

GONALO FILIPE FRADE ALMEIDA

LICENCIADO



An lise de custos de extrac o e tratamento numa pedreira de agregados calc rios

Disserta o para obten o do Grau de Mestre em Engenharia Geol gica (Georrecurso)

Orientador: Doutor Jos  Ant nio de Almeida,
Prof. Associado, Faculdade de Ci ncias e Tecnologia da UNL

J ri:

Presidente: Prof. Doutor Joaquim Ant nio dos Reis Silva Sim o

Arguente: Prof. Doutor Ruben S lvio Varela Santos Martins

Vogais: Prof. Doutor Jos  Ant nio de Almeida



**FACULDADE DE
CI NCIAS E TECNOLOGIA
UNIVERSIDADE NOVA DE LISBOA**

Maro 2013

**ANÁLISE DE CUSTOS DE EXTRACÇÃO E TRATAMENTO NUMA PEDREIRA DE AGREGADOS
CALCÁRIOS.**

Copyright em nome de Gonçalo Filipe Frade Almeida, da FCT/UNL e da UNL.

A Faculdade de Ciências e Tecnologia e a Universidade Nova de Lisboa têm o direito, perpétuo e sem limites geográficos, de arquivar e publicar esta dissertação através de exemplares impressos reproduzidos em papel ou de forma digital, ou por qualquer outro meio conhecido ou que venha a ser inventado, e de a divulgar através de repositórios científicos e de admitir a sua cópia e distribuição com objectivos educacionais ou de investigação, não comerciais, desde que seja dado crédito ao autor e editor.

AGRADECIMENTOS

Agradeço a todos que, directa ou indirectamente, contribuíram para este projecto que é a finalização de uma etapa e a iniciação de outra.

Em particular, gostaria de agradecer ao meu orientador, Prof. Doutor José António de Almeida, por todo o dinamismo colocado neste projecto, que com o seu “*know how*”, empenhamento, dedicação, entusiasmo e apoio, tornou este projecto numa realidade. Gostaria de agradecer a partilha de conhecimentos, os comentários, as sugestões e a revisão do texto, que tornaram possível a conclusão desta dissertação de mestrado.

Ao Eng.º Bento Gonçalves pela oportunidade que me deu no levantamento de dados, abrindo as portas da Pedreira Sobrissul, deixando-se completamente disponível para ajudar. Ao Sr. Paulo Pisco, encarregado, por me acompanhar todos os dias dentro da pedreira, partilhando comigo dia a dia um pouco do seu inúmero conhecimento, ajudando na recolha de dados e em parte da logística para que isso acontecesse. A todos os colaboradores, que foram fundamentais para a recolha de dados, que sem o seu trabalho e disponibilidade não era possível.

Ao Eng.º João Alvim e Eng.º Filipe Melo por me terem ajudado no contacto do local de estudo e ideias para abordar.

Ao Prof. Doutor Pedro Bernardo, pela disponibilidade demonstrada para efectuar estudos noutras pedreiras, a fim de encontrar respostas para problemas abordados e ter proporcionado o acesso a algumas partes da sua Dissertação de Doutoramento.

Ao Prof. Doutor Paulo Sá Caetano por toda a bibliografia disponibilizada. Ao Paulo Coelho pela grande ajuda no processo de recolha de dados geológicos.

Por fim, mas não menos importantes, gostaria de agradecer às pessoas que me são mais chegadas e que sem elas nada disto era possível. À Leonor Vilhena Nobre da Costa Freitas que esteve sempre presente e me motivou e ajudou sem reservas, dando uma palavra de conforto, nos momentos bons e menos bons, que me fizeram chegar a bom porto.

Aos meus Pais, que sempre me orientaram para os estudos académicos, aos meus irmãos, e ao Nando, Rui, Salema, Nuno Alves, Rui Leal e todos os outros que não estão referenciados.

RESUMO

Actualmente, em Portugal, a exploração e processamento de agregados naturais é uma indústria com excesso de capacidade instalada face ao consumo. Numa altura de recessão, o ajustamento em baixa da produção à procura faz-se com a redução do número de explorações e da quantidade explorada por exploração e, não menos importante, com a optimização de custos e procedimentos. Em tempos de grande competitividade, e em que a qualidade dos produtos vendidos continua a ser um requisito certificado, a minimização dos custos e a implementação das melhores técnicas disponíveis são condições indispensáveis ao sucesso da indústria.

Uma pedreira de exploração de rocha para agregados naturais utiliza etapas e tecnologias clássicas de exploração. Todavia, não é habitualmente conhecida a distribuição dos custos pelas várias etapas envolvidas, nem a apresentação de índices de produtividade das tarefas. Sendo as explorações, regra geral, pequenas e familiares, a gestão é feita de forma empírica. O encarregado ou o dono sabe o custo total por tonelada de rocha, mas não é capaz de quantificar o custo de uma determinada etapa nem tem a noção do impacto que um aumento de uma parcela de custos tem no produto final.

No presente trabalho apresenta-se uma metodologia experimental destinada a avaliar a estrutura de custos operacionais de todas as tarefas de uma pedreira de agregados calcários na região de Sesimbra. Em termos de trabalho de campo, foram inventariadas as tarefas da pedreira, medidos por amostragem os tempos de cada actividade (perfuração, carregamento, carga, transporte, processamento e stock), listados os consumíveis e consumo de energia dos equipamentos e quantificados os fluxos das centrais de processamento. Seguidamente, foram calculados índices de produtividade, tais como a perfuração específica e o consumo específico de explosivo, e foram detalhados os custos operacionais por quantidade de rocha e por actividade. Seguidamente, considerando todos os custos operacionais, faz-se uma análise de sensibilidade dos factores de custo energia (electricidade e gásóleo), salários e explosivo. Os resultados são apresentados desagregados e constituem um instrumento de análise micro-económica e de melhoria dos processos envolvidos.

Palavras-chave: Agregados; custos operacionais desagregados, índices de produtividade; análise de sensibilidade.

ABSTRACT

The exploitation and processing of natural construction aggregates and rock fill in Portugal is currently an industry with excess of capacity in relation to consumption. At a time of recession, the downward adjustment of production demand is made to reduce the number of quarries and the amount exploited in each quarry and, not least, to the optimization of costs and procedures. The industrial competition and the certificate of quality requirements of the raw-materials lead to the minimization of costs and implementation of the best available techniques as survival obligations.

A quarry of aggregates uses well known processes and machinery for exploitation. However, it is not commonly known the distribution of costs of the several tasks involved, nor productivity indexes. As quarries are generally small, the management is empirical. The technical manager or the owner knows the total cost per ton of rock, but normally is not able to quantify the cost of a particular task and is not aware of the impact that an increase of costs is a portion of the final product.

In this work it is presented an experimental methodology to assess the operational cost structure of all tasks of a limestone quarry for aggregates and rock fill in the region of Sesimbra. In terms of fieldwork, quarry tasks were identified, random measurements of time were done for each activity (drilling, explosives, loading, transportation processing and stock), listed consumables and power consumption of equipment and flows of central processing were quantified. Thereafter productivity rates were calculated such as specific drilling and specific consumption of explosive and were detailed operating costs per quantity of rock and activity. In the end, and considering all available operating costs, a sensitivity analysis of costs such as energy (electricity and diesel), salaries and explosive were performed. The results presented disaggregated for each task become a tool of micro-economic analysis and improvement of the quarry tasks.

Keywords: Construction aggregates; disaggregated operational costs, productivity rates; sensitivity analysis.

Índice geral

1. INTRODUÇÃO.....	1
1.1 Organização da Dissertação.....	1
1.2 Agregados: O que são.....	2
1.3 Exploração de Agregados em Portugal.....	4
1.4 Evolução Recente da Exploração de Agregados em Portugal.....	7
2. ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO E GEOLÓGICO DA PEDREIRA ESTUDADA.....	11
2.1 Enquadramento Geográfico.....	11
2.2 Enquadramento Geológico.....	12
2.2.1 Geomorfologia.....	12
2.2.2 Estratigrafia.....	12
2.2.3 Variação de Fácies.....	13
2.2.4 História geológica.....	13
2.2.5 Sismicidade.....	14
2.3 Recursos Minerais.....	15
3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA SOBRISUL S.A.	19
3.1 Geometria da Exploração.....	19
3.2 Escavabilidade dos Maciços Rochosos.....	20
3.3 Ciclo de Trabalho e Equipamentos Utilizados.....	23
3.3.1 Pega de Fogo.....	26
3.3.1.1 Furação.....	26
3.3.1.2 Carregamento com explosivos e disparo.....	29

3.3.2 Carga e Transporte.....	41
3.3.2.1 Carga.....	41
3.3.2.2 Transporte.....	42
3.3.3 Processamento e Parque de Stock	43
3.3.3.1 Processamento	43
3.3.3.2 Parque de <i>stock</i>	54
3.4 Dimensionamento das Pegas de Fogo	54
3.4.1 Diâmetro do furo (\emptyset).....	57
3.4.2 Parâmetros B, S, H, T, L e J	59
4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS	67
4.1 Descrição Geológica do Local da Pedreira.....	67
4.2 Metodologia.....	71
4.3 Fluxograma de Quantidades	71
4.4 Análise Económica	75
4.4.1 Furação	76
4.4.2 Carregamento.....	79
4.4.3 Carga.....	81
4.4.4 Transporte	83
4.4.5 Processamento	85
4.4.6 Parque de stocks	89
4.5 Análise Conjunta da Produtividade e Custos	91
4.6 Análise de Sensibilidade.....	98
5. CONSIDERAÇÕES FINAIS	101
5.1 Furação	101
5.2 Carregamento com explosivo	102
5.3 Carga.....	102

5.4 Transporte.....	103
5.5 Processamento	103
5.6 Aspectos gerais.....	104
6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	107

Índice de Figuras

Figura 1.1 – Curva granulométrica dos produtos finais da exploração de agregados calcários.	4
Figura 1.2 – Interligações entre a indústria extractiva de agregados e as restantes indústrias e actividades.	6
Figura 1.3 – Desenvolvimento sustentado.	6
Figura 1.4 – Valor da Extracção de Agregados em Portugal entre 2007 e 2010 (Fonte: Direcção Geral de Energia e Geologia, 2012).	8
Figura 1.5 – Evolução da extracção dos agregados de calcários em Portugal (Fonte: Direcção Geral de Energia e Geologia, 2012).	8
Figura 1.6 – Produção de agregados em Portugal por distrito (Fonte: Direcção Geral de Energia e Geologia, 2012).	9
Figura 2.1 – Localização da pedreira estudada.	11
Figura 2.2 – Mapa sísmico de Portugal (Fonte: http://www.min-saude.pt/NR/rdonlyres/BCD4C9B4-35A1-4E73-A155-9E010E8FA7A9/0/ET052007V09221009.pdf (23/08/2012))	14
Figura 2.3 – Distribuição dos teores em CaO em calcários e dolomitos entre Cabo Espichel e Cabo de Ares. Fonte: (Manuppella et al ,1976, desenhado por Hélder António).	17
Figura 3.1 – Parâmetros geométricos de pedreira a céu aberto (Fonte: Almeida, 2011).	19
Figura 3.2 – Dois tipos de explorações a céu aberto mais comuns: esquerda) flanco de encosta; direita) em poço (Fonte: Almeida, 2011).	19
Figura 3.3 – Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin (1971) (fonte: Bastos, 1998).	21
Figura 3.4 – Complexidade dos parâmetros geológico, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmonte (adaptado de Pettifer e Fookes, 1994).	22
Figura 3.5 – Fluxograma de actividades da pedreira em estudo.	23
Figura 3.6 – Influência da operação de arranque no rendimento e custos das outras operações (Fonte: Almeida, 2011).	26
Figura 3.7 – <i>Bit</i> com botões incrustados em tungsténio.	27

Figura 3.8 – Faixa de aplicação de cada tipo de perfuradora (Fonte: Jimeno, 2003).....	28
Figura 3.9 – a) Composição do ANFO b) ANFO a granel (25 Kg).	34
Figura 3.10 – Influência do diâmetro de carga na velocidade de detonação (Fonte: Jimeno, 2003).....	34
Figura 3.11 – Emulsão em cartucho de 80x500 mm e sua composição.	36
Figura 3.12 – Detonador eléctrico sem retardo e com retardo (fonte: http://www.coitm.org/Explosivos/metodos_destruccion.htm em 28/08/2012).....	37
Figura 3.13 – Ligações de circuitos eléctricos de detonadores em série.	38
Figura 3.14 – a) Ohmímetro ; b) Explosor.	39
Figura 3.15 – Ciclo de trabalho de uma pá carregadora como equipamento de carga (fonte: Jimeno, 2003).	42
Figura 3.16 – Intervalos granulométricos dos produtos finais produzidos na pedreira.	43
Figura 3.17 – Diagrama de blocos de uma instalação de fragmentação primária secundária e terciária por via seca em circuito fechado da pedreira Sobrissul S.A.	44
Figura 3.18 – Britador de maxilas.	46
Figura 3.19 – a1,a2-Moinho de martelos, b1,b2-moinho de barras (impactor).....	47
Figura 3.20 – Crivo vibratório inclinado.	48
Figura 3.21 – Chapas metálicas perfuradas.	49
Figura 3.22 – Sugestão de uso das diferentes malhas.....	49
Figura 3.23 – a) Tela transportadora e seus componentes; b) Tela transportadora côncava.	51
Figura 3.24 – Fluxograma da central 1.	52
Figura 3.25 – Fluxograma da central 2.	53
Figura 3.26 – Parâmetros geométricos de uma malha de furos a céu aberto para uso de explosivo.	55
Figura 3.27 – Procedimento a efectuar quando são usados explosivos para desmonte (fonte: Bernardo P. 2004)	56
Figura 3.28 – Fixação dos parâmetros geométricos do diagrama de fogo (fonte: Bernardo P. 2004).....	57

Figura 3.29 – Influência do esquema de furação de descontinuidades na produção de grandes blocos. (Fonte: Jimeno 2003)	58
Figura 3.30 – Relação entre os diâmetros dos furos e as alturas das bancadas (fonte: Oliveira, 2009).....	59
Figura 3.31 – Dimensionamento do afastamento (B) em função do diâmetro do furo.	64
Figura 3.32 – Redução da subfuração com a inclinação dos furos. (fonte: Jimeno, 2003)	65
Figura 3.33 – Efeito da inclinação dos furos no desmonte com explosivo.	65
Figura 4.1 – a)Projeção estereográfica dos pólos das diaclases observadas na zona em estudo da pedreira b)diagrama de densidades (para ambas as projecções foi usada a rede de Schimdt; hemisfério inferior).	70
Figura 4.2 – Projeção estereográfica com as famílias de diaclases e falhas observadas na zona em estudo da pedreira.	70
Figura 4.3 – Fluxograma simplificado da circulação de materiais na pedreira em estudo.....	73
Figura 4.4 – Resultados da análise de sensibilidade por item.	99

Índice de Tabelas

Tabela 1.1 – Agregados grossos, finos e de granulometria extensa.	2
Tabela 1.2 – Produtos e suas dimensões.....	3
Tabela 1.3 – Normas aplicadas a cada produto para aprovação CE.....	4
Tabela 3.1 – Principais critérios de escavabilidade e parâmetros mecânicos associados (fonte: Bastos, 1998).....	21
Tabela 3.2 – Vantagens e desvantagens do martelo de fundo de furo.....	29
Tabela 3.3 – Variáveis que influenciam o processo de escolha do explosivo. (fonte: Bernardo, 2004).....	30
Tabela 3.4 – Classificação dos explosivos quanto à velocidade (Fonte: Daniel, 1999).....	32
Tabela 3.5 – Tempo de iniciação dos detonadores.....	38
Tabela 3.6 – Tipos de explosores e número máximo de detonadores ligados em série (Fonte: Daniel, 1999).....	40
Tabela 3.7 – Etapas de redução de agregados (Fonte: Jimeno, 2003).....	45
Tabela 3.8 – Diâmetro do furo em função da altura da bancada (fonte: Daniel 1999).	59
Tabela 3.9 – Valores típicos de K_B para densidades de rocha e explosivos diferentes. (fonte: Bernardo, 2004).....	60
Tabela 3.10 – Relação entre a altura da bancada (H) e o afastamento (B).	62
Tabela 3.11 – Estimativa dos parâmetros da pega de fogo em função do diâmetro dos furo para pequenos diâmetros (fonte: Jimeno, 2003).....	64
Tabela 3.12 – Estimativa dos parâmetros da pega de fogo em função do diâmetro dos furo para grandes diâmetros (fonte: Jimeno, 2003).....	64
Tabela 4.1 – Grau de alteração do maciço rochoso.	68
Tabela 4.2 – Grau de fracturação do maciço segundo a classificação da SIMR.....	68
Tabela 4.3 – Características das descontinuidades.	69
Tabela 4.4 – Tonelagem de material que o Volvo A30 transporta.....	73
Tabela 4.5 – Quantitativos de produtos à entrada e à saída por turno de 8h na central 1.....	74

Tabela 4.6 – Quantitativos de produtos à entrada e à saída por turno de 8h na central 2.....	74
Tabela 4.7 – Produtividade diária horária no período de amostragem e média horária das centrais 1 e 2.....	75
Tabela 4.8 – Tempos de furação e de deslocação por desmonte e médios.....	77
Tabela 4.9 – Custos operacionais da actividade furação.	78
Tabela 4.10 – Custos por metro linear e por m ³ , perfuração específica e velocidade de perfuração.....	78
Tabela 4.11 – Características dos explosivos utilizados nas pegas de fogo.	79
Tabela 4.12 – Características dos detonadores utilizados nas pegas de fogo.....	79
Tabela 4.13 – Quantidade e tipo de explosivo utilizado por desmonte em carga de coluna e carga de fundo, peso total, custo total do explosivo e consumo específico.	80
Tabela 4.14 – Quantidade (Q) e tipo de detonadores utilizado por desmonte e custo total dos detonadores.....	80
Tabela 4.15 – Consumo específico de explosivo, custo total por pega de fogo e custo médio por volume de rocha e tonelada.....	81
Tabela 4.16 – Custos operacionais da actividade de carga.....	81
Tabela 4.17 – Medições de tempos ciclo da pá carregadora KOMAT'SU WA600, produtividade horária e custos operacionais por tonelada.....	82
Tabela 4.18 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia dos <i>dumpers</i> que circulam entre as frentes e as centrais (por <i>dumper</i>).	83
Tabela 4.19 – Medições de tempos ciclo do transporte <i>dumper</i> Caterpillar 770, produtividade horária e custos operacionais por tonelada.....	84
Tabela 4.20 – Mínimo, média e máximos de tempo total (ida+retorno), produtividade horária e custos operacionais por tonelada.	84
Tabela 4.21 – Lista de motores que movimentam os equipamentos do circuito 1.....	85
Tabela 4.22 – Lista de motores que movimentam os equipamentos do circuito 2.....	86
Tabela 4.23 – Consumo de energia eléctrica por central e produto e respectivos custos horários de energia eléctrica.....	88

Tabela 4.24 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia eléctrica do conjunto das centrais 1 e 2.	88
Tabela 4.25 – Síntese de produtividade das centrais 1 e 2 e custos por tonelada de rocha processada.	88
Tabela 4.26 – Amostragem de horas de trabalho e abastecimentos de gasóleo e cálculo dos consumos.	89
Tabela 4.27 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia do <i>dumper</i> que circula entre as centrais e o parque de armazenamento.	89
Tabela 4.28 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia de cada pá que circula na área do parque de armazenamento.....	90
Tabela 4.29 – Quadro dos valor correspondente aos equipamentos afectos ao parque de stocks.	90
Tabela 4.30 – Síntese de custos variáveis, operacionais e produtividade de todas as actividades desagregadas.....	92
Tabela 4.31 – Alocação dos tempos dos 12 operadores + encarregado em percentagem pelas actividades da pedreira / equipamentos.....	94
Tabela 4.32 – Custo operacionais das actividades de exploração nas frentes.	95
Tabela 4.33 – Custo operacionais da Central 1 e actividades associadas para todos os produtos menos <i>tout-venant</i>	95
Tabela 4.34 – Custo operacionais da Central 1 e actividades associadas para <i>tout-venant</i>	96
Tabela 4.35 – Custo operacionais da Central 2 e actividades associadas para pó de pedra.	96
Tabela 4.36 – Custos operacionais totais para as actividades de exploração mais centrais segundo as três configurações estudadas.....	97
Tabela 4.37 – Ponderação de produtos de cada linha de processamento.	98
Tabela 4.38 – Custos operacionais e percentagens de gastos globais tendo em conta os factores de ponderação dos cenários de funcionamento.	98
Tabela 4.39 – Resultados da análise de sensibilidade para os factores de custo energia, gasóleo, salários e explosivo.	99

1. INTRODUÇÃO

As matérias-primas minerais são vitais para o desenvolvimento económico, técnico e cultural da humanidade. A sua procura e consumo são indicadores do nível e do ritmo de desenvolvimento das sociedades, sendo que o crescimento económico advoga um maior consumo de recursos naturais de todos os tipos (por exemplo, agregados) e de hidrocarbonetos (Matos *et al*, 2011).

Com o desenvolvimento económico verificado nos últimos anos, e com o maior distanciamento físico do consumidor final com os produtos materiais originais, torna-se cada vez mais difícil entender a dependência da sociedade moderna em relação aos Recursos Naturais. Mais do que nunca, a Indústria Extractiva encontra-se numa encruzilhada, em que deve garantir o fornecimento das matérias-primas que a sociedade moderna necessita no dia-a-dia, sem causar danos ambientais significativos. Só atitudes e visões liminarmente diferentes poderão solucionar este dilema, nomeadamente investindo mais em tecnologias de modelação e caracterização geoquímica e do recurso (Vermelhudo *et al*, 2003; Almeida *et al*, 2004, 2005; Almeida 2010), e reconciliação com o meio envolvente nas componentes sociais e ambientais.

1.1 ORGANIZAÇÃO DA DISSERTAÇÃO

Este documento encontra-se organizado em seis capítulos. No primeiro faz-se o enquadramento do georrecurso agregado calcário, especificando-se as suas características e consumos na Europa e em Portugal.

No capítulo 2 apresenta-se o enquadramento geográfico e geológico da área de estudo.

No capítulo 3 apresentam-se detalhadamente as tecnologias de desmonte e processamento dos agregados calcários com realce para as que são utilizadas na pedreira em estudo.

No capítulo 4 descrevem-se os procedimentos experimentais e os resultados da análise económica efectuada na pedreira em estudo.

No capítulo 5 tecem-se comentários sobre a melhoria operativa que poderia ser levada a cabo na pedreira estudada. Finalmente no capítulo 6 apresentam-se as conclusões.

1.2 AGREGADOS: O QUE SÃO

Dá-se o nome de agregados aos materiais utilizados na construção civil. Subdividem-se em três tipos: naturais, artificiais e reciclados. Os agregados naturais são os de origem mineral e foram sujeitos apenas a processamento mecânico, enquanto que os agregados artificiais são de origem mineral resultante de um processo industrial, compreendendo modificações térmicas ou outras. Entende-se por agregado reciclado todos aqueles que resultem de um processamento de materiais inorgânicos anteriormente utilizados na construção.

A granulometria é a distribuição dimensional das partículas que passam numa série de peneiros, expressas em percentagens ponderais. Os agregados grossos e finos podem ser misturados de forma contínua resultando em produtos de granulometria extensa (tabela 1.1). Os agregados têm dimensões em torno das aberturas do peneiro inferior (d) e do superior (D) expressa como d/D em milímetros (mm). Existem três séries de peneiros (série base, série base mais a série 1 e série base mais a série 2) pelas quais são referenciadas pelo tamanho dos agregados, pois é através destas que se consegue desenvolver a calibração do material, logo, o d e D tem de estar na mesma série para estarmos perante a Norma Portuguesa (NP) e a Norma Europeia (EN) sendo um produto certificado.

Tabela 1.1 – Agregados grossos, finos e de granulometria extensa.

	d	D
Agregados grossos	≥ 2	≥ 4
Agregados finos	0	≤ 4
Agregados de granulometria extensa	0	≤ 45

Os agregados de calcário apresentam designações comerciais que fazem referência às características granulométricas. Por exemplo, a pedreira que foi utilizada como objecto de estudo neste trabalho comercializa produtos com as designações pó de pedra, bago de arroz, brita 1, brita 2, brita 3, brita 4, *tout-venant* (produtos de granulometria extensa), detritos e enrocamento (tabela 1.2 e figura 1.1).

Tabela 1.2 – Produtos e suas dimensões.

Produto	Dimensão (d/D) mm
Brita 4	20/40
Brita 3	16/31,5
Brita 2	10/20
Brita 1	6,3/14
Bago de arroz	4/8
Pó de pedra	0/4
<i>Tout-venant</i>	0/31,5
Detritos	0/16
Enrocamento	90/180

A tabela 1.3 lista as normas aplicadas a cada produto para aprovação CE (tabela 1.3):

- i) NP EN 12620 (2004) – propriedades dos agregados para a utilização em betão para construção de estradas, pavimentos diversos e produtos pré-fabricados;
- ii) NP EN 13242 – propriedades dos agregados utilizados em materiais tratados com ligantes hidráulicos e materiais não tratados a aplicar em trabalhos de engenharia civil e na construção rodoviária;
- iii) NP EN 13043 (2004) –propriedades dos agregados obtidas a partir do processamento para a utilização em misturas betuminosas e tratamentos superficiais para estradas, aeroportos e outras áreas de circulação;
- iv) NP EN 13383-1 – propriedades do enrocamento, utilizado na construção de barragens de gravidade, protecção de barragens de terra, superfícies drenantes para taludes e sustentação de terrenos.

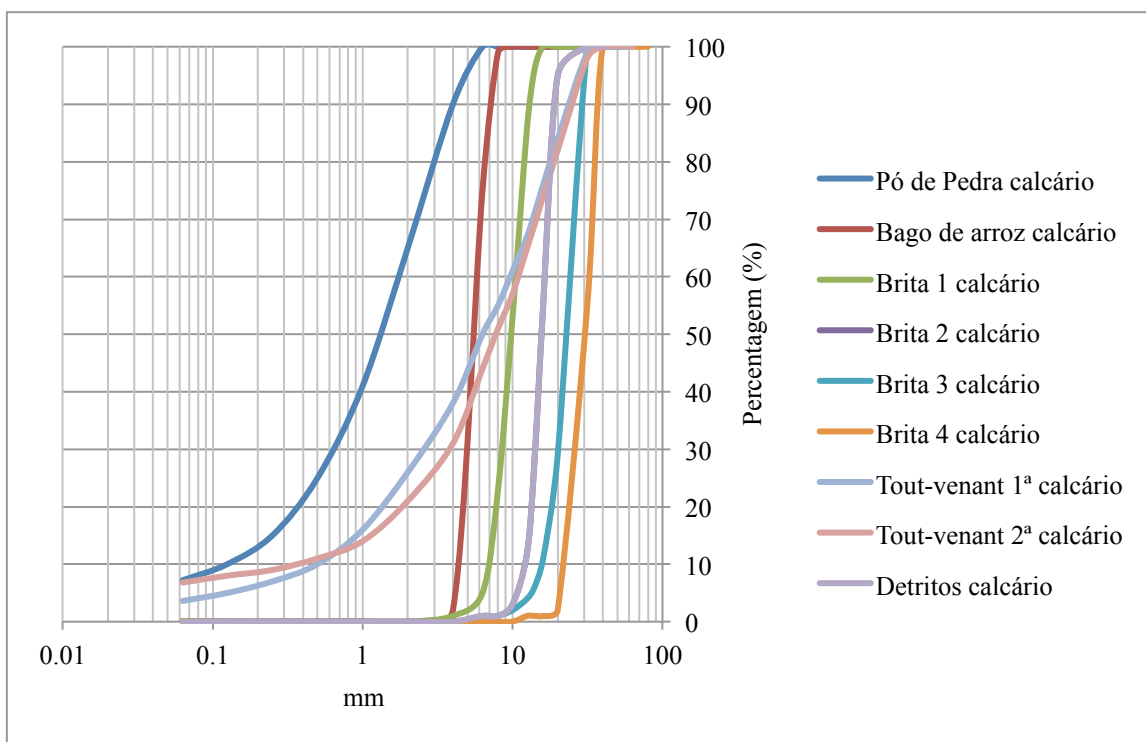


Figura 1.1 – Curva granulométrica dos produtos finais da exploração de agregados calcários.

Tabela 1.3 – Normas aplicadas a cada produto para aprovação CE.

Produto	Natureza	Aplicação			
		EN 12620	EN 13043	EN 13242	EN 13383-1
Brita 4	Calcário	X		X	
Brita 3		X	X	X	
Brita 2		X	X	X	
Brita 1		X	X	X	
Bago de arroz		X	X	X	
Pó de pedra			X	X	
<i>Tout-venant</i>				X	
Detritos				X	
Enrocamento					X

1.3 EXPLORAÇÃO DE AGREGADOS EM PORTUGAL

A extracção de agregados naturais é uma actividade económica relevante em Portugal e dela dependem inúmeras indústrias e actividades. Tipicamente são explorações a céu-aberto, de dimensão variada, na proximidade dos locais de consumo, as quais estão por vezes sujeitas a elevadas pressões urbanísticas e ambientais. Estas últimas, associadas às limitações

provenientes dos instrumentos de Ordenamento do Território, têm levado a que exista cada vez maior dificuldade em substituir as explorações entretanto esgotadas.

De forma a avaliar a importância da indústria de extração de agregados, a título de exemplo apresentam-se os seguintes dados estatísticos:

- Em 1997, cada habitante de Lisboa e Vale do Tejo consumiu 11,2 toneladas de agregados, isto é, originou uma escavação com dimensões médias de 2,5m x 2,5m x 0,9m.
- Um quilómetro de auto-estrada consome cerca de 30 000 toneladas de inertes, originando uma escavação no terreno com 10m x 10m x 150m e um quilómetro de Estrada Nacional consome cerca de 12 000 toneladas de inertes, o que provoca uma escavação com 10m x 10m x 60m.
- Uma escola ou pequeno hospital consome cerca de 10 000 toneladas de inertes, o equivalente a uma escavação de 10m x 10m x 50m.
- Um T2 consome cerca de 500 toneladas de inertes, isto é, uma escavação de 5m x 5m x 10m.

A importância desta indústria revela-se pelo facto de abastecer um conjunto de actividades fundamentais para o desenvolvimento económico do país (figura 1.2). A construção civil, obras públicas, e as indústrias do vidro, tintas, cerâmica, abrasivos, fundição e cimento são directamente alimentadas pela extração de inertes. Este conjunto de indústrias e actividades leva ao aparecimento de numerosos serviços, tornando a cadeia económica complexa e difícil de sistematizar.

A indústria extractiva gera impactes positivos, tais como emprego, bem-estar social, e impostos e taxas, que permitem financiar o Orçamento do Estado, Câmaras Municipais e a Segurança Social. A estes impactes positivos contrapõem-se impactes negativos como os Ambientais e Paisagísticos. Caso estes sejam muito significativos, a qualidade de vida das populações decresce e resulta em desenvolvimento económico de má-qualidade e não sustentado.

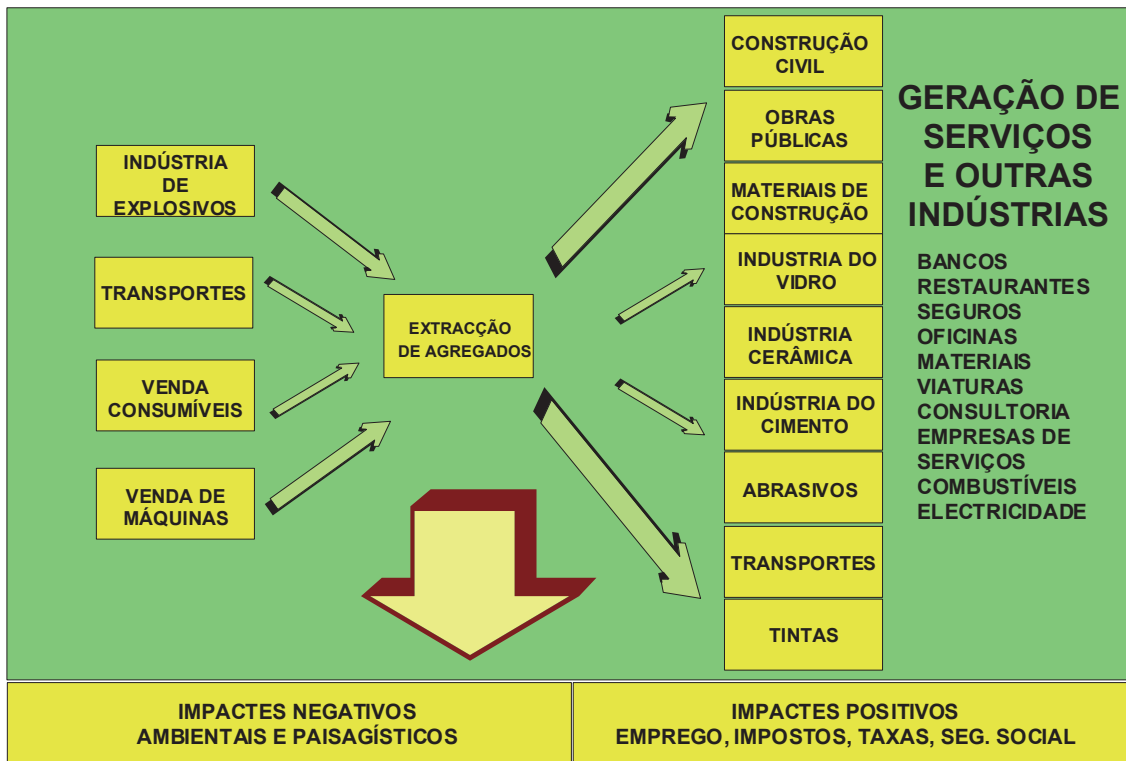


Figura 1.2 – Interligações entre a indústria extractiva de agregados e as restantes indústrias e actividades.

