mínimo dessa função. Matematicamente falando, o objetivo a otimizar será:

$$\min(f(x) = a_1 \cdot x + a_2 \cdot x^2) \quad 4.31$$

ou, tendo em conta as equações utilizadas anteriormente, a equação 4.31 pode ser escrita da seguinte maneira:

$$\min(C_{total}(B) = a_1 \cdot B + a_2 \cdot B^2) \quad 4.32$$

O próximo passo foi encontrar um método de otimização que se adequasse ao modelo em foco. Neste nível, o objetivo do modelo era produzir uma curva polinomial que descrevesse a evolução do custo global do desmonte em função da distância livre, logo era necessário encontrar um algoritmo de otimização que se adequasse a equações polinomiais.

Tendo em conta que teria de ser necessário um algoritmo de otimização para equações polinomiais que requeresse a menor quantidade de iterações possíveis, foi pensado utilizar o método de *simulated annealing*, ou recozimento simulado.

4.4.1. Simulated annealing

O recozimento simulado é um popular algoritmo meta-heurístico de pesquisa local utilizado para abordar problemas discretos e, em menor medida, de otimização contínua. A característica chave do recozimento simulado é que proporciona um meio de escapar ao máximo ou mínimo local, permitindo movimentos de subida de montanha (ou seja, movimentos que pioram o valor da função objetivo) na esperança de encontrar um ótimo global (Henderson, Johnson, & Jacobson, 2006). O algoritmo é habitualmente utilizado para estudar a evolução da temperatura da cozedura do aço, daí vem o nome que lhe foi atribuído.

O algoritmo base do recozimento simulado é transmitido através do seguinte pseudocódigo visto na Figura 37:

```
Obter uma solução inicial S
Obter uma temperatura inicial T
Enquanto não estar congelado fazer o seguinte:
    Percorrer o loop L vezes:
        Escolher um vizinho aleatório S' de S
        Definir  $\Delta = \text{custo}(S') - \text{custo}(S)$ 
        Se  $\Delta \leq 0$  (descer no gráfico)
            Definir  $S = S'$ 
        Se  $\Delta > 0$  (subir no gráfico)
             $S = S'$  com probabilidade  $e^{-\Delta/t}$ 
        Definir  $T = rT$  (reduzir temperatura)
Devolver S
```

Figura 37 - Pseudocódigo do cozimento simulado

Com isto em mente, adaptou-se o pseudocódigo da Figura 37 para a nossa função objetivo, substituindo o S por a distância à frente e o T pelo custo global da operação. Mais, utilizou-se um melhor critério de seleção, o de *Monte Carlo*. O pseudocódigo adaptado apresenta-se na Figura 38:

```
Obter um burden inicial B
Obter um custo global inicial C
Enquanto não estar congelado fazer o seguinte:
    Percorrer o loop L vezes:
        Escolher um vizinho aleatório B' de B
        Definir  $\Delta = \text{custo}(B') - \text{custo}(B)$ 
        Se  $\Delta \leq 0$  (descer no gráfico)
            Definir  $B = B'$ 
        Se  $\Delta > 0$  (subir no gráfico)
             $B = B'$  com seleção de Monte Carlo
        Definir  $C = dC$  (diminuir custo)
Devolver B
```

Figura 38 - Pseudocódigo do recozimento simulado adaptado ao modelo do *MineToCrusher*

A partir deste algoritmo, é possível encontrar o custo mínimo possível em função da distância à frente dos furos da pega de fogo, podendo ser utilizado como uma ótima métrica de decisão.

Capítulo V

Desenvolvimento do *software* do *MineToCrusher*

(página propositadamente em branco)

5. Desenvolvimento do *software* do *MineToCrusher*

Tal como discutido anteriormente, o propósito desta dissertação foi desenvolver um *software* com o intuito de minimizar os custos de um ponto de vista global das operações de uma pedreira em função de um novo diagrama de fogo. Esta ideia não foi planeada logo de início para ser assim, tendo percorrido várias metodologias e ideias até se atingir o modelo apresentado nesta dissertação. A fase de desenvolvimento do *software* trouxe várias complicações e questões, como por exemplo o âmbito ou a questão do que deveria ser considerado ou não relevante para o âmbito do modelo.

A atividade de extração de uma pedreira é um sistema extremamente complexo, repleto de fatores limitantes e variáveis que não podem ser propriamente tidas em conta sem um estudo bastante detalhado de todos os processos dentro do sistema da pedreira. Como dito anteriormente, há também o fator de que cada desmonte é um caso especial, e que muito raramente existem dois desmontes que sejam igualmente dimensionadas, até dentro da mesma pedreira. Uma das grandes questões no desenvolvimento de modelação e simulação é, quando é que se deve parar, olhar para o que foi desenvolvido e questionar se o que existe na atualidade é uma boa representação do que ocorre na realidade, e se os parâmetros utilizados são parâmetros que um utilizador pode obter com facilidade sem interromper a operação. Esta única questão trouxe várias mudanças na própria fundação do modelo, e causou mudanças abruptas à metodologia aplicada aqui nesta dissertação.

Este capítulo vai ter então como foco o desenvolvimento do *software* do *MineToCrusher* e como a metodologia em código funciona exatamente. Todavia, o código em si que foi desenvolvido para o *software* não se encontrará disponível nesta dissertação, e apenas irá se apresentar a lógica por trás do código.

5.1. Linguagem de programação

5.1.1. Introdução ao *Python*

Inicialmente, o *software* foi concebido em mente para simular uma quantidade exorbitante de diagramas de fogo, desmontes, simulações de carga e transporte e britagens. O *MineToCrusher* também foi decidido ser desenhado inteiramente à base de uma linguagem de programação, pois permite uma maior complexidade de cálculos e reduzindo a velocidade. Para tal, foi definido que o modelo fosse escrito na linguagem de programação *Python 3*.

O *Python* (Figura 39) é uma linguagem de programação interpretada, orientada a objetos, de alto nível e com semântica dinâmica. A simplicidade do *Python* reduz a manutenção de um programa. Esta linguagem suporta módulos e *packages* (pacotes), que encoraja a programação modularizada

e a reutilização de código. É uma das linguagens que tem mais crescido devido à sua capacidade e compatibilidade de auxiliar outras linguagens de programação. O *Python* é também bastante utilizado na área da ciência de análise de dados por causa das suas bibliotecas que facilitam o estudo de dados. (s.n., 2022)



Figura 39 - Logótipo da linguagem de programação (*Python*) utilizada

O *Python* é uma ótima linguagem para os programadores principiantes, e suporta o desenvolvimento de uma vasta gama de aplicações, desde simples processamento de texto até navegadores *web* e jogos. Esta linguagem apresenta outras vantagens em relação a outras linguagens do mercado, como:

- O processamento ser em tempo de execução pelo intérprete, não sendo necessário compilar o programa antes de o executar;
- Ser interativo, fazendo com que o utilizador consiga interagir diretamente com o intérprete durante a escrita do programa;
- Ter orientação para objetos, devido ao facto de suportar estilos ou técnicas de programação orientadas para o encapsulamento do código dentro de objetos.

5.1.2. Visual Studio Code

O desenvolvimento do modelo tem sido feito através do *Visual Studio Code (VS Code)*, que é um editor de texto de código aberto/gratuito da *Microsoft*. O programa suporta uma vasta gama de linguagens de programação, desde *Java*, *C++*, *Python* e até *CSS*. O *VS Code* (Figura 40) também permite adicionar novas extensões como analisadores de código, *debuggers* (depuradores) e suporte ao desenvolvimento em *cloud* e *web*.

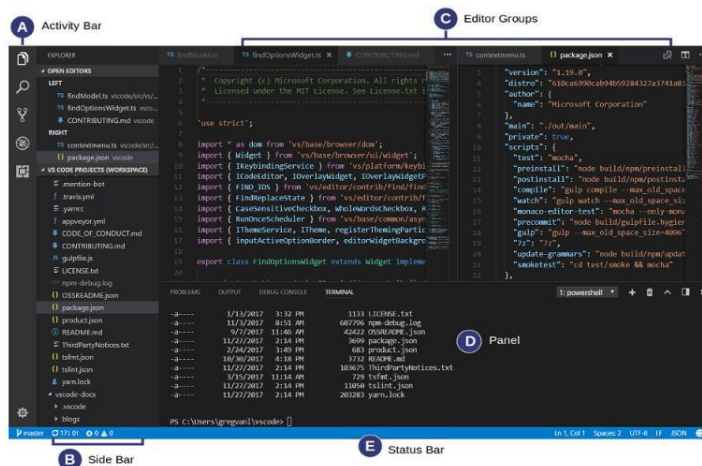


Figura 40 - Interface do Visual Studio Code com a identificação das respetivas regiões de atividade

5.2. Bibliotecas utilizadas

Uma das vantagens de programação com o Python é a sua enorme diversidade de bibliotecas. As bibliotecas são utilizadas para se referir a uma coleção de módulos que irão ser utilizados repetidamente em vários programas, retirando a necessidade de os escrever de raiz. Esses módulos referem-se a qualquer ficheiro guardado com a extensão .py e normalmente contém códigos como funções, classes e declarações que podem ser importados e utilizados dentro de outros programas. Para o software do MineToCrusher, foram utilizadas diversas bibliotecas, como mostradas na Figura 41.

```
import numpy as np
import math
import pandas as pd
import random as rd
from matplotlib import pyplot as plt
from numpy.random import rand
from numpy.random import randn
from numpy.random import seed
from scipy import stats
from scipy.stats import norm, poisson
from random import random, choice
```

Figura 41 - Bibliotecas utilizadas no desenvolvimento do software do MineToCrusher

5.3. Pseudocódigo do MineToCrusher

Para efeitos de simplicidade de compreensão do que o código do software do MineToCrusher tenta fazer, e para efeitos de confidencialidade, o código do programa vai ser apresentado na sua forma de pseudocódigo. Pseudocódigo é uma maneira informal de introduzir a arquitetura do código de uma maneira mais simplificada, apresentando a lógica dele sem estar conectado diretamente a uma linguagem de programação específica. É uma metodologia bastante praticada na área de informática como maneira de mostrar aos outros utilizadores como funciona o código sem explicar o que significa cada variável e função.

5.3.1. Parâmetros de entrada

O primeiro passo foi definir os parâmetros de entrada do *software*. Estes refletem todas as variáveis que são consideradas constantes, e que serão dependentes do tipo de desmonte em estudo. Os parâmetros de entrada serão:

- Variáveis ligadas ao desmonte: fator de rocha, altura e volume da bancada, desvio e diâmetro dos furos, densidade e *RWS* do explosivo.
- Variáveis ligadas à carga e transporte: volumes dos equipamentos, percurso, parâmetros do britador (*CSS*), velocidade média do *dumper*;
- Variáveis ligadas ao custo das operações: custo do explosivo, detonadores, ligadores, custo horários dos martelos, *dumpers*, pás carregadora e britador.

5.3.2. Controlo da aleatoriedade de eventos

O programa em desenvolvimento apresenta vários níveis de variáveis que são estocásticas. Isto significa que cada vez que executar o programa, com os mesmos parâmetros, irá haver uma flutuação nos resultados. Felizmente para efetuar o estudo do programa, existe um método que permite remover temporariamente a aleatoriedade do programa, e produzir sempre os mesmos resultados. Através da função *seed* da biblioteca do *numpy.random*, define-se *seed* como um valor igual a 1. Assim, o programa irá utilizar sempre o mesmo critério de variabilidade, produzindo sempre o mesmo resultado independente do número de execuções. Quando se quiser que o programa volte a aplicar aleatoriedade, remove-se esta função do início do código.

5.3.3. Classe de calibres

Foi elaborado uma função para a determinação da classe granulométrica das partículas, que irá servir como uma matriz para definir todas as classes granulométricas relevantes para o estudo. O pseudocódigo apresenta-se na Figura 42 abaixo:

```
Definir calibre como 1.184
Definir granulometria como matriz [calibre]
Enquanto calibre < valor máximo do burden * 1000
    Calibre = calibre * raiz(2)
    Adicionar novo calibre a granulometria
```

Figura 42 - Pseudocódigo da determinação da classe de calibres

5.3.4. Geometria dos furos e da bancada

Esta função (Figura 43) calcula todos os parâmetros relativos à geometria da pega de fogo e da bancada, necessários para depois determinar a curva granulométrica proveniente do desmonte e outras variáveis.

```
Definir fator_rocha; altura_bancada; volume_bancada
Definir desvio_furos; diametro_furos

Definir burden como range de 2 a 10 com intervalos de 0.2 a 0.2, (burden = [2, 2.2, 2.4 ... 10])
Para cada valor de burden
    Spacing = 1.5 * burden
    Tamponamento = burden
    Subfuração = 0.7 * burden
    Altura_furo = altura_bancada + subfuração
    Volume_desmontado_por_furo = burden * spacing * altura_bancada
    Numero_furos = volume_bancada / volume_desmontado_por_furo
```

Figura 43 - Função de cálculo da geometria da bancada e os parâmetros relacionados

5.3.5. Quantidade de explosivo

Esta função (Figura 44) será a única que executa uma parte do seu código consoante o tipo de explosivo utilizado: se é cartucho ou emulsão. Como o explosivo encartuchado não consegue utilizar 100% do volume do furo como a emulsão, o cálculo do mesmo tem de ser diferente para ter isto em conta.

```
Definir tipo_exp; densidade_exp; RWS_exp; massa_exp_fundo; massa_exp_coluna

Definir comp_cartucho, diâmetro_cartucho

Definir massa_fundo, massa_coluna

Para cada valor de burden

    Se tipo_exp == exp_emulsão

        Volume_exp = (diâmetro_furo / 2) ** 2 / 4000 * (altura_furo - tamponamento)

        quant_exp = volume_exp * densidade_exp

        quant_exp_total = numero_furos * quant_exp

    Senão

        Altura_fundo = (altura_furo - tamponamento) * 5 / 20 (25 % do explosivo deve ser de
        fundo, em regra)

        Altura_coluna = altura_furo - tamponamento - altura_fundo

        Volume_cartucho = (diâmetro_cartucho / 2) ** 2 / 4000 * (comp_cartucho)

        Volume_coluna = (diâmetro_cartucho / 2) ** 2 / 4000 * (altura_coluna)

        Volume_fundo = (diâmetro_cartucho / 2) ** 2 / 4000 * (altura_fundo)

        n_coluna = volume_coluna / volume_cartucho

        n_fundo = volume_fundo / volume_cartucho

        quant_exp = n_fundo * massa_fundo + n_coluna * massa_coluna

        quant_exp_total = numero_furos * quant_exp
```

Figura 44 - Função de determinação da quantidade de explosivo

5.3.6. Previsão da granulometria

Esta função (Figura 45) serve o propósito de calcular a granulometria média do material proveniente do desmonte com recurso a explosivos, o seu índice de uniformidade e a construção da curva granulométrica.

```
Definir fator_rocha; powder_factor
Definir spacing, diametro_furo
Definir RWS_exp; altura_exp_coluna; altura_exp_fundo
Definir burden como range de 2 a 10 com intervalos de 0.2 a 0.2, (burden = [2, 2.2, 2.4 ... 10])
Para cada valor de burden
    Calcular índice_uniformidade
    Calcular x_50
    Usar x_50; índice_uniformidade e granulometria para calcular curva granulometria de desmonte
```

Figura 45 - Função de cálculo da curva granulométrica do material proveniente do desmonte

5.3.7. Simulação de quantidade e tempo de carga

O propósito desta função (Figura 46) é determinar o tempo total da operação de carga, através da definição de uma distribuição de *Poisson*, tendo em conta o comportamento estocástico da etapa.

```
Definir intervalo de confiança (beta)
Definir capacidade_loader
Para cada valor de x_50
    Calcular variancia
    Calcular lambda
    Calcular tempo enquanto volume_bancada > 0
        t = 0
        volume_bancada = volume_bancada - cap_balde
        t = t + t(dist_poisson)
    Obter tempo_total_carga
    Obter numero_pas
```

Figura 46 - Determinação do tempo de carga do material proveniente do desmonte.