Só se a indústria extractiva minimizar os seus impactes negativos será possível continuar a manter um crescimento do desenvolvimento económico, aumentando a qualidade de vida das populações e, assim, o bem-estar social (figura 1.3).

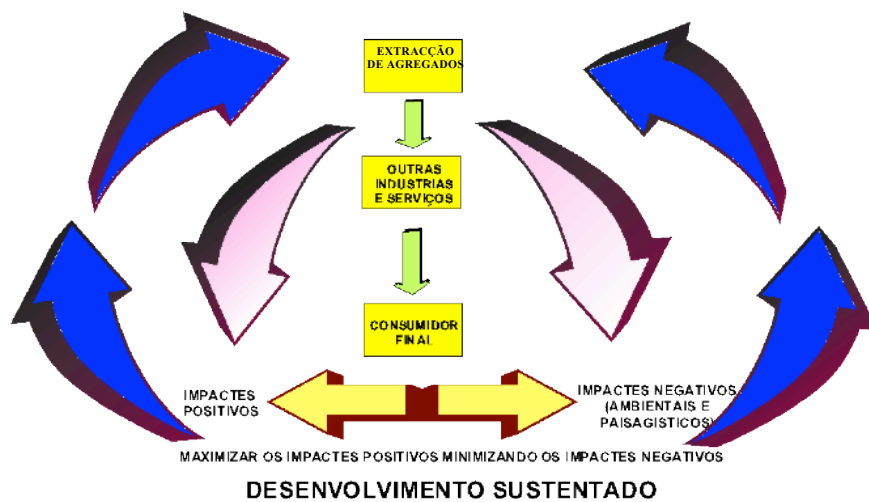


Figura 1.3 – Desenvolvimento sustentado.

A visão simplista seria a de acabar com a Indústria Extractiva em determinadas regiões, eliminando assim os impactes negativos gerados por esta, “transferindo-a” para outras zonas. No entanto, para tal ser possível, são necessárias duas condições fundamentais:

- Existência de jazidas de qualidade;
- Proximidade dos locais de consumo, devido aos custos de transporte.

Um aspecto relevante, e muitas vezes esquecido, é o facto dos recursos naturais, como os agregados, serem não renováveis, logo finitos. É, assim, fundamental ter um conhecimento aprofundado das jazidas que possam substituir as que actualmente se encontram em produção, de forma a garantir o abastecimento futuro de todo o conjunto da indústria consumidora. Logo, só com um bom ordenamento da exploração de agregados se garante o desenvolvimento económico sustentado.

Este conjunto de impactes negativos são visíveis quando observamos as “feridas” deixadas pela indústria extractiva, tornando-se necessária uma correcta avaliação e ponderação dos custos associados à reparação destes impactes, que devem ser repartidos pela indústria extractiva e pelas indústrias que procedem ao processamento destes recursos naturais (construção civil, obras públicas, etc.), e, por fim, pelo consumidor final.

1.4 EVOLUÇÃO RECENTE DA EXPLORAÇÃO DE AGREGADOS EM PORTUGAL

O desenvolvimento pós 25 de Abril, e a adesão de Portugal à Comunidade Europeia, conduziu ao aumento do consumo interno de matérias-primas, o que levou à abertura de inúmeras pedreiras para a produção de agregados. Mais recentemente, em 2008 e 2009, a crise do mercado imobiliário levou a União Europeia à recessão, provocando o decréscimo do consumo de agregados. Portugal não foi excepção e a ausência de grandes obras, a queda na construção civil e as exportações, gerou forte retracção do consumo de agregados materiais. Depois de 2009, retomou-se o crescimento da indústria extractiva de agregados em Portugal, como se verifica na figura 1.4 pelo valor em euros dos agregados explorados em pedra.

Mesmo com significativo decréscimo no consumo, os agregados não deixam de ser um elemento fundamental para o desenvolvimento tecnológico da sociedade Europeia. Segundo dados de 1995, observou-se a produção de 2,5 biliões de toneladas, o que corresponde a 31,5% da produção mundial. As utilizações dos agregados calcários são variadas, desde o betão até ao açúcar (Brodkon, 2000).

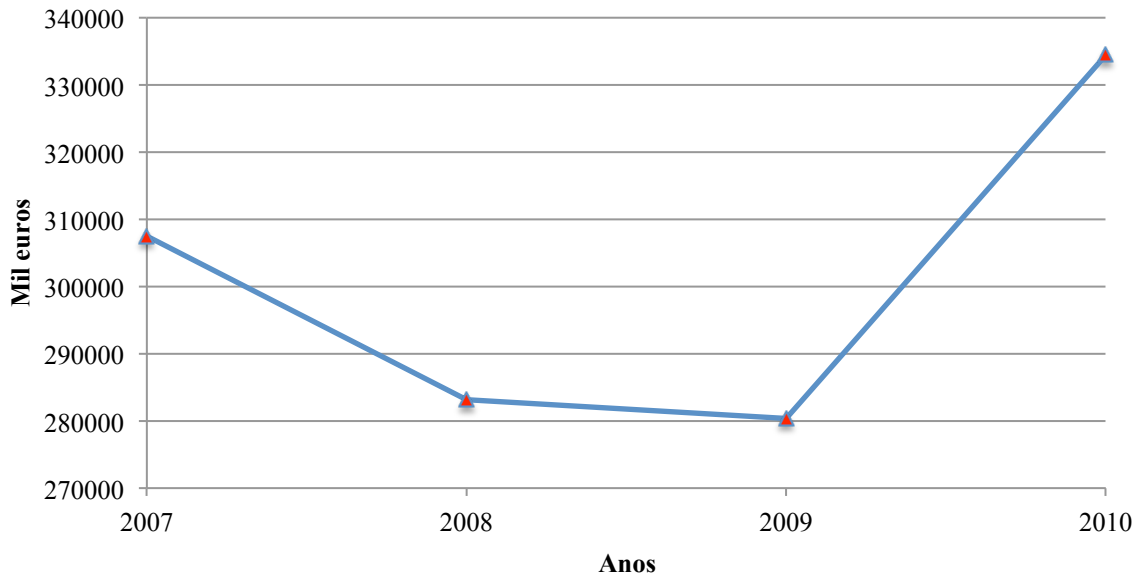


Figura 1.4 – Valor da Extração de Agregados em Portugal entre 2007 e 2010 (Fonte: Direcção Geral de Energia e Geologia, 2012).

Relativamente a Portugal, desde 2001 evidencia-se uma tendência de decréscimo do total dos quantitativos explorados de agregados de calcário e margas (figura 1.5), a que corresponde a quebra de 47,7%. Quanto aos calcários e margas para cimento, a variação é quase insignificante desde 2000 até uma década depois.

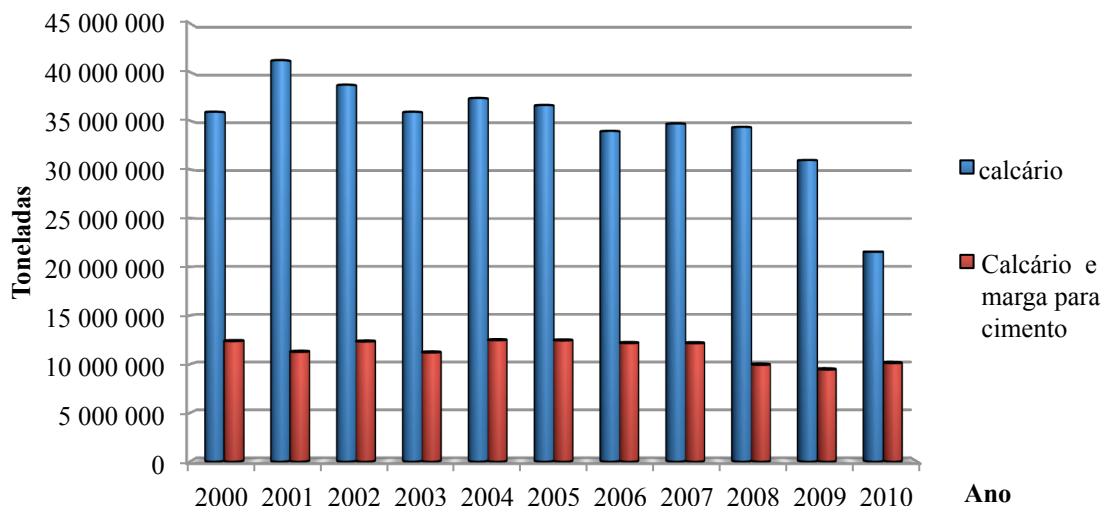


Figura 1.5 – Evolução da extração dos agregados de calcários em Portugal (Fonte: Direcção Geral de Energia e Geologia, 2012).

Tendo em conta a evolução regional do país quanto à produção de agregados, denota-se uma predominância, embora decrescente (de 2008 a 2010) na zona de Setúbal, mas quase igualada com a zona do Porto para o ano de 2010, que apresentou um crescimento de 69% do ano de 2008 até esse ano, passando para a segunda zona com maior quantidade produzida no ano de 2010 (figura 1.6).

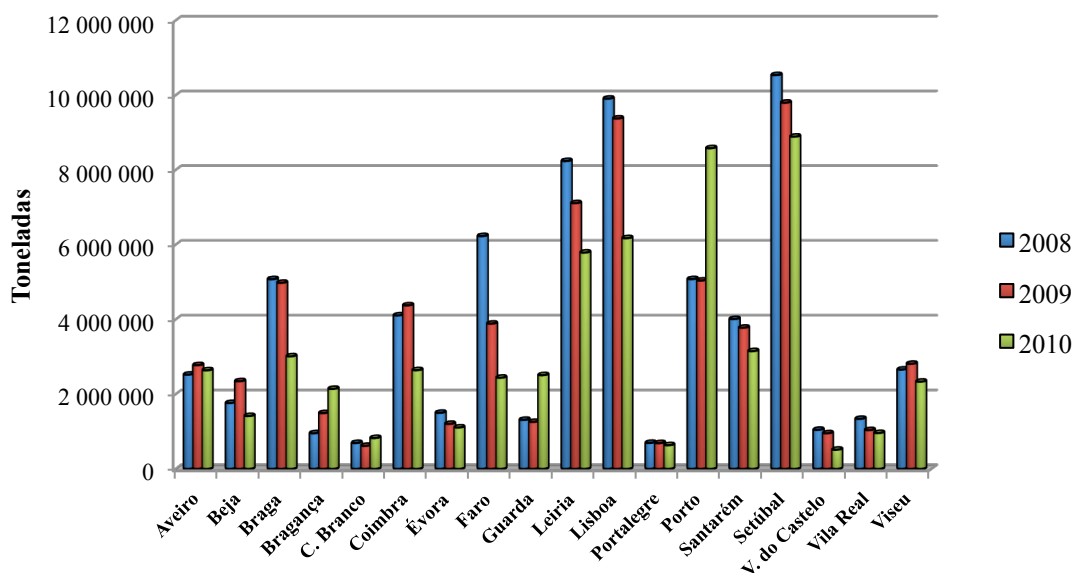


Figura 1.6 – Produção de agregados em Portugal por distrito (Fonte: Direcção Geral de Energia e Geologia, 2012).

Ao nível regional, importa referir que a existência de uma massa mineral em determinado local nem sempre corresponde à instalação de uma pedreira, isto porque a viabilidade deste tipo de explorações, de valor relativamente baixo por tonelada, depende da proximidade dos potenciais consumidores (Rodrigo *et al*, 2001).

2. ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO E GEOLÓGICO DA PEDREIRA ESTUDADA

2.1 ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO

A unidade extractiva da Mata Redonda (SOBRISSUL, Sociedade de Britas Seleccionadas do Sul. SA) localiza-se na Península de Setúbal, junto à Serra do Risco, no local de Pedreiras, freguesia de Castelo, concelho de Sesimbra, e distrito de Setúbal. O acesso à pedreira faz-se através da EN-378 (Lisboa) ou EN-379 (Setúbal). Estas duas estradas encontram-se na rotunda de Santana, de onde sai a estrada municipal que faz a ligação à povoação de Pedreiras e, no final da estrada, a 5 km com a unidade extractiva apresentada (figura 2.1).



Figura 2.1 – Localização da pedreira estudada.

2.2 ENQUADRAMENTO GEOLÓGICO

A área em estudo está representada na carta geológica 38-B Setúbal à escala de 1:50000.

As estruturas presentes são do Jurássico inferior a médio e tem a designação de Calcário de Pedreiras, que está representado por J^2_{Pe} na carta geológica e respectiva notícia explicativa. Esta formação sobrepõe-se a J^{1-2}_A e J^{1-2}_B denominada por Dolomitos de Cabo de Ares e Dolomitos do Convento de S. Luís respectivamente. Esta formação é limitada inferiormente pela brecha dolomítica nas pedreiras de dolomites de Sachez e superiormente é visível nas pedreiras de Pedreiras (Antunes *et al*, 1999).

2.2.1 GEOMORFOLOGIA

A Península de Setúbal refugia uma importante cadeia montanhosa de orientação ENE - WSW com cerca de 30 km de extensão e 6 km de largura em média, conhecida como Montanhas da Arrábida que está delimitada entre o Morro de Palma (232 m de altitude) e o Cabo Espichel (137 m de altitude). É uma das mais importantes estruturas da tectónica de inversão de idade Miocénica registada na Bacia Lusitaniana (Kullberg *et al*, 2000).

A zona aplanada a Norte corresponde essencialmente a depósitos plio- quaternários que constituem as Bacias do Baixo Tejo e Sado que preenchem o sinclinal de Albufeira. A zona Sul corresponde a calcários e margas do Jurássico, sendo aí definida a chamada Plataforma do Cabo a 200 metros de altitude. Esta plataforma corresponde à metade ocidental da estrutura monoclinial simples que apresenta inclinação para Norte. Morfologicamente, o relevo mais importante é a Serra da Arrábida, monte anticlinal de estrutura complexa e de dissimetria com 7 km de Comprimento (Ramalho, 2000).

A cadeia montanhosa da Arrábida é delimitada a Oeste e Sudoeste pelo Oceano Atlântico por zonas bastante escarpadas que têm origem na abrasão marinha, ao contrário da zona Norte. Nesta cadeia montanhosa, as serras que também apresentam uma grande significância são a serra de S. Luís, do Louro e do Formosinho com 395 m, 254 m e 501 m respectivamente (Saraiva, 2007).

2.2.2 ESTRATIGRAFIA

O estudo micrográfico dos cortes existentes, permite evidenciar a fauna de foraminíferos constituídos por *Ataxella occitanica* (Peybernès), *Paleopfenderina trochoidea* (Smout e

2. ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO E GEOLÓGICO DA PEDREIRA ESTUDADA

Sugden), P. Salernitana (Sartoni e Crescenti), Kurnubia palastiniensis Henson, entre outros, permitindo assim a datação da unidade como Batoniano superior – Caloviano basal (Antunes *et al*, 1999).

No Caloviano é possível encontrar calcário microcristalino bege, organodetrítico, com ramos calciclásticos com 36 m de possança. Já no Batoniano é possível encontrar calcário microcristalino, bege, acastanhado com grandes calciclástos dispersos com 43 m, calcário microcristalino, castanho, alternando para a base com calcário calciclástico a pseudo brechóide com 63 m, calcário microcristalino, por vezes calciclástico acastanhado com 20 m, calcário castanho, calciclástico, por vezes dolomitizado com 15 m, calcário calciclástico dolomitizado, sacaróide com 52 m, calcário bege, dolomitizado, sacaróide com 31 m, e por fim, calcário acastanhado, oolítico, calciclástico a brechóide, por vezes dolomitizado com 9 m, o que faz um total de 233 m desta unidade (Manuppella *et al*, 1976).

2.2.3 VARIAÇÃO DE FÁCIES

Não é visível forte alteração de fácies, ao contrário da variação de espessura que é visível uma alteração de E para W. Entre Setúbal e o Forte do Baralha, existe apenas alteração de fácies no afloramento da Serra de S. Luís, onde a unidade de Pedreiras se apresenta com fácies dolomíticas. Quanto à espessura, como foi dito anteriormente, a alteração é visível com os Calcários de Pedreiras da Serra da Arrábida a apresentarem a maior espessura, com 230 m, seguida da Serra da Achada com 200 m e por fim, a Facho da Azóia com 180 m (Antunes *et al*, 1999).

2.2.4 HISTÓRIA GEOLÓGICA

Para a compreensão de toda a estrutura geológica, é importante saber como ela teve origem. Assim, depois do complexo Vulcano- Sedimentar, existe a manifestação do primeiro rifting e até aos finais do Sinemuriano, a sedimentação apresenta características margino- marinhas ou peritidais que são comuns a outras zonas da Bacia Lusitânica e Algarvia.

A partir do Jurássico inferior (Lias), idade do Carixiano ocorrem movimentos distensivos sucessivos à distensão inicial que provocaram pequenas variações faciológicas. Posteriormente, existe uma sedimentação da Unidade Meia Velha com características de plataforma aberta de pequena profundidade. Esta transgressão é mais visível na região a Norte

do Tejo, atingindo o seu máximo ainda no jurássico inferior, mais propriamente no Torciano. Durante o Torciano, volta-se a instalar um meio deposicional margino- marinho, como já tinha acontecido no final do Sinemuriano, desta vez com a deposição dos Dolomitos da Califórnia e das margas, calcários oolíticos e dolomitos com *Gervilia*.

As últimas camadas do Jurássico médio a sedimentarem são as unidades dos dolomitos de Cabo de Ares e os calcários de Pedreiras, que é a unidade presente no caso de estudo.

O ambiente registado no Torciano continua instalado durante todo o Batoniano inferior, que é o ambiente de sedimentação que caracteriza os dolomitos de Cabo de Ares.

A partir do Batoniano superior, existe uma nova transgressão permitindo, assim, a deposição dos calcários pelmicríticos com presença de microfauna de pfinderinídeos, que são indicadores de ambiente deposicional marinho confinado. A partir do Caloviano superior, a bacia fica sub aérea com deposição de fácies continentais (Antunes *et al*, 1999).

2.2.5 SISMICIDADE

Em Portugal continental deve-se ter em conta duas acções sísmicas, a que é originada pela sismicidade interplacas, com grande distância focal e maior magnitude e a que é originada pela sismicidade intraplacas, com pequena distância focal. O primeiro caso é referenciado como sismo afastado, ao contrário do outro que é catalogado de sismo próximo. Na figura 2.2 é possível visualizar dois mapas com os diversos valores.

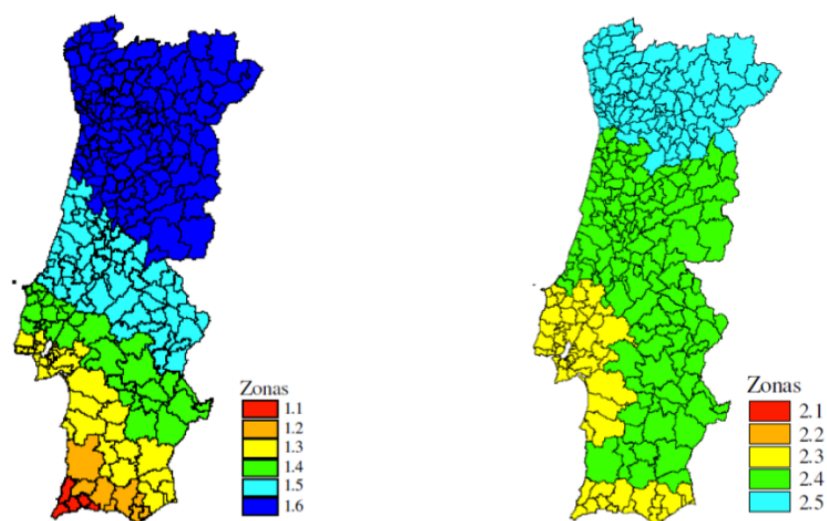


Figura 2.2 –Mapa sísmico de Portugal (Fonte: <http://www.min-saude.pt/NR/rdonlyres/BCD4C9B4-35A1-4E73-A155-9E010E8FA7A9/0/ET052007V09221009.pdf> (23/08/2012))

2. ENQUADRAMENTO GEOGRÁFICO E GEOLÓGICO DA PEDREIRA ESTUDADA

Os valores do mapa representado no lado esquerdo correspondem ao caso do sismo afastado, enquanto que o mapa da direita representa o sismo próximo. Para se diferenciarem os valores, foram dados ao caso do sismo afastado o valor 1, onde os dígitos à direita do ponto representam probabilidade de ocorrência, ou seja, 1.1 é com maior hipótese de ocorrer e 1.6 o inverso. Para o sismo próximo atribui-se o valor 2, tendo a mesma interpretação que no caso anterior.

Analisando a zona em estudo, é possível caracterizar para o caso do sismo afastado o valor de 1,3 que é dois níveis abaixo do máximo, e no caso do sismo próximo o valor de 2,3, também dois níveis a baixo do máximo. No caso do sismo próximo, é importante referir que os dois primeiros níveis não estão presentes em Portugal Continental, só sendo referenciados nos Açores, o que faz com que a zona em estudo, no caso dos sismos próximos, esteja no nível intermédio.

2.3 RECURSOS MINERAIS

Na zona em estudo predominam as rochas sedimentares. As rochas sedimentares podem ser de três tipos, rochas clásticas ou detriticas que apresentam material de granulometria variada (seixos, calhaus e areias), rochas químicas, originadas pela precipitação de elementos químicos dissolvidos na água, como, por exemplo, os sais e rochas orgânicas que são constituídas por material originado a partir da alteração provocada em detritos orgânicos (restos de plantas e seres vivos) e rochas biogénicas que são formadas pela junção de matéria orgânica em bacias de sedimentação (recifes).

Dentro do grande grupo das rochas sedimentares temos as rochas carbonatadas, que são essencialmente constituídas por carbonato de cálcio, na sua generalidade calcite e outras por carbonato de cálcio e magnésio, que tem o nome de dolomite, que são catalogadas segundo as suas percentagens nesses componentes. Assim, é possível diferenciar os calcários e os calcários dolomíticos, caracterizando os primeiros como calcários e os segundos como dolomitos.

O primeiro tipo de calcários é possível encontrar em larga escala na zona em estudo. Trata-se de um calcário de precipitação ou quimiogénico, que resulta da precipitação de carbonato de cálcio em solução nas águas que através de um mecanismo físico-químico com a participação não menos importante da acção biológica (Galopim de Carvalho, 1977). A maioria desses calcários apresenta grão muito fino que não é distinguido macroscopicamente. São facilmente

identificados com uso de ácido clorídrico, pois fazem efervescência devido às características químicas da rocha e apresentam uma fractura lisa e em forma conchoidal. A gama de cores é variada, do branco ao cinzento, podendo até apresentar cores acastanhadas ou até mesmo negras. As características químicas de um calcário puro (CaCO_3) segundo Costa (2001) são 56% de CaO, 44% de CO_2 .

Os dolomitos ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) apresentam aspecto semelhante aos calcários compactos, embora normalmente com maior dureza e onde raramente apresentam efervescência com o ácido clorídrico. Os dolomitos são menos abundantes do que os calcários embora também ocorram na área de estudo.

Os calcários podem apresentar impurezas que são comuns nas rochas carbonatadas, que têm o nome de argilas. Os argilominerais podem estar disseminados por toda a rocha ou, ainda, concentrados em finos leitos no seu interior. Neste contexto, a alumina em combinação com sílica encontra-se nos calcários sob a forma de argilominerais, embora outros aluminossilicatos, em forma de feldspato e mica, possam ser encontrados. Quando ocorrem em quantidade apreciável, as argilas convertem um calcário de alto cálcio em marga que se trata de uma rocha argilosa com fraco valor comercial.

Os calcários são explorados intensivamente a SE da povoação de Pedreiras, na Serra da Achada. As razões são a elevada pureza 53-54% de CaO e baixo teor em sílica que normalmente não ultrapassa os 2%. Na figura 2.3 mostram-se teores de CaO em amostras recolhidas ao longo de 12 perfis (na figura são ilustrados e numerados de 1 a 12). A zona mais próxima do local em estudo está representada pelos perfis de 8 a 12, situados junto à zona de Pedreiras, em que se pode ver valores a variar entre 30% e 54,86% de CaO. Os valores mais altos correspondem aos perfis 9 e 11.

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA SOBRISSUL S.A.

3.1 GEOMETRIA DA EXPLORAÇÃO

A pedreira Sobrissul, S.A. desenvolve-se a céu aberto em degraus descendentes (figura 3.1). Os pisos apresentam dimensões variadas consoante os equipamentos disponíveis, nomeadamente a orientação dos furos, as máquinas de carga e transporte, assim como a zona de segurança.

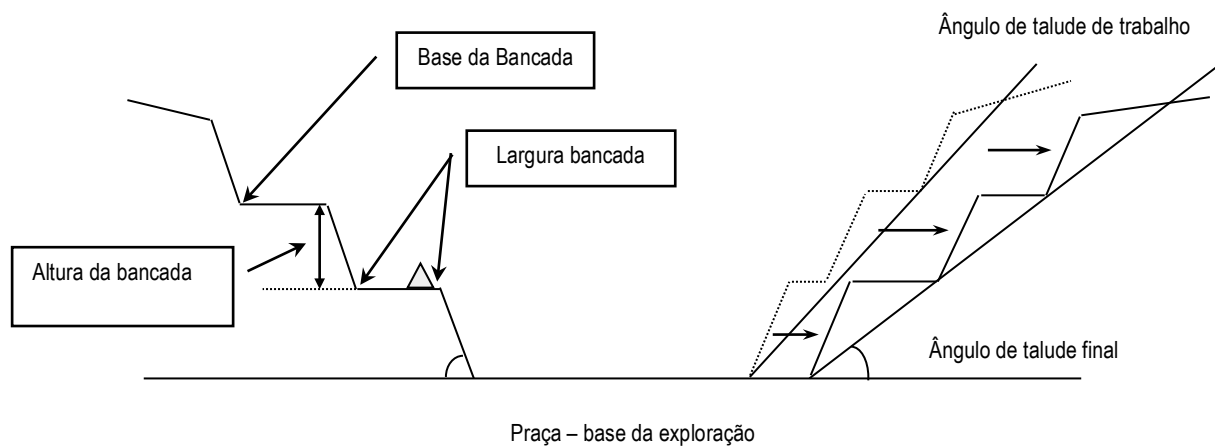


Figura 3.1 – Parâmetros geométricos de pedreira a céu aberto (Fonte: Almeida, 2011).

Os desmontes a céu aberto podem ser classificados quanto à sua geometria em flanco de encosta e poço (figura 3.2); a pedreira Sobrissul é do tipo poço.

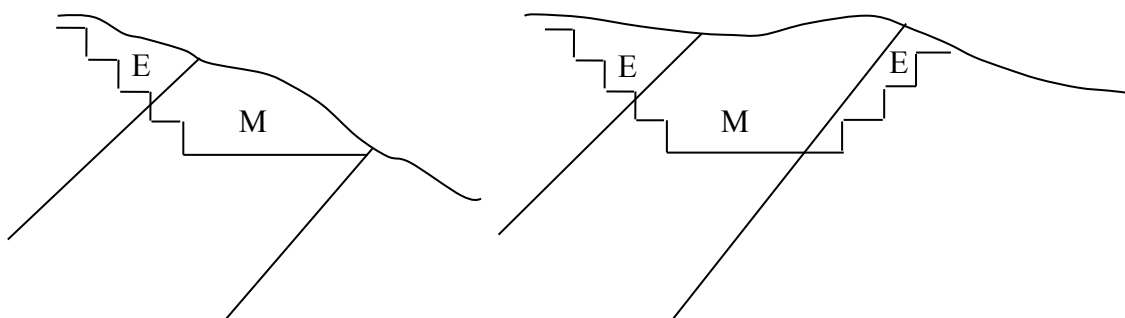


Figura 3.2 – Dois tipos de explorações a céu aberto mais comuns: esquerda) flanco de encosta; direita) em poço (Fonte: Almeida, 2011).

O desmonte da rocha é feito no chamado ciclo de escavação e compreende quatro fases principais: perfuração, carregamento, disparo e remoção.

O projecto de uma exploração a céu-aberto, como a que foi utilizada neste estudo, tem em conta um conjunto de parâmetros que podem ser agrupados em:

- **Geométricos/económicos** – são função da estrutura e morfologia do jazigo, inclinação da superfície, limites de concessão, etc..
- **Geotécnicos** – Ângulos máximos dos taludes das bancadas de cada um dos domínios estruturais em que foi dividido o jazigo.
- **Operativos** – dimensões necessárias para que o pessoal e as máquinas operem em condições de eficiência e segurança: altura das bancadas, largura das bancadas e bermas, largura do fundo, etc..
- **Ambientais** – relacionados com a minimização de impactes visuais da exploração, reabilitação de áreas mineiras depois da exploração, etc..

3.2 ESCAVABILIDADE DOS MACIÇOS ROCHOSOS

Segundo Bastos (1998), a escavação dos maciços rochosos depende, principalmente, da resistência da rocha e das características da fracturação. As discontinuidades facilitam a escavabilidade, dado que se tratam de ligações mais fracas, que devem ser tidas em conta na previsão dos resultados da fragmentação. Na tabela 3.1 listam-se os parâmetros utilizados pelos diversos autores que tendem a reflectir estas duas características principais do maciço.

O critério de escavabilidade mais utilizado continua a ser o método de Franklin (1971), visto que os parâmetros são bastante simples de adquirir e de serem processados. Através de dados como o I_{S50} , resistência a compressão uniaxial, número de Schmidt, RQD e o espaçamento médio entre fracturas, é possível enquadrar o maciço no melhor método de desmonte que compreende quatro alternativas: i) escavação mecânica; ii) escarificação; iii) explosivos para desagregar e iv) desmonte com explosivos (figura 3.3).

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

Tabela 3.1 – Principais critérios de escavabilidade e parâmetros mecânicos associados (fonte: Bastos, 1998).