5.3.8. Ciclos de transporte

A próxima função (Figura 47) serve como metodologia para determinar quanto tempo demorou a transportar o material desde o local da pilha de material até ao britador, e determinar o número de viagens necessário. Este pseudocódigo é bastante simples porque não há bem muito cálculo intensivo nesta fase.

```
Definir comp_percurso; capacidade_dumper  
Para cada valor de x_50  
    Num_viagens = (volume_bancada / capacidade_dumper) * 2
```

Figura 47 - Determinação do número de viagens necessárias para transportar todo o material

5.3.9. Separação do material que entra no britador e o que sofre taqueio

Esta função visa separar o material proveniente do desmonte em 2 curvas granulométricas: uma que só contém o material que vai diretamente para o primário, e outra curva granulométrica que contém o material que irá sofrer taqueio, discretizando o material ao mesmo tempo.

```
Buscar curva_granulometria de KuzRam  
Definir abertura_britador  
Para cada valor de x_50  
    Se curva_granulometrica(x) > abertura_britador  
        Curva_granulometrica(x) = curva_taqueio(x)  
    Senão  
        Curva_granulometrica(x) = curva_britador
```

Figura 48 - Função de separação do material que entra no britador e o que sofre taqueio

5.3.10. Percentagem de material que sofre taqueio

Outra variável importante a determinar é o volume de material que irá sofrer taqueio. Para isso foi desenvolvida uma função, apresentada na Figura 49, que calcula o volume do material em função dos parâmetros do britador primário e o tipo de material que origina do desmorte.

```
Definir abertura_britador, volume_bancada
Definir curva_granulometrica
Definir desmorte_sec = 100000 (variável de valor alto para entrar no ciclo)
Para cada valor de x_50
    Para i em curva_granulometrica[:, i] (Chamar o valor de cada curva granulométrica simulada)
        Se i < desmorte_sec e i != 0
            Desmorte_sec = i
        Volume_sec = volume_bancada * ((100 - desmorte_sec) / 100)
        Volume_brit = volume_bancada - volume_sec
```

Figura 49 - Função de cálculo da percentagem de material que sofre taqueio

5.3.11. Modelo de britagem – Cálculo do produto final

A fase de modelação de britagem foi detalhadamente explicada no capítulo 4.2.5., pelo que não será novamente explicada para efeitos de simplicidade. O pseudocódigo disposto apresenta a lógica do código utilizado para simular a britagem primária:

```
Definir CSS, abertura_britador
Definir n0, k, n1, n2, a1, a2, d0
Para cada valor de x_50
    Calcular matriz_classificação
    Calcular matriz_breakage
    Calcular matriz_identidade
    Calcular matriz_produto_final
```

Figura 50 - Função de modelação de britagem

5.3.12. Trabalho realizado pelo britador

Esta função será a última relativamente à modelação das operações da pedra, tendo por objetivo calcular a quantidade de trabalho realizado pelo primário, e o número de horas que irá trabalhar para cominuir todo o material proveniente do desmonte.

```
Definir work_index, k80_alim, k80_prod
Para cada valor de x_50
    work = 10 * work_index * (1 / ((k80_prod * 1000) ** 0.5) - 1 / ((k80_alim * 1000) ** 0.5))
```

Figura 51 - Determinação da quantidade de energia despendida na britagem primária

5.3.13. Custos de operação

Passando para a fase mais económica do código, esta função visa calcular todos os custos relacionados com as operações de perfuração, desmonte, carga, transporte e britagem primária.

```
Definir custo_perf_m, custo_exp_kg, custo_acessorios_furo
Definir carga_hora, transporte_hora, custo_w
Definir hora_efetiva ( quanto se efetivamente trabalha por hora)
Definir velocidade_media, comp_percurso
Para cada valor de x_50
    custo_exp = quant_exp * n_furos * custo_exp_kg
    custo_acessorios = n_furos * custo_acessorios_furo
    custo_perf = numero_furos * altura_furo * custo_perf_m
    custo_carga = ((tempo_total_carga / 3600) / hora_efetiva) * carga_hora
    custo_transporte = n_viagens * (comp_percurso / velocidade_media) * transporte_hora
    custo_brit = work * custo_w * (volume_bancada * densidade_material)
    custo_total = custo_exp + custo_acessorios + custo_perf + custo_carga + custo_transporte + //
    custo_brit
```

Figura 52 - Função de cálculo de custos das operações de pedra

5.3.14. Função interpolada do custo global das operações

Como os valores calculados para os custos são valores discretos, e não contínuos, é necessário fazer a interpolação dos dados obtidos para determinar a função que melhor os descreve. Para tal foi utilizado uma função que encontra a polinomial de segundo grau que melhor se adequa aos dados em estudo.

```
Definir powder_factor, custo_total

Para cada valor de x_50

    Custo_total = np.polyfit(powder_factor, 2) # Polinomial de segundo grau

    # Ficaria com esta forma a função : custo_total(powder_factor) = a1*(powder_factor) ** 2 +
    a2 * powder_factor + a3

    # Pode-se repetir a mesma situação para definir a equação em função da distância à frente
    livre
```

Figura 53 - Função de determinação da equação polinomial de segundo grau dos custos totais da operação

5.3.15. Plot do gráfico *burden* em função do custo total

Com os custos determinados, o programa constrói um gráfico, como o observado na Figura 55, que serve como indicador visual de todas as simulações que o *software* calcula, para uma melhor análise visual do impacto que a distância à frente livre irá causar ao custo da operação. A função que cria o gráfico é bastante simples e primitiva, pelo que não necessita de ser interpretada por pseudocódigo, sendo mostrado em si o código original, colocado na Figura 54.

```
plt.figure(figsize=(12,10))

plt.xlabel('Burden (m)')
plt.ylabel('Total cost')

plt.scatter(burden, total_cost, label='Total cost')
plt.scatter(burden, cost_drill_blast, label='Drilling and blasting')
plt.scatter(burden, cost_loadhaul, label='Loading & Hauling')
plt.scatter(burden, cost_hammer, label='Hammer fragmentation')
plt.scatter(burden, cost_crusher, label='Primary crusher')
plt.plot(burden, poly_totalcost, label='Interpolated curve')
plt.legend(bbox_to_anchor=(1, 0.5))

plt.show()
```

Figura 54 - Código original da construção do gráfico da influência da distância à frente no custo total do desmonte

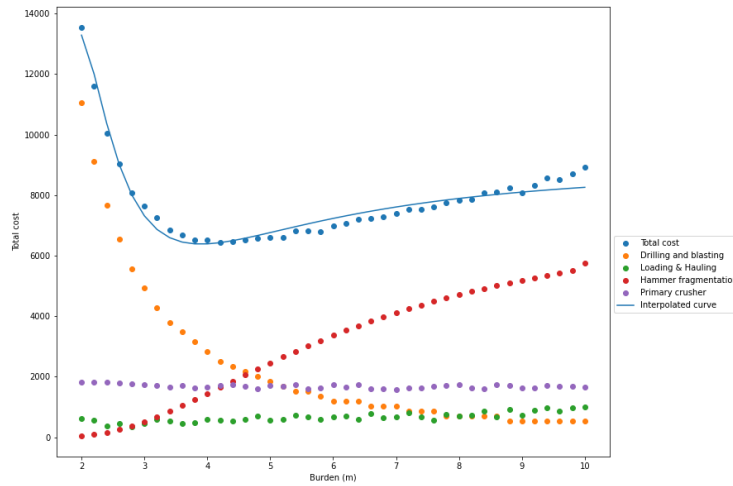


Figura 55 - Exemplo do gráfico distância à frente livre versus custo total que o programa produz

Existe uma versão da função que em vez de utilizar a distância à frente, utiliza a concentração de carga específica, para uma análise diferente da operação. Um exemplo desta função é apresentado na Figura 56.

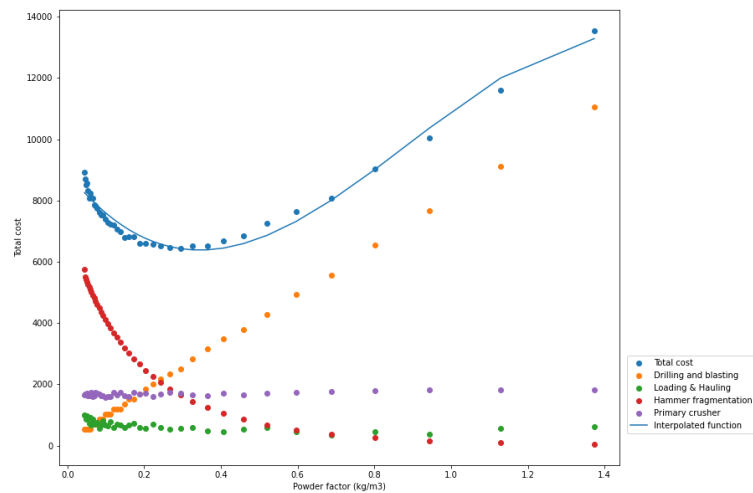


Figura 56 - Gráfico concentração de carga específica versus custo total da operação

5.3.16. Ponto mínimo da função de custo total

Como discutido anteriormente, utiliza-se um algoritmo de pesquisa de mínimos ótimos apelidado de recozimento simulado. Este algoritmo é de carácter público, que qualquer pessoa pode utilizar de livremente. Logo, aqui é apresentado o código em si da função do ponto mínimo, na Figura 57.

```
# Define objective function

def objective(x):
    return z[0] * x ** 3 + z[1] * x ** 2 + z[2] * x + z[3]

# Define the simulated annealing function

def simulated_annealing(objective, bounds, iteration, step_size, temp):

    # Generate initial point

    best = bounds[:, 0] + rand(len(bounds)) * (bounds[:, 1] - bounds[:, 0]) # Random point inside boundaries
    best_eval = objective(best) # Evaluate the best possible point

    curr, curr_eval = best, best_eval # Creating other variables to establish current and best values

    for i in range(iteration):
        candidate = curr + randn(len(bounds)) * step_size # Take a step
        candidate_eval = objective(candidate) # Evaluate the potential point

        if candidate_eval < best_eval:
            best, best_eval = candidate, candidate_eval # Get the new best solution
            print(' Iteration no. %d f(%s) = %.5f' % (i, best, best_eval)) # Cool report progress print

        diff = candidate_eval - curr_eval # Get the diff between candidate and current point eval

        t = temp / float(i + 1) # Calculate the CURRENT temp value

        metropolis = math.exp(-diff / t) # Metropolis acceptance criterion (MCMC method)

        if diff < 0 or rand() < metropolis: # Check if the new point should be kept
            curr, curr_eval = candidate, candidate_eval # Store the new point

    return [best, best_eval]

# Inputs

bounds = np.asarray([[0.2, 0.8]]) # Define the range value
n_iterations = 10000 # Define number of iterations
step_size = 0.1 # Maximum step size
temp = 0 # Initial condition

# Perform the search
best, score = simulated_annealing(objective, bounds, n_iterations, step_size, temp)
print('Searching complete')
print('f(%s) = %f' % (best, score))
```

Figura 57 - Função de recozimento simulado aplicado à determinação do ponto ótimo da equação de custos globais

(página propositadamente em branco)

Capítulo VI

Caso de Estudo: A Pedreira da Britafiel

(página propositadamente em branco)

6. Caso de estudo: A Pedreira da Britafiel

O propósito de um modelo, no fundo, é simular a realidade de um evento com a maior precisão possível, e mantendo um nível de simplicidade. Por isso, na fase final do desenvolvimento de um modelo, é muito importante haver a validação deste através da comparação dos resultados do modelo com o que ocorre mesmo na vida real.

Para isso, foi realizado o levantamento de dados através de uma pedreira se mostrou disponível em ajudar nos testes necessários para validar o *MineToCrusher*, a Britafiel S.A. Neste capítulo, irá proceder-se ao enquadramento da pedreira em estudo, o tipo e metodologia dos testes e os dados que foram levantados.

O propósito principal deste caso de estudo foi a aquisição de dados e, com a análise destes, auxiliar a Britafiel com sugestões que possam vir a ser úteis no futuro no ponto de vista da produtividade e consequentemente no ponto de vista económico. Uma porção dos testes não seria necessário para a validação do modelo. Mas, como a metodologia do *MineToMill* estipula, a otimização das operações de uma pedreira não se ocupa apenas de modelos e simulações – mas também observações de campo, e dicas para incentivar boas práticas. Por isso, vai também ser foco de dissertação a apresentação de observações levantadas durante as visitas na pedreira – e as possíveis mudanças que podem ser feitas para melhorar a produtividade da pedreira.

6.1. A Britafiel, S.A.

A Britafiel, S.A., empresa sediada em Penafiel instituída como unidade coletiva no dia 9 de junho de 2006, tem como atividade principal a extração e transformação de massas minerais graníticas – agregados e rochas ornamentais.

A exploração da empresa é processada na Pedreira de Vilar (Figura 58) situada na freguesia de Duas Igrejas no concelho de Penafiel, local sobejamente conhecido pelo sector como zona de excelência para a extração de pedra granítica de qualidade superior.



Figura 58 - Vista aérea mais recente da exploração da Britafiel, S.A.

A Britafiel pretende ser reconhecida como uma das principais alternativas ao fornecimento de agregados e rochas ornamentais de granito, marcando presença nas principais obras nacionais e multinacionais. Nesse sentido tem vindo gradualmente a aumentar a oferta de produtos comercializados. Atualmente, a empresa fornece desde rocha ornamental a agregados de todos os calibres (Tabela 3) – todos com marcação CE, respeitando todas as normas exigidas pelo mercado.

Tabela 3 - Tipo de agregados produzidos pela Britafiel, S.A.

Tipo de agregados produzidos pela Britafiel, S.A.	
Produto	Caraterísticas
Areia Média	0/4 mm
Pó Mineral	0/4 mm
Gravilha	2/6 mm
Brita	6/14 – 14/22 – 20/40 – 31,5/40 mm
Brita	6/14 – 6/10 – 10/14 mm drenante
Balastro	31,5/50 mm
Tout-Venant	0/40 mm base
Tout-Venant	0/40 mm sub-base
Tout-Venant	0/40 mm LP
Rachão	90/250 mm
Enrocamento	300/1 000 - 10 000/15 000 kg

6.2. Enquadramento da Pedreira de Vilar

6.2.1. Enquadramento geográfico

A exploração da Britafiel, apelidada de Pedreira de Vilar, localiza-se no distrito do Porto, concelho de Penafiel (Figura 59), sendo a área a explorar contida nas fronteiras da freguesia de Duas Igrejas e Luzim e Vila Cova (Figura 60).

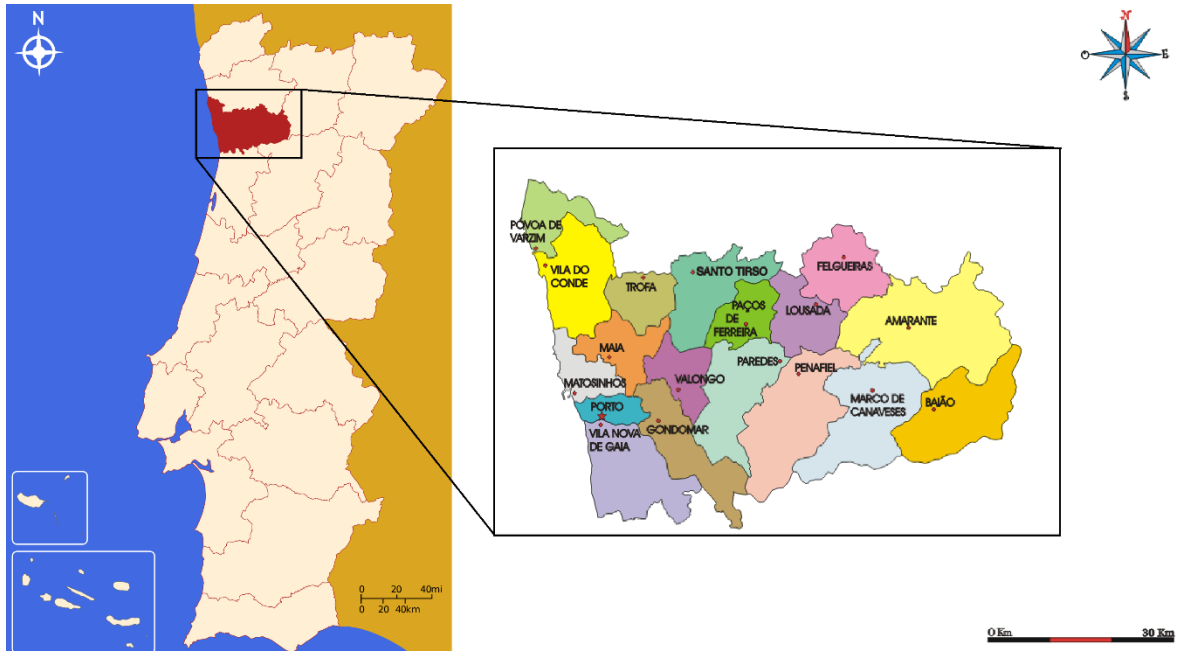


Figura 59 - Localização do distrito do Porto e do concelho de Penafiel



Figura 60 - Localização da pedreira dentro do concelho de Penafiel (Autoria: Câmara Municipal de Penafiel)

6.2.2. Enquadramento local

De acordo com o Plano Diretor Municipal de Penafiel (Figura 61), a pedreira atualmente assenta numa área considerada como uma exploração consolidada ou complementar.

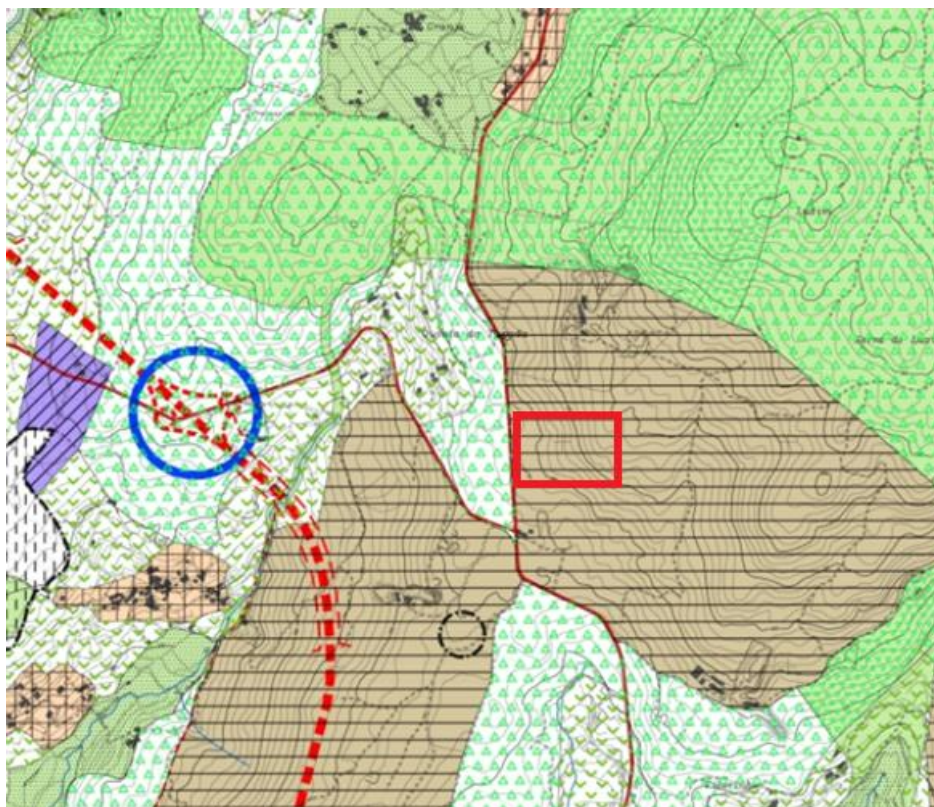


Figura 61 - Excerto do Plano Diretor Municipal de Penafiel - Centro com foco na pedreira (sem escala)
(Fonte: Câmara Municipal de Penafiel)

6.2.3. Enquadramento geológico-geomorfológico

A área referente ao local da pedreira insere-se nos terrenos da Zona Centro Ibérica, sendo que na zona da pedreira afloram rochas graníticas, de grão grosseiro ou médio a grosseiro, claramente porfiróide, de cor leucocrata acinzentado, sendo a litologia classificado como sendo um granito monzonítico porfiróide de duas micas, essencialmente biotítico (Pereira, 1992) (Figura 62). Pontualmente observa-se aspetos de disjunção esferoidal no granito, e também filonetes de quartzo a atravessar o granito.

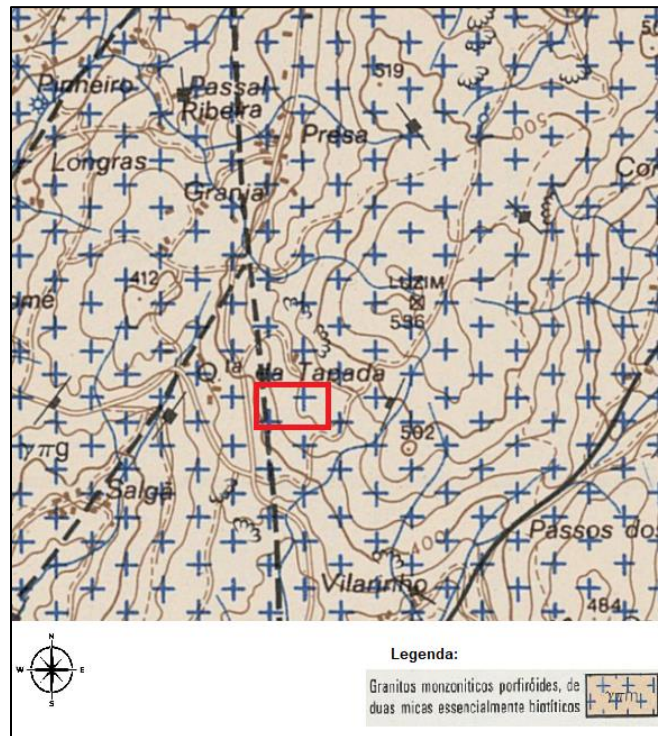


Figura 62 - Geologia local da zona circundante da pedreira (sem escala) (adaptado da folha 09-D – Penafiel da Carta Geológica de Portugal)

No local da pedreira são facilmente reconhecidas áreas em que o granito apresenta diferentes tipos de alteração, sendo identificados dois tipos de alteração, que se reflete através da produção de 2 granitos comercialmente apelidados de granito amarelo e granito azul. Na zona do granito azul, quando presente, apresenta uma fina camada de material orgânico de cor escura, (de poucos centímetros), passando rapidamente a material granítico pouco alterado. No caso do granito amarelo, a capa de alteração apresenta uma camada pouco espessa de material orgânico, passando para um granito algo alterado que se estende por alguns metros. Os terrenos ainda não explorados apresentam uma disposição, por vezes caótica, de bolas graníticas, resultado de uma disjunção esférica, cobertas por uma densa camada de vegetação rasteira.

A geomorfologia da área é fortemente influenciada pelo maciço rochoso, que, como referido anteriormente, tem uma natureza granítica, criando assim relevos proeminentes de vertentes íngremes intercalados por vales pronunciados (Pereira, 1992).

6.3. Geometria da pega de fogo em estudo

Para a validação em campo do *MineToCrusher*, foi acompanhado na pedreira da Britafiel um ciclo completo de atividades de pedreira, desde a perfuração da bancada a desmontar até à etapa da britagem primária. Inicialmente, foi apresentado pela equipa técnica da pedreira o planeamento da pega de fogo em estudo.

A bancada que foi acompanhada situa-se no piso 0 da pedreira, tendo uma altura de bancada estimada de 13 metros. A planificação também remeteu para a previsão de 36 furos, com a geometria de bancada considerada sintetizada pela Tabela 4.

Tabela 4 - Geometria do plano de fogo planeada

Geometria da bancada		
Parâmetro	Valor	Unidade
Diâmetro de furo	76,6	Mm
Distância à frente	3	M
Afastamento entre furos	3	M
Altura da bancada	13	M
Tamponamento	1,5	M
Subfuração	1,5	M

A disposição dos furos foi feita de tal maneira a que os furos de cada fiada estejam entre os furos da fiada anterior. Para um melhor esboço, foi utilizado o *software* da O-Pitblast, o O-PitSurface para desenhar a pega. O O-PitSurface é uma ferramenta de extrema valia para o dimensionamento da pega, podendo simular e planejar pegas de fogo com bastante facilidade e rapidez. Na Figura 63, apresenta-se a disposição dos furos da pega em estudo.

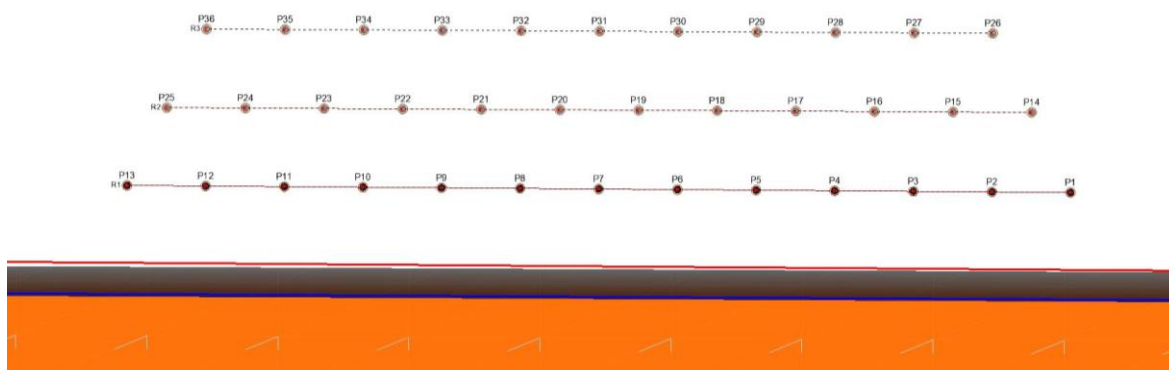


Figura 63 - Disposição da pega de fogo em estudo planeada, elaborada no O-PitSurface

Foi também planeado que os furos tivessem 14 metros de profundidade, com uma inclinação de 5 graus em relação à vertical, como observado na Figura 64.

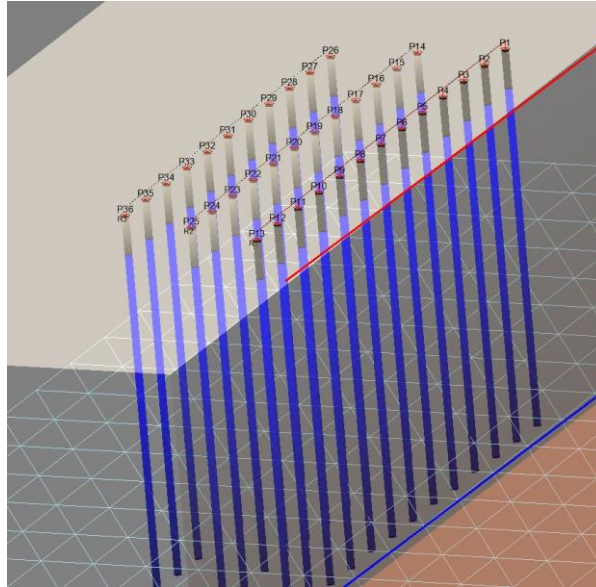


Figura 64 - Vista lateral da disposição dos furos dentro da bancada

6.4. Levantamento dos dados de campo

Depois do parecer positivo da Britafiel para a possibilidade de efetuar o levantamento dados de campo, foi agendado o acompanhamento do processo habitual da pedreira, desde a fase de perfuração até a fase de britagem. O desmonte foi sempre acompanhado pelos diretores técnicos da pedreira, que não só auxiliaram no levantamento de dados como também ajudaram a enquadrar como as operações dentro da pedreira ocorriam.