Critérios de escavabilidade	Parâmetros
Franklin (1971)	Is_{50} (índice de resistência à carga pontual), espaçamento médio entre fracturas, resistência à compressão simples, número de Schmidt, RQD (<i>Rock Quality Designation</i>)
Weaver (1975)	Is_{50} , espaçamento médio entre fracturas, resistência à compressão simples, número de Schmidt, RQD
Atkinson (1977)	Resistência à compressão simples
Romana (1981)	RCU (Resistência à compressão uniaxial), RQD, grau de abrasividade (equivalente de sílica)
Kirsten (1982)	RCU, RQD, J_n e J_r do sistema de classificação Q de Barton, posição relativa dos blocos, alteração de diaclases
Abdullatif e Cruden (1983)	RMR (<i>Rock Mass Rating</i>)
Scoble e Muftuoglu (1984)	Grau de alteração, RCU, Is_{50} , espaçamento de diaclases, possança média da estratificação
Hadjigiorgiou e Scoble (1988)	Is_{50} , tamanho de blocos, grau de alteração, disposição estrutural relativa
Singh (1989)	Resistência à tracção, grau de alteração, grau de abrasividade, espaçamento de diaclases

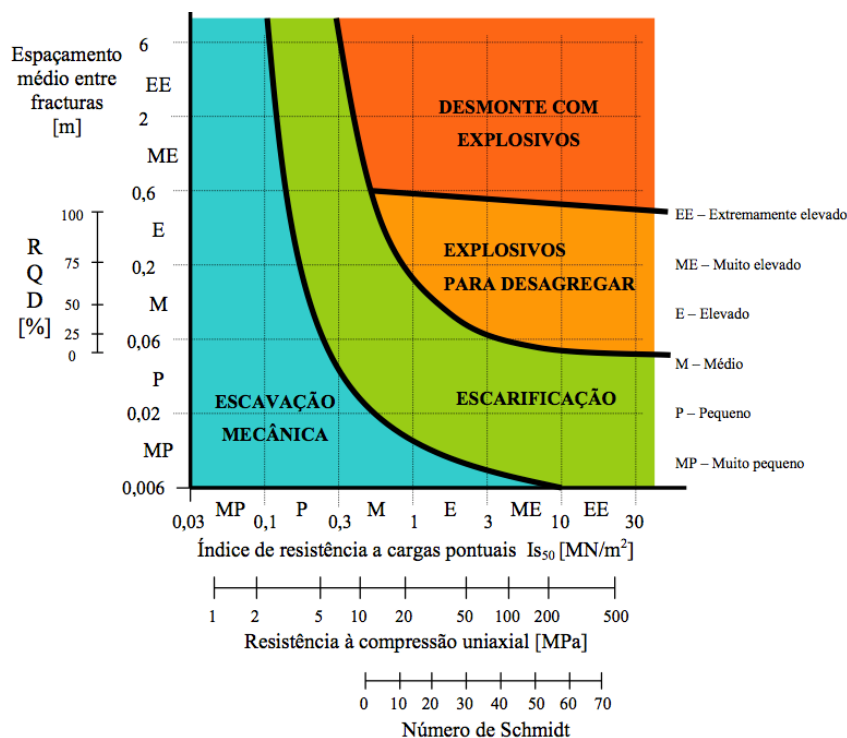


Figura 3.3 – Classificação da escavabilidade de maciços rochosos, segundo Franklin (1971) (fonte: Bastos, 1998).

A classificação de Franklin tem sofrido correções ao longo do tempo devido às novas tecnologias e capacidade dos equipamentos, nomeadamente o aparecimento dos equipamentos hidráulicos, bastante potentes, que ampliam as áreas de escavação mecânica e escarificação para o interior das regiões de desmonte com explosivo. Por esta razão, o método de Franklin foi revisto em 1994 por G.S. Pettifer e P.G. Fookes (1994), passando a estar subdividido em sete domínios, sendo eles, escavação mecânica fácil, escavação mecânica difícil, escarificação fácil, escarificação difícil, escarificação muito difícil, escarificação extremamente difícil e desmonte com explosivos (figura 3.4).

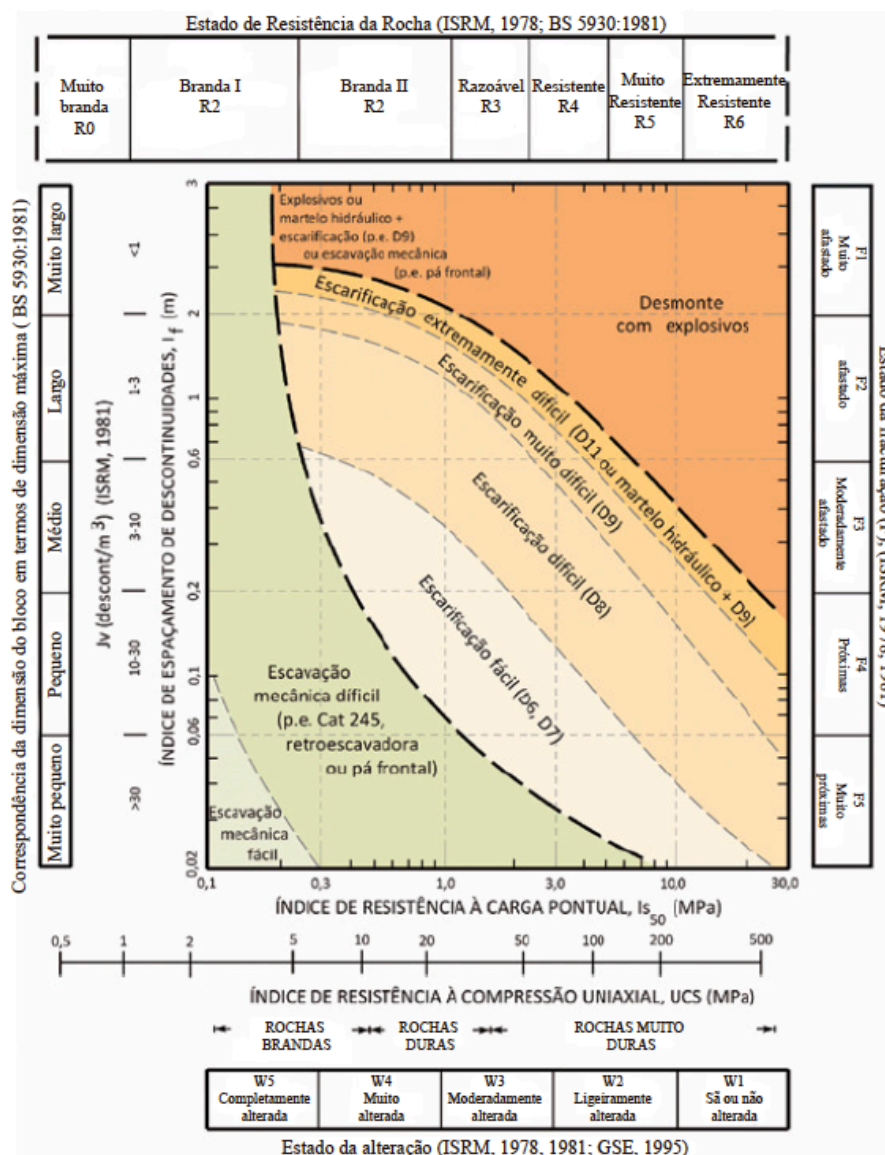


Figura 3.4 – Complexidade dos parâmetros geológico, geotécnicos e geomecânicos envolvidos na caracterização dos maciços para efeitos de desmonte (adaptado de Pettifer e Fookes, 1994).

3.3 CICLO DE TRABALHO E EQUIPAMENTOS UTILIZADOS

O ciclo de trabalho ou de exploração da pedreira Sobrissul, S.A. compreende a sucessão clássica de actividades de desmonte e processamento deste tipo de explorações (figura 3.5): i) arranque por pega de fogo; ii) carga, transporte e descarga; iii) processamento e parque de *stock*. Compreende ainda operações auxiliares cuja missão é fazer com que se cumpram com maior eficiência as operações principais.

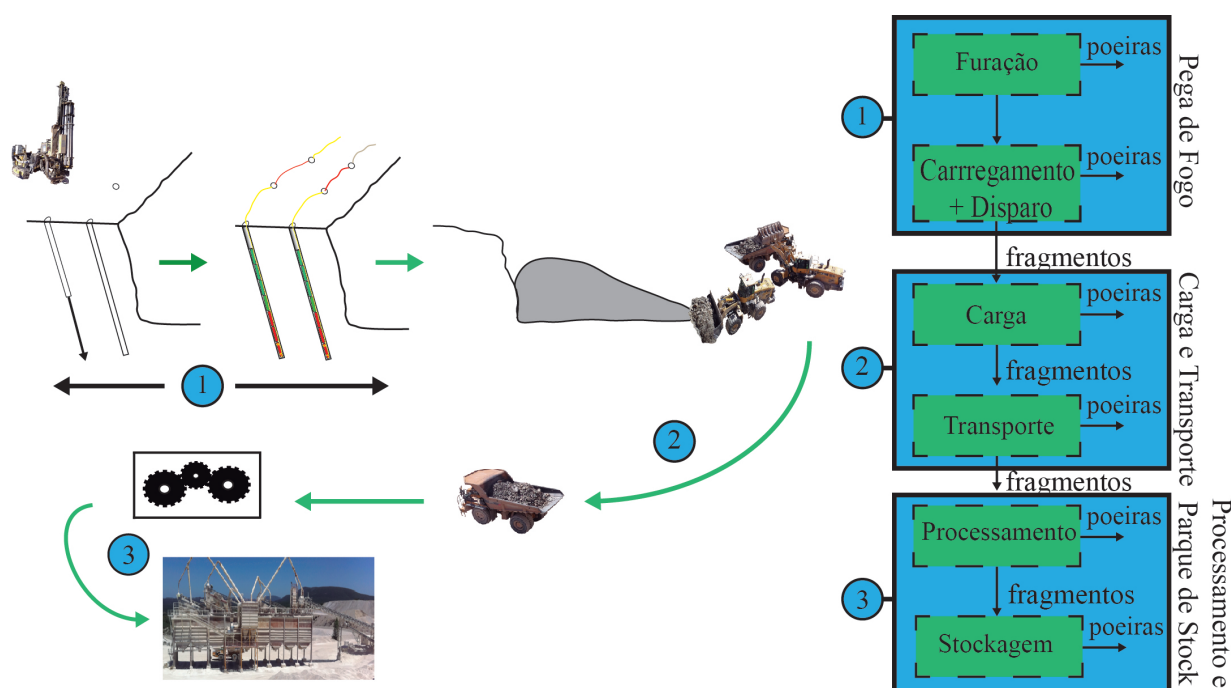


Figura 3.5 – Fluxograma de actividades da pedreira em estudo.

O arranque é a etapa destinada a promover o movimento dos materiais *in situ*. A primeira característica das rochas que interessa considerar sob o ponto de vista do seu arranque é a coesão, que se pode definir como sendo a oposição de um corpo ao arrancamento de um fragmento da sua massa. No que respeita à coesão, as rochas podem designar-se por coerentes (elevada coesão) ou incoerentes (coesão baixa ou inexistente). Exemplos de rochas incoerentes são: as areias, as rochas alteradas, as rochas argilosas muito impregnadas com água, a terra vegetal etc.. Como exemplo de rochas coerentes considera-se a maioria das rochas correntemente designadas como tal.

Se os materiais são coerentes, o arranque consiste em fragmentar a rocha até ao tamanho adequado para a sua posterior manipulação por outros equipamentos. A fragmentação da

rocha pode efectuar-se por métodos: indirectos, ou seja, por intermédio da energia libertada por explosivos colocados no interior dos maciços rochosos dentro de furos, e directos, pela acção mecânica de uma ferramenta (pico escarificador) montado sobre um equipamento adequado, por exemplo, uma retroescavadora. Se os materiais são incoerentes, a fase de arranque praticamente não existe e a carga será a primeira etapa do ciclo de trabalho (por exemplo, exploração de areias num areeiro).

A utilização de explosivos na indústria extractiva é prática corrente desde que se observou o poder de desmonte dessas substâncias, tendo-se generalizado a sua utilização a partir do momento em que apareceram explosivos seguros. A colocação do explosivo no interior do maciço é feita, normalmente, recorrendo a furos, abertos para o efeito. As cargas explosivas utilizadas no arranque dos materiais rochosos são, regra geral, cargas cilíndricas e alongadas.

A carga consiste na recolha do material fragmentado na frente e a sua transferência para um equipamento de transporte.

O transporte consiste na deslocação dos diferentes materiais vendáveis até às centrais de tratamento (fragmentação e classificação) e dos estéreis até às escombreyras. Na maioria dos casos, esta fase tem repercussão económica sobre o ciclo de exploração, podendo representar 50% dos custos operacionais totais e o mesmo no que respeita aos custos de investimento. Todavia, pode ser, quase sempre, optimizada.

A descarga é feita quase sempre pelas próprias máquinas de transporte, por vezes, ajudadas por equipamentos auxiliares.

Em teoria, estas fases podem ser combinadas, em função dos equipamentos disponíveis (Almeida, 2011):

- a) A fase de arranque é efectuada por unidades distintas das que realizam a carga e o transporte. Por exemplo, no arranque utilizam-se retroescavadoras, na carga pás carregadoras e no transporte *dumpers*. O ciclo básico é constituído pela agregação das seguintes fases individualizadas pelos equipamentos:

$$\boxed{\text{ARRANQUE}} + \boxed{\text{CARGA}} + \boxed{\text{TRANSPORTE e DESCARGA}}$$

- b) O mesmo equipamento realiza o arranque e também a carga como, por exemplo, com draglines, shovel, ou pás carregadoras (a arrancar na frente material incoerente – argila, areia), que arrancam e carregam simultaneamente. Neste caso existem dois grupos de unidades independentes.

ARRANQUE e CARGA + TRANSPORTE e DESCARGA

- c) Utiliza-se a mesma máquina para todas as actividades, devido às suas próprias características construtivas e funcionais, que realizam o arranque, a carga e o transporte (por exemplo, os *motoscapers*).

ARRANQUE + CARGA + TRANSPORTE

A escolha dos equipamentos mais adequados para levar a cabo um projecto só deve ser feita depois de se definir a fase ou operação crítica, em função da qual se estruturará todo o processo produtivo, tendo em conta toda uma série de considerações.

A tendência actual é para que existam sistemas de transporte contínuos (correias transportadoras), pelo menos a partir de certa altura no ciclo de trabalhos, por permitirem menores custos e dependência do pessoal. Os sistemas de transporte mistos (descontínuo entre a frente e o sistema de britagem primário e contínuo a partir daí) são os mais utilizados devido à sua maior flexibilidade e versatilidade.

A figura 3.6 mostra a relação entre os custos (para rochas coerentes) nas fases arranque (perfuração e desmonte com explosivos), britagem e carga + transporte. O objectivo da fragmentação é, como foi referido, baixar a granulometria dos materiais, desde o quase infinito na frente até aos valores pretendidos. Existem duas etapas onde este processo é desenvolvido: arranque com explosivos e britagem, e onde cada um pode desempenhar uma fracção neste processo. Dado que existem limitações técnicas para qualquer uma das fases e também os custos envolvidos em cada fase são diferentes, é evidente, que existe um ponto óptimo económico e tecnológico que interessa encontrar em qualquer exploração entre a proporção de fragmentação realizada pelos explosivos e pela central de britagem associada. Assim, todas as explorações devem fazer testes de eficiência para encontrar este ponto óptimo de funcionamento para as várias circunstâncias da exploração.

Para se dar o início da exploração da frente de pedreira, por vezes é necessário proceder à limpeza da zona superficial do maciço, que ainda possa apresentar vegetação e/ou solo, à qual se dá o nome de decapagem. Esta fase não está representada no fluxograma, visto que nem sempre é necessário, dependendo das condições que o terreno apresente de início.

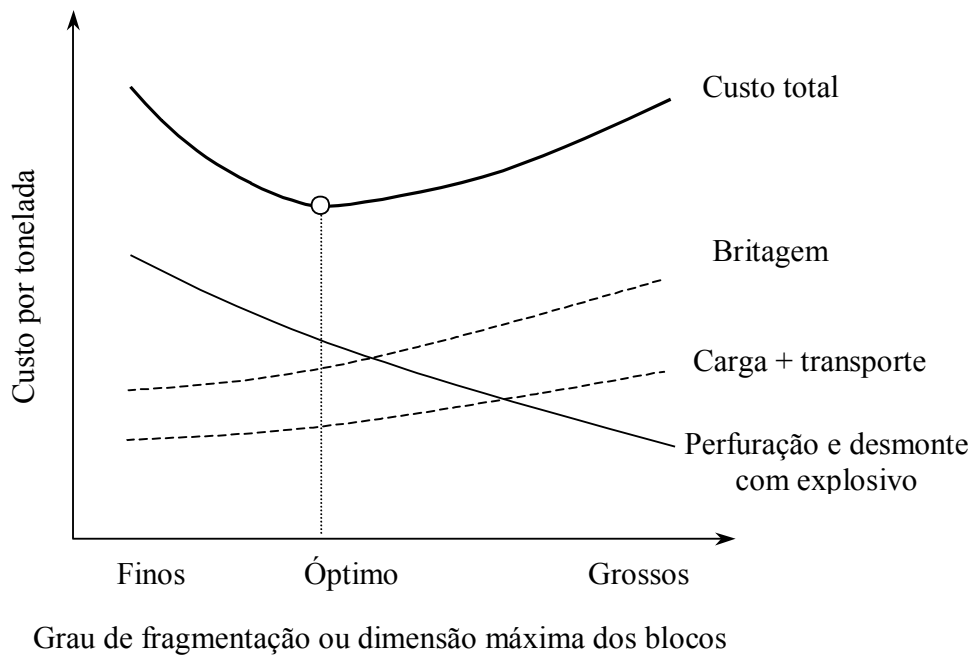


Figura 3.6 – Influência da operação de arranque no rendimento e custos das outras operações (Fonte: Almeida, 2011).

3.3.1 PEGA DE FOGO

Todas as fases de recolha da rocha do seu meio natural (desagregação de fragmentos do maciço rochoso) para posterior carga, transporte e processamento estão ligados à pega de fogo. Nesta exploração estão compreendidas duas fases, sendo elas a perfuração e carregamento + disparo com explosivo.

3.3.1.1 Furação

A furação de maciços rochosos é a primeira fase dos trabalhos quando se tem como finalidade o uso de explosivos para a fragmentação do maciço rochoso. A forma como é desempenhada apresenta grande importância para todo o processo que daí advém, com a utilização de explosivos, influenciando todas as actividades subsequentes, como o caso da carga e detonação dos explosivos, granulometria obtida após detonação, fragmentação secundária, carga e transporte e na britagem. As máquinas de furação podem ser divididas em dois grupos distintos, as roto- percütivas e as rotativas. As únicas utilizadas em pedreiras deste tipo são as roto- percütivas, daí que só se descrevam as máquinas deste tipo.

Estas máquinas produzem furação através do impacto de uma massa de aço que espalha a energia para a extremidade, fazendo assim a fragmentação da rocha. O *bit* é a ferramenta de

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

corte que é colocada nas varas e provoca desgaste e penetração na rocha com forma cilíndrica. Apresenta pontas de tungstênio cravadas na sua cabeça, que fazem com que o desgaste na rocha seja maior e evita a corrosão rápida da estrutura de aço onde estão inseridos. Os diâmetros usuais variam entre 85 e 250 mm, com formas variadas, como o núcleo pneumático, cabeça côncava, convexa e balística (figura 3.7).



Figura 3.7 – *Bit* com botões incrustados em tungstênio.

O *bit* é empurrado por um conjunto de varas que podem ou não estar colocadas num sistema rotativo que está agarrado à máquina, neste caso a colocação de mais varas é mecânico, no caso de não ter esse sistema, tem de ser feito manualmente. Existem varas com diversos tamanhos, que têm em conta as características da torre da máquina. As varas vão sendo introduzidas conforme a profundidade a que o operador queira ir. Obrigatoriamente o diâmetro das varas tem de ser inferior ao diâmetro do *bit*.

As principais vantagens deste tipo de máquinas são a alta gama de diâmetros de furação, a elevada mobilidade, uma vez que apenas necessita de um operador para executar a tarefa, manutenção simples e preço reduzido.

O martelo é que gera potência ao *bit* e pode ser de tipo pneumático ou hidráulico. Pode estar instalado entre o *bit* e a primeira vara, sendo continuamente introduzido no furo, ao qual se dá o nome de martelo de fundo de furo, ou na parte superior da torre da máquina, ficando sempre na mesma posição, que tem o nome de martelo de superfície.

Para a selecção da máquina de furação é necessário ter em conta a geologia do local e o nível técnico e económico da empresa, pois podem existir várias possibilidades para o mesmo caso. Os aspectos técnicos mais importantes são o diâmetro de furação e a resistência à compressão da rocha (figura 3.8).

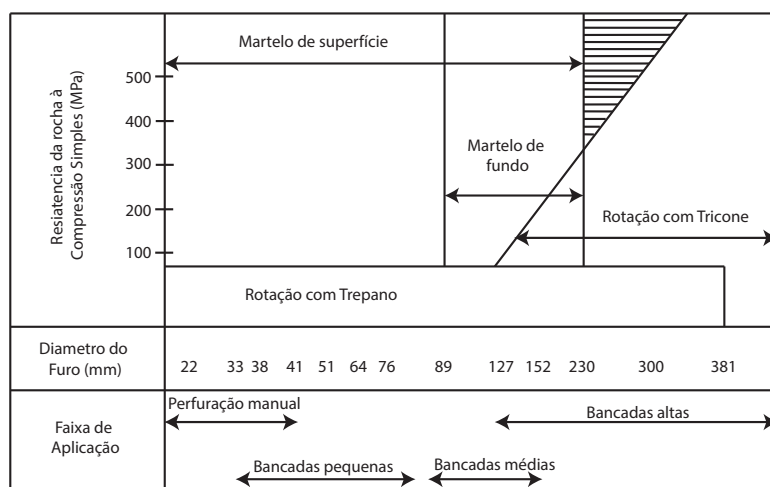


Figura 3.8 – Faixa de aplicação de cada tipo de perfuradora (Fonte: Jimeno, 2003).

Para se escolher o diâmetro do *bit* é necessário ter em conta o ritmo de exploração, equipamento de carga, altura da bancada, geometria da escavação, propriedades geomecânicas da rocha, granulometria e o custo de furação e detonação.

Na pedreira em estudo é utilizado um único equipamento, roto-percutivo de martelo de fundo de furo (Atlas Copco ROC 830 HC) com lagartas que utiliza varas de 4m com capacidade de 6 varas com colocação hidráulica. Este equipamento não apresenta um controlo incorporado de inclinação da torre nem GPS de posicionamento. A fonte de energia é diesel.

Neste tipo de perfuradoras, o martelo acompanha o *bit* e toda a rotação é transmitida exteriormente através de um motor situado na parte superior do braço. Apresenta uma gama de comprimento de furação óptima entre os 10 e os 30 m com um diâmetro de *bit* que pode ir dos 76- 305 mm e com rochas que apresentam resistência à compressão numa janela de 80- 350 MPa (Jimeno, C. 2003). As vantagens e desvantagens deste tipo de equipamento encontram-se listadas na tabela 3.2.

Tabela 3.2 – Vantagens e desvantagens do martelo de fundo de furo.

Vantagens	Desvantagens
Velocidade de furação constante	Velocidade de furação baixa
Desgaste menor por metro perfurado	
Desvios menores	Consumo energético maior devido ao uso de compressor de alta pressão
Bom rendimento em terrenos fracturados	

3.3.1.2 Carregamento com explosivos e disparo

A fragmentação da rocha é um objectivo na produção de agregados fazendo com que as fases subsequentes de transporte e processamento sejam facilitadas. Desta forma, é necessário utilizar uma forma de desagregação de fragmentos com muita energia e que os seus custos sejam viáveis para a exploração, sendo ela o uso de explosivos.

Dá-se o nome de explosivo à substância ou mistura de substâncias capazes de reagir quimicamente quando iniciadas devidamente fazendo desencadear uma reacção rápida produzindo um volume elevado de gases a altas pressões e temperaturas que produzem trabalho.

O uso de explosivos tem de ser ajustado, na medida em que é necessário controlar as granulometrias pretendidas, para não produzir grandes blocos, nem uma fracção de granulometrias muito pequenas. Para se ter uma ideia da gama de valores das granulometrias, há que ter em conta os equipamentos de transporte e os equipamentos de processamento que apresentam uma entrada de material com um tamanho máximo.

A optimização desta fase tem em vista a utilização da menor quantidade possível de explosivo, minimizando os custos e os impactes ambientais que provêm do rebentamento. Para isto, é necessário o estudo prévio de todas as variáveis do maciço, a fim de se fazer uma escolha acertada do explosivo, ou mesmo das misturas de diferentes explosivos no mesmo furo.

A escolha dos explosivos é um dos factores possíveis de controlar no dimensionamento de uma pega de fogo, que pode determinar o sucesso ou insucesso da pega. Com a grande gama de explosivos presentes no mercado, é possível fazer uma escolha consoante as diferentes características do mesmo, fazendo assim um ajuste às necessidades pretendidas tendo em conta o tipo de rocha, factores económicos, grau de fracturação pretendido e restrições ambientais (tabela 3.3).

Tabela 3.3 – Variáveis que influenciam o processo de escolha do explosivo. (fonte: Bernardo, 2004).

Factores económicos	<ul style="list-style-type: none"> • Custo do explosivo • Custo da furação • Outros custos (fragmentação secundária, transporte e britagem)
Características da rocha e do maciço rochoso	<ul style="list-style-type: none"> • Propriedades geomecânicas das rochas (densidade, velocidade de propagação das ondas, resistência à compressão e à tracção dinâmica) • Grau de fracturação do maciço (absorção da energia, variabilidade e estrutura)
Tipo de explosivo	<ul style="list-style-type: none"> • Impedância característica • Pressão de detonação, energia disponível e volume de gases • Sensibilidade e condições de armazenamento
Condições existentes	<ul style="list-style-type: none"> • Dimensão da carga (diâmetro e comprimento) • Tipo e ponto de iniciação • Atacamento e desacoplamento • Presença de água
Resultados pretendidos	<ul style="list-style-type: none"> • Volume de rocha a desmontar • Grau de fragmentação a obter
Restrições ambientais	<ul style="list-style-type: none"> • Vibrações do terreno • Onda aérea (ruído) • Libertação de poeiras • Projecção de blocos • Subefuração do maciço remanescente

A escolha do explosivo mais adequado para um determinado desmonte tem de ser visto como um aspecto global e não só económico, pois o explosivo mais barato não é o que corresponde a resultados de desmonte mais económicos, sendo necessário ter em conta a energia equivalente (Bernardo, 2004).

Tendo em conta as características do maciço rochoso, a aplicação de um explosivo com maior valor de densidade pode ajudar no caso de o maciço ser pouco fracturado, ajudando assim a criar mais fracturas para a posterior actuação dos gases. A presença de água também é um factor que contribui para a utilização de explosivos mais densos, caso contrário os cartuchos podem flutuar quando carregados no furo, não se posicionando no fundo. A presença de água pode ter várias origens, como água da superfície que vai para o furo ou dos níveis freáticos.

Um furo é normalmente carregado com duas cargas, respectivamente a carga de fundo e a carga de coluna. Para a selecção da carga de fundo, é necessário determinar a razão entre a impedância da rocha (I_R) e a impedância do explosivo (I_E). Para a escolha do explosivo mais conveniente, a razão das duas impedâncias deve ser próximo de um, ou seja, os valores de impedância do explosivo e da rocha devem ser semelhantes. A energia transmitida pela detonação ao material rochoso, varia com a relação das impedâncias características dos dois

meios em contacto, as quais, sendo da mesma ordem de grandeza, permitem a máxima transmissão de energia e o melhor aproveitamento do explosivo (Bernardo, 2004).

$$I_R = \text{Velocidade sísmica da rocha} \left[\frac{m}{s} \right] \times \text{Densidade da rocha} \left[\frac{g}{cm^3} \right] \quad (3.1)$$

$$I_E = \text{Velocidade de detonação do explosivo} \left[\frac{m}{s} \right] \times \text{Densidade do explosivo} \left[\frac{g}{cm^3} \right] \quad (3.2)$$

Quando $\left[\frac{I_R}{I_E} \right] \approx 1$ existe uma boa aproximação das impedâncias e o explosivo é adequado para o caso em estudo.

O material explosivo encartuchado é vendido em vários diâmetros para ser aplicado a todos os furos conforme as explorações. Um cartucho tem de ter um diâmetro inferior ao dos furos, na ordem dos 14 mm de diferença e tem como objectivo prevenir o risco do cartucho encravar durante a sua colocação. A essa área dá-se o nome de espaço anelar. O espaço anelar também não deve ser superior a esse valor, pois quanto maior for este espaço menor é a eficácia do explosivo, visto que a existência de volumes de ar ou água no espaço anelar faz com que a tensão dinâmica que atinge o maciço passe a ser submetida a duas interfaces, dando lugar a uma transmissão energética deficiente.

O primeiro explosivo aplicado à fragmentação de rochas foi a pólvora negra no século XVII nas minas europeias. Posteriormente, em 1846, foi criada a nitroglicerina através de Ascano Sobrero, mas era um produto instável e de difícil controlo, por isso muito inseguro. Posteriormente, Alfred Nobel utilizou substâncias absorventes para juntar à nitroglicerina, estabilizando o produto a que deu o nome de dinamite. O aparecimento da dinamite abriu caminho à criação de outros tipos de explosivos derivados como as gelatinas.

Depois da primeira geração de explosivos à base de dinamite, nos anos 50, apareceu a mistura de nitrato de amónio com um combustível mineral, ao qual se deu o nome de ANFO (Ammonium Nitrate Fuel Oil). A descoberta foi feita acidentalmente no Golfo do México, quando dois navios, um de fertilizante e outro com combustível sofreram uma explosão devido ao choque entre os dois. Do ANFO foram gerados novos produtos derivados tais como as emulsões e o ANFO pesado (Jimeno, 2003).

Os explosivos apresentam diversas características que fazem com que se possam diferenciar conforme o uso pretendido. Quanto à sua velocidade, pode ser separado em três categorias (tabela 3.4).

Tabela 3.4 – Classificação dos explosivos quanto à velocidade (Fonte: Daniel, 1999).

	Velocidade (m/seg)
Lentos ou propulsores	< 1000
Rápidos	1000 – 5000
Muito rápidos	> 5000

Atendendo à sua função, podem ser fracturantes, quando devido à sua rápida velocidade de reacção, têm um efeito de destruição do meio envolvente, fracturando o maciço em pequenos blocos e deflagrante, com lentidão de velocidade de reacção provocando um efeito de rotura pelas fracturas já existentes.

No que respeita à sensibilidade dos explosivos, podem ser sensíveis, quando através de choque ou calor moderado são iniciados, ou pouco sensíveis, quando necessitam de um detonador ou cordão detonante para ser iniciado. Também se pode falar de sensibilidade quanto à detonação e quanto à propagação. No primeiro caso, trata-se da quantidade mínima de energia, pressão ou potência necessária para iniciar a explosão, enquanto que no segundo caso, corresponde à distância máxima, no ar, a que meio cartucho escorvado é capaz de fazer explodir outro meio cartucho.

A estabilidade química do explosivo é uma propriedade importante, pois está ligada directamente com a segurança na aplicação. Esta estabilidade pode ser alterada com o tempo ou mesmo se estiver acondicionado em ambientes sem ventilação.

Para o uso de uma substância explosiva é necessário ter em atenção a densidade (ρ) da mesma:

$$\rho = \frac{\text{Peso do cartucho}}{\text{Volume do cartucho}} \quad \frac{g}{cm^3} \quad (3.3)$$

Como já foi referido, esta propriedade é importante, no caso de se estar na presença de água, quando a densidade do explosivo é inferior a um, o explosivo não vai ao fundo e dificulta o

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

carregamento. Neste caso, a resistência à água também é um dado importante, por se tratar do número de horas que os cartuchos podem permanecer na água e ainda explodirem.

Outra característica é a potência explosiva, que é definida pela capacidade do explosivo de produzir trabalho útil, partindo e projectando a rocha.

Visto que no rebentamento de uma substância explosiva, a junção da velocidade, com as altas temperaturas e os gases é que vão dar o resultado pretendido, é necessário ter em atenção o local de aplicação, pois existem gases tóxicos que ao serem utilizados em explorações subterrâneas podem ser prejudiciais à saúde dos colaboradores, não se verificando tal situação em pedreiras com exploração a céu aberto como é o caso da pedreira em estudo.

Dada a variedade de explosivos no mercado, torna-se fundamental o conhecimento das suas propriedades, fazendo com que a sua escolha a nível quantitativo e qualitativo seja feita convenientemente, analisando a energia específica, velocidade de detonação, pressão de detonação, sensibilidade ao detonador, resistência à água e densidade.

Na pedreira em estudo são utilizados os agentes explosivos ANFO, hidrogel e emulsões pelo que serão descritos mais pormenorizadamente.

ANFO (*Ammonium Nitrate / Fuel Oil*) – Também comercialmente conhecido por amonólio, trata-se de uma mistura de nitrato de amónio poroso com gasóleo nas proporções de 94,3% e 5,7%, respectivamente. Estes valores, baseados em estudos feitos, indicam a percentagem óptima na obtenção da melhor reacção possível, ou seja, entre 5,5% e 6% de gasóleo, e alcançam os valores mais altos para a energia termodinâmica e velocidade de detonação. Este explosivo apresenta velocidades de detonação muito baixas, produzindo assim grande volume de gases que são boas características para um explosivo de carga de coluna, em rochas brandas como margas e calcários. É normalmente comercializado a granel, fazendo assim com que os preços sejam mais baixos (figura 3.9).

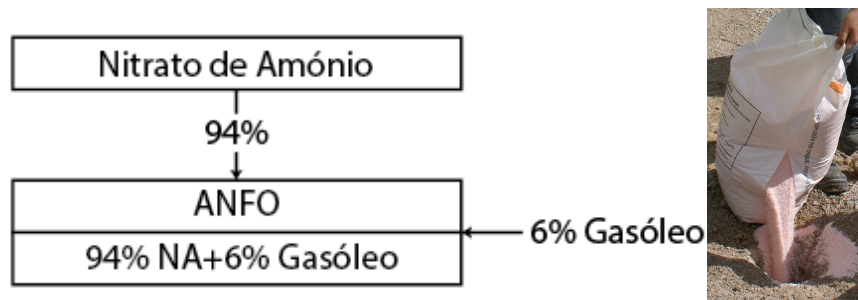


Figura 3.9 – a) Composição do ANFO b) ANFO a granel (25 Kg).