6.4.1. Classificação do maciço rochoso

Como se trata de um desmonte de maciço, é importante classificar e identificar a rocha em estudo. Como detalhado no subcapítulo 6.2, o maciço a desmontar (Figura 65) é do tipo granítico, apresentado um elevado grau de fraturação geral, sendo atravessado por uma diversa quantidade de famílias de descontinuidades. Isto simultaneamente traz vantagens e desvantagens quando se discute como efetuar o desmonte da rocha, pois a modesta quantidade de planos de descontinuidade irá promover uma fragmentação mais natural, mas provocará a formação de blocos ao longo dos planos. Devido a esta heterogeneidade natural do maciço, prever o resultado do desmonte provará ser um pouco desafiante, comparado a outros desmontes.



Figura 65 - Face livre da bancada a desmontar, delimitada a vermelho

6.4.2. Levantamento da geometria dos furos

Para o levantamento dos furos da pega de fogo, foi utilizado o O-Pitdev (Figura 66), que é um equipamento produzido e desenvolvido pela O-Pitblast com o propósito de medir o desvio dos furos em tempo real. O O-Pitdev é bastante prático, pois permite recolher o comprimento real do furo e, ao mesmo tempo, medir a inclinação dos furos em várias profundidades.



Figura 66 - O-Pitdev (Autoria: O-Pitblast)

Os dados considerados importantes que foram levantados foram a altura do furo, o tamponamento, a inclinação e azimute do furo, a subfuração e a distância à frente livre. Os dados irão ser apresentados em formato de gráfico, sendo que a totalidade dos dados levantados estará em anexo. Os dados referentes à bancada encontram-se no Anexo I.

Em relação ao comprimento do furo, a partir do Gráfico 2, consegue-se ver que a grande maioria dos furos cumpriu a regra dos 14 metros de comprimento, com poucos desvios. Todavia, o furo 5 e 23 foram os que mais variaram do objetivo – variando quase 2 metros de diferença.

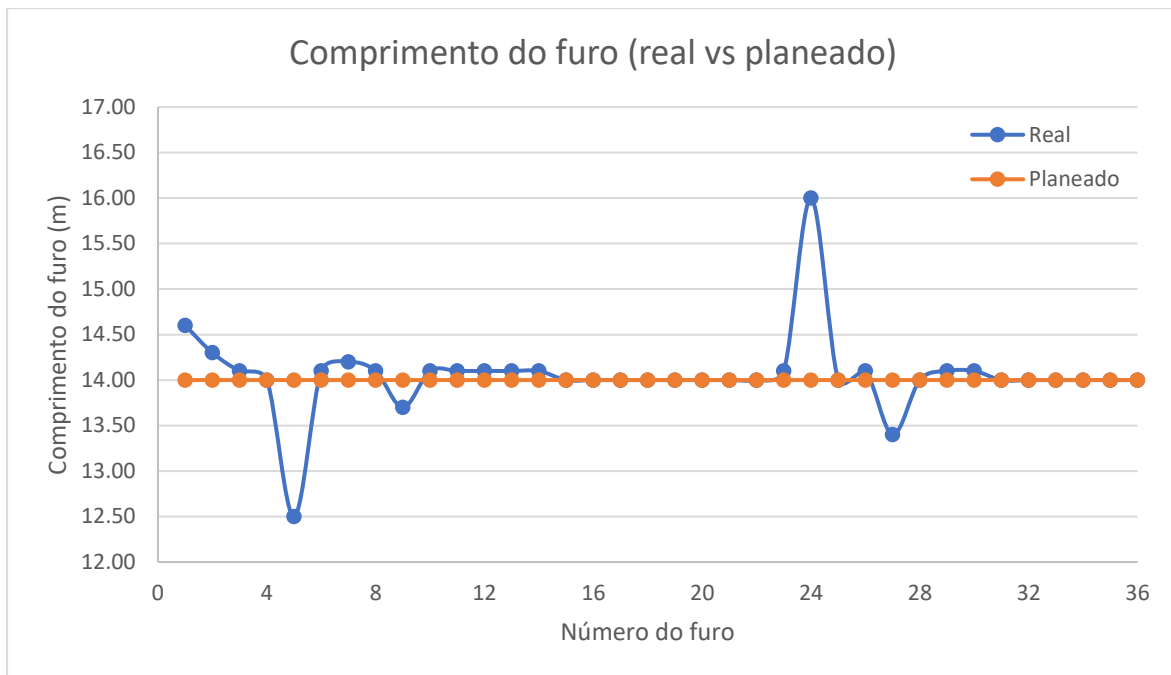


Gráfico 2 - Comprimento de cada furo planeado versus o real, em metro

Visível no Gráfico 3, a subfuração sofreu uma variação idêntica ao comprimento do furo já que se admitiu que a altura da bancada fosse constante em todos os furos.

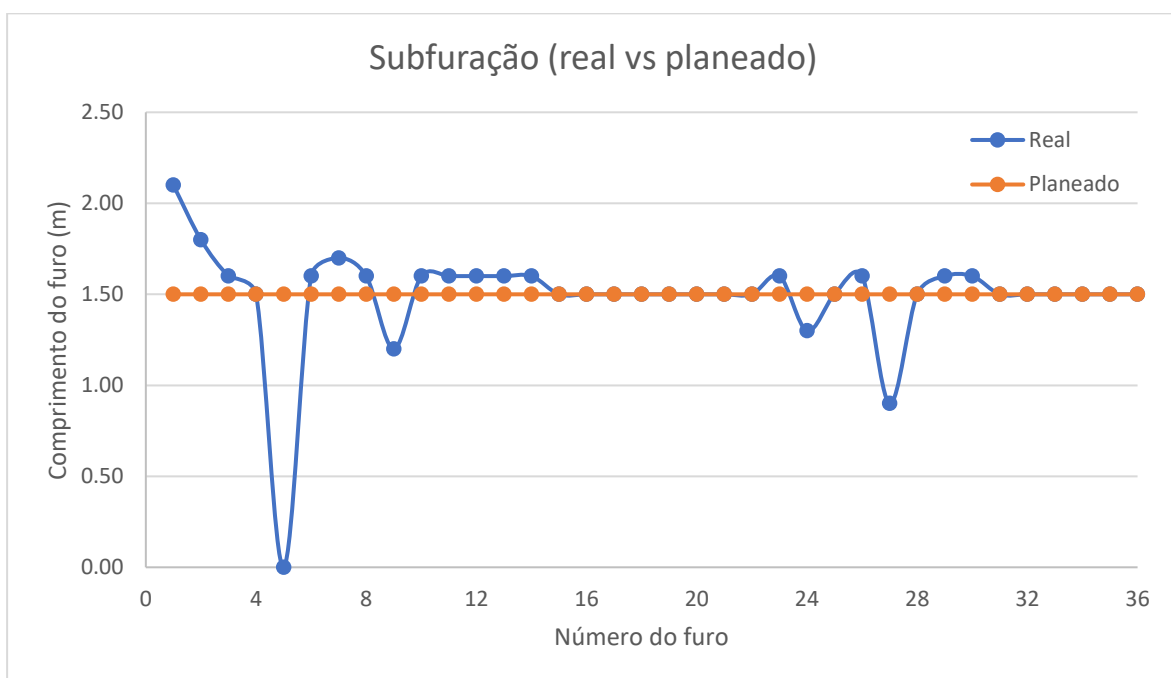


Gráfico 3 - Subfuração para cada furo planeado versus o real, em metro

O tamponamento (Gráfico 4) teve alguma variação para cada furo, havendo uma tendência a ser quase sempre superior ao planeado.

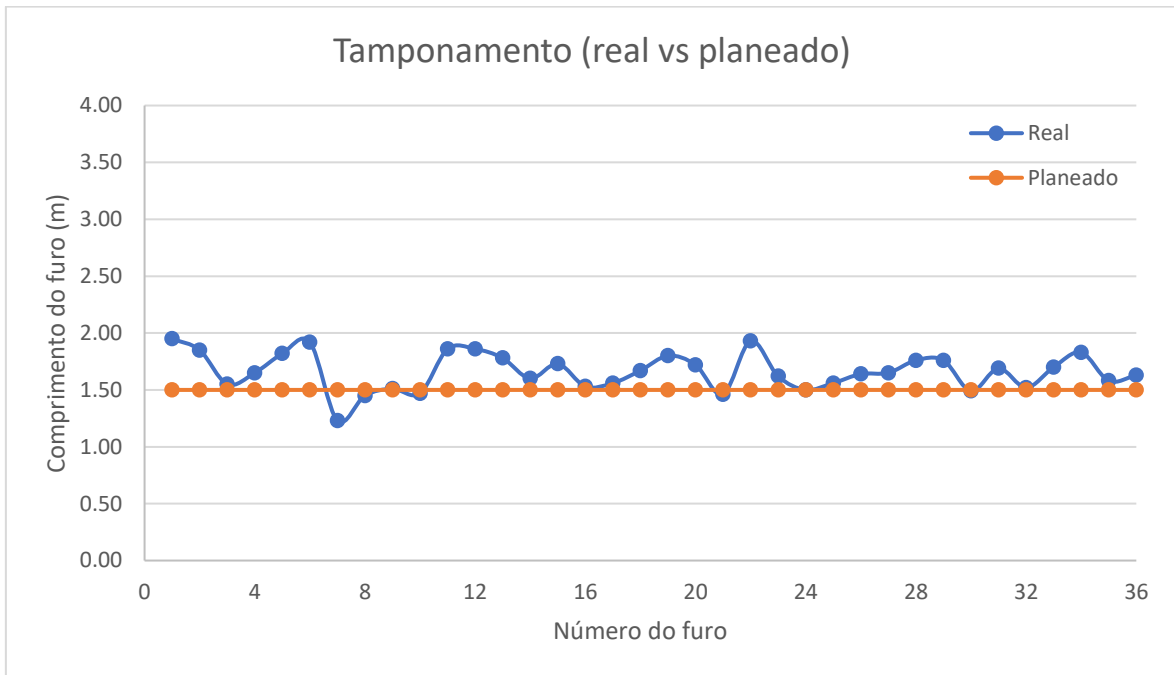


Gráfico 4 - Tamponamento para cada furo planeado versus o real, em metro

O tipo de material utilizado para o tamponamento também foi registado, visível na Figura 67. Este material varia de 3 a 7 milímetros de tamanho.



Figura 67 - Material utilizado para o tamponamento dos furos

A distância à frente livre também foi levantada, pois representa um dos fatores que irá mais influenciar o desmonte. Como nos outros valores, a variação destes valores aproxima-se do planejado, havendo pouca variação.

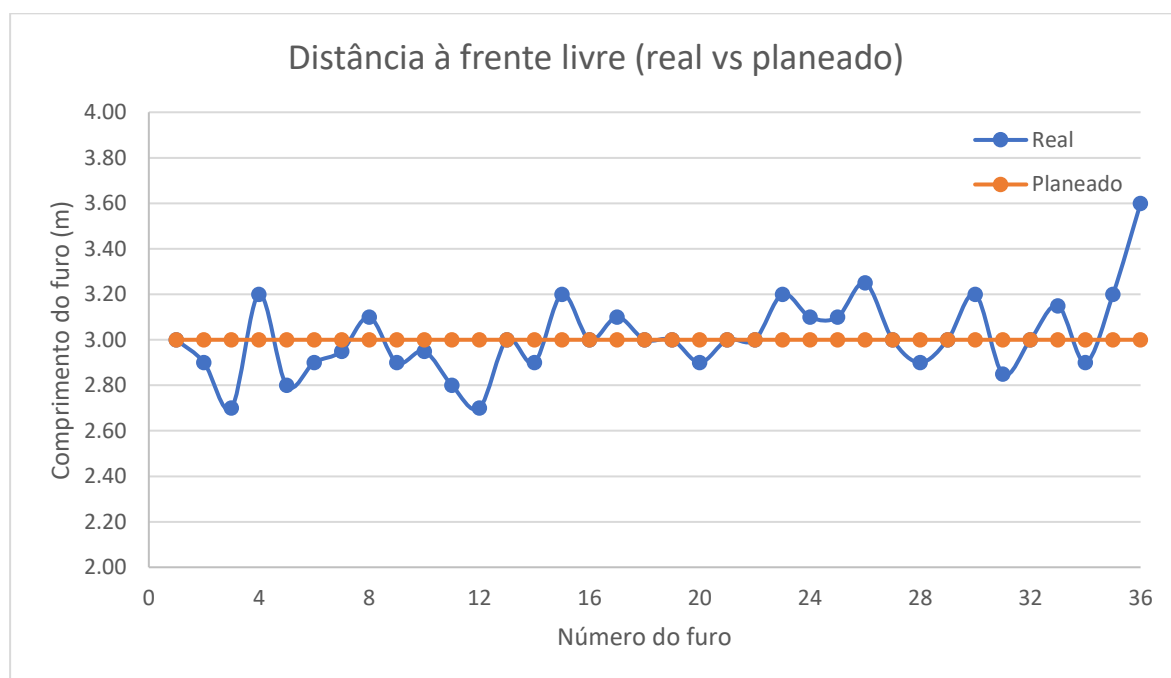


Gráfico 5 - Distância à frente livre de cada furo planejado versus o real, em metro

Para facilitação de leitura e para resumir os resultados, foram condensados os valores registrados referentes ao dimensionamento da pega de fogo, observados na Tabela 5.

Tabela 5 - Resumo dos dados levantados em campo referentes ao dimensionamento do plano de fogo

Parâmetro	Valor planejado	Média	Valor		Unidade
			Máximo	Mínimo	
Altura furo	14.00	14.05	16.00	12.50	m
Distância à frente livre	3.00	3.01	3.60	2.70	m
Subfuração	1.50	1.49	2.10	0.00	m
Tamponamento	1.50	1.66	1.95	1.23	m
Inclinação	5.00	5.69	12.70	1.50	°

6.4.3. Tipo de explosivo e acessórios

Na Britafiel, devido a condições da qualidade e tipo de maciço, é utilizado explosivo encartuchado. São utilizados dois tipos: um de fundo, produzido pela *Orica*, o *Senatel Pulsar*, e um de coluna, também produzido pela *Orica*, o *Senatel Magnafrac*. Todos os furos foram carregados da mesma maneira, sendo 8 de fundo e 20 de coluna. A Tabela 6 sintetiza a informação considerada relevante para o estudo sobre os explosivos:

Tabela 6 - Características relevantes dos explosivos

Caraterísticas do explosivo			
Tipo de explosivo	<i>Senatel Pulsar</i>	<i>Senatel Magnafrac</i>	Unidade
Massa	1785	1785	g
RWS	134	117	-
Densidade	1.20	1.20	g/cm ³
Diâmetro	60	60	mm

Todas as informações foram retiradas das fichas técnicas de cada produto fornecidas pela *Orica*.