Este explosivo apresenta as seguintes características:

- Potência média baixa.
- Elevado número de gases óptimos para carga de coluna.
- Velocidade de detonação que varia com o diâmetro do furo entre 2500 e 4500 m/s (figura 3.10).
- Baixa densidade, 0,8- 1,15 g/cm³.
- Fácil de manusear.
- Fácil de fabricar e custos reduzidos.
- Apresenta fraca resistência à água.

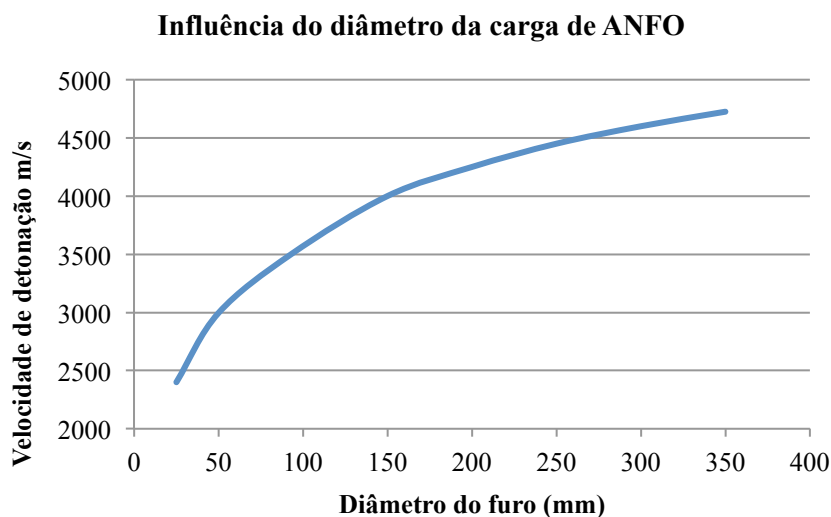


Figura 3.10 – Influência do diâmetro de carga na velocidade de detonação (Fonte: Jimeno, 2003).

Hidrogel –solução aquosa de nitrato de amónio com outros oxidantes, tais como o nitrato de sódio e/ou cálcio, sensibilizadores, agentes espessantes e gelificantes que impedem a segregação de produtos sólidos. São constituídos entre 10-30% de água, daí tratarem-se de

explosivos aquosos à semelhança das emulsões (Cabrera, 2011). Este explosivo apresenta as seguintes características:

- Grande segurança no fabrico e manuseamento.
- Grande capacidade de uso na presença de água.
- Potência elevada.
- Densidade superior à da água, entre 1,05- 1,3 g/cm³.
- Baixa amplitude de detonação mesmo com diâmetro reduzido.

Emulsões – são os mais recentes explosivos a serem introduzidos no mercado. Este grupo mantém as propriedades do hidrogel, apresentando todavia melhor potência e resistência à água. Trata-se de uma mistura imiscível de dois líquidos que aparecem na forma de uma mistura estável. Uma das fases é constituída por gotículas ou pequenas gotas de sais inorgânicos oxidantes (nitratos) dissolvidos em água; a outra fase é constituída por um combustível do tipo hidrocarboneto (gasóleo, cera ou parafina). A estabilidade da mistura é condicionada quando a quantidade de ar na mistura ou micro esferas (esferas de vidro ou de plástico com oxigénio) é alterada. Cada vez é mais usado este tipo de explosivo devido às diversas vantagens que apresenta:

- Preços mais reduzidos.
- Elevada segurança na manutenção e fabricação.
- Excelente resistência à água.
- Possibilidade de se conseguir produtos com densidades entre 1 e 1,45 g/cm³ (superiores à densidade da água).
- Velocidade de detonação elevada, entre os 4000 e 7000 m/s.

Na figura 3.11 mostra-se uma emulsão e a sua composição básica.

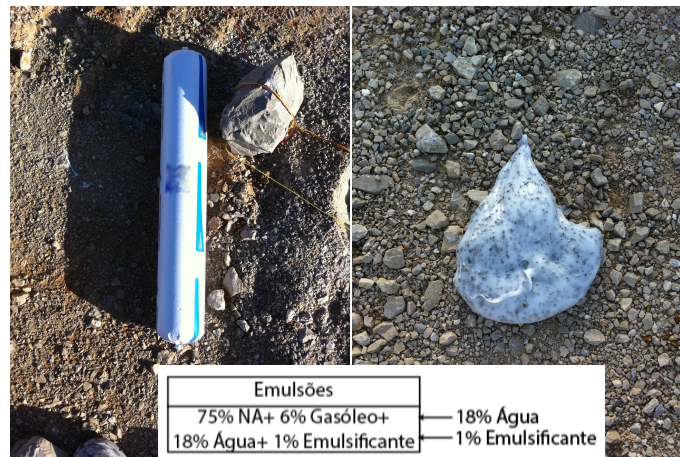


Figura 3.11 – Emulsão em cartucho de 80x500 mm e sua composição.

Após a escolha do explosivo, existe a necessidade de escolher o acessório mais indicado para o fazer detonar. Para isso pode ser usado cordão detonante, detonadores eléctricos, não eléctricos e electrónicos. Estes acessórios vão ser escorvados nos explosivos, ou seja, introduzidos através de uma técnica específica a fim de os inflamar e fazer com que os explosivos produzam trabalho.

Na pedreira em estudo é corrente o uso de detonadores eléctricos que se descrevem seguidamente.

Os detonadores eléctricos são constituídos por uma cápsula em alumínio (explosivo primário de nitrato de chumbo) ou cobre (explosivo primário de fulminato de mercúrio) que contém um agente inflamador, um explosivo iniciador e um explosivo de base (figura 3.12). As cápsulas de alumínio são mais baratas e são as mais utilizadas, embora não possam ser aplicadas à indústria de carvão, pois corre o risco de incêndio com as partículas incandescentes de alumínio resultantes da iniciação. A iniciação dos detonadores eléctricos tem como princípio a transformação da energia eléctrica em calor, ou seja, no interior do detonador existe um filamento que, com a passagem da corrente eléctrica, fica incandescente, fazendo com que a massa combustível se incendeie e faça a iniciação do explosivo. Para esta iniciação se conseguir, é necessário introduzir uma intensidade crítica que é definida como a intensidade mínima que garante o disparo de um conjunto de cápsulas ligadas em série que apresenta uma probabilidade mínima de tiros falhados inferior a uma por cada cem mil cápsulas. Conforme a profundidade do furo é possível escolher o tamanho do fio, visto que é normal o detonador se encontrar no primeiro cartucho, ou seja, o cartucho que está mais

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

distante da superfície. Existem vários tamanhos de fio que podem variar entre os 2 e os 20 m não se tratando de medidas padrão, variando de marca para marca. É conveniente que os fios cheguem à superfície do terreno, para que depois de devidamente atacados os furos se possa fazer a ligação dos vários detonadores utilizados. Como regra de segurança, os detonadores devem ser sempre transportados separadamente da carga explosiva, só se juntando na altura de colocar o explosivo nos furos.

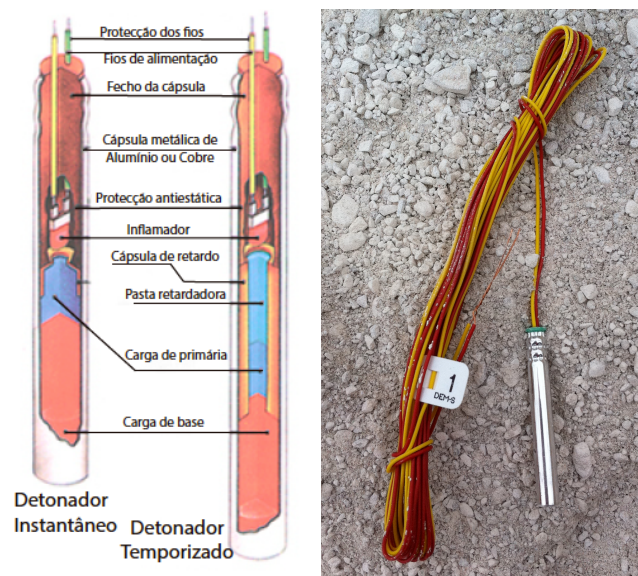


Figura 3.12 – Detonador eléctrico sem retardo e com retardo (fonte: http://www.coitm.org/Explosivos/metodos_destruccion.htm em 28/08/2012).

Consoante as características do detonador, os fios eléctricos que estão ligados às cápsulas apresentam duas cores, uma para identificar a sensibilidade, e outra o retardo. Quanto à cor do fio relacionado com o retardo segundo Daniel (1999), existem quatro cores, branco para instantâneo, azul para retardo de 500 ms, amarelo para retardo de 30 ms e vermelho para retardo de 20 ms, embora as marcas apresentem o retardo de 25 ms que não é referenciado por este autor com a cor amarela.

No caso de existir retardo, ou microrretardo (tempo que decorre desde que a iniciação é activada até quando realmente se inicia o explosivo) no detonador, esse retardo vai estar situado entre o agente inflamado e o explosivo iniciador.

Os detonadores eléctricos podem ser classificados quanto ao seu tempo de retardo e quanto às suas propriedades eléctricas. Quanto à capacidade de retardo, existem detonadores instantâneos (parte eléctrica e parte explosiva) temporizados de retardo e de microrretardo (parte eléctrica, parte de retardo e parte explosiva).

Os detonadores com retardo são numerados, começando no 1 até 30 com a diferença entre cada número de 25 ms (tabela 3.5). O número zero é o primeiro e não é retardado

Tabela 3.5 – Tempo de iniciação dos detonadores

	Número	Tempo de retardo (ms)
t_0	0	0
t_1	1	25
t_2	2	50
t_n	n	$t_{n-1} + 25$

Os retardos são utilizados para fazer controle na mesma linha de furos, ou nas fiadas que se pretendem detonar. Permitem distribuir por um intervalo de tempo maior as ondas de choque, vibrações e gases, e otimizar uma sequência de saída para que todos os furos apresentem uma face livre no instante da detonação.

Os fios utilizados para as ligações dos detonadores entre si têm o nome de fios de armação; a ligação entre os fios da armação e o explosor tem o nome de linha de tiro. Ao contrário dos fios de armação, os fios da linha de tiro são reutilizados, sendo por isso utilizado um fio mais resistente e de melhor qualidade.

A ligação dos detonadores pode ser feita de várias formas, mas a série é a mais comum na pedreira em estudo. A ligação em série faz-se de uma forma contínua e a energia passa de detonador em detonador até chegar ao último furo (figura 3.13). Este sistema é fechado, implicando que a energia passe por todos sequencialmente. Se a ligação não estiver fechada nenhum detonador é activado.

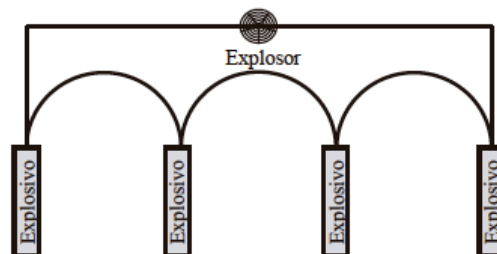


Figura 3.13 – Ligações de circuitos eléctricos de detonadores em série.

A resistência total (R_T) de um circuito pode ser estimada pela fórmula:

$$R_T = R_L + n(R_P + 2m r_i) = R_L + nR_D \quad (3.4)$$

com

R_L – Resistência da linha

R_P – Resistência de passagem no detonador

n – Número de detonadores

m – Comprimento do fio na ligação ao detonador

r_i – Resistência por metro de fio

R_D – Resistência total de um detonador e fios da armação correspondente

A **ligação em série** tem a vantagem de facilidade de ligação e de verificação das ligações, embora possa apresentar problemas no caso de um número elevado de detonadores dado que a tensão tem de ser bastante alta.

Para a validação e análise da resistência do circuito é utilizado um ohmímetro de tiro (figura 3.14 a). Este procedimento é feito antes de efectuar o atacamento dos furos, para que, no caso de existir algum problema com os detonadores, seja possível resolver em tempo útil, evitando assim furos falhados em que o explosivo não rebenta prejudicando a segurança dos trabalhadores e fragmentação diferente da desejada.

Se a resistência é demasiado alta existe um contacto mal feito, ou um número de detonadores superior ao calculado, no caso de uma resistência infinita, significa que o circuito está aberto, ou seja, a ligação está cortada.



Figura 3.14 – a) Ohmímetro ; b) Explosor.

Para proceder à iniciação dos detonadores é utilizado um explosor (figura 3.14 b), que é o instrumento que vai provocar uma descarga de corrente. Os explosores mais utilizados para detonadores eléctricos são os explosores de condensador. Através de uma manivela, é possível criar uma energia que fica acumulada dentro do equipamento, e com um botão liberta-se toda essa energia, num intervalo de tempo muito pequeno, que vai ser transmitida aos detonadores fazendo com que exista a iniciação. Para se escolher o tipo de explosor, além de se ter em conta a voltagem necessária para a pega em questão, também é corrente serem escolhidos pelo número dos detonadores que podem disparar de uma só vez, que apresentam as características da tabela 3.6.

Tabela 3.6 – Tipos de explosores e número máximo de detonadores ligados em série (Fonte: Daniel, 1999).

Tipo Explosor	Voltagem	n° máximo de detonadores			
		Série	Em cada série	n° de séries	Total
CL 50	340	50 (140 W)	50	1	50
CL 600	700	180 (455 W)	60	10	600
CL 2400	1100	300 (750 W)	120	20	2400
CL 6000	1000	270 (680 W)	200	30	6000

O número de detonadores por furo é variável e depende da presença de água nos furos e do encravamento dos cartuchos. Quando existe água, as cargas explosivas com densidade menor que 1 flutuam e descontactam-se das cargas seguintes. Igualmente, o encravamento faz com que a coluna de explosivo deixe de estar ligado. Nestes casos deve-se colocar mais de um detonador por furo.

O desmorte com explosivo influencia todas as fases seguintes do processamento da pedreira. Quando o carregamento é feito de uma maneira não eficaz, estamos perante a possibilidade da duplicação dos custos nas fases seguintes. No caso de não existir uma boa fracturação do maciço, os gases não desempenham a função de expansão das fracturas, o que faz com que o volume do desmorte fique mais agregado, não formando uma pilha com a forma e granulometria desejada para o posterior carga e transporte.

Desta forma, é bastante importante e necessário a limpeza da frente livre do desmorte, fazendo com que o raio de acção do explosivo seja totalmente direccionada para a zona onde se quer a pilha de material. Por vezes, devido à má limpeza da frente, a onda de fracturação libertada pelos explosivos sente resistência na zona de saída, provocando fracturação também

no sentido inverso (parte de trás da bancada), fazendo com que a furação da linha seguinte apresente maiores dificuldades de furação devido à fracturação provocada pelo explosivo.

3.3.2 CARGA E TRANSPORTE

O início da movimentação da rocha fragmentada dá-se através da carga para os *dumpers* que posteriormente transportam o material para a fase seguinte de valorização. Este sistema de transporte é designado por descontínuo ou alternado. A principal vantagem é a versatilidade podendo, assim, fazer a pega de fogo em locais distintos, que a carga e transporte podem acompanhar.

3.3.2.1 Carga

Depois da rocha fragmentada pela pega de fogo formar uma pilha na frente de desmonte é necessário movimentar a rocha para um sistema de transporte desde a frente até ao sistema de processamento. Para a movimentação da pilha são usadas pás carregadoras, que são equipamentos que apresentam um balde frontal de dimensões variáveis. São equipamentos com excelentes características para o uso na frente de exploração, devido à sua capacidade de movimentação, maneabilidade, capacidade de mover blocos de grandes dimensões e de penetração na pilha de fragmentos, que por vezes pode estar menos desagregada do que é esperado. Trata-se de um equipamento projectado para actuar em curtas distâncias, por isso funciona num espaço reduzido, em que tanto pode servir para carregar *dumpers*, alimentar telas transportadoras, assim como carregar camiões de produto final da área de armazenamento, como vai ser referido numa fase posterior.

O carregamento é feito através do avanço da mesma sobre a pilha de material, fazendo levantar o balde até que se encontre cheio e posterior recuo até estar enquadrado com o *dumper* fazendo assim a descarga do balde. A trajectória realizada no carregamento (figura 3.15) deve ser semelhante, com os ângulos o mais fechados possível e com o balde o mais próximo do vagão, reduzindo, assim, ao máximo o tempo de manobra e, por sua vez, o tempo de carga total.

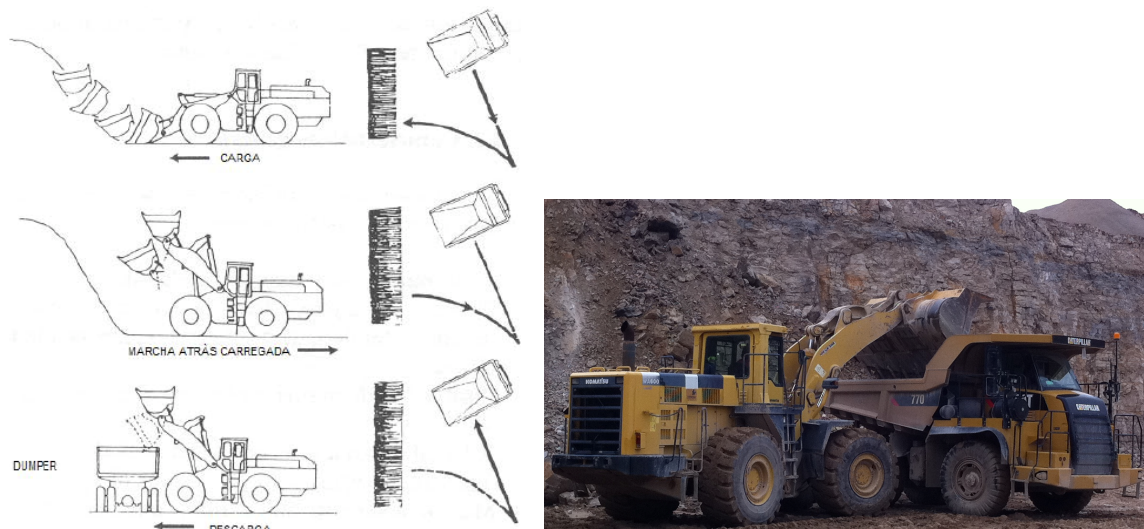


Figura 3.15 – Ciclo de trabalho de uma pá carregadora como equipamento de carga (fonte: Jimeno, 2003).

O operador deste equipamento deve apresentar um grande controlo do mesmo, fazendo com que o material de desgaste (dentes do balde, pneumáticos e macacos hidráulicos) sejam poupados ao máximo. Este trabalho é sempre exigente para o equipamento pois existem sempre alguns blocos de maiores dimensões. Um operador experiente de frente de pedreira apresenta as trajectórias constantes e minimizadas, reduzindo o tempo de carregamento até 50%, quando comparado com um operador experiente mas que trabalha noutra área da pedreira e por isso sem experiência na carga de grandes fragmentos de rocha.

Na frente da pedreira em estudo é utilizada uma pá carregadora de rodas (KOMAT'SU WA600-3) que carrega o material fragmentado com explosivos para uma frota de *dumpers* de transporte. A fonte de energia é diesel.

3.3.2.2 Transporte

É a etapa que faz a ligação do material entre a frente da pedreira e a central de processamento.

Com vista a uma maior flexibilidade, na pedreira em estudo são utilizados *dumpers*, pois a frente em exploração é variável, existindo várias frentes de exploração, embora só seja explorada uma de cada vez. A sincronização entre a pá e os *dumpers* é fundamental para o sucesso da fase seguinte, pois a alimentação do processamento é feito com o material que sai

da frente de exploração. Para isso, todos os equipamentos de transporte apresentam tempos para o carregamento, transporte e descarga no alimentador do processamento.

Para o transporte entre as frentes e a central de processamento são utilizados três *dumpers* CAT 770 com capacidade máxima de 30-32 toneladas. A fonte de energia é diesel.

3.3.3 PROCESSAMENTO E PARQUE DE STOCK

Na maioria das explorações de rocha para agregados é necessário transformar os materiais por fragmentação e classificação, gerando produtos vendáveis de valor acrescentado. O processamento é uma das partes essenciais do ciclo de exploração, na medida em que pode fazer com que o modo de aproveitamento do recurso a nível económico não seja viável (Leite, 1986).

3.3.3.1 Processamento

O processamento de agregados tem em vista a utilização imediata do material cuja valorização apenas compreende a fragmentação seguida de uma classificação em lotes para uma utilização imediata, sem necessidade de medir teores, sendo todo o material usado como matéria-prima. A figura 3.16 mostra os intervalos granulométricos dos produtos finais produzidos na pedreira.

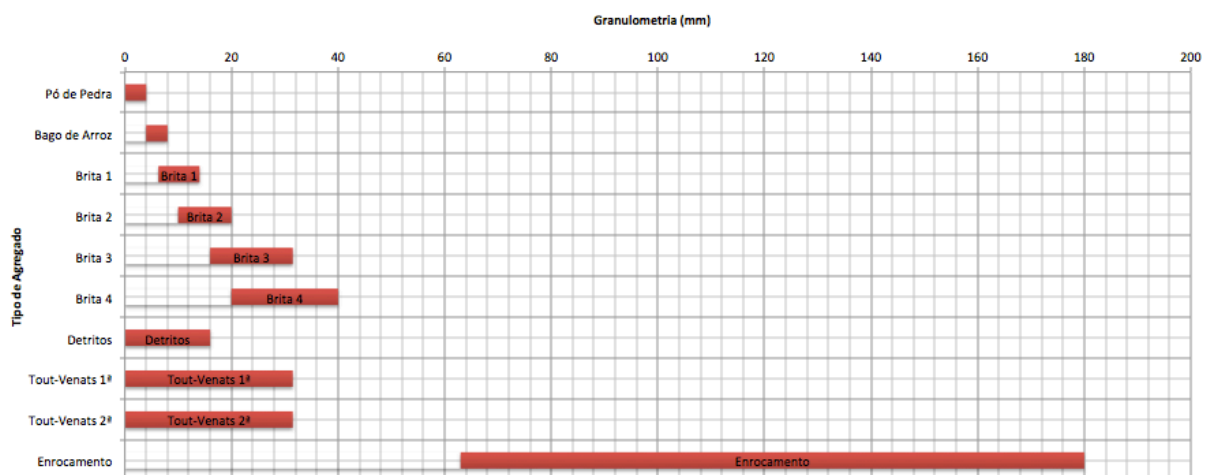


Figura 3.16 – Intervalos granulométricos dos produtos finais produzidos na pedreira.

Existem vários modelos de instalações para fazer a classificação dos materiais e estes agrupam-se em via seca e por via húmida. Por via seca, o material é classificado sem

intervenção de água ou qualquer lavagem. É um procedimento que é composto por fragmentação, classificação e operações auxiliares como a alimentação do sistema, transporte e armazenamento. Já na via húmida existe a presença de água na classificação, utilizada para lavar o material ou mesmo para tratar de material seco com a presença de argilas como no caso de areias. Este procedimento é bastante mais complexo em relação à via seca, composto por fragmentação, moagem, classificação, desenlameamento, hidroclassificação, escorredores de areia, decantação, filtragem e operações auxiliares como alimentação, transporte, distribuição, acondicionamento, homogeneização e armazenamento.

Neste caso apenas vai ser tratado o processamento por via seca, que é o processamento utilizado para a classificação dos agregados de calcários referentes à pedra em estudo.

Os modelos utilizados podem ter várias configurações, tendo em conta o tipo de produto final que se pretende obter, sendo possível encadear mais equipamentos para obtenção de outros produtos. O modelo mais completo para este processamento é a instalação de fragmentação primária, secundária, terciária e classificação, como é representado no diagrama seguinte (Jimeno, 2003).

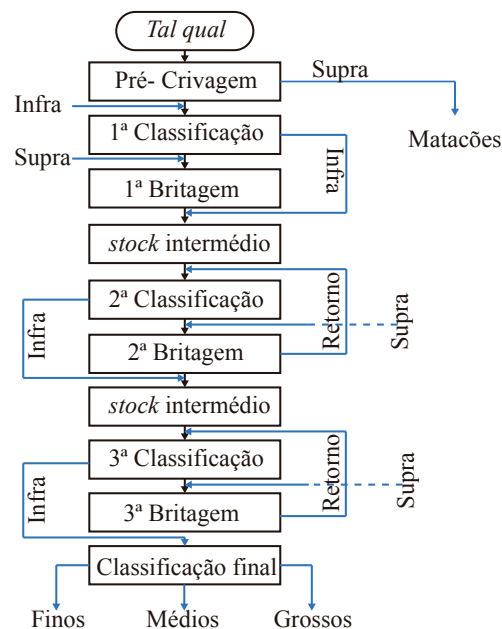


Figura 3.17 – Diagrama de blocos de uma instalação de fragmentação primária secundária e terciária por via seca em circuito fechado da pedra Sobrissul S.A.

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

Existem três grandes fases neste processo, a britagem ou fragmentação primária, granulação ou fragmentação secundária e a moagem ou fragmentação terciária. Através da tabela 3.7 é possível ver as etapas de redução de granulometria.

Tabela 3.7 – Etapas de redução de agregados (Fonte: Jimeno, 2003).

Tamanho	Denominação
De infinito a 1m	Arranque
De 1m a 100 mm	Fragmentação primária
De 100 mm a 10 mm	Fragmentação secundária
De 10 mm a 1mm	Moagem grosseira
De 1mm a 100 μm	Moagem fina
De 100 μm a 10 μm	Moagem ultra fina
De 10 μm a 1 μm	Micronização

A britagem e moagem são o conjunto de operações que permitem a redução controlada do tamanho das partículas minerais, tendo assim em conta o tamanho máximo das partículas e evitando a excessiva produção de partículas finas. A britagem é utilizada para a redução de calibre da rocha que vem da frente da pedreira e que anteriormente já sofreu uma redução através do uso de explosivos para dimensões compatíveis com os equipamentos primários. Pode-se dizer que a britagem cria na rocha acções compressivas, provocando fracturas segundo as tenções principais de cisalhamento de inclinação constante em relação à direcção das tensões de compressão, fazendo com que se formem faces relativamente planas através de movimentos periódicos de aproximação e afastamento de uma superfície móvel contra outra fixa. A moagem restringe-se às fracções mais pequenas, utilizando sistemas de abrasão e arredondamento, quebrando as arestas.

Nesta fase, não é apenas utilizado um equipamento, mas sim um conjunto de equipamentos que se combinam entre si fazendo um circuito de britagem e moagem com o objectivo de criar uma gama de produtos distintos e numa linha de processamento o mais contínua possível. O uso de vários equipamentos acontece devido à diversidade de produtos que se querem obter, uma vez que cada equipamento apresenta características específicas da granulometria que entra (D) e que sai (d). Assim, as granulometrias vão sendo diminuídas de equipamento para equipamento até aos produtos finais.

Existem vários tipos de britadores, como o britador de maxilas, giratório (cônico e cilindros), impacto e especiais, sendo abordados apenas os que fazem parte da linha de processamento da pedreira em estudo.

Britadores de maxilas - Os elementos activos são uma placa metálica móvel que move em aproximação e afastamento a outra placa que se encontra fixa criando um “V” com a placa móvel sem o vértice que faz com que exista uma abertura que é a medida máxima do material que passa para a fase seguinte. O material é introduzido entre as duas placas que, por sua vez, sofre a compressão de uma contra a outra fazendo assim a fragmentação. O movimento da placa móvel é feito em arco de círculo funcionando como uma mandíbula representado na figura 3.18.

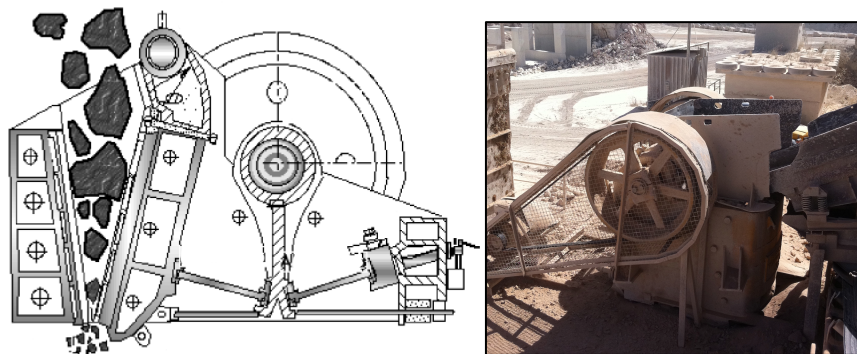


Figura 3.18 – Britador de maxilas.

Moinhos

Neste equipamento de impacto, a tensão é aplicada a uma única superfície, através de martelos ou barras (figura 3.19) que giram a alta velocidade fragmentando o material, fazendo com que esses fragmentos colidam uns com os outros e com as paredes do equipamento, podendo resultar em produtos grosseiros, médios ou finos. Muitas vezes, as paredes possuem saliências que ajudam a fragmentar propiciando maior superfície de impacto contra substâncias que são nelas lançadas pela força centrífuga gerada pelo motor.

Quanto à energia consumida pelos equipamentos de fragmentação, quanto mais fino é o produto, maior é a quantidade de energia necessária para se alcançar uma redução de tamanho equivalente (Neves, 2005).



Figura 3.19 – a1,a2-Moinho de martelos, b1,b2-moinho de barras (impactor).

Classificação

É o método de separação de partículas através da passagem ou não passagem do material perante n planos com aberturas variadas que são divididos decrescentemente conforme a sua granulometria- a esses planos dá-se o nome de *decks*. As granulometrias inferiores à das aberturas passam para o *deck* seguinte, que apresenta aberturas mais pequenas e assim sucessivamente até não existirem mais *decks*. Cada *deck* caracteriza o material com granulometria definida entre o tamanho das aberturas do *deck* que as partículas passam em último lugar (D) e o tamanho em que ficam retidas (d).

No caso dos agregados, para a classificação é usual utilizar aparelhos mecânicos chamados crivos vibratórios inclinados (figura 3.20), constituídos por um chassis robusto apoiado em molas que, com a ajuda de um motor, faz com que esse chassis se agite. Este equipamento apresenta suportes onde são colocados os *decks*, tendo um número máximo que normalmente não ultrapassa os quatro *decks*. A quantidade de produtos que um crivo pode fazer é sempre o número de *decks* mais um. A inclinação do crivo varia entre 15° e 35° transportando, assim, o material a uma velocidade entre os 18 e os 36 m/min. Esta inclinação faz com que o material seja lançado para cima e para a frente de modo a entrar em contacto com o *deck* várias vezes perante as aberturas sucessivas, o que leva a que a classificação se dê com maior facilidade e de uma maneira mais rigorosa (Chaves e Peres, 2003).



Figura 3.20 – Crivo vibratório inclinado.

Os *decks* podem ser de várias formas e feitios, com características mais robustas, como é o caso das chapas metálicas perfuradas, com um entrelaçado de arames de vários diâmetros ou mesmo por arames sem estarem entrelaçados como é o caso das redes anticolmatantes.

As chapas metálicas perfuradas são mais resistentes e aguentam melhor o impacto do material mais grosseiro. Por esta razão são malhas que normalmente se aplicam no primeiro crivo, que recebe o material proveniente da britagem primária.

As malhas entrelaçadas podem ter várias formas, como se pode ver pela figura 3.22 apresentando vários diâmetros para o arame que as compõe. As malhas anticolmatantes são ideais para material que possa apresentar alguma humidade, visto que é composto por vários arames que não se encontram ligados entre si, ou seja, ao ser exercida uma maior pressão (material húmido que apresenta as partículas agarradas umas às outras) os arames sofrem uma deslocação, fazendo com que o produto passe entre eles, e que a malha não fique entupida e provoque a paragem do processamento. No caso de estar a chover, também apresenta grande benefício, uma vez que o material comporta-se da mesma forma como quando está na presença de humidade. Apresentam a desvantagem de não ser uma classificação tão rigorosa, pois ao abrir os arames o diâmetro das partículas é superior ao pretendido.

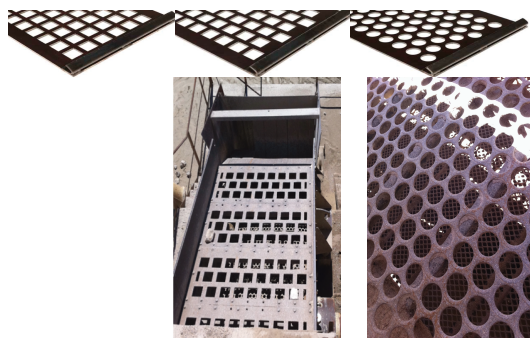


Figura 3.21 – Chapas metálicas perfuradas.

Na figura 3.22 é apresentada uma sugestão de uso das diferentes malhas com três categorias, Bom, Muito Bom e Excelente por etapa e tipo de produto processado.

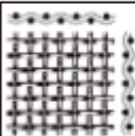
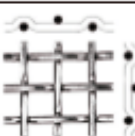
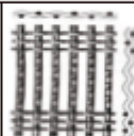
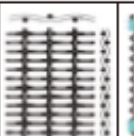
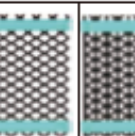
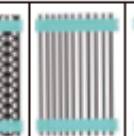
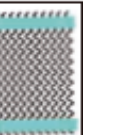

								
Pré-crivagem		☆☆☆						
Filtragem ou produtos finos	☆☆☆							
Produtos finos e médios	☆☆							
Produtos médios e grossos		☆☆☆						
Produtos húmidos e/ ou pastosos			☆☆☆		☆☆☆	☆☆		
Precisão na classificação	☆☆☆	☆☆☆			☆☆	☆☆		
Rendimento	☆☆	☆☆	☆☆☆	☆☆	☆☆	☆	☆☆☆	☆☆
Duração	☆☆	☆☆☆	☆	☆	☆☆	☆☆☆	☆	☆

Figura 3.22 – Sugestão de uso das diferentes malhas.

Transporte contínuo

Por razões de custo de energia e automatização foram criadas estruturas de transporte movidas a energia eléctrica caso das chamadas telas transportadoras.

As telas transportadoras são equipamentos que se podem funcionar na horizontal ou de forma inclinada que apresentam uma trajectória fixa (embora possam ser móveis) transportando o

material desde o ponto de início até ao seu ponto final. As telas transportadoras são compostas por uma cinta (tela) que pode ser de borracha ou metal que corre num circuito fechado, e circula apoiada em rolos e poleias através da força motriz de um motor que estão apoiados numa estrutura resistente numa das extremidades. A função das telas transportadoras é de movimentar o material de equipamento para equipamento (britadores, moinhos e crivos) fazendo com que seja possível criar uma linha contínua processando o material até à área de armazenamento. As principais vantagens e desvantagens de um processamento através de telas transportadoras são:

Vantagens

- Baixo custo operacional de manutenção.
- Accionamento eléctrico e melhor eficiência.
- Elevada capacidade de transporte.
- Facilidade de automatização das operações

Desvantagens

- Investimento inicial.
- Pouca versatilidade para fazer alterações na produção

Existem telas transportadoras côncavas e planas, sendo a mais utilizada no processamento de agregados calcários as côncavas. Este tipo de telas apresenta um apoio de três rolos para lhe dar a forma côncava, um que funciona como base, e outros dois laterais com uma posição inclinada entre 15° e 30° conforme o material que se quer transportar e a quantidade por metro linear que se pretende transportar. No retorno, apresenta só rolos horizontais, visto não ser necessário a concavidade da superfície pois já não existe transporte de material. Na figura 3.23 é apresentado um modelo de tela transportadora com os respectivos componentes.

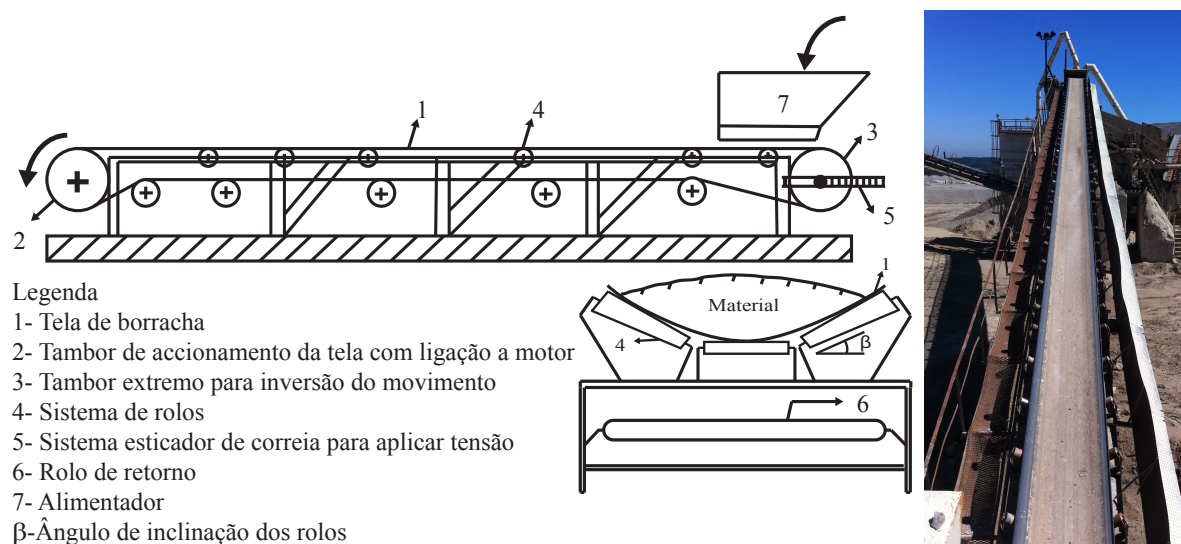


Figura 3.23 – a) Tela transportadora e seus componentes; b) Tela transportadora cônica.

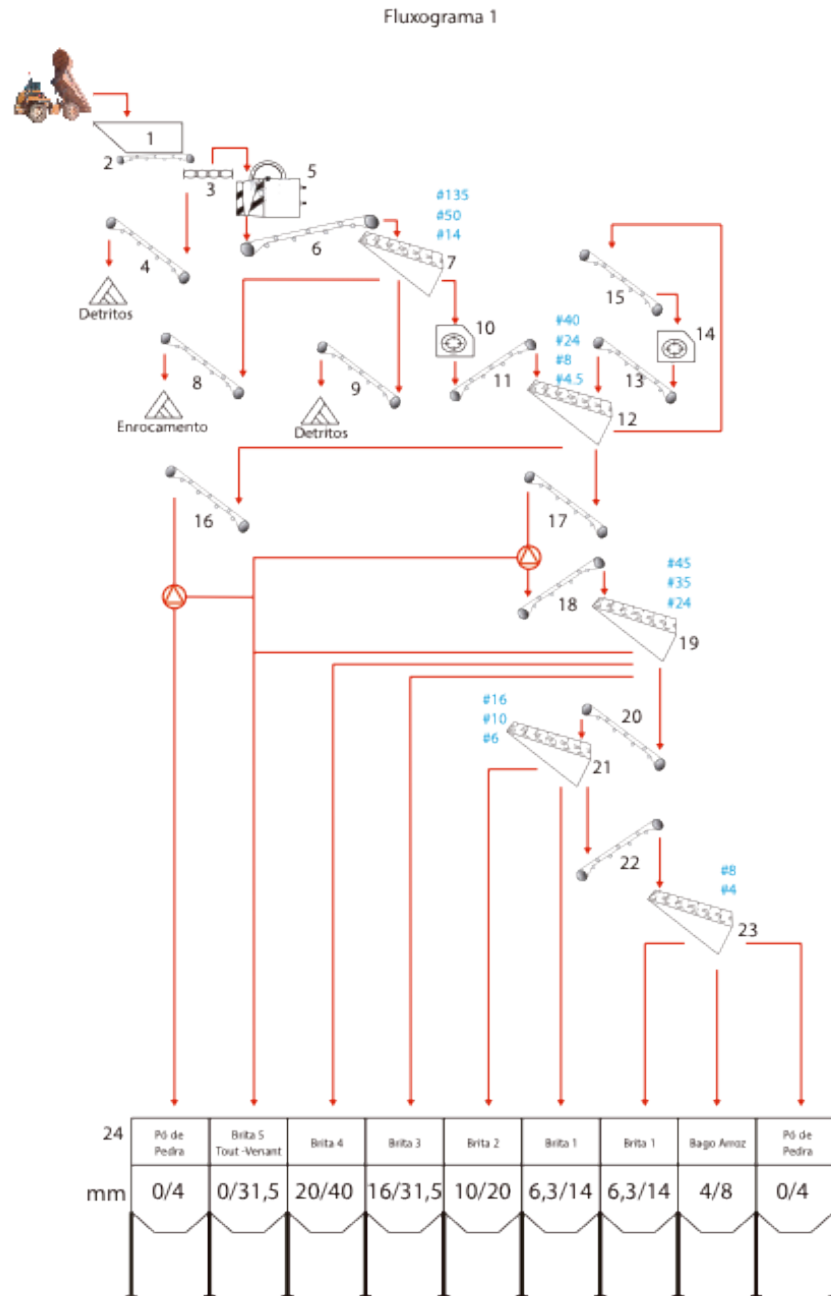
Quando é uma tela transportadora é necessário ter em conta vários aspectos para a escolha adequada, como as características do material, tonelagem horária e perfil topográfico da rota de transporte. Quanto às características do material, deve ser considerado a granulometria, densidade, ângulo de repouso e alterabilidade. Em relação à tonelagem, é necessário ter o conhecimento da tonelagem média e máxima esperada em altura de pico de transporte.

O perfil topográfico é importante para dimensionar a tela quanto ao seu tamanho, inclinação, localização dos tambores de accionamento da tela com ligação a motor para fazer a alimentação dos motores.

Os parâmetros necessários a dimensionar para uma tela transportadora são a largura e velocidade da tela, resistência ao movimento sabendo a potência do motor, tensões máximas da tela e o material de que é feita.

A pedreira estudada utiliza dois circuitos independentes de processamento dos materiais explorados nas frentes. De seguida são apresentados os dois fluxogramas (figuras 3.24 e 3.25), com a indicação dos equipamentos e tamanho das malhas utilizadas.

Fluxogramas presentes na pedreira SOBRISUL S.A



1-Alimentador.

2-Tela transportadora metálica.

3-Plataforma vibratória.

5-Britador de mandíbulas.

10,14-Moinho impactor.

7,12,19,21,23- Crivos vibratórios.

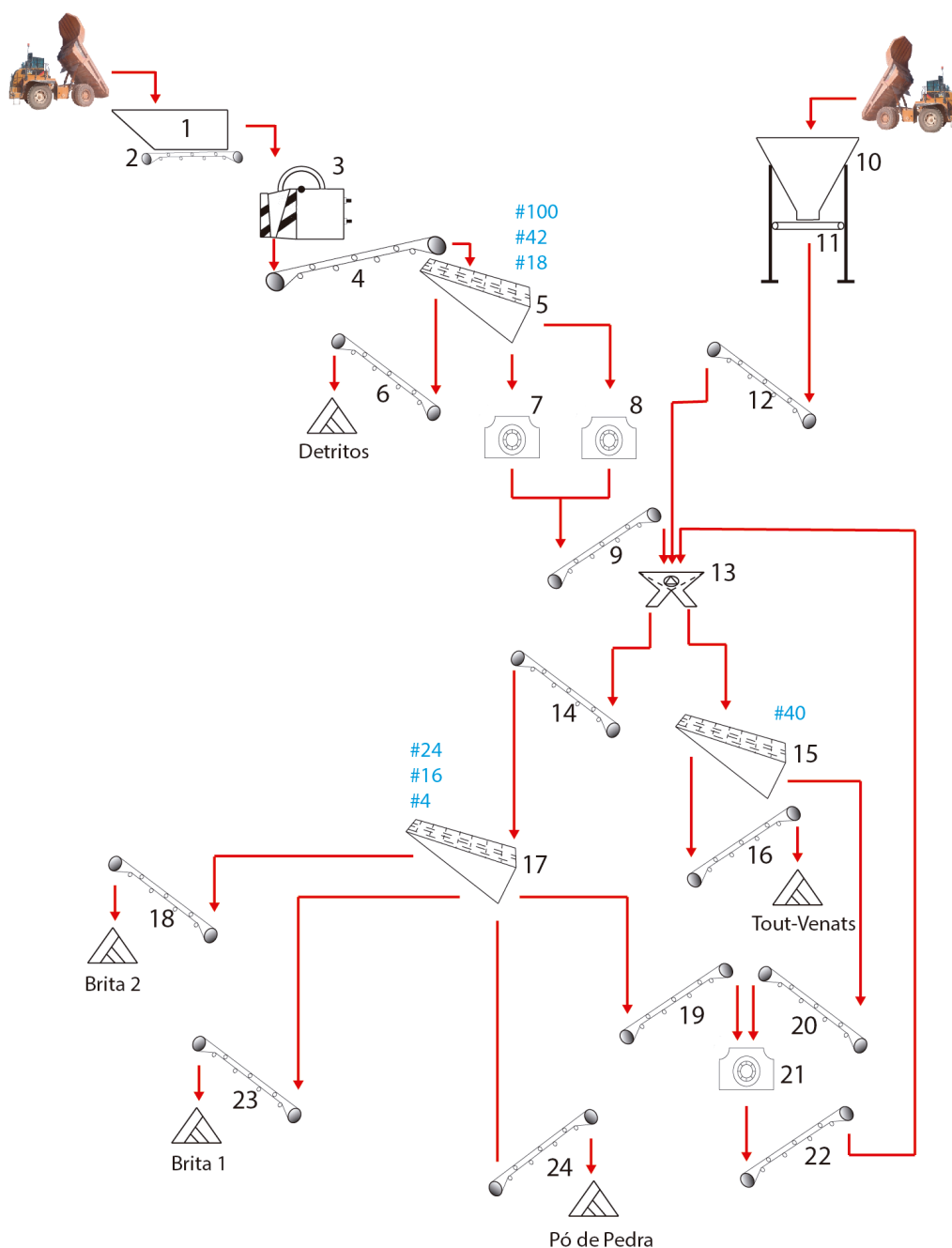
4,6,8,9,11,13,15,16,17,18,20,22-Tela transportadora em borracha.

24-Silos de armazenamento.

Figura 3.24 – Fluxograma da central 1.

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

Fluxograma 2



<p>1,10-Alimentador. 2-Tela transportadora metálica. 3-Britador de mandíbulas. 5,15,17-Crivos vibratórios.</p>	<p>7,8,21-Moinhos de martelos. 4,6,9,11,12,14,16,18,19,20,22,23,24-Tela transportador em borracha. 13- Bypass</p>
---	--

Figura 3.25 – Fluxograma da central 2.

3.3.3.2 Parque de *stock*

O armazenamento, ou acondicionamento do produto final tem a importante função de evitar rupturas de *stock*, ou seja, evitar que haja falta de material agregado para expedir, o que provoca quebra nas vendas. Todas as variedades de produtos devem ter um local próprio, a fim de evitar misturas de agregados de diferentes granulometrias.

Na pedreira em estudo, o armazenamento dos produtos prontos a expedir é feito em silos que são abastecidos através do transporte contínuo do processamento, em que são divididos nos diversos tipos de agregados, desde o pó de pedra ao tout-venant. O transporte contínuo do processamento também armazena pilhas no chão, pilhas essas no fluxograma 1 que são de detritos e enrocamento e no fluxograma 2 de pó de pedra, brita 1, brita 2, detritos e tout-venant (ver figuras 3.24 e 3.25).

O armazenamento dos silos tem de ser controlado, visto apresentar um limite máximo e nesse limite, os produtos finais começam a transbordar para os silos vizinhos, alterando a gama de granulometrias que se pretende. Existe a necessidade de manter os silos com um nível controlado e, para isso, é utilizado um *dumper* (Volvo A30) para fazer o transporte dos silos para uma zona de armazenamento alternativo que se encontra junto dos silos. Para controlo dos silos, também é possível abastecer os camiões dos clientes da pedreira directamente desse *stock*, reduzindo assim custos de transporte para *stock* e carregamento. Outra forma de carregamento dos camiões é feita através da ajuda de duas pás carregadoras (KOMAT'SU 500-6) que fazem o carregamento das pilhas de *stock*.

3.4 DIMENSIONAMENTO DAS PEGAS DE FOGO

Neste sub-capítulo detalha-se o dimensionamento das pegas de fogo na pedreira em estudo. No dimensionamento é usual a via empírica para a caracterização dos parâmetros de natureza geométrica e que estão representados na figura 3.26.

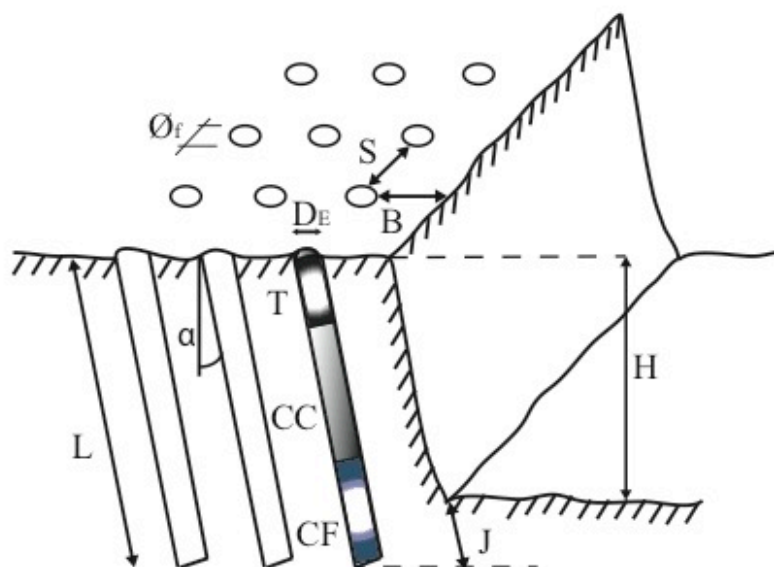


Figura 3.26 – Parâmetros geométricos de uma malha de furos a céu aberto para uso de explosivo.

Parâmetros de uma pega de fogo:

- **H**- Altura da bancada em metros.
- **L**- Comprimento total do furo que é função da inclinação do mesmo, da subfuração e da altura da bancada expresso em metros.
- **B**- Representa o afastamento, que é a distância em metros que separa o furo da frente livre.
- **S**- Espaçamento ou distância que há entre furos da mesma fila em metros.
- **T**- Representa o atacamento, que consiste no comprimento em metros na parte superior do furo que fica sem explosivo e é preenchido com material inerte.
- **J**- Dá-se o nome de subfuração ao comprimento em metros que são furados abaixo da base do piso do degrau.
- **Ø_f** – Diâmetro do furo em polegadas ou em milímetros.
- **D_E**- Diâmetro do explosivo em polegadas ou em milímetros.
- **CF**- Representa a carga de fundo, que se trata da quantidade de explosivo colocada no fundo do furo.
- **CC**- A carga de coluna representa o resto de explosivo que é aplicado em cima da CF até chegar à altura do início do T.
- **α**- Inclinação dos furos, pode ser vertical ($\alpha = 0$) ou inclinado ($\alpha \neq 0$) expresso em graus.

Para proceder ao dimensionamento do volume a desmontar com explosivo, há que ter em conta diversos factores, nomeadamente a granulometria do material a desmontar, profundidade de furação, a capacidade de carga da pá carregadora, a capacidade de carga dos *dumpers*, a capacidade máxima de alimentação da linha de produção, assim como a produtividade pretendida para as necessidades da pedreira. Há ainda que ter em conta as características mecânicas da rocha, assim como a compartimentação do maciço rochoso.

Para a escolha da melhor geometria é necessário ter em conta os factores ambientais tentando minimizar ao máximo as vibrações, ruído, poeiras, projecções, estabilidade do maciço remanescente e também a minimização de gasto na quantidade de explosivo aplicado (figura 3.27).

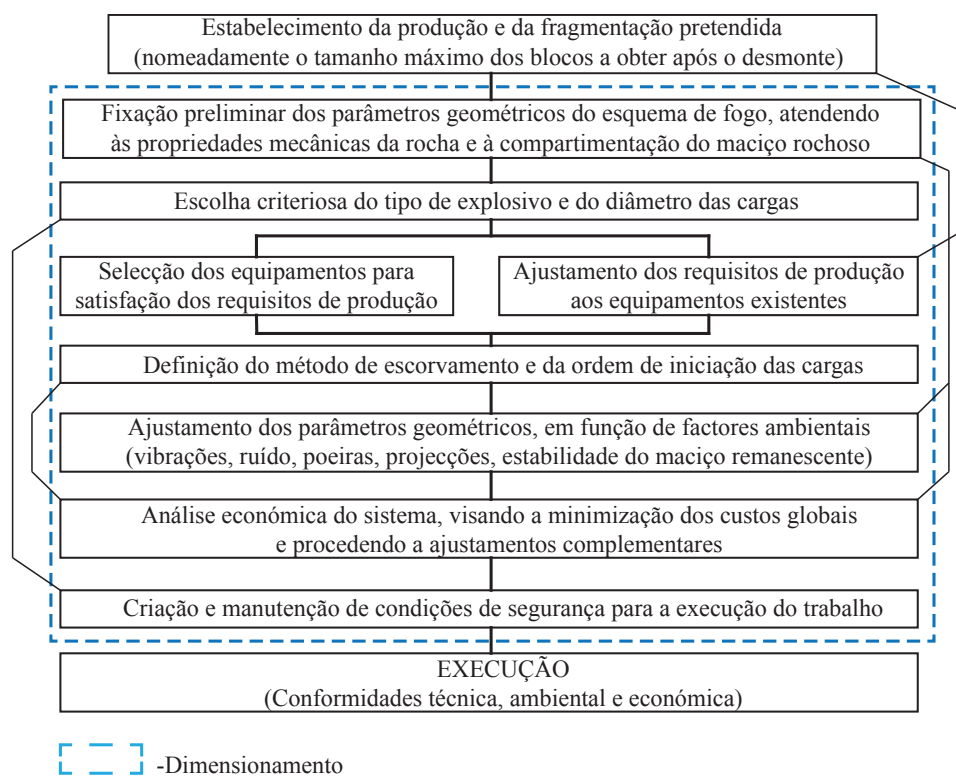


Figura 3.27 – Procedimento a efectuar quando são usados explosivos para desmonte (fonte: Bernardo P. 2004)

Depois de analisados alguns parâmetros de selecção da geometria, é necessário dimensionar a pega de fogo propriamente dita, ou seja, definir a altura óptima da bancada, que apresenta um limite legal de 15 m, podendo ser maior, embora careça da necessidade, perante o artigo 126º. do D.L. nº 162/90, da apresentação de justificação. Depois de seleccionado o valor óptimo de

altura da bancada, é possível calcular o afastamento (B), espaçamento (S), Sub-furação (J) e o atacamento (T) (figura 3.28).

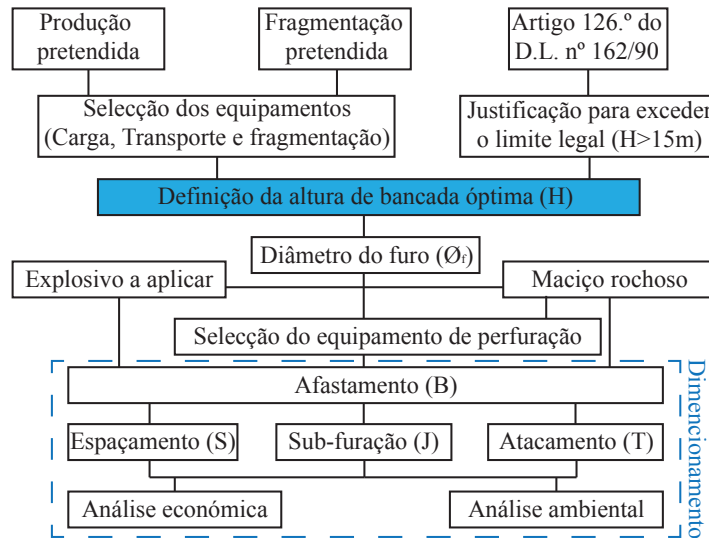


Figura 3.28 – Fixação dos parâmetros geométricos do diagrama de fogo (fonte: Bernardo P. 2004)

3.4.1 DIÂMETRO DO FURO (\varnothing_F)

Ao escolher o diâmetro de furação deve ter-se em atenção que os custos de furação são significativos. No entanto, existem outras condicionantes que limitam o diâmetro de furação, tais como evitar a sobrefragmentação do maciço remanescente, controlar os níveis de vibrações induzidas ao maciço, limitar as projecções de fragmentos rochosos ou obter a granulometria pretendida na pilha de escombros compatíveis com o equipamento de remoção (Martinho, 2012).

O diâmetro do furo é uma característica importante e regra geral condiciona os restantes dimensionamentos. Para a escolha do diâmetro, tem de se ter em conta o equipamento de furação disponível, pois pode apresentar limitações na gama de diâmetros que pode utilizar. Deve-se ter em atenção as vantagens e desvantagens de um diâmetro pequeno ou grande, para se proceder à escolha.

As vantagens de um maior diâmetro são:

- Melhor adaptação a bancadas de alturas médias a altas.
- Aumento da velocidade de detonação dos explosivos, produzindo a detonação mais estável e menos condicionada pelos agentes externos.

- Diminuição do custo global.
- Maior possibilidade de mecanização do carregamento com explosivo.
- Maior número de metros cúbicos de desmonte por metro perfurado.

Por sua vez, as desvantagens de um maior diâmetro são:

- Maior granulometria média.
- Maior risco de blocos grandes.
- Maior risco de projecções.
- Maior facilidade de ocorrência de fracturas indesejadas.
- Menor controlo no posicionamento do explosivo.
- Maiores vibrações.

No caso de diâmetros maiores, as granulometrias podem apresentar tamanhos superiores aos desejados principalmente quando as famílias de diaclases ou descontinuidades apresentam espaçamento amplo como se pode ver na figura 3.29 (Jimeno 2003).

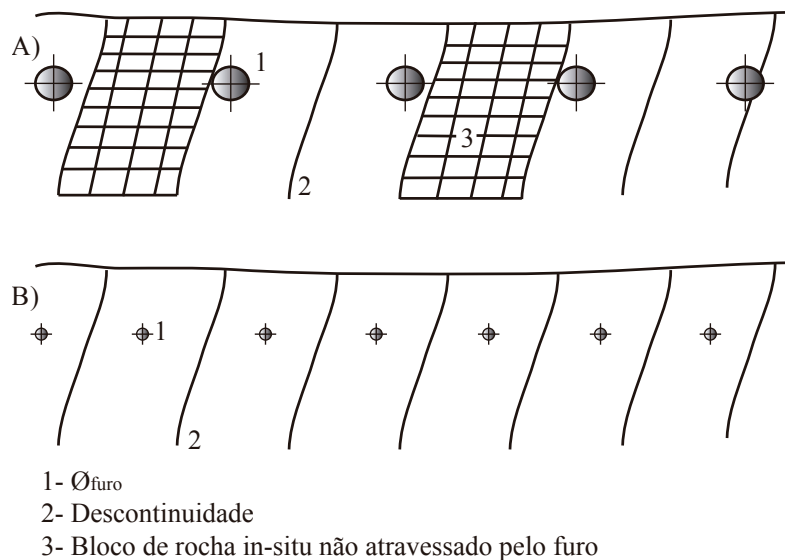


Figura 3.29 – Influência do esquema de furação de descontinuidades na produção de grandes blocos. (Fonte: Jimeno 2003)

Para a escolha do diâmetro apropriado existem várias propostas de diferentes autores. Utilizando as séries normais de furação, Daniel (1999) sugere (tabela 3.8):

Tabela 3.8 – Diâmetro do furo em função da altura da bancada (fonte: Daniel 1999).

Diâmetro do furo (mm) e (polegadas)	Altura mínima (m)	Altura recomendada (m)
38 (1½)	3,5	3,5 a 5,0
51 (2)	4,6	4,6 a 10,0
64 (2½)	5,8	5,8 a 12,0
75 (3)	6,7	6,7 a 15,0
100 (4)	9,0	9,0 a 20,0

Segundo Oliveira (2009) adaptado de Gomes *et al* (2006), é possível através da figura 3.30 encontrar uma ligação entre a altura da bancada e uma janela de diâmetros de furo recomendados. O diâmetro a ser considerado nessa janela deve ser o superior, de modo a otimizar os custos globais de furação procedendo a um número inferior de furos para o mesmo volume a desmontar.

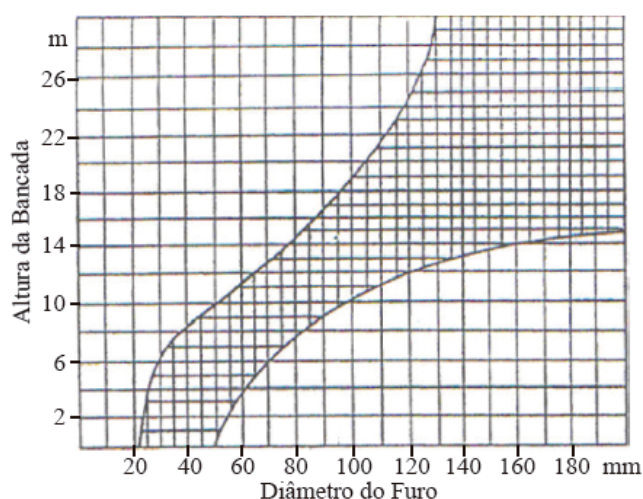


Figura 3.30 – Relação entre os diâmetros dos furos e as alturas das bancadas (fonte: Oliveira, 2009).

3.4.2 PARÂMETROS B, S, H, T, L E J

Segundo Ash em Pugliese (1972), são sugeridas uma série de fórmulas com constantes empíricas que aplicadas, tendo em conta a boa definição dos intervalos das constantes e as suas condições de aplicabilidade, podem dar um bom indicativo de dimensionamento de uma pega de fogo.

$$B = K_B D_E \text{ Com } K_B [25;40] \quad (3.5)$$

$$S = K_S B \quad \text{Com } K_S [1,25;5,0] \quad (3.6)$$

$$H = K_H B \quad \text{Com } K_H [1,5;4,0] \quad (3.7)$$

$$J = K_J B \quad \text{Com } K_J [0,2;0,5] \quad (3.8)$$

$$T = K_T B \quad \text{Com } K_T [0,5;1,0] \quad (3.9)$$

Para usar um explosivo com diâmetro D_E , o afastamento (B) pode ser calculado a partir da equação (3.5). Os seguintes valores de K_B são para rochas com uma densidade aproximada de $2,7 \text{ g/cm}^3$, que é a densidade comum dos calcários e dolomitos. Para o cálculo de B são usados (tabela 3.9):

Tabela 3.9 – Valores típicos de K_B para densidades de rocha e explosivos diferentes. (fonte: Bernardo, 2004)

Explosivo \ Rocha	Pouco denso 0,8 a 1,2 g/cm³	Muito denso 1,2 a 1,6 g/cm³
Pouco densa 2,2 a 2,7 g/cm ³	$K_B = 30$	$K_B = 40$
Muito densa 2,7 a 3,2 g/cm ³	$K_B = 25$	$K_B = 35$

A constante K_S está relacionada com a simultaneidade do disparo, para uma K_S entre 1,25 a 2,0, para uma iniciação de cargas retardadas de furos na mesma fiada, em que o movimento da rocha será geralmente perpendicular à face original livre. Para valores maiores de K_S , por exemplo K_S entre 3,0 e 5,0, pode ser utilizado em condições favoráveis para disparos em simultâneo, ou seja, as cargas teriam de ser disparadas exactamente ao mesmo tempo, para que tenha lugar a sobreposição de efeitos entre cargas vizinhas.

A constante K_H está relacionada com a produção em volume. Na prática, K_H varia entre 1,5 e 4, com um valor de 2,6 a ser o mais utilizado. Geralmente, uma furação para aplicação de explosivo não deve ser perfurado a uma profundidade menor do que a B, isto é, menos de $K_H=1$. Quando K_H for inferior a um, a furação pode desenvolver a formação de crateras. Um K_H maior a quatro pode causar problemas quando uma única escorva é usada. Para o condicionamento de uma carga múltipla num furo, a profundidade do furo pode ser maior do que a prevista pelo valor médio de $K_H = 2,6$ e podem mesmo exceder $K_H = 4$. Segundo Ash em Pugliese (1972), não existe um valor definido de K_H , que pode ser facilmente aplicado sem

considerar as propriedades do material, as características explosivas e a localização do detonador.

O valor para a constante K_J é atribuído em função da altura das bancadas e é utilizada para o dimensionamento da subfuração, não devendo ser inferior a 0,2, com um valor de 0,3 a ser preferido. Quando o desmonte se realiza em rochas densas e com grandes bancadas o valor de K_J varia entre 0,4 e 0,5 a fim de eliminar as irregularidades do piso. O valor da subfuração é dispensável, ou seja, $K_J=0$ quando as bancadas apresentam uma estratigrafia pronunciada na base da camada e a direcção é paralela ao piso. O valor de K_J é benéfico para prevenir a perda de gás de explosão. Em rochas densas e sem fracturas, pode ser utilizado um valor de K_J entre 0,4 e 0,45 para eliminar repés; um K_J maior do que 0,5 é geralmente considerado furação desperdiçada.