Portanto, para cada furo, foram carregados 14,28 quilogramas de explosivo de carga de fundo, e 35,70 quilogramas de explosivo de carga de coluna, totalizando 49,98 quilogramas de explosivo por furo. Para o carga da pega inteira, foram utilizados 1 800 quilogramas de explosivo.

6.4.4. Análise granulométrica do desmonte

Uma das informações mais importantes a retirar do desmonte é a distribuição da curva granulométrica. Para tal, foram retiradas várias imagens da pilha de desmonte em múltiplas fases da carga do material, que depois foram introduzidas no *software WipFrag*, que realiza a fotoanálise do desmonte, fornecendo uma curva granulométrica tendo como base as fotografias introduzidas. Foram utilizadas 2 fotos: uma tirada logo após o desmonte (Figura 68.1), e outra durante as operações de carga e transporte (Figura 68.2).



(1)



(2)

Figura 68 - Fotografias utilizadas para análise da curva granulométrica, com o O-Pitdev como referência

As imagens da Figura 68 foram então introduzidas no *software* do *WipFrag*, que a partir dela conseguiu determinar a curva granulométrica introduzida na Figura 69.

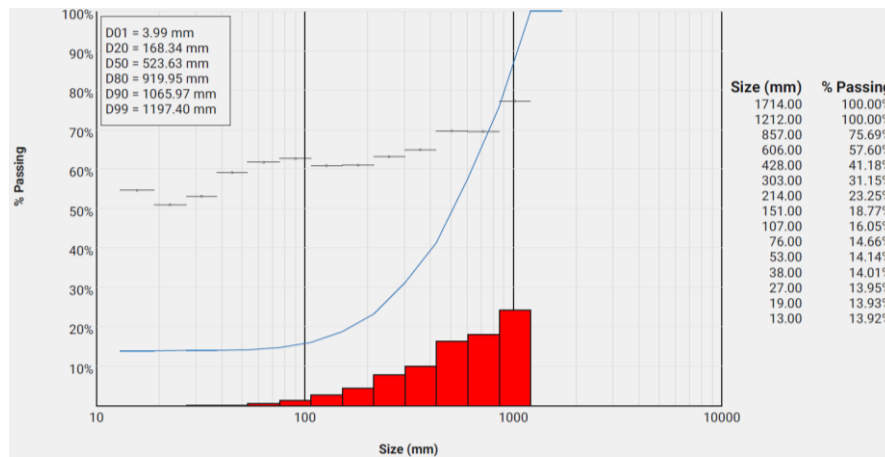


Figura 69 - Curva granulométrica do desmonte através da análise do *WipFrag*.

6.4.5. Equipamentos

A Britafiel apresenta uma enorme e diversa frota de equipamentos de carga e transporte que são utilizadas consoante a operação. Todavia, nesta dissertação só ir ter-se em conta os equipamentos utilizados em todas as operações adstritas ao com o desmorte em estudo.

6.4.5.1. Dumpers

A frota de transporte utilizada para este desmorte foi constituída por dois *dumpers* rígidos CAT769D (Figura 70), cada um com uma capacidade de 40 toneladas.



Figura 70 - CAT 769D

6.4.5.2. Pás carregadoras

Para o carga do material nos *dumpers*, a pedreira utiliza uma pá giratória CAT 340 (Figura 71), com um balde com 3 m³ de capacidade.



Figura 71 - Pá giratória CAT 340 utilizada na operação

6.4.5.3. Martelo pneumático

O taqueio do material grosseiro é realizado com o recurso a um equipamento *Volvo 380* (Figura 72) equipada com um martelo hidráulico *R45* (Figura 73), com uma potência de 18 quilowatt.



Figura 72 - *Volvo 380*, acoplado de um martelo hidráulico



Figura 73 - Martelo hidráulico *R45* instalado na *Volvo 380*

6.4.5.4. Britador primário

O britador primário utilizado na pedra é um britador de maxilas desenvolvido pela *Metso*, o *Nordberg C130* (Figura 74).



Figura 74 - Britador de maxilas *Nordberg C130* (Autoria: *Metso*)

Atualmente, o britador funciona com a configuração de *Closed Side Setting (CSS)* de 150 mm. Com o catálogo de equipamentos fornecidos pela *Metso*, o britador funciona para um caudal mássico que varia entre 380 e 523 toneladas por hora.

6.4.6. Tempos de ciclo de carga e transporte

Como metodologia de comparação com o que o programa produz, foram levantados tempos de ciclo para a fase de carga e transporte. Foi acompanhada uma porção do carga do desmonte – não a totalidade.

A operação de carga e transporte foi observada ao longe, do topo do piso que sofreu o desmonte para se ter um melhor ponto de observação das operações em estudo. Daqui, foram registados tempos relativos à operação do sistema durante um turno.



Figura 75 - Ciclo de carga e transporte em funcionamento

6.4.6.1. Tempos de carga

Foi definido um ciclo de carga como o momento entre a descarga do material para o *dumper* até ao próximo momento de descarga do material. Com os tempos retirados durante um turno de trabalho, foi construído histograma, mostrado no Gráfico 6.

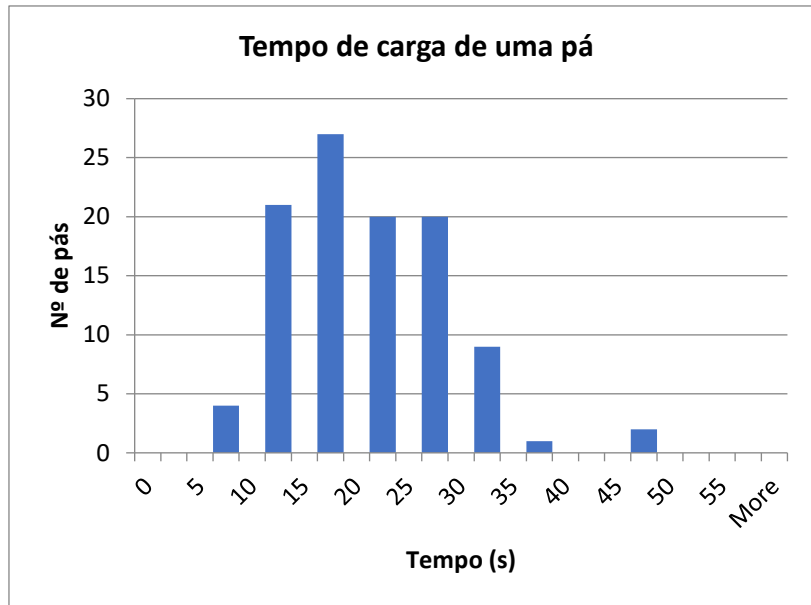


Gráfico 6 - Histograma dos tempos de carga levantados da pá giratória

Com os dados levantados, chegou-se à conclusão de que o tempo médio de carga da pá giratória era de 21 segundos, com um desvio padrão de 7,87.

6.4.6.2. Tempos de transporte

Os tempos de transporte, ao contrário dos de carga, foram divididos em três grandes secções: tempos de percurso, manobras e tempos parados. Dentro dos tempos de percurso, foi separado o tempo de ida até ao primário e o tempo de retorno até à praça para ser carregada. As manobras também foram divididas em 2: em manobras referentes à descarga do material diretamente no britador e na manobra necessária para o posicionamento correto perto da pá giratória. Por fim, os tempos parados referem-se a qualquer tempo em que o equipamento não estivesse a ser produtivo, por exemplo enquanto está à espera de outro *dumper* sair do caminho ou parar devido a outros equipamentos, como a manutenção da praça. Estes tempos todos foram sintetizados para uma leitura fácil na Tabela 7.

Tabela 7 - Tempos de transporte registados em hh:mm:ss e mm:ss

Viagem	Percurso			Manobra			Tempos de espera	Total
	Ida	Volta	Total	Britador	Praça	Total		
1	05:19	03:42	09:01	00:44	00:59	01:43	01:14	11:58
2	04:57	03:15	08:12	00:38	00:50	01:28	01:59	11:39
3	02:58	01:39	04:37	00:45	00:48	01:33	00:22	06:32
4	02:18	01:44	04:02	00:46	01:36	02:22	03:18	09:42
5	03:48	01:56	05:44	00:54	00:30	01:24	06:08	13:16
6	03:36	02:19	05:55	00:55	00:55	01:50	00:35	08:20
7	06:14	03:14	09:28	00:33	00:13	00:46	00:51	11:05
8	03:39	02:01	05:40	00:44	00:38	01:22	01:58	09:00
9	02:06	03:49	05:55	01:00	00:34	01:34	02:01	09:30
10	03:31	01:55	05:26	00:55	00:32	01:27	00:34	07:27
11	04:40	02:24	07:04	00:32	00:28	01:00	00:48	08:52
12	01:59	02:56	04:55	00:28	00:44	01:12	00:58	07:05
13	03:15	02:33	05:48	00:21	00:47	01:08	00:35	07:31
14	04:42	02:44	07:26	00:53	00:43	01:36	00:38	09:40
15	02:58	01:59	04:57	00:54	00:53	01:47	01:12	07:56
16	03:13	01:30	04:43	00:55	00:28	01:23	00:21	06:27
17	04:44	01:33	06:17	00:56	00:15	01:11	01:05	08:33
18	04:12	01:34	05:46	00:57	00:18	01:15	00:33	07:34
19	03:39	01:20	04:59	00:55	00:19	01:14	02:08	08:21
20	03:50	01:54	05:44	00:42	00:18	01:00	01:37	08:21
Média	03:47	02:18	06:05	00:46	00:38	01:25	01:27	08:56
Total	01:15:38	00:46:01	02:01:39	00:15:27	00:12:48	00:28:15	00:28:55	02:58:49

Com base na Tabela 7, pode-se inferir que das quase 3 horas de trabalho, um sexto desse tempo foi associado a paragens por múltiplos efeitos. Também o tempo de ida é muito mais lento que o tempo de volta, que é o esperado, já que o *dumper* completamente cheio tem menor velocidade e logo, demora mais tempo a fazer o mesmo percurso.

6.4.7. Custos de operação

O último fator documentado na visita à pedreira foi o custo das operações e dos equipamentos. Os responsáveis técnicos forneceram as suas estimações de custos horários dos equipamentos, sendo todos os dados fornecidos presentes na Tabela 8.

Tabela 8 - Custos de equipamentos utilizados nas operações

Operação	Valor	Unidade
Custo de perfuração de rocha	2,52	€/m
Martelo hidráulico – Volvo 380	37	€/h
Pá giratória – CAT 340	36	€/h
Dumper rígido – CAT 769D	20	€/h
Britador primário	108	€/h

Era também necessário o custo dos explosivos e dos acessórios necessários para executar a detonação do maciço. No entanto, por razões de confidencialidade, estes preços não puderam ser fornecidos pela pedreira. Então, foram obtidos diretamente da *Orica* os preços referência dos produtos, podendo não ser exatamente representativos dos custos reais da pedreira. Estes preços encontram-se demonstrados na Tabela 9, onde o preço do explosivo é fornecido por quilo de explosivo, e os acessórios em preço por unidade.

Tabela 9 - Preços dos explosivos utilizados e os acessórios associados

Tipo de produto	Produto	Preço	Unidade
Explosivo	Senatel Pulsar	1,88	€/kg
	Senatel Magnafrac	1,75	€/kg
Detonador	Exel Connectadet 25	2,58	€/un
	Exel Connectadet 42	2,22	€/un
Booster	Exel MS	2,80	€/uh

Capítulo VII

Resultados e discussão

(página propositadamente em branco)

7. Resultados e discussão

Aproximando agora o final da dissertação, inicia-se o estudo dos resultados obtidos a partir do caso de estudo na pedreira da Britafiel. Estes resultados serão produto do estudo analítico dos dados retirados e também dos resultados obtidos do *software* do *MineToCrusher* – sendo que alguns dados estarão representados através do O-PitSurface para melhor visualização.

7.1. Resultados do desmorte em estudo

7.1.1. Geometria da bancada

Foi necessário determinar os parâmetros de entrada tendo por base os dados recolhidos no campo. Como a variabilidade dos dados não é muito significativa, foi definido utilizar valores médios das variáveis conectadas à geometria do plano de fogo, como as concluídas na Tabela 5.

Em relação à variação da malha do plano de fogo, foram introduzidos os valores levantados em campo do distanciamento à frente livre para cada furo no O-PitSurface, como visto na Figura 76, como maneira de melhor visualizar o impacto.

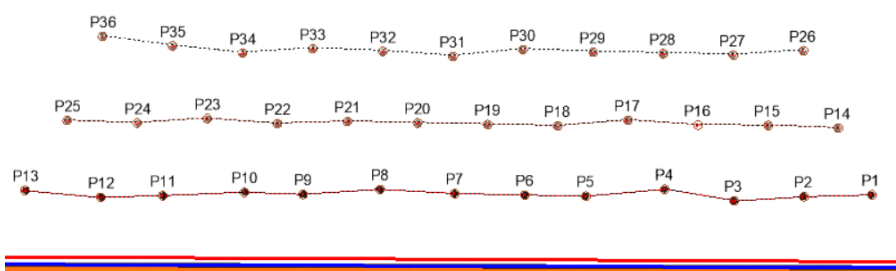


Figura 76 - Vista de topo da geometria da malha do diagrama de fogo, com os valores reais aplicados

Enquanto se consegue observar alguma variação na distância à frente a partir da Figura 76, especialmente com as linhas de cada fiada expostas, as diferenças são negligíveis – como já foi relatado com a Tabela 5 – sendo que a média da distância à frente se mantém na zona planeada dos 3 metros.

7.1.1.1. Desvio dos furos

Para determinação do valor do desvio padrão dos furos, foram admitidos os dados levantados a partir do O-Pitdev e a partir deles, determinado o desvio padrão dos dados. Como o desvio dos furos é um valor que varia com a profundidade, foi assumido o desvio do fundo do furo como o valor que define cada furo, pois é o mais representativo da variação, o da inclinação do furo planeado em função do real. Na Figura 77, consegue-se ver melhor como os furos diferem do planeado, notando-se uma tendência geral para haver uma inclinação para a esquerda para todos

os furos. Na fiada mais perto da frente livre (linha a vermelho na Figura 77), esta tendência é menos visível, o que indica que houve um maior cuidado na perfuração na primeira fiada face às outras.

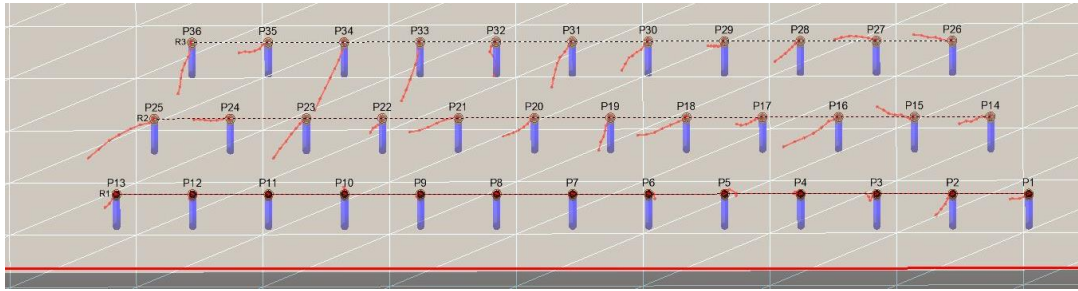


Figura 77 - Vista superior dos furos planeados, a azul, com os valores reais, a vermelho, retirados com o O-Pitdev

Na vista lateral, observado na Figura 78, vê-se que o desvio geral dos furos não possui variação tão impactante ao contrário da vista de cima.

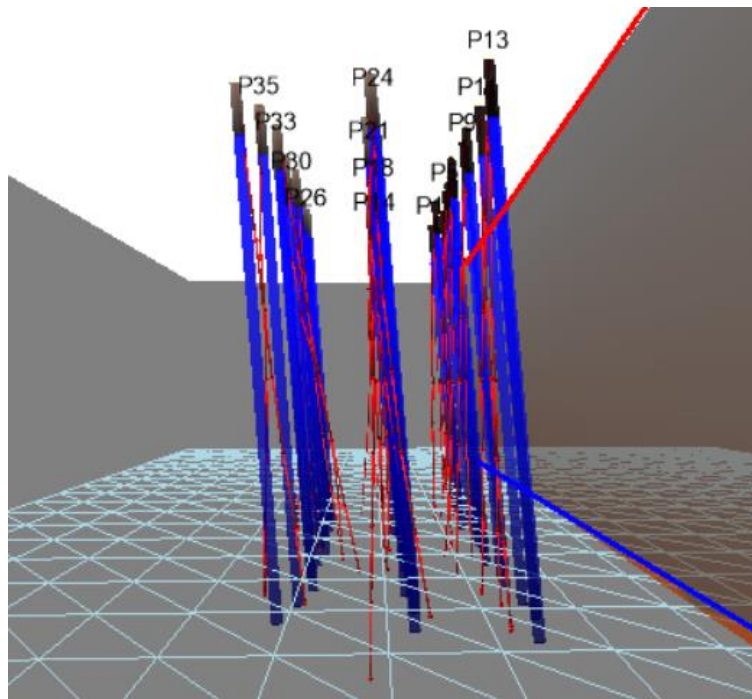


Figura 78 - Vista lateral dos furos planeados, a azul, com os valores reais, a vermelho, retirados com o O-Pitdev

A partir do relatório do desmonte feito com a ajuda do O-PitSurface, visível no Anexo I, foi determinado o desvio padrão dos furos. Este valor foi determinado em consonância com as últimas medidas de cada furo, pois são as consideradas com maior influência. A partir daqui, concluiu-se que o desvio padrão dos furos foi de 0,53. É relevante este valor, pois é necessário para determinar com maior precisão o nosso próximo ponto, a previsão da granulometria.

7.1.2. Curvas granulométricas

Um grande fator decisivo como um avaliador do desempenho das operações de pedreira é a distribuição da granulometria do material resultante do desmonte, e também o material resultante da cominuição efetuada pela britagem primária. Para além da análise granulométrica realizada no capítulo 6.4.5., o *software* também fez a sua previsão granulométrica através do modelo de Kuz-Ram, discutido já no capítulo 4.2.2. No entanto, é necessário realizar o ajuste do modelo em função da análise granulométrica do campo, para uma curva granulométrica mais fiel à realidade, utilizando como base as curvas granulométricas obtidas através da análise fotométrica realizada no capítulo 6.4.5. Para o caso de estudo, após o ajuste, as curvas granulométricas do material encontram-se visíveis na Figura 79.

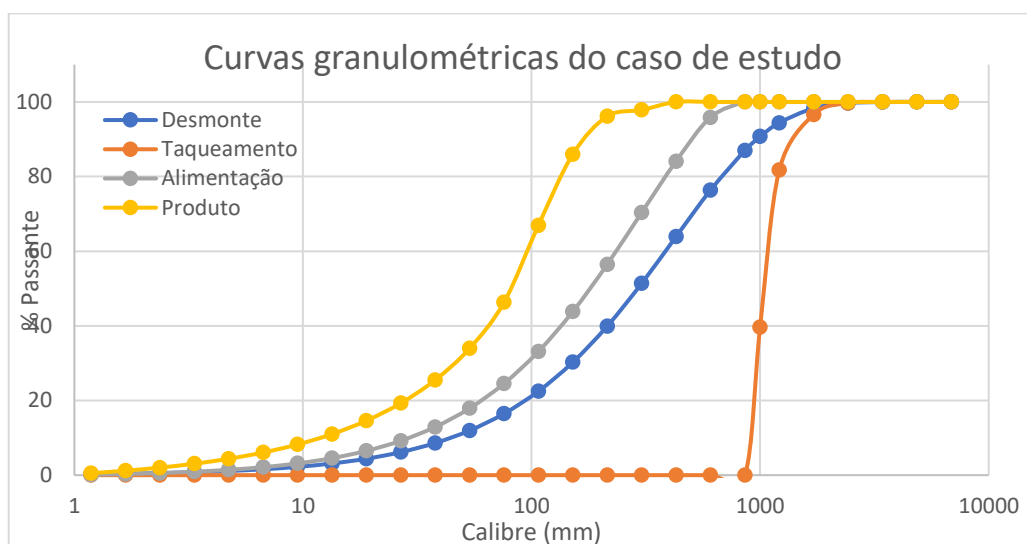


Figura 79 – Curvas granulométricas resultantes das operações

E os k_{80} resultantes, para melhor leitura do desmonte, encontram-se apresentados na Tabela 10:

Tabela 10 - k_{80} de cada etapa, em milímetro

Etapa	Passante a 80%
Desmonte	594 mm
Taqueio	1183 mm
Alimentação	365 mm
Produto	136 mm

7.1.3. Volume previsto para taqueio

A partir da curva granulométrica do desmonte apresentada no capítulo anterior, procedeu-se à determinação do volume de material que terá de sofrer operações de taqueio. Tendo por base a curva granulométrica presente na Figura 79, e assumindo que o britador primário (*Metso C130*) tem uma boca de alimentação com um tamanho máximo de 1000 milímetros, e assumindo também que o volume da bancada é de 4 200 metros cúbicos, o volume de material previsto para taqueio será de 276 metros cúbicos.

7.1.4. Tempos médios e horas trabalhadas

De acordo com o *MineToCrusher*, a previsão de tempo médio para o carga de material com uma pá giratória de 3 metros cúbicos de capacidade será de 20,1 segundos. Como visto no Gráfico 6, o tempo médio para este caso estudo ronda os 20 a 21 segundos, o que valida o modelo.

7.1.5. Custos de operação

Por último, os custos de cada operação foram determinados para os parâmetros apresentados anteriormente. Concluindo, os custos para cada operação encontram-se sintetizados na Tabela 11 seguinte:

Tabela 11 - Custos de operação previstos para o caso de estudo

Operação	Custos
Perfuração e explosivos	5 137.00 €
Taqueio	365.00 €
Carga e Transporte	1 496.00 €
Britagem primária	2 674.00 €
Custo total	9 674.00 €

7.2. Análise da operação

Depois de avaliado o caso de estudo, foi utilizado o algoritmo de otimização presente no *MineToCrusher* para procurar se existe um plano de fogo que reduza o custo da operação. Daqui o *software* elaborou o gráfico visto na Figura 80.

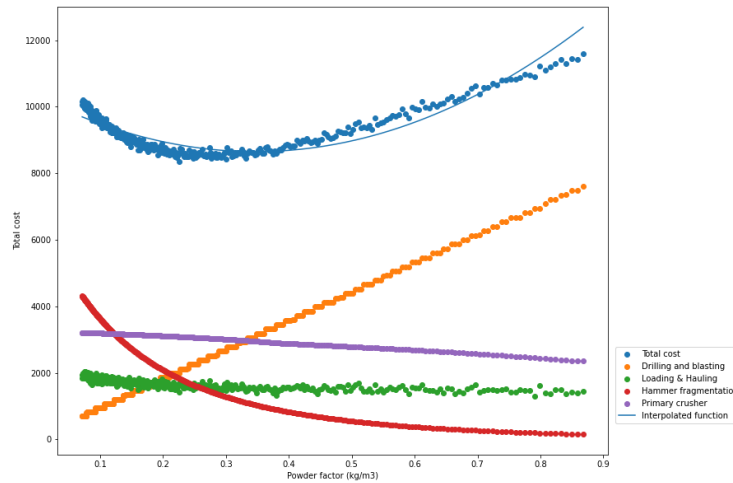


Figura 80 - Resultado da simulação de 400 planos de fogo diferentes - com os dados fornecidos pela Britafiel

Avaliando curva a curva, começando pela curva de custos da perfuração e desmonte, consegue-se observar um aumento linear do custo em função da concentração de carga específica (Figura 81). Isto acontece porque o fator que mais influencia a concentração de carga é o ajuste da malha do plano de fogo. Quanto mais apertada é a malha de fogo, ou seja, menor distância à frente livre e, conseqüentemente, menor espaçamento entre furos, a concentração de carga específica irá aumentar, assumindo que a quantidade de explosivo se mantenha relativamente igual. Como se diminui a malha do plano de fogo, é necessário produzir mais furos para detonar o mesmo volume de bancada desejado, aumentando assim os custos da perfuração e dos explosivos e seus acessórios.

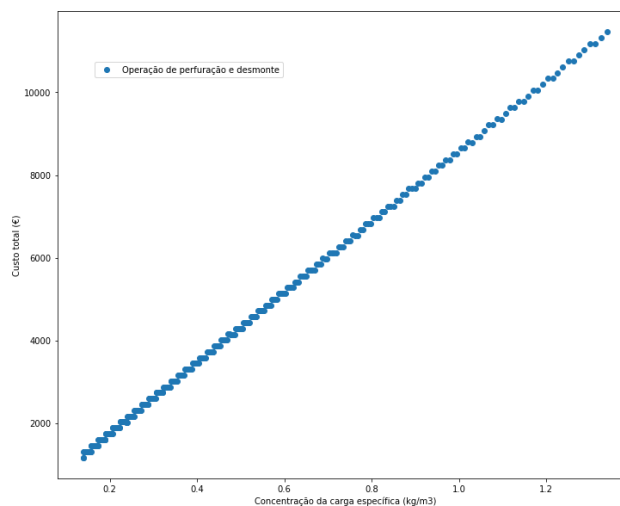


Figura 81 - Evolução do custo total da perfuração e desmonte em função da concentração de carga específica

A curva relativa ao custo de taqueio apresenta uma tendência expetável (Figura 82). Quanto maior a concentração de carga específica, menor será o custo do taqueio dos blocos de dimensão

considerável. Isto é explicado pois, ao aumentar a carga específica do desmonte, está-se a promover a fragmentação do maciço, o que implica uma redução geral do calibre do desmonte. Como há material mais fino com uma maior concentração de carga específica, a produção de blocos de grande tamanho é menor, o que diretamente provoca uma diminuição nos custos de taqueio.

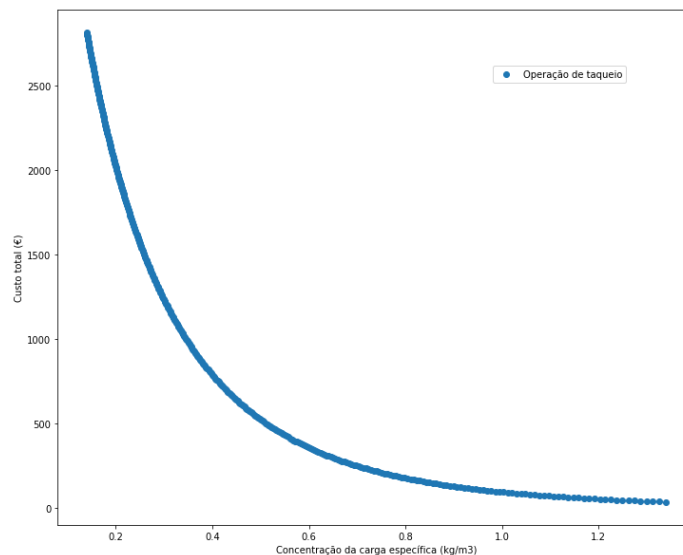


Figura 82 - Evolução do custo de taqueio em função da concentração de carga específica

A maior revelação possivelmente é no comportamento do custo da carga do material com a pá giratória. Através da Figura 83, é observável um decréscimo do custo da operação em função da concentração da carga específica, mas aparenta estabilizar passado um certo ponto. Isto é explicado da seguinte maneira: o custo da operação vai depender da quantidade de horas que se vai dedicar à operação, e como discutido anteriormente, o calibre médio da fragmentação do desmonte está diretamente correlacionado com o tempo médio de carga. Então, o que se pode extrair desta informação é que existe um valor para o calibre médio onde, após se diminuir, não vai trazer melhorias na redução do custo da carga. E faz sentido isto – quanto menor a fragmentação, maior será o volume ocupado por pá, logo a produtividade irá aumentar.

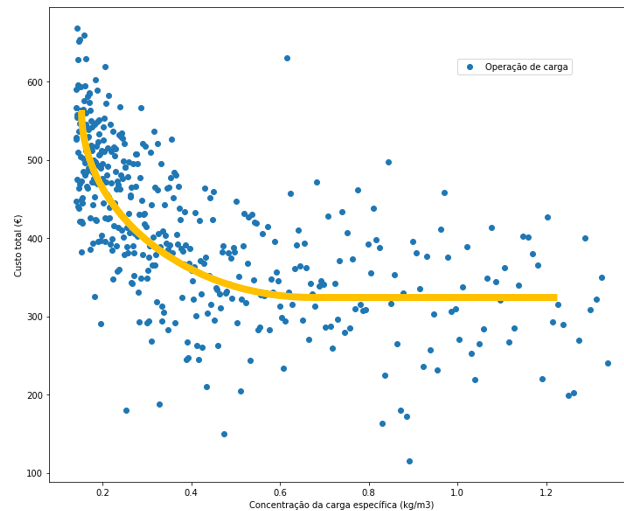


Figura 83 - Evolução do custo da carga do material em função da concentração de carga específica

Por último, o comportamento do britador primário em relação aos seus custos é também o expetável. Com o aumento da concentração de carga específica, o calibre do material resultante da fragmentação do maciço diminui, o que implica que, para a mesma quantidade de material, o britador trabalhará menos do que necessita relativamente a material mais grosseiro. Este comportamento ser essencialmente linear foi uma surpresa, sendo de esperar que tivesse uma função do tipo exponencial ou polinomial (como o custo da carga apresenta), tendendo para um valor de custo em função ao ponto de fecho do britador (CSS).