A constante K_T está relacionada com a preocupação ambiental, como a onda aérea e projecção de blocos e máxima utilização das propriedades do explosivo.

O comprimento da parte superior do furo que não é carregado com explosivos é designado por atacamento T . Esta zona é normalmente preenchida com material inerte que ajuda a limitar os gases produzidos após a detonação do explosivo. Os gases contidos são então utilizados para fazer mais trabalho fracturando e movendo a rocha. A utilização de um valor de $K_T = 0,7$ é razoável para o controlo relacionado com preocupações ambientais, como a onda aérea e a projecção de blocos. Em rochas muito sólidas, um K_T menor que 1 pode causar algumas crateras e um desmonte mais agressivo (Pugliese, 1972).

Existem outras fórmulas empíricas que servem para encontrar os mesmos parâmetros anteriormente referidos, que são referenciados em Daniel (1999) e Figueiredo *et al* (2012).

Os valores do afastamento máximo (B_{max}) são propostos por Daniel (1999) da seguinte forma:

$$B_{max} = 0,045 \times \emptyset_f \quad (3.10)$$

Para calcular o afastamento prático (B_{prat}) tem de se ter em conta o B_{max} e o desvio de furação (F).

$$B_{prat} = B_{max} - F \quad (3.11)$$

$$F = 0,05 + 0,03 \times L \quad (3.12)$$

Em Figueiredo *et al* (2012) não existe uma separação entre afastamento máximo e prático, mas tem em conta a densidade do explosivo (ρ_e), densidade da rocha (ρ_r) e o diâmetro do explosivo (D_E).

$$B = 0,0123 \left[2 \left(\frac{\rho_e}{\rho_r} \right) + 1,5 \right] \times D_E \quad (3.13)$$

Quanto à altura da bancada (H), é referido um quadro síntese (tabela 3.10) (Figueiredo *et al*, 2012) a relação desse parâmetro com B tendo em vista à melhor escolha.

Tabela 3.10 – Relação entre a altura da bancada (H) e o afastamento (B).

H/B	Fragmentação	Onda aérea	Vibrações	Comentários
1	Má	Severa	Severa	Fragmenta para trás. Não detonar e recalculer a pega de fogo.
2	Média	Média	Média	Recalculer a pega de fogo se possível.
3	Boa	Boa	Boa	Bom controle e fragmentação.
4	Excelente	Excelente	Excelente	Não existe aumento do benefício para H/B > 4.

No caso de $H/B < 4$, a bancada é considerada baixa, se for $H/B > 4$, trata-se de uma bancada alta.

Para ambos os autores (Daniel, 1999 e Figueiredo *et al*, 2012) a subefuração apresenta cálculo parecido, embora Daniel (1999) apresente o afastamento prático na sua notação.

$$J = 0,3 \times B \quad (3.14)$$

Segundo Daniel (1999) o comprimento total do furo (L) é função da altura da bancada (H) e da subefuração (J).

$$L = H + (0,174 \times H) + J \quad (3.15)$$

Já Figueiredo *et al* (2012) apresenta uma relação que tem em conta a altura da bancada (H), a inclinação do furo (α) e a subefuração.

$$L = \frac{H}{\cos \alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100} \right) \times J \text{ com } \alpha \text{ em graus} \quad (3.16)$$

Para o cálculo do espaçamento (S) baseado em dados experimentais deve-se ter em conta o B_{prat} (Daniel, 1999).

$$S = 1,25 \times B_{\text{prat}} \quad (3.17)$$

Segundo Figueiredo *et al* (2012) para o cálculo do espaçamento (S) deve-se ter em conta a relação H/B. Assim, quando $H/B < 4$ existem dois casos que devem ser observados:

- Os furos de uma linha são iniciados instantaneamente:

$$S = 0,33(H + 2B) \quad (3.18)$$

- Os furos de uma linha são iniciados com retardos:

$$S = \frac{(H+7B)}{8} \quad (3.19)$$

Quando $H/B > 4$ existem dois casos que devem ser observados:

- Os furos de uma linha são iniciados instantaneamente:

$$S = 2 \times B \quad (3.20)$$

- Os furos de uma linha são iniciados com retardos:

$$S = 1,4 \times B \quad (3.21)$$

O atacamento (T) é um importante parâmetro do dimensionamento com grande importância para a retenção dos gases, sendo considerado por Daniel (1999) igual ao valor de B_{prat} . Segundo Figueiredo *et al* (2012), o atacamento tem a fórmula seguinte, em que se $T < B$ existe risco de projecções e para um $T > B$ a produção de matacões pode ser uma consequência, embora o risco de projecções diminua.

$$T = 0,7 \times B \quad (3.22)$$

Um dimensionamento muito usual tem em conta o diâmetro dos furos da pega de fogo, sendo considerados dois tipos de classificações:

- Pega de fogo de pequeno diâmetro, quando o furo é compreendido entre 65 a 165 mm.
- Pega de fogo de grande diâmetro, quando o furo é compreendido entre 180 a 450 mm.

Para o dimensionamento através deste método tem de se ter em conta a resistência à compressão simples da rocha a desmontar, assim como o diâmetro de furação. Os parâmetros obtidos estão representados nas tabelas 3.11 e 3.12 respectivamente para pequeno e grande diâmetro como foi classificado anteriormente (Jimeno, 2003).

Tabela 3.11 – Estimativa dos parâmetros da pega de fogo em função do diâmetro dos furo para pequenos diâmetros (fonte: Jimeno, 2003)

Parâmetros	Resistência à compressão Simples (MPa)			
	Branda < 70	Média 70- 120	Dura 120- 180	Muito Dura > 180
Afastamento (B)	39 Ø _f	37 Ø _f	35 Ø _f	33 Ø _f
Espaçamento (S)	51 Ø _f	47 Ø _f	43 Ø _f	38 Ø _f
Atacamento (T)	35 Ø _f	34 Ø _f	32 Ø _f	30 Ø _f
Sobrefuração (J)	10 Ø _f	11 Ø _f	12 Ø _f	12 Ø _f
Comprimento da carga de fundo (CF)	30 Ø _f	35 Ø _f	35 Ø _f	46 Ø _f

Tabela 3.12 – Estimativa dos parâmetros da pega de fogo em função do diâmetro dos furo para grandes diâmetros (fonte: Jimeno, 2003)

Parâmetros	Resistência à compressão Simples (MPa)		
	Branda < 70	Média - Dura 70- 180	Muito Dura > 180
Altura da bancada (H)	52 Ø _f	44 Ø _f	37 Ø _f
Atacamento (T)	40 Ø _f	32 Ø _f	25 Ø _f
Sobrefuração (J)	6 Ø _f	7 Ø _f	8 Ø _f
Afastamento (B)	28 Ø _f	23 Ø _f	21 Ø _f
Espaçamento (S)			
Afastamento (B)	38 Ø _f	32 Ø _f	30 Ø _f
Espaçamento (S)			

A relação do diâmetro com o afastamento também é vista pelo mesmo autor tendo em conta o tipo de dureza da rocha presente. O afastamento (B) pode ser calculado através da relação, tendo presente o tipo de dureza do maciço rocha (figura 3.31).

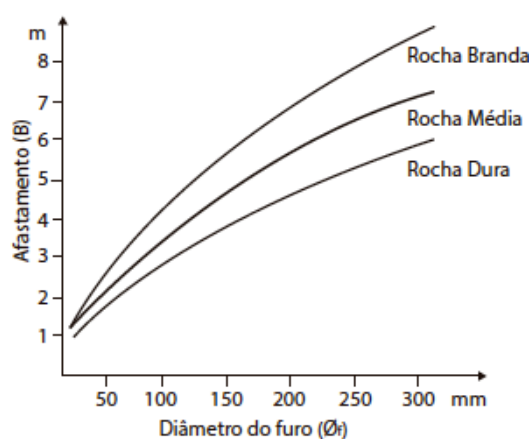


Figura 3.31 – Dimensionamento do afastamento (B) em função do diâmetro do furo.

Tendo em vista a diminuição da subefuração é aconselhado a utilização de explosivos com elevado valor de energia por unidade de comprimento como carga de fundo, aumentando a inclinação e reduzindo a subefuração, como está representado na (figura 3.32).

3. DESCRIÇÃO DOS TRABALHOS DA PEDREIRA

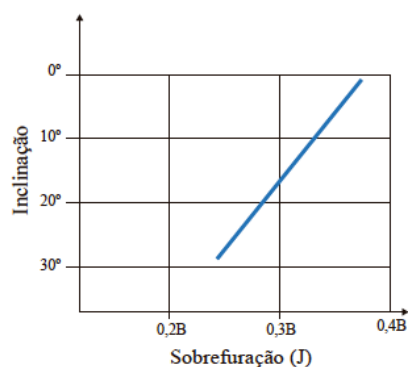


Figura 3.32 – Redução da subfuração com a inclinação dos furos. (fonte: Jimeno, 2003)

A inclinação do furo tem que ter em conta a rentabilidade e o trabalho produzido pelo explosivo, assim como a disposição do material desmontado depois do rebentamento para a optimização da carga e transporte. O deslocamento da bancada dá-se de uma forma diferente conforme a inclinação dos furos, ocupando uma maior área quando a furação não apresenta inclinação (P1). O maior aproveitamento da energia do explosivo é verificado quando existe inclinação, sendo a energia útil propagada ao maciço que se quer desmontar, em vez de ser aplicado numa grande parte do maciço remanescente que não se pretende arrancar como demonstra a figura 3.33 com a energia não utilizada para o desmonte.

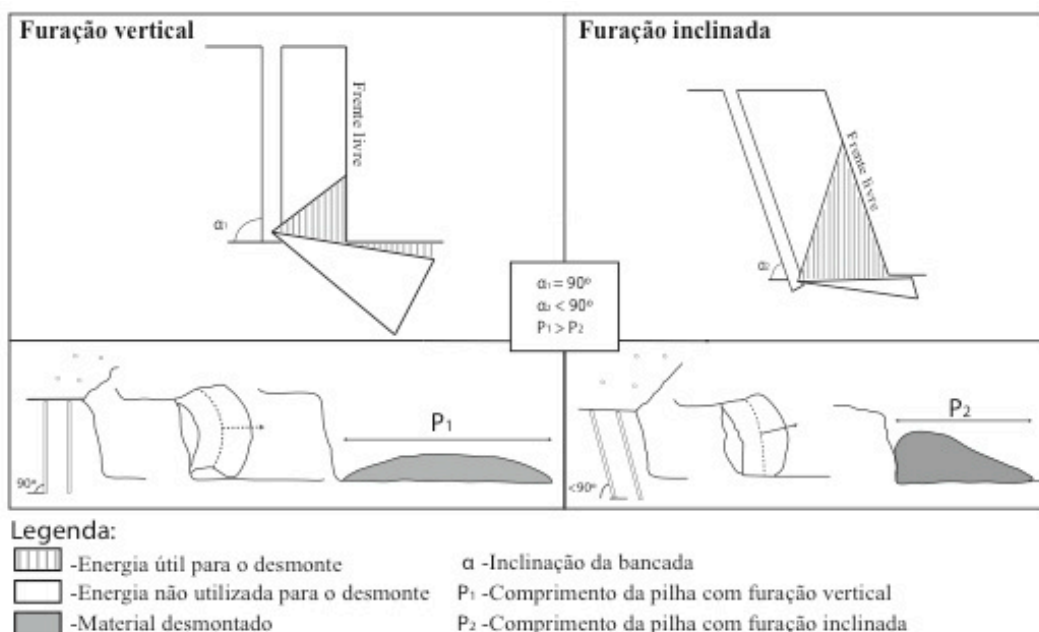


Figura 3.33 – Efeito da inclinação dos furos no desmonte com explosivo.

4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS

4.1 DESCRIÇÃO GEOLÓGICA DO LOCAL DA PEDREIRA

O mercado de agregados actual, com produtos a baixo preço e requisitos de qualidade, resulta numa concorrência cada vez mais agressiva. Desta forma, é necessário proceder a estudos geológicos de pormenor, com o objectivo de delimitar regiões onde o produto tenha as características pretendidas.

A qualidade dos maciços rochosos para a produção de agregados depende fundamentalmente do grau de alteração e da fracturação. A presença de água motivada por um nível freático elevado também constitui um factor de instabilidade na exploração.

A exploração em locais com rocha alterada, não adequada para agregados, pode conduzir a gastos desnecessários tais como investimentos sem retorno e material rejeitado pelo controlo de qualidade da pedreira ou do consumidor final. A presença de cavidades pode levar à colocação de excesso de explosivo nos furos o que é prejudicial quer em termos de segurança quer em termos de custos.

O conhecimento da densidade e atitude da fracturação instalada permite otimizar as pegas de fogo, no que respeita à quantidade e orientação dos furos, como, à quantidade e tipo de explosivo. A estratificação é igualmente importante. Por exemplo, quando a estratificação é paralela aos furos o maciço pode-se desagregar em grandes blocos, fazendo um corte pela linha de separação da estratificação, o que não é aconselhado.

O grau de alteração é vulgarmente descrito à custa de métodos expeditos de observação. Em rochas, é comum referir-se a maior ou menor facilidade com que se parte o material, utilizando um martelo de mão, ou a sua coloração e brilho como consequência da alteração de certos minerais como feldspatos e minerais ferromagnesianos. A discriminação em graus do estado de alteração varia com o tipo de problema e, conseqüentemente, com o pormenor. Na maioria dos casos é adequado considerarem-se cinco graus de alteração dos maciços rochosos conforme se esquematiza na tabela 4.1.

Tabela 4.1 – Grau de alteração do maciço rochoso.

Símbolos	Designação	Características
W ₁	são	sem quaisquer sinais de alteração
W ₂	pouco alterado	sinais de alteração apenas nas imediações das descontinuidades
W ₃	medianamente alterado	alteração visível em todo o maciço rochoso mas a rocha não é friável
W ₄	muito alterado	alteração visível em todo o maciço e a rocha é parcialmente friável
W ₅	descomposto (saibro)	o maciço apresenta-se completamente friável com comportamento de solo

Quanto ao estado de fracturação interessa caracterizar, principalmente, o espaçamento entre diaclases. Regra geral consideram-se cinco classes, correspondendo as designações de muito próximas, próximas, medianamente afastadas, afastadas e muito afastadas. Apresenta-se na tabela 4.2 a classificação elaborada pela comissão da SIMR (Sociedade Internacional de Mecânica das Rochas).

Tabela 4.2 – Grau de fracturação do maciço segundo a classificação da SIMR

Símbolos	Intervalo entre fracturas (m)	Designação
F1	> 2	muito afastadas
F2	0,6 - 2	afastadas
F3	0,2 - 0,6	medianamente afastadas
F4	0,06 - 0,2	próximas
F5	<0,06	muito próximas

Para caracterizar a pedreira em estudo, do ponto de vista geológico e geotécnico, foram feitos trabalhos de campo que consistiram na recolha de elementos geológicos e geotécnicos, como o estado de alteração do maciço rochoso (W), atitudes de diaclases (anexo VII), espaçamentos, aberturas, enchimento, fracturas (F) e rugosidade de acordo com as normas propostas pela SIMR.

O maciço observado é constituído por calcários, de tons brancos acinzentados, pertencente à formação de “calcários de pedreiras”. Apresenta-se pouco alterada (W2), com fracturação medianamente afastada (F3), observando-se pontualmente zonas com fracturação medianamente afastada a próxima (F3/F4). A tabela 4.3 sintetiza as características das descontinuidades observadas na área em estudo, correspondendo aos campos sublinhados.

Tabela 4.3 – Características das descontinuidades.

Comprimento da descontinuidade	< 1 m	1 - 3 m	<u>3 - 10 m</u>	<u>10 - 20 m</u>	> 20m
Separação (abertura)	fechada	< 0,1 mm	<u>0,1 – 1,0 mm</u>	1 - 5 mm	> 5mm
Rugosidade	muito rugosa	rugosa	<u>ligeira/ rugosa</u>	lisa	espelhada
Enchimento	nenhum	< 0,5 mm, duro	<u>> 5mm, duro</u>	<u>< 5mm, mole</u>	> 5mm, mole
Alteração	não alterada	<u>ligeira</u>	moderada	muito alterada	decomposta

Simultaneamente com as observações anteriores, foi efectuado o levantamento sistemático das diaclases observadas na zona em estudo da pedreira.

Entende-se por diaclases uma descontinuidade em que não houve significativo deslocamento ao longo da superfície de rotura. Em geral, as diaclases intersectam superfícies primárias, tais como superfícies de estratificação, de clivagem e de xistosidade. Designam-se por diaclases de corte aquelas que são devidas a tensões de corte e por diaclases de tracção as que são originadas por tensões de tracção. Um conjunto de diáclases, sensivelmente paralelas numa dada região, designa-se por família, enquanto o conjunto de duas ou mais famílias designa-se por sistema. Duas famílias de diáclases, com orientações aproximadamente normais entre si, designam-se por ortogonais. No caso das diáclases é frequente a ocorrência de três famílias principais, com atitudes sensivelmente normais entre si, como nos maciços de rochas ígneas, ou sedimentares (caso de estudo) e metamórficos em que uma das famílias corresponde, respectivamente, às superfícies de estratificação e de xistosidade.

A ferramenta básica para a análise manual da dispersão das descontinuidades é a rede de contagem onde a área de projecção é dividida em sectores com idêntica representatividade das correspondentes áreas da superfície do hemisfério de referência.

Actualmente, existe no mercado *software* que permite o tratamento informático dos dados de fracturação. Os resultados são apresentados por curvas de isodensidades de concentração de pólos. Na Figura 4.1 encontram-se representadas as projecções estereográficas (rede de Schimdt) dos pólos das diaclases e o respectivo diagrama de densidade.

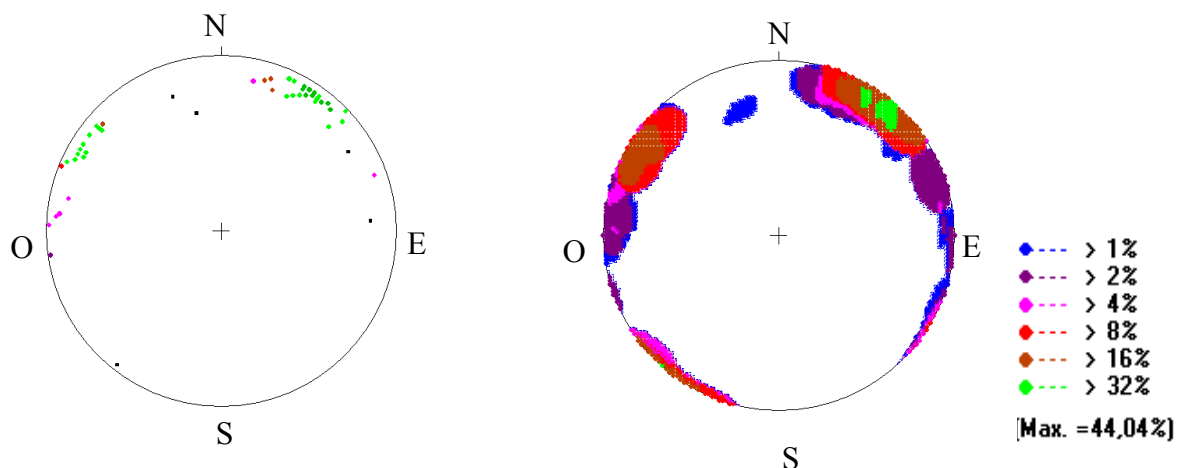


Figura 4.1 – a) Projecção estereográfica dos pólos das diaclases observadas na zona em estudo da pedra b) diagrama de densidades (para ambas as projecções foi usada a rede de Schimdt; hemisfério inferior).

A análise dos diagramas permite verificar que as diaclases medidas são predominantemente subverticais e podem agrupar-se em três famílias, sendo uma delas ($79^\circ; 32^\circ$) sensivelmente paralela a uma das duas famílias de falhas medidas na área em estudo (figura 4.2).

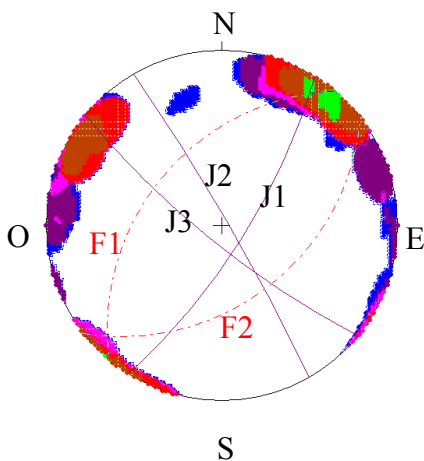


Figura 4.2 – Projecção estereográfica com as famílias de diaclases e falhas observadas na zona em estudo da pedra.

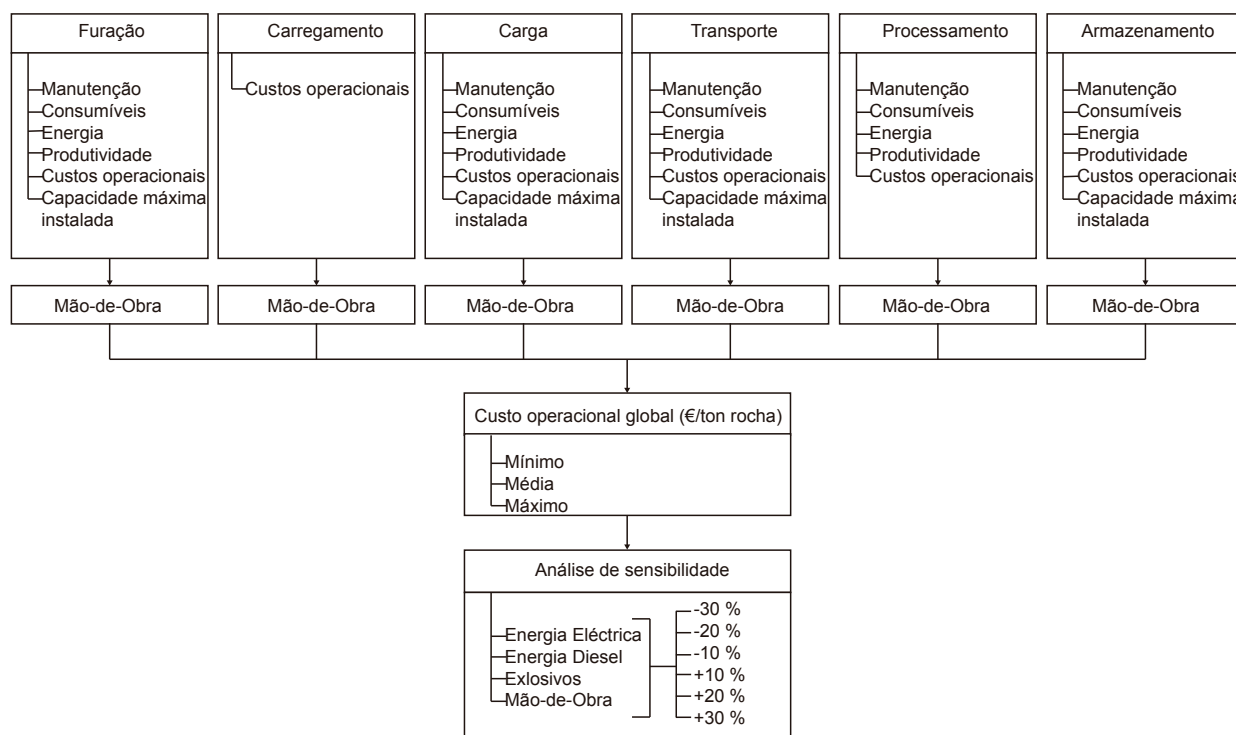
Entre famílias, verifica-se que as subverticais possuem idênticos valores de máximos da concentração de pólos, tendo idêntica importância em termos de frequência de ocorrência. Os planos médios considerados para as principais famílias de diaclases são:

- J1 – 79°; 32°
- J2 – 87°; 330°
- J3 – 82°; 129°
- F1 – 54°; 220°
- F2 – 54°; 52°

Desta forma, foi possível combinar toda a informação numa só imagem (figura 4.2) em que é visível a concentração dos pólos, famílias principais (J1, J2 e J3) e planos médios de falhas (F1 e F2).

Para aumentar a segurança é necessário ter em conta a estabilidade de taludes criados pelo desmonte em degraus. Esses taludes mesmo em fase de exploração têm de se mostrar seguros, porque quer na base, quer no topo estão a ser realizados trabalhos.

4.2 METODOLOGIA



4.3 FLUXOGRAMA DE QUANTIDADES

A caracterização das quantidades produzidas, por produto, foi feita por amostragem dos quantitativos diários, do material que é transportado entre a frente e as centrais e dos materiais produzidos pelas centrais e armazenados.

CAPÍTULO 4

A amostragem decorreu ao longo de 11 dias para a central 1 e 10 dias para a central 2. Na amostragem consideraram-se os seguintes pressupostos:

- Dado que não foi possível fazer pesagens dos *dumpers* entre a frente e as centrais, a capacidade dos *dumpers* (CAT 770) foi considerada constante e igual a 31 toneladas;
- A quantidade dos produtos produzidos em cada central foi estimada com base nos produtos transportados por um *dumper* mais pequeno (Volvo A30) que transportou os materiais dos silos para outro local de armazenamento. Para se estimar a capacidade do *dumper* fizeram-se duas a três pesagens por produto.
- No período de amostragem os silos foram sempre esvaziados ao fim de cada dia;
- A quantidade de detritos produzida pela central 1 foi calculada pela soma de todos os produtos finais subtraídos à quantidade de rocha estimada como entrada na central (número de descargas do *dumper* x 31 ton).
- A densidade *in situ* foi estimada em 2,7 g/cm³;
- Cada turno tem 8 horas de trabalho.

As medições recolhidas tiveram em conta a produção simultânea de diversos produtos nas duas centrais (ver figura 4.3):

Central 1

Entrada: Rocha das frentes.

Saída: Pó de pedra (PP), bago de arroz (BA), brita 1 (B1), brita 2 (B2), brita 3 (B3), brita 4 (B4), enrocamento (ENR) e detritos (DET) ou todos misturados sem a presença de detritos que dão origem ao *tout-venant* (TV1 ou TV2).

Central 2

Entrada: Rocha das frentes / Central 1.

Saída: Pó de pedra (PP)

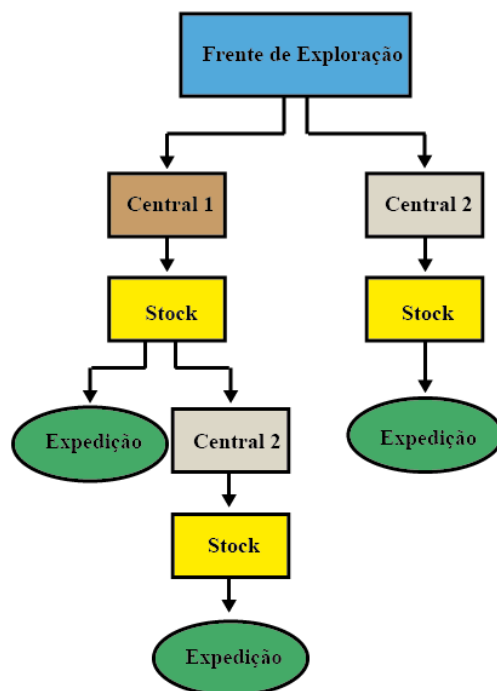


Figura 4.3 – Fluxograma simplificado da circulação de materiais na pedreira em estudo.

A tabela 4.4 mostra os valores obtidos para as toneladas de material transportado pelo *dumper* Volvo A30. Os valores confirmam que a capacidade transportada é menor à medida que aumenta a dimensão máxima dos fragmentos de cada produto e é mais elevada com a presença de finos.

Tabela 4.4 – Tonelagem de material que o Volvo A30 transporta

Medições	PP	BA	B1	B2	B3	B4	TV1 e TV2
1	23,30	19,84	18,42	20,10	19,22	18,34	22,70
2	22,30	20,34	19,40	19,42	18,50	17,14	21,48
3		19,60	19,54	19,54			
Média	22,80	19,93	19,12	19,69	18,86	17,74	22,09

As tabelas 4.5 e 4.6 mostram os quantitativos amostrados para os períodos de 11 e 10 dias respectivamente para a central 1 e central 2.

CAPÍTULO 4

Tabela 4.5 – Quantitativos de produtos à entrada e à saída por turno de 8h na central 1.

Dia	Entrada		Saída (ton)									
	Fretes	ton	PP	BA	B1	B2	B3	B4	TV1	TV2	ENR	DET
1	90	2790	795,1	219,2	748,2	672,3						355,3
2	71	2201							883,6	981,9		335,5
3	52	1612	197,4	99,6	229,4	155,5	140,3	53,2			536,5	200,0
4	76	2356								2200,0		156,0
5	91	2821	478,8	219,2	382,4	334,7			1281,2		24,9	99,8
6	74	2294	615,6	199,3	611,8	413,4					270,0	183,9
7	82	2542	638,4	199,3	669,2	610,3					339,9	84,9
8	89	2759	478,8	139,5	382,4	374,1				1082,4	241,5	60,4
9	80	2480	182,4	59,8	133,8	118,1			1656,8		263,3	65,8
10	53	1643	478,8	159,4	420,6	334,7					199,6	49,9
11	72	2232	250,8	79,7	210,3	98,4	226,3	106,4	662,7	552,3	0,0	45,0
Repartição média dos produtos		100,0	16,0	5,3	14,7	12,1	1,4	0,6	17,4	18,7	7,3	6,4

Tabela 4.6 – Quantitativos de produtos à entrada e à saída por turno de 8h na central 2.

Dia	Entrada		Saída (ton)
	Nº viagens <i>dumper</i>	ton	PP
1	16	305,92	305,92
2	19	363,28	363,28
3	19	363,28	363,28
4	20	382,40	382,40
5	19	363,28	363,28
6	17	325,04	325,04
7	18	344,16	344,16
8	17	325,04	325,04

4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS

9	20	382,40	382,40
10	17	325,04	325,04

Na tabela 4.7 apresenta-se um quadro geral de produtividade em toneladas/hora, tendo em conta a quantidade de material processado por dia nas centrais 1 e 2 nas oito horas de trabalho. Os valores médios finais são de 292,39 toneladas para a central 1 e 43,5 toneladas para a central 2. Refira-se que a central 2 no período em análise foi alimentada exclusivamente por produtos da central 1 pelo que os quantitativos extraídos da frente coincidem com os quantitativos à saída da central 1.

Tabela 4.7 – Produtividade diária horária no período de amostragem e média horária das centrais 1 e 2.

Dia	Produtividade (ton/h)		
	Total (frente)	Central 1	Central 2
1	348,75	348,75	38,24
2	275,13	275,13	45,41
3	201,50	201,50	45,41
4	294,50	294,50	47,80
5	352,63	352,62	45,41
6	286,75	286,75	40,63
7	317,75	317,75	43,02
8	344,88	344,88	40,63
9	310,00	310,00	47,80
10	205,38	205,38	40,63
11	279,00	279,00	
Média	292,39	292,39	43,50

4.4 ANÁLISE ECONÓMICA

A avaliação económica é baseada na contabilidade dos custos operacionais e foi estimada desagregada por actividade e por item, manutenção, consumíveis e energia. Consideraram-se os seguintes pressupostos ou constantes:

- Um turno diário de 8 horas, 22 dias de trabalho por mês;
- Número de operadores 12 mais um encarregado geral;
- Custo médio da energia: gasóleo industrial: 1,1 €/l e energia eléctrica: 0,1385 €/kw;

- Quanto a ordenados, foi considerado o valor médio hora de 4,896 € para os operadores de máquinas e manutenção e 6,600 € para o encarregado geral;
- Não foram considerados os custos fixos como rendas, escritórios, alugueres de equipamento, etc.;
- O custo da mão-de-obra só é acrescentado no final, por isso não está incluído nos cálculos desagregados por etapa que são apresentados seguidamente.

4.4.1 FURAÇÃO

A furação é feita com uma perfuradora a gásóleo Atlas Copco Roc 830 HC, que pode fazer furos até 30 metros, ou seja, 7 varas de 4 metros cada. É movimentada por um operador.