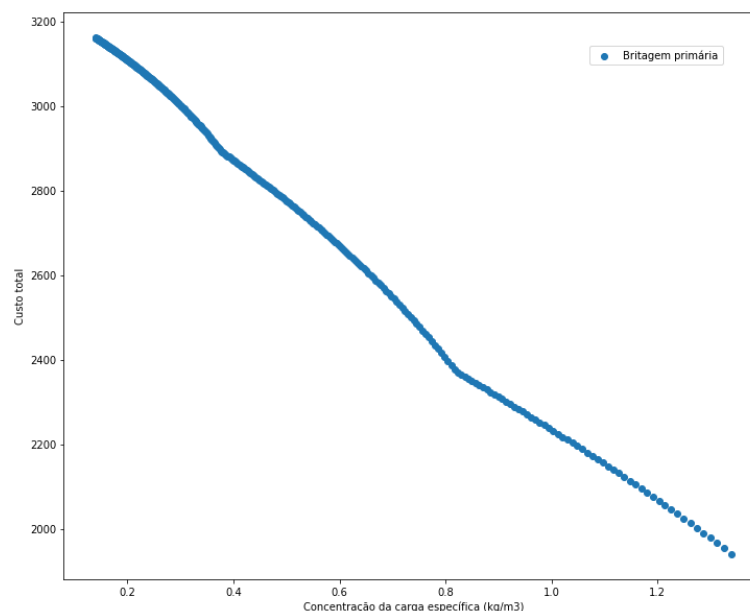


Figura 84 - Evolução do custo do primário em função da concentração de carga específica

Com estas simulações todas, o algoritmo encontrou um valor que considerou ótimo. O modelo decidiu que ao aumentar a malha do plano de fogo, os custos irão reduzir, que é o que o gráfico

visto na Figura 80 aponta. A geometria do plano de fogo que o modelo considerou a melhor do ponto de vista económico encontra-se sintetizado na Tabela 12.

Tabela 12 - Parâmetros do plano de fogo otimizados, de acordo com o MineToCrusher

Parâmetros do plano de fogo	Valor	Unidade
Altura de bancada	13	m
Volume a desmontar	4200	m ³
Volume para taqueio	1237	m ³
Distância à frente livre	4.70	m
Espaçamento entre furos	4.70	m
Tampão	2.35	m
Subfuração	2.35	m
Altura do furo	15.35	m
Número de furos	15	-

O primeiro sinal de preocupação da efetividade do modelo surgiu com a quantidade de material que o modelo afirma que tem de sofrer taqueio, 1 237 metros cúbicos de material – quase 30 por cento do volume da bancada – o que não é de todo desejável em qualquer cenário de pedreira/mina a céu aberto. Mais, antes da otimização, o volume previsto para taqueio era só de 396 metros cúbicos – aproximadamente 10 por cento.

O modelo também apresentou o número de cartuchos e, conseqüentemente, a quantidade de explosivo que recomenda, destacados na Tabela 13.

Tabela 13 - Quantidade de explosivo previsto por furo, de acordo com o MineToCrusher

Parâmetros do explosivo		Valor	Unidade
Número de cartuchos	Coluna	23	-
	Fundo	9	-
Quantidade de explosivo	Coluna	41.055	kg
	Fundo	16.065	kg
Concentração de carga		0.24	kg/m ³

Daqui vê-se valores comparáveis ao caso de estudo o que é previsível, explosivo em cartucho é um tipo de explosivo com mais restrições face a, por exemplo, explosivo em emulsão. A outra razão para alarme foi a concentração de carga prevista. Com uma concentração de carga de 0,24 quilograma por metro cúbico, é praticamente inviável a operação do desmonte.

Por último, obteve-se o cálculo dos custos, que é considerado o valor principal a otimizar do modelo do *MineToCrusher*. Este valor teve em conta todos os parâmetros discutidos anteriormente, resultantes nos valores apresentados na Tabela 14.

Tabela 14 - Custos otimizados da operação

Operação	Custos
Perfuração e explosivos	2 137.00 €
Taqueio	1 635.00 €
Carga e Transporte	1 600.00 €
Britagem primária	3 067.00 €
Custo total	8 476.00 €

Comparando com o cenário anterior, vê-se uma descida drástica do custo total das operações, passando de 9 674 para 8 476 euros, uma redução em quase 13 por cento. Isto numa visão superficial é um resultado impressionante, mas ao ter em conta outros fatores, consegue-se entender que existe algum problema. O custo relativo à perfuração do desmonte e explosivos passa de 5 137 euros para 2 137 euros – uma redução de 60 por cento só na etapa de perfuração e desmonte. Mas, o taqueio sobe de 365 euros para 1 635 euros. Isto traz a primeira dica para perceber o que se passa de errado. Com os dados e métodos de determinação de custos utilizados atuais, o modelo prevê que é mais barato fragmentar o material com um martelo hidráulico do que apertar a malha do plano de fogo e fazer mais furos. Claramente, este raciocínio é incorreto, senão o desmonte com recurso em explosivos seria sempre não viável.

(página propositadamente em branco)

Capítulo VIII

Conclusões e perspectivas futuras

(página propositadamente em branco)

8. Conclusões e perspectivas futuras

8.1. Conclusões

Inicialmente, chegou-se a duas respostas que talvez possam explicar o facto de o modelo incentivar a criação de *boulders* em vez de promover a fragmentação: a primeira, é que os custos estão mal calculados ou subdimensionados, o que faz com que a influência do custo para cada operação não seja equivalente à realidade – o que a um primeiro ponto de vista aparenta ser verdade – já que, habitualmente, o maior fator de custos numa pedreira é a carga e transporte do material; a segunda hipótese é que começa-se a observar o problema com as limitações impostas no modelo – o custo de carga e transporte devia ocupar a maior percentagem dos custos, no entanto neste cenário é o inverso. Isto foi porque enquanto a simulação da carga do material apresenta ótima eficácia, a simulação do transporte é bastante pobre, pois requer uma enorme complexidade de estudo que provavelmente necessitaria de um estudo separado desta dissertação.

Mais, foi encontrada outra discrepância com os dados fornecidos pela Britafiel – os custos horário dos equipamentos pareciam situar-se extremamente abaixo dos custos previstos quando comparados a outras operações de escala e tipo semelhante. Para dar exemplo, o *Volvo 380* (como o apresentado na Figura 74 anteriormente) é indicado ter um custo de operação de somente 37 euros por hora de trabalho (como visto na Tabela 9). Todavia, depois de contactar várias fontes para validação destes valores, todos explicaram que esse valor é extremamente baixo – em muitos casos indicavam que nem 50 por cento do valor face a outras operações – sendo que habitualmente, o preço horário do *Volvo 380* seria a rondar no mínimo 60 a 70 euros por hora. Após a confirmação com outras fontes de informação, e depois de confirmar que os resultados dos custos estavam extremamente baixos e com pouca coerência quando comparado com operações semelhantes, foram validados os restantes custos dos outros equipamentos e, tal como o custo do martelo pneumático, os valores fornecidos pela Britafiel não são os habitualmente praticados. Isto pode ser razão de múltiplas causas, como os custos de equipamento serem calculados com uma metodologia diferente, que é possível. Todavia, como foi referido nos tópicos anteriores, os valores resultantes do modelo são bastante surreais, e não parecem representar a realidade geral da atividade de extração em Portugal.

No fim, o que se consegue concluir da eficácia do modelo é que enquanto simula com bastante eficácia as operações de carga, taqueio e britagem, tem bastantes falhas na simulação do transporte, o que o impossibilita de momento de realizar uma otimização realista.

Felizmente, esta tentativa de simulação trouxe bastantes aspectos positivos. Ao analisar os dados, verificou-se um comportamento previsível, mas bastante interessante. Ao reduzir o valor do desvio padrão dos furos, conseguiu-se reduzir em uma quantia significativa o custo do taqueio e do carga e transporte, como é possível ver a partir da Tabela 15.

Tabela 15 - Influência do desvio padrão dos furos no custo das operações

Parâmetro	Situação 1	Situação 2
Desvio padrão dos furos	0.53	0
Perfuração e explosivos	2 172.00 €	2 172.00 €
Taqueio	1 635.00 €	1 365.00 €
Carga e Transporte	1 709.00 €	1 516.00 €
Britagem Primária	3 027.00 €	3 067.00 €
Custo total	8 585.00 €	8 081.00 €

Daqui, vê-se uma redução dos custos em quase 500 euros por desmonte – só pelo facto de o desvio padrão do furo ser zero. Ou seja, sob uma perspetiva mais prática, se os furos sofrerem poucos a nenhum desvios, os custos das operações após a própria perfuração irão reduzidos. Dum ponto de vista matemático também faz sentido, pois uma malha de furos mais uniforme produz menos blocos, e menos blocos diretamente implica menos taqueio e mais material por *dumper* transportado, aumentando a produtividade também. Esta foi uma ótima surpresa que o modelo conseguiu produzir com bastante confiança em ser o que ocorre na realidade, e provavelmente será algo que será tópico de estudo mais detalhado.

A modelação da previsão do taqueio numa operação foi algo pensado como um subproduto, mas resultou em ser um dos fatores mais críticos do modelo. Sem ele, provavelmente se estaria a criar ainda mais *boulders* do que o devido e sem aperceber o quanto isso iria impactar o custo das operações.

O modelo para a carga do material é o modelo mais completo de todas as operações estudadas. Permitted calcular com previsão incrível o tempo médio da ação da carga e conseguiu simular estocasticamente a atividade, podendo-se afirmar que este modelo é uma ótima simulação da realidade.

Por outro lado, o modelo do transporte é o mais pobre dos cinco, o que seria de esperar dado as limitações do modelo. A etapa de transporte é possivelmente a mais complexa e com mais fatores a ter em conta de entre todas as operações, o que implica um estudo intenso e extensivo só para o modelo de transporte; tal estudo que não era possível para este projeto. Podia-se argumentar que a etapa de transporte serviria como tema de dissertação só por si.

A simulação da britagem primária foi provavelmente a simulação que mais se aproximou da realidade da operação, tal como a operação da carga do material. Os modelos já existentes de britagem primária são bastante robustos, e tendo um fator de calibração, conseguem-se adaptar com muita facilidade a qualquer situação e configuração de cominuição.

Em termos de dissertação, todos os objetivos falados no capítulo 1 foram atingidos, embora que os resultados da modelação não fossem os mais positivos. No entanto, é a natureza da modelação falhar, para se aprender com o que correu mal e atingir um verdadeiro simulador da realidade.

8.2. O futuro do *MineToCrusher*

A vantagem de um modelo de simulação é que existe sempre espaço para melhorar. E é exatamente isso que vai ocorrer além do alcance desta dissertação. O modelo irá ser melhorado, e mais fatores serão tidos em conta.

O primeiro grande avanço já no futuro do *MineToCrusher* é a elaboração de um modelo robusto de simulação do ciclo de transporte da pedra. O planeado será um modelo que sabe determinar tempos médios de viagens de ida e volta dos *dumpers*, tendo em conta a quantidade de equipamentos no circuito. Também entrará em conta fatores como o tempo que os equipamentos estão parados, ou a serem carregados pelas pás carregadoras ou em fila de espera para descarregar material. Mais, o calibre da rocha também irá ser um fator que irá afetar a quantidade de material transportado por viagem, para ter uma melhor estimativa da produtividade real da operação.

Depois disso, o *MineToCrusher* irá evoluir em todas as faces. Na carga, o modelo irá considerar o fator de enchimento e o fator de empolamento, que não foram tópico desta dissertação por razões de simplicidade. Tal como os equipamentos de transporte, a produtividade das pás irá ser outro fator que vai ser tomado em conta.

Na britagem primária, a expansão envolverá formas de aumentar a produtividade aqui, ou seja, por exemplo num método de otimização do caudal mássico horário que entra no britador. Outra ideia será uma função que ajudará o utilizador a escolher o melhor CSS para o primário consoante as suas necessidades de produto da cominuição. A evolução do modelo da britagem primária também considerará ter em conta outro tipo de primários, como moinhos de cones ou giratórios.

Afastando do modelo, irá haver mais estudos de questões que foram aparecendo enquanto esta dissertação foi elaborada. Por exemplo, será que existe maneira de prever o resultado da fragmentação do martelo através de um modelo matricial, como ocorre na britagem primária? A área do taqueio é genuinamente uma área pouca estudada da indústria extrativa, pois o que se visa é minimizar realizar esta operação. No entanto, ao melhor estudar esta operação de certeza que surgirão ideias e metodologias de reduzir a necessidade de taqueio.

Outro foco de estudo será a influência direta do desvio de furos nas operações subsequentes ao desmonte. Já houve nesta dissertação uma pequena conclusão acerca disto, mas parece ser algo que necessita de um estudo mais aprofundado e cuidado.