Na avaliação da eficiência foram efectuadas medições dos tempos de furação e de deslocação entre furos em sete frentes, tentando que os valores obtidos sejam representativos das várias condições de trabalho (diferentes geometrias das pegas de fogo) e de tipo de rocha (litologias, fracturação, estratificação, etc.). Os desmontes 4 e 5 apresentam características específicas, tratando-se de uma abertura de novo piso, sendo as condições em que é feita a furação mais adversas, como o início da rampa de acesso para esse piso. Em seis desmontes foi utilizado um *bit* com o diâmetro de 92 mm, e num utilizou-se um *bit* maior de 102 mm. Estima-se que exista um erro médio na inclinação dos furos de 3°, devido à medição ser manual e pela ausência de inclinómetro no equipamento. Estes desvios são relativamente elevados e podem afectar o bom funcionamento da pega de fogo (má distribuição do explosivo). Para melhor avaliar as diferenças de velocidade de furação por tipo de rocha, foi feito o registo de tempos por vara (4 metros).

A tabela 4.8 mostra os resultados da furação por desmonte (anexo I). O volume diz respeito à rocha desmontada por pega de fogo. Observa-se que o tempo de deslocamento corresponde a 17% do tempo total da actividade (o valor considerado para a deslocação é de furo para furo).

4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS

Tabela 4.8 – Tempos de furação e de deslocação por desmonte e médios.

Desmonte	Volume (m ³)	nº furos	Metros furados	Tempo total		Furação		Deslocação	
				horas	min	horas	min	horas	min
1	2227,5	6	111,00	7,4	445	5,3	318,4	2,1	126,6
2	1822,5	6	90,00	4,4	263	4,2	250,5	0,2	12,5
3	2160,0	8	109,00	7,6	458	6,6	398,7	1,0	59,3
4	2025,0	9	128,40	6,9	415	4,6	276,1	2,3	138,9
5	1012,5	5	71,30	4,0	240	3,7	219,2	0,3	20,8
6	1732,5	6	78,75	5,3	319	4,8	287,8	0,5	31,2
7	3240,0	9	140,75	7,1	427	6,4	382,2	0,7	44,8
Total	14220,0	49	729,20	42,8	2567	35,5	2132,9	7,2	434,1

Com base nos dados da tabela 4.8, e noutros fornecidos pela pedreira (manutenção e consumíveis), foram calculados o custo operacional por metro de furação (por desmonte), o custo por m³ desmontado, a perfuração específica e velocidade de perfuração.

A perfuração específica representa a metragem furada por unidade de volume do desmonte e é um indicador de eficiência da pega de fogo. Para a mesma quantidade de explosivo, uma perfuração específica mais elevada é resultante de furos de menor diâmetro e por isso mais próximos. Regra geral, se a perfuração específica for muito elevada relativamente a um valor de referência para o tipo de rocha em exploração, a pega de fogo pode estar sobredimensionada em termos de quantidade de explosivo mas este valor tem de ser sempre visto juntamente com o consumo específico de explosivo, ou seja a quantidade de explosivo por volume do desmonte.

Foi feito o levantamento dos custos de manutenção e consumíveis do equipamento de perfuração. O desgaste do *bit* (custo unitário: 452,00 €) e das varas (custo unitário: 280,00 €) foi considerado desprezável, porque o material explorado na pedreira (calcário) é pouco abrasivo, e porque foi reportado pela pedreira que estes consumíveis raramente são substituídos. O custo energético é relevante tendo sido estimado em 20 l gasóleo/h. Os custos estimados de manutenção, consumíveis e energia por hora estão indicados na tabela 4.9 (anexo III e IV).

Tabela 4.9 – Custos operacionais da actividade furação.

	Custo médio operacional (€/hora)
Manutenção	0,97
Consumíveis	1,67
Energia	22,00
TOTAL	24,64

Cruzando os dados da tabela 4.8 com os da tabela 4.9 obtém-se os custos por metro linear e por m³ que se apresentam na tabela 4.10, juntamente com a perfuração específica e a velocidade de perfuração média horária. Os custos, a produtividade e a velocidade de perfuração foram calculados com base no tempo total da actividade (tempo furação + tempo deslocamento).

Tabela 4.10 – Custos por metro linear e por m³, perfuração específica e velocidade de perfuração.

Desmonte	Custos			Produtividade (t/h)	Perfuração específica	Velocidade m/h
	€/m	€/m ³	€/t			
1	1,643	0,082	0,030	812,7	0,050	20,918
2	1,205	0,059	0,022	1118,4	0,049	21,559
3	1,718	0,087	0,032	767,4	0,050	16,402
4	1,324	0,084	0,031	792,4	0,063	27,904
5	1,382	0,097	0,036	683,4	0,070	19,513
6	1,658	0,075	0,028	882,6	0,045	16,419
7	1,243	0,054	0,020	1232,1	0,043	22,096
Mínimo	1,205	0,054	0,020	683,4	0,043	16,402
Média	1,453	0,077	0,029	898,4	0,051	20,513
Máximo	1,718	0,097	0,036	1232,1	0,070	27,904

A variabilidade da velocidade de perfuração (a máxima é quase o dobro da mínima) é explicada pelas diferenças nas litologias, fracturação, presença de água, etc.. Quando a rocha está fracturada o *bit* não fractura completamente a rocha e encrava mais facilmente ao retirar. É importante que o furo fique desobstruído para que o carregamento com explosivo decorra sem problemas, tais como, o entupimento do furo, não deixando os cartuchos irem até ao fim do furo. Alguns sinais de problemas podem ser barulhos do martelo, a dificuldade em tirar as varas, a não visualização do fundo do furo com ajuda de um espelho, ou mesmo na medição do comprimento do furo em que a fita métrica fica bloqueada.

4.4.2 CARREGAMENTO

No período em análise foram usados diversos tipos de explosivo, nomeadamente encartuchados e a granel (ANFO). Para a iniciação da carga explosiva foram sempre utilizados detonadores eléctricos ligados em série com diferença de retardo de 25 ms entre furos. No carregamento não são considerados custos de manutenção, visto que a empresa pede o explosivo para o próprio dia, evitando eventual custo do paiol e sua segurança obrigatória.

Na análise que se segue, os diferentes tipos de explosivos e detonadores foram catalogados com números (1, 2, ...) que não têm qualquer associação com a respectiva marca ou características técnicas (tabelas 4.11 e 4.12).

Tabela 4.11 – Características dos explosivos utilizados nas pegas de fogo.

Código	Ø (mm)	Comp. (mm)	Cartuchos caixa	Densidade	Vel.det. (m/s)	CO ₂ (Kg/ton)	Massa (g)	CF ou CC	Preço (€/Kg)
C1	75	500	10	1,20	6050	158	2500	CF	1,50
C2	80	500	8	1,20	6220	163	3130	CF	1,48
C3	75	500	10	1,20	6490	170	2500	CF	1,44
C4	75	550	11	0,98	5490	184	2273	CC	0,89
C5	80	550	9	0,98	5490	184	2778	CC	0,89
C6	70	500	10	1,20	5000	826	2500	CF	1,64
C7	70	500	11	1,10	4000	914	2273	CC	0,82
C8	A granel	A granel	25 Kg	0,80	2900	880	25000	CC	0,66

Tabela 4.12 – Características dos detonadores utilizados nas pegas de fogo.

Tipo	Comprimento de fio	Custo (€)
D1	Fio de 2 m	1,18
D2	Fio de 4 m	1,43
D3	Fio de 6 m	1,70
D4	Fio de 9 m	2,10
D5	Fio de 12 m	2,35
D6	Fio de 15 m	2,76
D7	Fio de 18 m	3,59
D8	Fio de 20 m	4,04
D9	Fio de 3 m	1,21
D10	Fio de 7 m	1,72
D11	Fio de 9 m	1,75
D12	Fio de 15 m	2,40
D13	Fio de 18 m	2,55

CAPÍTULO 4

Nas tabelas 4.13 e 4.14 apresentam-se os explosivos e detonadores utilizados nas sete pegas de fogo observadas em associação com os respectivos tipos listados nas tabelas 4.11 e 4.12 (anexo II). A tabela 4.15 sintetiza os resultados do carregamento, agregando os explosivos e os detonadores.

Tabela 4.13 – Quantidade e tipo de explosivo utilizado por desmonte em carga de coluna e carga de fundo, peso total, custo total do explosivo e consumo específico.

Desmonte		1	2	3	4	5	6	7	Total ou médio	
Volume (m ³)		2227,5	1822,5	2160,0	2025,0	1012,5	1732,5	3240,0	14220,0	
Carga de Fundo (CF)	1	Kg	110	137,5	160	112,5	62,5	125,2	157,5	865,2
		Tipo	C1	C1	C6	C1	C1	C2	C1	
	2	Kg							112,5	112,5
		Tipo							C3	
Custo (€)		165,00	206,25	262,40	168,75	93,75	185,30	398,25		
Carga de Coluna (CC)	1	Kg	329,59	275,03	372,75	440,96	243,21	297,25	561,43	2520,22
		Tipo	C4	C4	C7	C4	C4	C5	C4	
	2	Kg			200					200
		Tipo			C8					
Custo (€)		293,34	244,78	437,66	392,45	216,46	264,55	499,67		
Peso total		439,59	412,53	732,75	553,46	305,71	422,45	831,43	3697,92	
Custo total (€) CF+CC		458,34	451,03	700,06	561,20	310,21	449,85	897,92	3828,60	

Tabela 4.14 – Quantidade (Q) e tipo de detonadores utilizado por desmonte e custo total dos detonadores.

Desmonte		1	2	3	4	5	6	7	Total	
Detonadores	1	Q	8	6	8	10	5	6	2	45
		Tipo	D7	D7	D13	D7	D7	D7	D3	
	2	Q							3	3
		Tipo							D4	
	3	Q							2	2
		Tipo							D6	
	4	Q							9	9
		Tipo							D7	
	Q		8	6	8	10	5	6	16	59
	Custo (€)		28,72	21,54	20,40	35,90	17,95	21,54	47,53	193,58

Tabela 4.15 – Consumo específico de explosivo, custo total por pega de fogo e custo médio por volume de rocha e tonelada.

Desmonte	Consumo específico de explosivo (g/m ³)	Custo		
		€/pega	€/m ³	€/ton
1	197,35	487,06	0,22	0,081
2	226,35	472,57	0,26	0,096
3	339,24	720,46	0,33	0,122
4	273,31	597,10	0,29	0,107
5	301,94	328,16	0,32	0,119
6	243,84	471,39	0,27	0,100
7	256,61	945,45	0,29	0,107
Mínimo	197,35	328,16	0,22	0,081
Médio	260,05	574,60	0,28	0,105
Máximo	339,24	945,45	0,33	0,122

4.4.3 CARGA

Para a actividade carga dos materiais das frentes para o equipamento de transporte é utilizada uma pá carregadora KOMAT'SU WA600-3 com um operador.

Para a pá carregadora também foi feito o levantamento exaustivo dos gastos de manutenção, consumíveis e gasóleo. O consumo de energia é variável mas é o item que se destaca em termos de custos. Com base nos tempos de uso e abastecimentos, o consumo foi estimado em 41,80 l gasóleo/hora. Na tabela 4.16 mostram-se os custos operacionais estimados por item da pá carregadora recalculados por hora de actividade (anexo III e IV).

Tabela 4.16 – Custos operacionais da actividade de carga.

	Custo médio operacional (€/hora)
Manutenção	0,92
Consumíveis	0,18
Energia	45,93
TOTAL	47,03

Para a análise do trabalho deste equipamento, contabilizaram-se vários tempos de ciclo para a carga de um *dumper*. Foram feitas 24 medições de tempos de ciclo para o desmorte 1, 8 para o desmorte 2, 2 para o desmorte 4 e 5 (que foram detonados ao mesmo tempo) e 32 para o desmorte 6. A contagem de tempo começa no início de carregamento da primeira pá e

CAPÍTULO 4

termina com a descarga da última pá no *dumper* (para carregar um *dumper* são necessárias 4 cargas da pá). Na tabela 4.17 mostram-se alguns dados recolhidos e os respectivos valores de produtividade e custo por tonelada (no anexo V mostram-se todos os registos) e os valores mínimo, médio e máximo da produtividade e custo por tonelada. A produtividade foi calculada através da capacidade média do *dumper* de 31 ton a dividir pelos tempos de ciclo. Para estimativa do custo por tonelada, dividiu-se a soma total dos custos horários incluindo manutenção, consumíveis e energia pela produtividade.

Tabela 4.17 – Medições de tempos ciclo da pá carregadora KOMAT'SU WA600, produtividade horária e custos operacionais por tonelada.

Medição	Nº cargas	Desmonte	Tempo (minutos)	Produtividade (t/h)	Custo operacional (€/t)
1	4	1	2,00	930,00	0,051
2	4	1	2,20	845,45	0,056
3	4	1	2,20	845,45	0,056
4	4	1	2,13	871,88	0,054
5	4	1	1,85	1005,41	0,047
...
Mínimo			1,43	587,37	0,036
Médio			2,08	895,30	0,053
Máximo			3,17	1297,67	0,080

Na tabela 4.17 deve-se ter em atenção os valores extremos, pois a produtividade máxima é calculada com o tempo mínimo e vice-versa. O custo mínimo é calculado com a produtividade máxima e o custo máximo é calculado com a produtividade mínima.

Os tempos medidos e mostrados totalmente no anexo V apresentam grande dispersão, tendo em conta que as condições de carga são variadas, nomeadamente a eficiência da pega de fogo, dispersão da pilha de rocha e tipo de rocha. No caso dos materiais ficarem muito concentrados o operador necessita de mais tempo para preparar o material para a carga seguinte. Quando existem grandes fragmentos de rocha não fragmentados, ou amontoados de argila, estes são retirados da pilha o que resulta em perda de produtividade. A presença de argila no calcário colmata as malhas dos crivos, pelo que quando o operador identifica aglomerados desse material na pilha coloca-os à parte, aumentando o tempo de ciclo. O tempo de ciclo também varia com o operador, mas no caso em estudo, a pá foi sempre manobrada pelo mesmo operador.

4.4.4 TRANSPORTE

Para o transporte de rocha, das frentes para as centrais, a pedreira utiliza três *dumpers* iguais CATERPILLAR 770 com capacidade média de 31 ton (valor estimado tendo em conta a granulometria normalmente transportada da frente da pedreira). Os três equipamentos andam em simultâneo sendo necessários três operadores.

Para cada *dumper* foi feito o levantamento exaustivo dos gastos de manutenção, consumíveis e gasóleo. O consumo de energia é variável mas é o item que se destaca em termos de custos. Com base nos tempos de uso e abastecimentos, o consumo foi estimado em 18,34 l gasóleo/hora. Na tabela 4.18 mostram-se os custos operacionais estimados por item e por *dumper* recalculados por hora de actividade (anexo III e IV).

Tabela 4.18 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia dos *dumpers* que circulam entre as frentes e as centrais (por *dumper*).

	Custo médio operacional (€/hora)
Manutenção	2,17
Consumíveis	0,11
Energia	20,18
TOTAL	22,46

A manutenção dos *dumpers* é feita através do pagamento mensal do contrato de *outsourcing*, o que não acontece com mais nenhum equipamento na pedreira. Este contrato teve início no mês de aquisição do equipamento.

Foram feitas leituras dos tempos de movimentação dos equipamentos, a fim de calcular a produtividade e os custos. Foram medidos os tempos de circuito, de ida em carga (C) e retorno em vazio (V) separadamente, desde o local onde são carregados pela pá, até à zona de descarga e regresso para nova carga. Para uma análise mais detalhada, para cada medição de tempo foi também medida a distância da viagem, para que se averiguasse, no caso dos tempos apresentarem diferença significativa, se tinha existido alteração de trajectória, o que não se veio a confirmar.

Na tabela 4.19 mostram-se alguns dados recolhidos de ida e retorno em vazio (no anexo V mostram-se todos os registos). Na tabela 4.20 sintetizam-se os valores mínimo, médio e máximo da produtividade e custo por tonelada. A produtividade foi calculada através da capacidade média do *dumper*, 31 toneladas, a dividir pela soma do tempo de ida e volta em

CAPÍTULO 4

horas. Para estimativa do custo por tonelada procedeu-se como para a pá carregadora, dividiu-se a soma total dos custos horários incluindo manutenção, consumíveis e energia pela produtividade. O tempo mínimo indicado corresponde à soma dos mínimos tempos de ida + mínimo tempo de retorno; o tempo máximo indicado corresponde à soma dos máximos tempos de ida + máximo tempo de retorno.

Tabela 4.19 – Medições de tempos ciclo do transporte *dumper* Caterpillar 770, produtividade horária e custos operacionais por tonelada.

Medição	De: furação	Para: central	Distância (m)	C/V	Tempo (minutos)	Velocidade média (km/h)
1	1	1	450	C	2,33	11,6
2	1	1	450	C	2,50	10,8
3	1	1	440	C	2,55	10,4
4	1	1	450	C	2,42	11,2
5	1	1	440	C	2,22	11,9
...
1	2	1	440	V	1,82	14,5
2	2	1	460	V	1,75	15,8
3	2	1	460	V	2,43	11,3
4	2	1	440	V	2,02	13,1
5	2	1	450	V	1,78	15,1
...

Tabela 4.20 – Mínimo, média e máximos de tempo total (ida+retorno), produtividade horária e custos operacionais por tonelada.

	Tempo total (C+V) (minutos)	Produtividade (t/h)	Custo operacional (€/ton)
Mínimo	3,38	301,62	0,041
Médio	4,55	408,72	0,055
Máximo	6,17	549,75	0,074

Os tempos de viagem entre a frente e as centrais são muito diferentes e devem-se a inúmeros factores, tais como, diferenças nas distâncias, cruzamento de veículos, espera para descarga e diferentes tempos de carga.

4.4.5 PROCESSAMENTO

O processamento da matéria-prima na pedreira em estudo é feito em duas centrais designadas por um e dois (ver figura 4.3). É uma das fases mais importantes e dispendiosas, por isso é recomendável a utilização das melhores tecnologias disponíveis (MTD) e a optimização constante de todo o processo implementado.

Todos os equipamentos das centrais são movidos a energia eléctrica e são mantidos em funcionamento por dois operadores a tempo inteiro. A variedade de equipamentos pode ser revista nos fluxogramas das figuras 3.24 e 3.25, secção 3.3.3- Processamento e parque de stock.

Para medição do consumo energético total, por central, foram identificados os consumos unitários de cada motor em kWh (tabelas 4.21 e 4.22). Com base nas facturas mais recentes de electricidade, o custo por kWh foi estimado em 0,1385 €.

Tabela 4.21 – Lista de motores que movimentam os equipamentos do circuito 1.

Nº motor	kWh
2	22
3	22,4
4	7,5
5	110
6	45
7	22,4
8	18,8
9	7,5
10	200
11	30
12	22
13	15

Nº motor	kWh
14	160
15	22,4
16	18,5
17	30
18	11
19	15
20	22
21	15
21A	15
22	22,4
23	22,4

Tabela 4.22 – Lista de motores que movimentam os equipamentos do circuito 2.

Nº motor	kWh	Nº motor	kWh
2	22,4	15	18,5
3	74,6	16	22
4	15	17	22,4
5	22	18	22,4
6	7,5	19	22,4
7	132	20	18,5
9	22,4	21	160
11	1,5	22	5,5
12	22,4	23	15
14	11	24	22,4

Com os dados anteriores fizeram-se as seguintes associações de equipamentos em funcionamento simultâneo para cada produto ou conjunto de produtos:

Circuito 1: brita 1, 2, 3, 4, enrocamento e detritos

O material é depositado na torva (equipamento 1) através dos *dumpers* que vêm da frente de desmonte. O material é direccionado para um canal com a ajuda de uma tela transportadora em ferro (2). No canal, antes de seguir para o britador primário, existe uma placa vibratória (3), para ajudar a transportar o material para o britador primário (5). Na placa vibratória (3) existem rasgos que deixam passar uma parte dos detritos para a tela (4) que se acumulam numa pilha no chão. O material que passa no britador (5) é encaminhado para a tela transportadora (6), que leva o material para o crivo vibratório de 3 *decks* (número 7). No crivo (7) é separado o material de enrocamento através do primeiro deck consoante a abertura que é ajustada para a tela transportadora (8), controlando assim a percentagem de enrocamento produzida. O material que fica retido nos segundos e terceiros *deck* é encaminhado para o moinho de impacto secundário (10), que depois de fragmentado é transportado por tela transportadora (11). O material que passa pelos 3 *decks* do crivo (7), passa para a tela (9) que posteriormente é depositado numa pilha no chão, caracterizado como detritos que não saem na primeira fase. Da tela transportadora (11), o material segue para um crivo de 4 *decks* (12), sendo o material retido nos três primeiros *decks* encaminhado para a tela transportadora (15), que vão ser re-britados no moinho impactor terciário (14) e retornam posteriormente por intermédio da tela transportadora (13) ao crivo (12). O material retido no último *deck* é

encaminhado para a tela transportadora (17). As granulometrias mais finas que passam por todos os 4 *decks*, apresentam características finais de produto acabado (pó de pedra), sendo transportado pela tela transportadora (16) para a zona de armazenamento (24). A tela transportadora (17) leva o material até à tela transportadora (18) que por sua vez leva o material para nova classificação pelo crivo (19) com 3 *decks*. O primeiro *deck* separa a brita 5, o segundo a brita 4 e o terceiro a brita 3 para a zona de armazenamento (24). Todo o material que passa em todos os *decks* do crivo 19 é conduzido pela tela transportadora (20), até nova classificação por crivagem (21) que apresenta mais três *decks* de selecção. Assim são separados a brita 2 e uma fracção de brita 1. As granulometrias que passam nos três *decks* anteriores são levados por tela transportadora (22) até à última classificação do processo, o crivo (23), de dois *decks*, que separa a outra fracção de brita 1, o bago de arroz e pó de pedra para o armazenamento (24).

Circuito 1: tout-venant

Este processamento é semelhante ao anterior visto que não é possível produzir em simultâneo as qualidades anteriores e *tout-venant*. Só existe uma diferença no processo que é a junção do material das telas (16) e (17) num silo de stock (24) que faz a granulometria pretendida para este produto, não sendo necessárias as classificações posteriores (19), (21) e (23) e as respectivas telas transportadoras.

Circuito 2: pó de pedra

O produto de entrada neste circuito é material já pré-processado no circuito 1, ou seja, pode entrar brita 1 que é colocada na torva (10) que alimenta a tela transportadora (12) através de uma mini-tela (11). A tela (12) movimentada o material até ao *bypass* (13) que encaminha o material para a tela (14). De seguida, o material entra no crivo (17) onde é seleccionado através dos três *decks*. No crivo (17) o pó de pedra é retirado do restante material e segue pela tela (24) que leva o material para a zona de armazenamento numa pilha no chão. O restante passa para a tela (19) que vai levar o material para o moinho de impacto (21). Nesse moinho o material é novamente processado ficando com granulometria mais finas que passa para a tela (22) e entra novamente no *bypass* (13), criando assim um ciclo até o material apresentar uma granulometria igual ou inferior ao diâmetro do último *deck* do crivo (17).

CAPÍTULO 4

Tendo em conta a passagem do material por todos os equipamentos listados anteriormente, para obtenção de um determinado produto estimou-se o consumo energético e o respectivo custo hora (tabela 4.23). As diferenças no consumo horário são explicadas pelos equipamentos que são ligados ou ficam desligados para cada produto.

Tabela 4.23 – Consumo de energia eléctrica por central e produto e respectivos custos horários de energia eléctrica.

Central e produto	Consumo horário (kWh)	Custo energia (€/h)
Central 1 (todos os produtos, excepto tout-venant)	876,3	121,19
Central 1 (tout-venant)	753,5	104,21
Central 2 (pó de pedra)	267,6	37,01

A manutenção e consumíveis das centrais de processamento (anexo III) é tratada como um todo, pelo que o valor total apurado foi repartido em duas partes iguais. Para melhor análise, foi feito um levantamento dos gastos de manutenção dos equipamentos e consumíveis, tendo sido apurado um valor médio horário (tabela 4.24).

Tabela 4.24 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia eléctrica do conjunto das centrais 1 e 2.

Item	Custo funcionamento centrais (€/h)
Manutenção	1,63
Consumíveis	4,52
Energia eléctrica	Variável, por produto

Foi feita a análise da produtividade das duas centrais, tendo em conta o que consumiam e o que produziam, foi possível chegar aos resultados de síntese listados na tabela 4.25.

Tabela 4.25 – Síntese de produtividade das centrais 1 e 2 e custos por tonelada de rocha processada.

	Central e produto	Mínimo	Médio	Máximo
Produtividade	Central 1, todos os produtos (t/h)	201,50	292,40	352,60
	Central 1, <i>tout-venant</i> (t/h)	275,13	284,81	294,50
	Central 2, pó de pedra (t/h)	38,20	43,50	47,80
Custo operacional	Central 1, todos os produtos (€/t)	0,35	0,42	0,62
	Central 1, <i>tout-venant</i> (€/t)	0,36	0,38	0,39
	Central 2, pó de pedra (€/t)	0,84	0,92	1,05

Embora a central 2 esteja apta para receber material da frente da pedreira, tal não aconteceu no período de amostragem, pelo que se considerou que os custos da central 2 são os mesmos, quer receba materiais da central 1 ou das frentes.

4.4.6 PARQUE DE STOCKS

Quando os silos atingem a capacidade máxima com o material proveniente da central 1, os produtos finais são transportados para a zona de armazenamento ao ar livre por um *dumper*, modelo Volvo A30, movimentado por um operador. Este *dumper* também transporta os produtos da central 1 (torva 10) para a central 2.

Foi feito o levantamento dos gastos da manutenção e combustível gasóleo deste equipamento, tendo sido possível obter um valor médio por hora (tabela 4.26). O consumo energético é variável mas é a componente mais relevante dos gastos, tendo sido apurado o consumo médio de 11,8 l gasóleo por hora. Os custos médios por item manutenção, consumíveis e gasóleo encontram-se na tabela 4.27.

Tabela 4.26 – Amostragem de horas de trabalho e abastecimentos de gasóleo e cálculo dos consumos.

Conta horas		Abastecimento litros gasóleo	Horas feitas	Consumo (l/h)
Início	Fim			
26334	26314	254	20	12,7
26314	26290	310	24	12,9
...
26290	26266	281	24	11,7
26266	26239	230	27	8,5
Média		246	21,1	11,8

Tabela 4.27 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia do *dumper* que circula entre as centrais e o parque de armazenamento.

Item	Custo operacional (€/h)
Manutenção	0,78
Consumíveis	0,27
Gasóleo	13,03
TOTAL	14,08

CAPÍTULO 4

Ainda no parque de armazenamento, para ajudar na expedição dos materiais são utilizadas duas pás carregadores modelos KOMAT'SU WA 500-6, com um operador cada. Além de carregar o material de expedição, também têm como função arranjar os *stocks*, principalmente os que saem do processamento para uma pilha no chão não passando nos silos. Estas pás também fazem a limpeza das vias de acesso no local, facilitando a acessibilidade de todas as máquina, operários e veículos de expedição.

Novamente, foi feito o levantamento dos gastos de manutenção e consumíveis destes equipamentos, tendo-se obtido um valor final por hora que o equipamento debita com a sua utilização. O consumo energético é variável mas é a componente mais relevante tendo-se apurado um valor médio de 31,6 l gasóleo por hora. Os custos médios por item manutenção, consumíveis e gasóleo encontram-se na tabela 4.28.

Tabela 4.28 – Custo médio hora da manutenção, consumíveis e energia de cada pá que circula na área do parque de armazenamento.

Item	Custo operacional (€/h)
Manutenção	2,06
Consumíveis	0,12
Gasóleo	34,74
TOTAL	36,92

Com os valores medidos calculou-se a produtividade mínima, média e máxima das pás (tabela 4.29). Os valores considerados foram calculados apenas com os quantitativos da central 1. Assim, o valor mínimo e máximo correspondem, respectivamente, às produtividades mínima e máxima obtidas para a central 1. O valor médio foi calculado através da média da produção da central 1 a processar todos os produtos e *tout-venant*.

Tabela 4.29 – Quadro dos valor correspondente aos equipamentos afectos ao parque de stocks.

	Mínimo	Média	Máximo
Produtividade Pá Carregadora KOMAT'SU WA 500-6 (1) (t/h)	201,50	289,44	352,63
Produtividade Pá Carregadora KOMAT'SU WA 500-6 (2) (t/h)	201,50	289,44	352,63
Produtividade Volvo A 30 (t/h)	201,50	289,44	352,63

4.5 ANÁLISE CONJUNTA DA PRODUTIVIDADE E CUSTOS

Na tabela 4.30 sintetizam-se os valores apresentados nos pontos anteriores para todas as actividades, nomeadamente custos hora, custos tonelada e produtividade. A produtividade dos equipamentos que movimentam os materiais das centrais foi assumida como sendo igual à da capacidade das centrais. Com o objectivo de calcular os custo por tonelada, os equipamentos de carga e transporte nas centrais e *stock* foram alocadas a uma central específica, cada pá carregadora ficou alocada à sua central e o Volvo A30 ficou alocado à central 1.

Tabela 4.30 – Síntese de custos variáveis, operacionais e produtividade de todas as actividades desagregadas.

Actividade	Furação	Carregamento	Carga	Transporte				Processamento			Carga e transporte centrais (C1 e C2)			
				Caterpillar 770_1	Caterpillar 770_3	Caterpillar 770_3	Média	Central 1 (tudo)	Central 1 (tout-venant)	Central 2 (pó de pedra)	KOMAT'SU WA500 C1	Pá KOMAT'SU WA500 C2	Volvo A30 (C1)	
Máquina	Atlas copco 830 HD	n/a	KOMAT'SU WA600											
Consumo (l/h ou kWh)	20		41,8	18,8	18,1	18,2	18,3	876,3	753,5	267,6	30,0	31,6	11,8	
Custos variáveis (€/h)	Manutenção	0,97	0,92	2,38	2,12	2,02	2,17	0,815	0,815	0,815	2,06	2,06	0,78	
	Consumíveis	1,67	0,18	0,11	0,11	0,11	0,11	2,26	2,26	2,26	0,12	0,12	0,27	
	Energia	22,00	45,98	20,68	19,91	20,02	20,13	121,19	104,21	37,01	33,00	34,76	12,98	
	TOTAL	24,64	47,08	23,17	22,14	22,15	22,41	124,27	107,28	40,08	35,18	36,94	14,03	
Produtividade (t/h)	Mínima	863,60	587,37				301,62	201,50	275,13	38,24	201,50	201,50	201,50	
	Média	1080,06	895,30				408,72	294,07	284,81	43,50	289,44	289,44	289,44	
	Máxima	1469,21	1297,67				549,75	352,63	294,50	47,80	352,63	352,63	352,63	
Custo operacional (€/t)-	Mínima	0,017	0,081	0,036			0,041	0,352	0,364	0,839	0,100	0,105	0,040	
	Média	0,023	0,105	0,053			0,055	0,423	0,377	0,921	0,122	0,128	0,048	
	Máxima	0,029	0,124	0,080			0,074	0,617	0,390	1,048	0,175	0,183	0,070	
Capacidade máxima instalada (t/turno)	11754		10381	4211	3916	3294	11422	2821	2356	382	> central			

A tabela 4.30 mostra equilíbrio nos valores de produtividade instalada das actividades furação, carga e transporte, existindo uma variação entre 10 a 13%, que faz com que essas três fases pareçam estar bem equilibradas. Pelo contrário, observa-se um grande desfasamento entre a produtividade instalada das centrais e estas três actividades ligadas às frentes. Analisando os valores para um turno de 8 horas, a capacidade máxima instalada do processamento é de 3203 ton (2821 tons na central 1+ 382 tons na central 2) contrastando

com os valores máximos sem paragens de produção na furação (11.754 ton), carga (10.381 ton) e transporte de material com os três *dumpers* (11.422 ton). As diferenças são de aproximadamente 2,5 vezes, ou seja, existe mais capacidade instalada do lado das actividades ligadas às frentes do que o processamento.

Aqui deve-se ter em atenção que os valores de produtividade das actividades furação, carga e transporte correspondem a estimativas feitas a partir de tempos de ciclo, isto é, sem paragens entre ciclos, o que na realidade nunca acontece, e que os valores de produtividade indicados para as centrais foram medidos para a janela de tempo de um turno, sendo por isso mais realistas.

Os valores medidos por ciclo sofrem ainda grandes oscilações como, por exemplo, a maneira do operário movimentar o equipamento, os tempos de espera entre actividades e eventuais problemas com a entrada do material na britagem. Outra diminuição da capacidade das centrais é explicada pelo controlo que o operador tem na entrada de material, onde o operador vai dando folgas no material que entra, a fim de não sobrecarregar a central. O entupimento da boca do britador com material de elevada granulometria também pode gerar quebras de produtividade nas centrais.

Os equipamentos de transporte e de movimentação de materiais no parque de *stocks* são os que apresentam custos de manutenção mais elevados. Já no que respeita aos consumíveis, as centrais são as mais caras no custo médio horário. O custo da energia é maior nas centrais, quer pela soma da potência dos motores quer pelo preço da electricidade.