Referências bibliográficas

(página propositadamente em branco)

9. Referências bibliográficas

- Adebola, M. J., Ajayi, O. D., & Elijah, P., 2016. Rock Fragmentation Prediction using Kuz-Ram Model. *Journal of Environment and Earth Science*, 6(5).
- Adel, G., Kojovic, T., & Thornton, D., 2006. Mine-to-Mill Optimization of Aggregate Production.
- Adel, G., Smith, B., Kojovic, T., Thornton, D., & Richardson, J. M., 2006. Application of mine to mill optimization to the aggregate industry. *SME Annual Meeting*. St. Louis: SME of AIME.
- Anticoi, H., Guasch, E., Hamid, S. A., Oliva, J., & Alfonso, P., 2018. Breakage Function for HPGR: Mineral and Mechanical Characterization of Tantalum and Tungsten Ores. Barcelona: Departament d'Enginyeria Minera.
- Aydiner, K., Çelebi, N., & Paşamehmetoğlu, A., 2006. A Simulation Model for Mine Production Sequences. *International Association of Science and Technology for Development*, (pp. 290-295). Greece.
- Bennet, C., Dobby, G., & Kosick, G., 2001. Benchmarking and orebody profiling - the keys to effective production forecasting and SAG circuit optimisation. Vancouver: University of British Columbia.
- Bernardo, P. A., 2004. Impactes Ambientais do Uso de Explosivos na Escavação de Rochas, com Ênfase nas Vibrações. Lisboa: Instituto Superior Técnico da Universidade Técnica de Lisboa. Tese.
- Bhandari, S., 1997. *Engineering Rock Blasting Operations*. Rotterdam.
- Bond, F. C., 1961. Crushing and grinding calculation. *British Chemical Engineering*.
- Cassandras, C., & Lafortune, S., 2008. *Introduction to Discrete Event Systems*. Springer Science.
- Chaturverdi, D., 2010. *Modeling and Simulations of Systems using MATLAB and Simulink*. New York: CRC Press.
- Choudaha, Choudaha, S., Tiwari, S. K., & Pande, S., 2012. Improving productivity of jaw crusher OTIF delivery by reducing down time. *International Journal of Emerging Technology and Advanced Engineering*.
- Correia, C., 2011. *Desmonte de rocha com explosivos: Importância da otimização*. Porto: Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Cunningham, C., 1983. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.
- Elliot, R., Ethier, R., & Levaque, J., 1999. Lafarge Exshaw's finer fragmentation study. *Conference on Explosives and Blasting Techniques*, (pp. 50-52). Tennessee.
- Eloranta, J., 1995. Selection of Powder Factor in Large Diameter Blastholes. *EXPLO95*. Brisbane: AusIMM.
- Franklin, J. A., Broch, E., & Walton, G., 1971. Logging the mechanical character of rock. *Trans Institute of Mineral and Metallurgy*.
- Futuro, A., & Leite, M., 2018. *Otimização de circuitos e processos: 1ª Parte - Modelos de Separação*. Porto: Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
- Futuro, A., & Leite, M., 2018. *Otimização de circuitos e processos: 1ª Parte - Alguns modelos de operações unitárias em processamento de minérios*. Porto: Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
- Gavira, M. d., 2003. *Simulação Computacional como uma Ferramenta de Aquisição de Conhecimento*. São Paulo: Escola de Engenharia de São Carlos.

-
- georeno, 2010. Ampliação e fusão das pedreiras N.º 4868 "Poço Negro N.º3", N.º 4811 "Vilar N.º5" e N.º 5550 "Poço Negro N.º4". Penafiel: Britafiel.
- Gordon, G., 1969. System simulation. Englewood Cliff: Prentice Hall.
- Gransberg, D. D., 1996. Optimizing Haul Unit Size and Number based on Loading Facility Characteristics. Journal of Construction Engineering and Management.
- Hardin, B. O., 1985. Crushing of Soil Particles. ASCE Journal of Geotechnical Engineering, 1177-1192.
- Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M., 2002. "Introductory Mining Engineering" Second Edition. John Wiley & Sons.
- Henderson, D., Johnson, A. W., & Jacobson, S. H., 2006. The Theory and Practice of Simulated Annealing. Em Handbook of Metaheuristics (pp. 287-319).
- Hustrulid, W., 1997. Blasting principles for open pit mining. Rotterdam: Balkema.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Bermúdez, P. G., 2017. Manual de Perforación, Explosivos y Voladuras . Madrid.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J., 1995. Drilling and Blasting of Rocks. Rotterdam: CRC Press.
- Johansson, M., 2019. Efficient Modeling and Control of Crushing Processes in Minerals Processing. Chalmers University of Technology.
- Kanchibotla, S., & Valery, W., 2010. Mine to mill process integration and optimization - benefits and challenges.
- Kanchibotla, S., Morrel, S., Valery, W., & O'Loughlin, P., 1998. Exploring the Effect of Blast Design on SAG Mill Throughput at KCGM. Brisbane: Mine to Mill Conference.
- Kelly, E. G., & Spottiswood, D. J., 1990. The breakage function: What is it really? Minerals Engineering, 405-414.
- Kiahla, A., 2020. Modelação Integrada e Simulação de Operações de Desmonte e Processamento de Recursos Minerais. Porto: Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.
- Kuznetsov, V. M., 1973. The mean diameter of the fragments formed by blasting rock. Soviet Mining science.
- Lilly, P., 1992. The use of the blastability index in the design of blasts for open pit mines. Kargoorlie: Western Australian Conference on Mining Geomechanics.
- Luz, A., França, S., & Braga, P., 2018. Tratamento de Minérios (Sexta edição). Rio de Janeiro: CETEM.
- Lynch, A. J., 1977. Mineral Crushing and Grinding Circuits - Their Simulation, Optimization, Design and Control, Developments in Mineral Processing Volume.
- Maria, A, 1997. Introduction to Modeling and Simulation. Winter Simulation Conference. Binghamton: Department of Systems Science and Industrial Engineering.
- Martins, P., 2015. Otimização da fragmentação: aplicando a metodologia Mine to Mill para o benefício da cadeia produtiva de rocha fosfática. Universidade Federal de Goiás.
- Mckee, D. J., 2013. Understanding Mine To Mill. Queensland: CRC ORE.
- Meixedo, J. P., 2005. Em Torno da Dinâmica Não-Linear de Sistemas Discretos de Carga e Transporte. Tese de Doutorado. FEUP - Departamento de Engenharia de Minas.
- Meixedo, J. P., Madureira, C. M., Leite, A. J., & Miranda, H. S., 2016. Contributos para a criação de um modelo de simulação de sistemas de carga e transporte em explorações mineiras a céu aberto: uma perspetiva sistémica. Em H. I. Chaminé, M. J. Afonso, & A. C. Galiza, Eduardo Gomes (1931-2008): Engenheiro, Docente, Empreendedor - Uma Homenagem (pp. p. 177-189). Porto: Laboratória de

Cartografia e Geologica Aplicada & Departamento de Engenharia Geotécnica, Instituto Superior de Engenharia do Porto.

- Miller, S. L., & Childers, D., 2004. Probability and Random Processes.
- Miranda, H. S., 1986. Transportes Mineiros. Porto: Instituto Nacional de Investigação Científica.
- Morrel, S., & Valery, W., 2001. Influence of feed size on AG/SAG mill performance.
- Nielsen, K., & Lownds, C. M., 1997. Enhancement of taconite crushing and grinding through primary blasting. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 226.e1-226.e14.
- O'Hara, A., & Suboleski, S., 1992. Costs and cost estimation. *SME Mining Engineering Handbook*.
- Okechukwu, C., Dahunsi, O. A., Oke, P. K., Oladele, I. O., Daude, M., & Olaleye, B. M., 2017. Design and Operations Challenges of a Single Toggle Jaw Crusher: A Review. *Nigerian Journal of Technology*, 814-821.
- O-Pitblast, 2022. The Red Pocket Book. Porto: O-Pitblast.
- Orica, acessido em 1 de agosto de 2022. Obtido de Orica Mining Services Website: <https://www.orica.com/products-services/resources/blasting-principles>
- Pereira E., 1992. Notícia Explicativa da Carta Geológica de Portugal, escala 1/200.000, Folha 1. Serviços Geológicos de Portugal, Lisboa.
- Prasad, S., Choudhary, B. S., & Mishra, A. K., 2017. Effect of Stemming to Burden Ratio and Powder Factor on Blast Induced Rock Fragmentation - A Case Study. *IOP Conference Series: Materials Science and Engineering*. India: Narsimha Reddy Engineering College.
- Queiroz, D. F., 2019. Análise e controlo de interações entre operações unitárias mineiras. Porto: Faculdade de Engenharia Universidade do Porto.
- Rule, C. M., 2009. Energy considerations in the current. *The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*.
- s.n., acessido em 05 de setembro de 2022. Python e Orientação a Objetos. Obtido de Alura: <https://www.alura.com.br/apostila-python-orientacao-a-objetos>
- Sánchez, O., Silverio, G., & Pinedo, A., 2007. Incremento de la rentabilidad de operaciones mineras a cielo abierto por eliminación de la sobreperforación.
- Scott, A., & McKee, D. J., 1994. The inter-dependence of mining and beneficiation processes on the performance of mining processes. *Annual Conference of Darwin* (pp. 303-307). Melbourne: Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Shannon, R., 1995. *Systems simulation: the art and science*. New Jersey: Prentice Hall.
- Spínola, S., 1999. Movimento de Terras. Departamento de Engenharia Geotécnica do Instituto Superior de Engenharia do Porto.
- Valery, W., Duffy, K.-A., & Jankovic, A., 2019. Mine-to-Mill Optimization. Em *SME Mineral Processing and Extractive Metallurgy Handbook* (pp. 335-346). Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Vallejo, L. G., & Ferrer, M., 2011. *Geological Engineering*. London: CRC Press.
- Whiten, W. J., & White, M. E., 1979. Modeling and simulation of high tonnage crushing plants. *12th International Mineral Processing Congress*, (pp. 148-158). São Paulo.
- Zeng, Y., & Forssberg, E., 1993. Application of vibration signals to monitoring crushing parameters. *Powder Technology*, 247-252.

(página propositadamente em branco)

Anexos

(página propositadamente em branco)

Anexo I – Tabela dos dados de plano de fogo levantados

Número do furo	Altura da bancada	Altura furo		Stemming		Burden	
		Real	Planeado	Real	Planeado	Real	Planeado
1	12.50	14.60	14.00	1.95	1.50	3.00	3.00
2	12.50	14.30	14.00	1.85	1.50	2.90	3.00
3	12.50	14.10	14.00	1.55	1.50	2.70	3.00
4	12.50	14.00	14.00	1.65	1.50	3.20	3.00
5	12.50	12.50	14.00	1.82	1.50	2.80	3.00
6	12.50	14.10	14.00	1.92	1.50	2.90	3.00
7	12.50	14.20	14.00	1.23	1.50	2.95	3.00
8	12.50	14.10	14.00	1.45	1.50	3.10	3.00
9	12.50	13.70	14.00	1.51	1.50	2.90	3.00
10	12.50	14.10	14.00	1.47	1.50	2.95	3.00
11	12.50	14.10	14.00	1.86	1.50	2.80	3.00
12	12.50	14.10	14.00	1.86	1.50	2.70	3.00
13	12.50	14.10	14.00	1.78	1.50	3.00	3.00
14	12.50	14.10	14.00	1.60	1.50	2.90	3.00
15	12.50	14.00	14.00	1.73	1.50	3.20	3.00
16	12.50	14.00	14.00	1.53	1.50	3.00	3.00
17	12.50	14.00	14.00	1.56	1.50	3.10	3.00
18	12.50	14.00	14.00	1.67	1.50	3.00	3.00
19	12.50	14.00	14.00	1.80	1.50	3.00	3.00
20	12.50	14.00	14.00	1.72	1.50	2.90	3.00
21	12.50	14.00	14.00	1.46	1.50	3.00	3.00
22	12.50	14.00	14.00	1.93	1.50	3.00	3.00
23	12.50	14.10	14.00	1.62	1.50	3.20	3.00
24	12.50	16.00	14.00	1.50	1.50	3.10	3.00
25	12.50	14.00	14.00	1.56	1.50	3.10	3.00
26	12.50	14.10	14.00	1.64	1.50	3.25	3.00
27	12.50	13.40	14.00	1.65	1.50	3.00	3.00
28	12.50	14.00	14.00	1.76	1.50	2.90	3.00
29	12.50	14.10	14.00	1.76	1.50	3.00	3.00
30	12.50	14.10	14.00	1.49	1.50	3.20	3.00
31	12.50	14.00	14.00	1.69	1.50	2.85	3.00

32	12.50	14.00	14.00	1.52	1.50	3.00	3.00
33	12.50	14.00	14.00	1.70	1.50	3.15	3.00
34	12.50	14.00	14.00	1.83	1.50	2.90	3.00
35	12.50	14.00	14.00	1.58	1.50	3.20	3.00
36	12.50	14.00	14.00	1.63	1.50	3.60	3.00

Número do furo	Subdrilling		Inclinação do furo		Azimute		Desvio do furo
	Real	Planeado	Real	Planeado	Real	Planeado	
1	2.10	1.50	4.70	5.00	148.60	255.00	0.91
2	1.80	1.50	5.00	5.00	140.20	255.00	1.13
3	1.60	1.50	3.80	5.00	197.10	255.00	1.50
4	1.50	1.50	2.70	5.00	174.80	255.00	0.88
5	0.00	1.50	4.10	5.00	306.70	255.00	1.40
6	1.60	1.50	3.10	5.00	74.40	255.00	1.20
7	1.70	1.50	1.50	5.00	141.00	255.00	1.07
8	1.60	1.50	2.70	5.00	295.30	255.00	1.13
9	1.20	1.50	2.30	5.00	118.20	255.00	1.16
10	1.60	1.50	1.50	5.00	263.90	255.00	1.33
11	1.60	1.50	2.40	5.00	76.10	255.00	0.78
12	1.60	1.50	2.30	5.00	95.10	255.00	1.30
13	1.60	1.50	4.20	5.00	138.00	255.00	2.65
14	1.60	1.50	5.70	5.00	169.70	255.00	1.98
15	1.50	1.50	6.60	5.00	195.60	255.00	1.35
16	1.50	1.50	10.20	5.00	152.10	255.00	0.82
17	1.50	1.50	4.50	5.00	168.30	255.00	2.04
18	1.50	1.50	8.50	5.00	158.10	255.00	1.33
19	1.50	1.50	5.70	5.00	112.50	255.00	0.47
20	1.50	1.50	5.90	5.00	149.70	255.00	2.00
21	1.50	1.50	8.30	5.00	166.50	255.00	1.39
22	1.50	1.50	3.20	5.00	140.50	255.00	2.19
23	1.60	1.50	9.10	5.00	131.00	255.00	2.20
24	1.30	1.50	5.30	5.00	183.40	255.00	1.56
25	1.50	1.50	12.70	5.00	150.10	255.00	0.98
26	1.60	1.50	5.70	5.00	190.80	255.00	1.41
27	0.90	1.50	7.30	5.00	184.40	255.00	1.88
28	1.50	1.50	5.40	5.00	143.70	255.00	1.34
29	1.60	1.50	3.10	5.00	169.60	255.00	0.17
30	1.60	1.50	6.80	5.00	133.30	255.00	1.00
31	1.50	1.50	8.30	5.00	115.50	255.00	1.06
32	1.50	1.50	6.20	5.00	100.00	255.00	1.24

33	1.50	1.50	10.10	5.00	108.00	255.00	1.09
34	1.50	1.50	12.10	5.00	113.30	255.00	2.04
35	1.50	1.50	5.20	5.00	160.90	255.00	2.13
36	1.50	1.50	8.60	5.00	106.00	255.00	1.98