Seguidamente fez-se uma alocação de pessoal pelas actividades para estimar os custos da mão-de-obra por tonelada processada. As horas do encarregado foram distribuídas por todas as actividades (50% em actividades da frente e 50% em actividades de processamento) e cada operador foi alocado a uma actividade ou à manutenção dos equipamentos. O operador 1 foi alocado na proporção de 4 dias da semana em furação e um dia em ajudante no carregamento com explosivos. Os operadores 2 a 10 foram alocados cada um a um equipamento. Os operadores 11 e 12 ocupam-se da manutenção pelo que foram distribuídos por todas as actividades que têm envolvido equipamentos na proporção de 50% em actividades de frentes e 50% no processamento. Não foram considerados pessoal administrativo e de escritório. O resultado da alocação em % do tempo encontra-se listado na tabela 4.31.

Tabela 4.31 – Alocação dos tempos dos 12 operadores + encarregado em percentagem pelas actividades da pedreira / equipamentos.

	Furação	Carregamento	Carga	Transporte	Processamento C1 tudo ou Tout-venant	Volvo A30	Pá Stock	Processamento C2 (pó de pedra)	Volvo A30	Pá Stock	Total
Encarregado	12,5%	12,5%	12,5%	12,5%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	100%
Operador 1	80%	20%									100%
Operador 2			100%								100%
Operador 3				100%							100%
Operador 4				100%							100%
Operador 5				100%							100%
Operador 6					100%						100%
Operador 7								100%			100%
Operador 8							100%				100%
Operador 9										100%	100%
Operador 10									100%		100%
Operador 11	16,67%		16,67%	16,67%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	100%
Operador 12	16,67%		16,67%	16,67%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	8,33%	100%

Foram considerados os salários de 4,896 €/h para os operadores e 6,600 €/h para o encarregado.

Tendo por base as toneladas de rocha processada e os salários de pessoal, foram obtidos os valores de custo de mão-de-obra por tonelada de rocha processada que se apresentam nas tabelas 4.32, 4.33, 4.34 e 4.35. A tabela 4.36 apresenta os resultados agregados para todas as actividades segundo três variantes de funcionamento das centrais.

4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS

Tabela 4.32 – Custo operacionais das actividades de exploração nas frentes.

Exploração na frente		Mão-de-obra	Custo operacional [€/ton rocha]			Percentagem		
			mínimo	médio	máximo	mínimo	médio	máximo
Furação	Equipamento e consumíveis		0,017	0,023	0,029	6,531	6,838	6,434
	Mão-de-obra	1,258	0,016	0,019	0,027	6,181	5,722	5,978
Carregamento	Equipamento e consumíveis		0,081	0,105	0,124	31,536	31,402	27,856
	Mão-de-obra	0,325	0,004	0,005	0,007	1,596	1,478	1,544
Carga	Equipamento e consumíveis		0,036	0,053	0,080	14,128	15,763	18,074
	Mão-de-obra	1,458	0,018	0,022	0,031	7,163	6,632	6,928
Transporte	Equipamento e consumíveis		0,041	0,055	0,074	15,877	16,438	16,756
	Mão-de-obra	3,458	0,044	0,052	0,073	16,987	15,727	16,430
TOTAL	Equipamento e consumíveis		0,175	0,235	0,307	68,072	70,442	69,120
	Mão-de-obra		0,082	0,099	0,137	31,928	29,558	30,880
TOTAL		6,500	0,257	0,334	0,443	100,000	100,000	100,000

Tabela 4.33 – Custo operacionais da Central 1 e actividades associadas para todos os produtos menos *tout-venant*.

Processamento central 1 para todos os produtos menos <i>tout-venant</i>		Mão-de-obra	Custo operacional [€/ton rocha]			Percentagem		
			mínimo	médio	máximo	mínimo	médio	máximo
Central 1	Equipamento e consumíveis		0,352	0,423	0,617	61,400	61,136	61,803
	Mão-de-obra	2,500	0,032	0,038	0,053	5,494	5,487	5,278
A30	Equipamento e consumíveis		0,040	0,048	0,070	6,932	7,013	6,978
	Mão-de-obra	1,500	0,019	0,023	0,032	3,297	3,292	3,167
Pá stock	Equipamento e consumíveis		0,100	0,122	0,175	17,382	17,585	17,496
	Mão-de-obra	2,500	0,032	0,038	0,053	5,494	5,487	5,278
TOTAL	Equipamento e consumíveis		0,492	0,593	0,861	85,715	85,734	86,276
	Mão-de-obra		0,082	0,099	0,137	14,285	14,266	13,724
TOTAL		6,500	0,574	0,691	0,998	100,000	100,000	100,000

CAPÍTULO 4

Tabela 4.34 – Custo operacionais da Central 1 e actividades associadas para *tout-venant*.

Processamento central 1 para <i>tout-venant</i>		Mão-de-obra	Custo operacional [€/ton rocha]			Percentagem		
			mínimo	médio	máximo	mínimo	médio	máximo
Central 1	Equipamento e consumíveis		0,364	0,377	0,390	62,184	58,373	50,569
	Mão-de-obra	2,500	0,032	0,038	0,053	5,383	5,877	6,831
A30	Equipamento e consumíveis		0,040	0,048	0,070	6,791	7,512	9,030
	Mão-de-obra	1,500	0,019	0,023	0,032	3,230	3,526	4,098
Pá stock	Equipamento e consumíveis		0,100	0,122	0,175	17,030	18,835	22,642
	Mão-de-obra	2,500	0,032	0,038	0,053	5,383	5,877	6,831
TOTAL	Equipamento e consumíveis		0,504	0,547	0,634	86,005	84,719	82,240
	Mão-de-obra		0,082	0,099	0,137	13,995	15,281	17,760
TOTAL		6,500	0,586	0,645	0,771	100,000	100,000	100,000

Tabela 4.35 – Custo operacionais da Central 2 e actividades associadas para pó de pedra.

Processamento central 2 para pó-de-pedra com material da central 1		Mão-de-obra	Custo operacional [€/ton rocha]			Percentagem		
			mínimo	médio	máximo	mínimo	médio	máximo
Central 1	Equipamento e consumíveis		0,352	0,423	0,617	24,861	26,105	30,013
	Mão-de-obra	1,375	0,017	0,021	0,029	1,224	1,289	1,410
A30	Equipamento e consumíveis		0,040	0,048	0,070	2,807	2,994	3,388
	Mão-de-obra	1,375	0,017	0,021	0,029	1,224	1,289	1,410
Central 2	Equipamento e consumíveis		0,839	0,921	1,048	59,159	56,925	51,013
	Mão-de-obra	1,375	0,017	0,021	0,029	1,224	1,289	1,410
Pá stock	Equipamento e consumíveis		0,105	0,128	0,183	7,390	7,884	8,922
	Mão-de-obra	2,375	0,030	0,036	0,050	2,113	2,226	2,435
TOTAL	Equipamento e consumíveis		1,336	1,520	1,918	94,216	93,908	93,336
	Mão-de-obra		0,082	0,099	0,137	5,784	6,092	6,664
TOTAL		6,500	1,418	1,619	2,055	100,000	100,000	100,000

4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS

Tabela 4.36 – Custos operacionais totais para as actividades de exploração mais centrais segundo as três configurações estudadas.

Cenários de funcionamento da pedreira		Mão-de-obra	Custo operacional [€/ton rocha]			Percentagem		
			mínimo	médio	máximo	mínimo	médio	máximo
Exploração + central 1 (todos)	Equipamento e consumíveis		0,667	0,828	1,167	80,261	80,756	80,998
	Mão-de-obra	13	0,164	0,197	0,274	19,739	19,244	19,002
	TOTAL	13	0,831	1,025	1,441	100,000	100,000	100,000
Exploração + central 1 (tv)	Equipamento e consumíveis		0,679	0,782	0,941	80,540	79,854	77,450
	Mão-de-obra	13	0,164	0,197	0,274	19,460	20,146	22,550
	TOTAL	13	0,843	0,979	1,215	100,000	100,000	100,000
Exploração + central 1 + central 2 (pp)	Equipamento e consumíveis		1,510	1,755	2,224	90,206	89,898	89,037
	Mão-de-obra	13	0,164	0,197	0,274	9,794	10,102	10,963
	TOTAL	13	1,674	1,952	2,498	100,000	100,000	100,000

Tendo em conta a análise da fase de exploração da frente, o custo médio mais elevado de 32,8% corresponde à colocação e disparo das cargas explosivas necessárias para fragmentar a rocha (com a mão de obra incluída de um operador / 1 dia por semana). A fase com custos menos significativos é a furação, com representação média de 12,56%. Na análise destas fases da exploração de frente, o consumo e manutenção dos equipamentos apresentam um valor médio de 70,44%, sendo o restante pertencente à mão-de-obra.

No processamento da central 1 para todos os produtos (menos *tout-venant*), 61,14% do consumo médio é representado pelo gasto energético dos motores e consumíveis que fazem mover toda a instalação. Nesta fase, o gasto dos equipamentos, consumíveis e manutenção apresentam um valor médio de 85,73%, sendo o restante pertencente à mão de obra. Para a mesma central 1, mas com vista na produção de *tout-venant*, o maior consumo continua a ser a energia, consumíveis e manutenção consumida pelas máquinas, tendo um valor médio de 58,37%. Os equipamentos, consumíveis e manutenção apresentam um valor médio total para esta fase de 84,72%, sendo o restante pertencente à mão-de-obra.

Analisando a central 2 para produção de pó de pedra, o valor mais elevado desta fase é a energia, consumíveis e manutenção com um consumo médio de 56,93%. Deve ser tido em conta que embora a central 2 apresente um consumo de kWh bastante inferior à central 1, isso não faz dela o conjunto de equipamentos menos gastadores, porque analisando em relação à sua produtividade, esta é muito menor que a central 1, acabando por ter um custo médio por ton superior na central 2.

CAPÍTULO 4

Os equipamentos, consumíveis e manutenção desta fase, apresentam um valor médio de 93,91%, sendo o restante pertencente à mão-de-obra.

Para apresentar valores finais agregados, é necessário combinar os custos das combinatórias apresentadas na tabela 4.37 seguindo uma ponderação adequada. Com base na proporção de produtos produzidos no período em análise, adoptou-se a ponderação mostrada na tabela 4.37.

Tabela 4.37 – Ponderação de produtos de cada linha de processamento.

Cenário de funcionamento	Factor de ponderação
Exploração + central 1 (todos os produtos)	0,50
Exploração + central 1 (<i>tout-venant</i>)	0,35
Exploração + central 1 + central 2 (pó de pedra)	0,15

A soma ponderada dos custos operacionais listados na tabela 4.36 com os factores de ponderação da tabela 4.37 tem como resultado os custos finais apresentados na tabela 4.38.

Tabela 4.38 – Custos operacionais e percentagens de gastos globais tendo em conta os factores de ponderação dos cenários de funcionamento.

Exploração + Processamento	Mão-de-obra	Custo operacional [€/ton rocha]			Percentagem		
		mínimo	médio	máximo	mínimo	médio	máximo
Equipamento e consumíveis		0,797	0,951	1,247	82,944	82,819	81,987
Mão-de-obra	13	0,164	0,197	0,274	17,056	17,181	18,013
TOTAL	13	0,961	1,148	1,521	100,000	100,000	100,000

4.6 ANÁLISE DE SENSIBILIDADE

A análise de sensibilidade apresentada nesta secção tem como objectivo perceber o impacto dos factores de custo mais relevantes na estimativa do custo total. Assim, se as condições iniciais da formulação de custos apresentada nas secções anteriores se alterar de uma dada percentagem (para mais ou menos), a análise de sensibilidade permite re-estimar os custos e medir o verdadeiro impacte e influência de cada factor.

A análise de sensibilidade foi feita aos itens de custo gasóleo, energia eléctrica, explosivos e salários por serem estes os mais relevantes e onde são espectáveis oscilações ao longo do tempo. Foram testadas as variações de +10%, +20%, +30%, -10%, -20% e -30%

4. RECOLHA E TRATAMENTO DOS DADOS

relativamente aos valores médios mostrados anteriormente. As alterações são feitas a cada item em separado. A tabela 4.39 mostra os resultados obtidos e a figura 4.6 os mesmos resultados sob a forma gráfica, onde cada item é representado por uma recta. O declive da recta mostra a maior ou menor sensibilidade do item, onde maior sensibilidade significa maior declive.

Tabela 4.39 – Resultados da análise de sensibilidade para os factores de custo energia, gasóleo, salários e explosivo.

Variação de preço electricidade	Custo kwh	Exploração + processamento €/ton	Variação preço gasóleo	Custo por l (€)	Exploração + processamento €/ton	Variação salários (€)	Custo		Exploração + processamento €/ton	Explosivo	Custo €/ton	Exploração + processamento €/ton
							Encarregado	Operador				
-30%	0,097	0,990	-30%	0,77	1,064	-30%	4,620	3,427	1,089	-30%	0,073	1,116
-20%	0,110	1,042	-20%	0,88	1,092	-20%	5,280	3,917	1,108	-20%	0,084	1,127
-10%	0,124	1,095	-10%	0,99	1,120	-10%	5,940	4,406	1,128	-10%	0,094	1,137
0%	0,138	1,148	0%	1,10	1,148	0%	6,600	4,896	1,148	0%	0,105	1,148
10%	0,152	1,199	10%	1,21	1,176	10%	7,260	5,386	1,168	10%	0,115	1,158
20%	0,166	1,251	20%	1,32	1,204	20%	7,920	5,875	1,187	20%	0,126	1,169
30%	0,179	1,303	30%	1,43	1,232	30%	8,580	6,365	1,207	30%	0,136	1,179

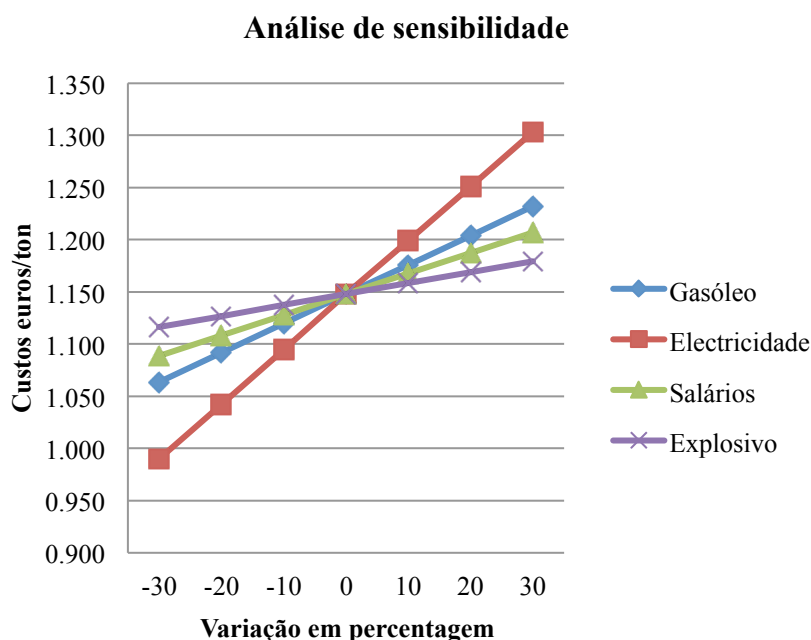


Figura 4.4 – Resultados da análise de sensibilidade por item.

CAPÍTULO 4

O preço da electricidade é o item com maior impacto no custo final conforme é mostrado com as variações percentuais e o respectivo custo final. Confirma-se assim o enorme custo da energia eléctrica na pedreira em estudo. Analisando os valores extremos obtidos, observa-se que um eventual aumento de 30% do preço da energia eléctrica aumenta o custo por tonelada dos produtos de 1,148€/ton para 1,303 €/ton, a que corresponde a um incremento por tonelada produzida de 13,5%.

O consumo de gasóleo é o segundo item mais relevante. Analisando os valores extremos deste parâmetro, pode-se ver que um hipotético aumento de 30% deste parâmetro, corresponde a um incremento de 7,3%.

Os salários são o terceiro item quanto à sensibilidade à alteração percentual. Aqui o aumento de 30% deste parâmetro corresponde a um aumento de 5,1%. Os explosivos são o item menos sensível dos itens analisados.

Esta análise é importante, ao antever o que pode acontecer com variações futuras de factores de custo, assim como servir para incidir os esforços de redução de custos nestes itens que afectam mais seriamente o valor final do produto que chega ao consumidor. Assim, o estudo de uma solução para reduzir o preço da electricidade seria o primeiro passo a tomar, reduzindo assim o valor final do produto ou aumentando a margem de lucro.

Uma análise inversa também é válida. Os itens menos sensíveis são os que apresentam maior dificuldade em que, com a alteração deles, se venha a notar forte descida do preço de produção unitário. Assim, o incremento da utilização dos itens menos sensíveis desde que à custa da redução dos mais sensíveis poderá ajudar a equilibrar a estrutura de custos, embora se saiba de antemão que se um item agora menos sensível for incrementado este passará a ter maior ponderação no preço final.

Por exemplo, se se aumentar o consumo específico de explosivo, a rocha ficará mais fragmentada na frente, não sendo necessário recircular tanta quantidade de rocha no circuito fechado das centrais e com isso reduzindo o consumo de energia eléctrica. Com maior fragmentação nas frentes, o carregamento dos *dumpers* é feito com maior quantidade e mais rapidamente. Estas optimizações de procedimentos são as etapas que deverão ser levadas a cabo no futuro para que os custos dos materiais possam baixar sem prejuízo das margens das pedreiras.

5. CONSIDERAÇÕES FINAIS

Neste capítulo enumeram-se algumas recomendações que têm como objectivo melhorar as operações de desmonte e processamento após a observação de procedimentos que envolveu o trabalho de campo e as medições de tempos e estimativa de produtividade, assim como aspectos gerais que têm como finalidade a melhoria de todo o processo.

5.1 FURAÇÃO

A máquina perfuradora deveria ter inclinómetro instalado, o que teria como consequência que todos os furos tivessem a inclinação correcta, levando à melhoria da eficiência das pegas de fogo.

As pegas de fogo são de pequena dimensão, numa única linha de furos, o que minimiza a produtividade da furação, pois a movimentação frequente para outras frentes prejudica a rentabilidade da actividade, pois trata-se de uma máquina de lagartas de deslocação lenta. Esta mesma visão também é aplicada quando é feito o rebentamento, dado que os equipamentos são retirados das imediações das pegas de fogo. Estas movimentações representam consumos de gasóleo e tempo que podem ser melhor geridos.

A limpeza das frentes de desmonte também afecta a furação das pegas seguintes, pois se a frente não está limpa a fracturação do maciço é estendida para o maciço atrás dos furos, fazendo com que a próxima linha de furação se apresente mais fracturada. Nestas condições, a furação é mais difícil e exigente, porque o desprendimento da rocha obstrui o furo quando estão a ser colocadas as varas. Desta forma, o operador gasta mais tempo para furar, sendo necessário retirar e colocar novamente as varas até o furo estar desobstruído.

Quando a inclinação dos furos é elevada, a velocidade de perfuração é menor, criando maior desgaste no equipamento, daí que é necessário uniformizar a inclinação para que resulte na menor inclinação possível que não provoque repés (socalco ao nível do piso). É possível ver as geometrias e inclinação da furação no anexo I.

A uniformização da inclinação vai fazer com que a bancada apresente uma figura geométrica regular, que torna mais fácil a furação posterior, minimizando assim a probabilidade de aparecimento de repés ou rochas salientes na parte superior do piso. Estes repés, implicam

nova furação a profundidades curtas que vai motivar maior tempo de deslocação, reflectindo-se em maiores custos.

A geometria da furação é bastante importante e poderá ser otimizada em função do diâmetro dos furos, do explosivo, e das distâncias entre furos, de forma a que a quantidade de material que apresente dimensões incompatíveis com os equipamentos da central, nomeadamente o britador primário, seja minimizado. Idealmente devia-se eliminar completamente o taqueio, que com pegas secundárias ou martelos faz aumentar em muito os custos de exploração.

5.2 CARREGAMENTO COM EXPLOSIVO

A aplicação correcta quer na quantidade, quer nas percentagens de carga de fundo e carga de coluna são bastante relevantes para o bom desempenho do desmonte. Assim, é conveniente refazer os cálculos para optimização dos custos da pega de fogo. A furação aqui também tem um papel muito importante, devido à estrutura de vazios que é criada para a colocação e distribuição do explosivo.

A inclinação e o diâmetro do furo são parâmetros que estão ligados a essa optimização, pois quanto maiores forem os diâmetros, maior vai ser a carga a acoplar. A utilização de um tipo de explosivo específico para cada caso é um factor com grande relevância, pois deve depender das condições encontradas, tanto do tipo de rocha como das condições em que os furos se apresentam, como a presença de água. Há que ter em conta a homogeneidade do material, no sentido de diferenciar as zonas quando as características são variáveis no mesmo furo, conseguindo assim uma diferenciação de cargas nas zonas onde isso se justifique, ou mesmo introduzindo atacamento intermédio com inertes a fim da redução da quantidade de explosivo mantendo a distribuição mais ou menos homogénea.

5.3 CARGA

É um processo bastante dispendioso devido à utilização de maquinaria com características muito próprias para o carregamento de grandes granulometrias, que apresentam um consumo de combustível grande. Para a sua minimização, devem ser aplicados os ângulos máximos de manobra, fazendo com que esse consumo seja inferior e o tempo de carga também vai ser reduzido. O maquinista apresenta uma grande importância na redução de custos, fazendo com que os limites de manobra sejam assegurados. A limpeza do terreno em que se está a trabalhar

também tem elevada importância, pois vai fazer com que alguns consumíveis durem mais tempo, como o caso dos pneumáticos. O arranque com explosivo vai influenciar esta fase, pois com um mau rebentamento, o material vai apresentar uma maior agregação e provocar um maior esforço da máquina para retirar o material detonado, influenciando assim os custos.

5.4 TRANSPORTE

A maximização da produção contrasta com a ausência de tempos mortos na fase de processamento. Assim sendo, se o processamento é feito de uma forma contínua sem fases de quebra na alimentação desta, neste caso estamos perante a maximização do processo de britagem e classificação. No caso de esta maximização ser visível, é importante analisar se os meios de transporte com o objectivo a reduzir os custos são os indicados e estão na quantidade certa. Dessa forma, deve ser vista a hipótese da redução da frota transportadora, analisando o posterior impacto que essa alteração vai ter na fase seguinte. Dessa forma é possível analisar se o transporte é adequado e se as capacidades dos mesmos são os mais indicados.

Estes meios de transporte também devem ser ligados com a fase anterior, a carga, pois ao não existir capacidade de carga, o tempo de espera do transporte aumenta, sendo necessário modificar as necessidades da fase de carga. Todas as fases devem estar bem ajustadas às necessidades de produção com o objectivo do melhor ajuste.

O trajecto feito por estes meios de transporte deve-se apresentar limpa (sem fragmentos de rocha que possam danificar a pneumática) e apresentar inclinações máximas para o uso desses equipamentos, a fim de utilizar o mínimo espaço possível de vias, pois essa secção da pedreira não vai ser utilizada para a exploração, minimizando assim o desperdício de material que as formam.

O carregamento deve ser feito em planos nivelados, pois caso contrário provoca desgastes adicionais na máquina de carga, derivando em gastos adicionais na substituição de peças.

5.5 PROCESSAMENTO

A produção de um produto mineral é um processo em duas fases, a extracção do produto a partir do maciço rochoso e o processamento que prepara o produto numa matéria-prima comercial.

Tradicionalmente, esses dois estágios têm sido vistos como independentes. Na verdade, grandes avanços têm sido feitos ao longo dos anos na otimização autónoma de cada entidade. Todavia, extracção e processamento estão intimamente ligados, em particular na redução do tamanho da partícula. Assim, otimizando cada fase separadamente, sem considerar o total do sistema, leva a perdas potenciais de benefícios e de poupança de energia. Isto é particularmente significativo na indústria de agregados em que o único objectivo de cada operação é produzir material de vários tamanhos.

Desta forma, tem de existir sincronização entre transporte contínuo, britagem e classificação, não existindo falhas em nenhuma fase do processo, pois se o transporte contínuo através das telas transportadoras é irregular, todas as fases nas centrais são comprometidas, assim como se a britagem é processada de uma maneira descontínua vai afectar a produção dos classificadores (crivos vibratórios), estando assim a classificar agregados com percentagens de rendimento inferiores aos possíveis e desejados e com consumos energéticos constantes e iguais aos da máxima utilização.

5.6 ASPECTOS GERAIS

Todas as recomendações que levem ao melhoramento dos processos produtivos são factores a ter em conta em qualquer tipo de indústria. A possibilidade de análise, sob várias perspectivas, faz com que eventuais lacunas possam ser estudadas e reparadas, com o intuito de as mitigar em tempo útil e com seriedade.

Com o estudo apresentado determinaram-se custos operacionais desagregados para todas as etapas de uma exploração de agregados de calcário. Para um caso de estudo com as características apresentadas, pode-se afirmar que a pormenorização de todas as fases é fundamental para a análise de custos.

Para um bom desempenho e otimização de processos numa pedreira, os estudos económicos devem ser feitos com frequência, por amostragem como neste estudo, e os dados devem ser registados num sistema de Base de Dados, de forma a permitir a consulta de históricos e a otimização constante das condições de trabalho, aumentando a eficiência e reduzindo custos desnecessários que afectam o valor final do produto.

Tendo em conta o preço final praticado, é importante conhecer o mais exactamente possível o custo operacional por unidade da matéria-prima, e os itens mais dependentes, a fim de aplicar

as margens de lucro. Sem o conhecimento dos custos, corre-se o risco de vender o produto final com um valor inferior ao custo de produção.

Para uma análise temporal e de volatilidade dos factores de custo (gasóleo, energia eléctrica, mão-de-obra e explosivo), torna-se importante ver o que o acontece ao custo operacional unitário tendo em conta um incremento ou redução dos mesmos, analisando assim quais os factores que apresentam maior ponderação no valor final.

No caso de estudo, o factor de custo mais relevante é a energia eléctrica e o segundo é o custo do gasóleo. Segue-se a mão-de-obra e, por último, os explosivos.

Mesmo sem a necessidade de um estudo sistemático, é possível melhorar as técnicas utilizadas, tendo em conta o rigor e espírito crítico que leva a pensar em soluções de alteração de rotinas, como as sugeridas anteriormente.

Deve-se ter em conta a realidade do momento onde foi efectuado este estudo, pois existem diversos factores, como meteorológicos, necessidades específicas e quantidades de produção que podem influenciar os valores finais, fazendo com que alguns parâmetros possam sofrer alterações, enviesando os resultados. Daí a importância da repetição destes estudos noutras alturas do ano.

6. REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Almeida, J.A. (2010) - Modelling of cement raw material compositional indices with direct sequential cosimulation. *Engineering Geology*, (114) 26-33.

Almeida, J.A. (2011) *Apontamentos de Tecnologia de Pedreiras*, FCT Universidade Nova de Lisboa.

Almeida, J.A., Rocha, M. e Teixeira, A. (2004) Modelação da qualidade da matéria-prima de uma pedreira de marga para o fabrico de cimento. *Comunicações Geológicas*, t. 91: 129-146.

Almeida, J.A., Rocha, M.S. e Teixeira, A. (2005) Spatial characterization of limestone and marl quality in a quarry for cement manufacturing. *Quantitative Geology and Geostatistics*, 1, Volume 14, *Geostatistics Banff 2004*, 2, 399-408.

AMB & Veritas (2011) *Estudo Ambiental do Plano de Pormenor da Mata de Sesimbra Sul*.

Antunes, M.T., Manuppela, G., Pais, J., Ramalho, M.M. & Rey, J. (1999) *Notícia explicativa da folha 38-B Setúbal, Carta Geológica de Portugal*. Instituto Geológico e Mineiro.

Bastos, M. (1998) *A geotecnia na concepção, projecto e execução de túneis em maciços rochosos*. Tese de mestrado em Georrecursos (Geotecnia), IST, 153 pp.

Bernardo, P. (2004) *Impactes Ambientais Do Uso de Explosivos na Escavação de Rochas, com Ênfase nas Vibrações*. Dissertação para a obtenção do grau de Doutor em Engenharia de Minas. I.S.T.- U.T.L.. Lisboa.

Brodtkon, F. (2000) *As Boas Práticas Ambientais na Indústria Extractiva. Um Guia de Referência*, IGM, Lisboa.

Casaroto, N., Korpittke, B. (2000) *Análise de Investimentos: Matemática Financeira, Engenharia Económica, Tomada de Decisão, Estratégia Empresarial*. 9. ed. São Paulo: Editora Atlas, 2000.

Chaves, A. , Peres, A. (2003) *Teoria e prática do tratamento de minérios, britagem, peneiramento e moagem*. Volume 3. Signus editora.

Couto, R. (1990) *Lavra a céu aberto e equipamentos principais*. Dissertação para a obtenção do grau de Doutor em Engenharia de Minas. F.E.U.P.. Porto.

Costa; J.B. (2001) *Estudo e Classificação das Rochas por Exame Macroscópico*, Fundação Calouste Gulbenkian, 10ª edição, Lisboa, 196 pp.

CAPÍTULO 7

Daniel, F. (1999) Manual de utilização de explosivos em exploração a céu aberto. I.G.M., Lisboa, 111 pp.

Figueiredo, F.; Tárccio, P.; Leal, W. (2012) Cálculo do Plano de Fogo a Céu Aberto. Faculdade Kennedy. Belo Horizonte.

Galopim de Carvalho, A. M. (1977) Ciências Naturais (Geologia), textos de apoio ao ano propedêutico. Lisboa, Direcção Geral do Ensino Superior, M.E.I.C, vol:2.

Jimeno, C. (2003) Manual de Áridos. Prospección, Explotación y Aplicaciones. E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid, 608 pp.

Kullberg, M. C., Kullberg, J. C. & Terrinha, P. (2000) Tectónica da Cadeia da Arrábida. In Tectónica das regiões de Sintra e Arrábida, Mem. Geociências, Museu Nat. Hist. Nat. Univ. Lisboa, nº 2, 35-84.

Leite, M. (1986) Fragmentação e Classificação de Rochas e Minerais, Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Manuppella, G.; Moreira, J. (1976) Calcários e dolomitos da área de Sesimbra- Cabo Espichel- Estudos, Notas e trabalhos do serviço de fomento mineiro.

Martinho, J. (2012) O Uso De Explosivos na Escavação De Túneis: Implementação do Dimensionamento de Diagramas de Fogo em Folhas de Cálculo. Faculdade de Engenharia Universidade do Porto.

Matos, M., Batista, J., Diogo, M., Magalhães, B. (2011) A evolução da indústria extractiva portuguesa- Perspectiva da segurança. Faculdade de Engenharia da Universidade do Porto.

Neves, P. (2005) Características de Fragmentação e Microestruturais de Rochas e seu Comportamento na Britagem para a Produção de Agregado. Tese para obtenção do grau de mestre. Universidade Federal Do Rio De Janeiro.

Pettifer, G.; Fookes, P. (1994) A revision of the graphical method for assessing the excavatability of rock. Quarterly Journal of Engineering Geology and Hydrogeology 27.

Pugliese, J. (1972) Designing Blast Patterns Using Empirical Formulas: a comparison of calculated patterns with geologic considerations. Washington, U.S. Dept. Of the Interior, Bureau of Mines.

Ramalho, M. (2009) Aspectos geológicos e morfológicos da serra da arrábida.

Rodrigo, F., Correia, A., Chambino, M. (2001)- Guia Técnico, Sector da Pedra Natura. INETI -Instituto Nacional de Engenharia e Tecnologia Industrial, Lisboa.

Saraiva, A. (2007) Métodos de exploração alternativos para minimização de impactos ambientais na pedreira da Secil-outão. Dissertação para a obtenção do grau de Mestre em Engenharia Geológica. FCT.UNL.

Sharma, P. (1999) Empiri Supporting Blast Designs – Discussion on Design Parameters and Related Matters. Índia.

Vermelhudo, N., Almeida, J.A. e Teixeira, A. (2003) Caracterização geoquímica da matéria-prima extraída de uma pedreira de marga na Arrábida para o fabrico do cimento. Ciências da Terra (UNL), nº esp. V, CD-ROM, pp. F125-F128.

Webgrafia

http://matadesesimbra.com.pt/EA/Volume1/5_Sit_Ref_Part1.pdf (01/08/2012).

http://www.eselx.ipl.pt/cied/publicacoes/out/encontros/XXIX_geociencias/ASPECTOS%20GEOLOGICOS%20E%20MORFOLÓGICOS%20DA%20SERRA%20DA%20ARRÁBIDA.pdf (08/08/2012).

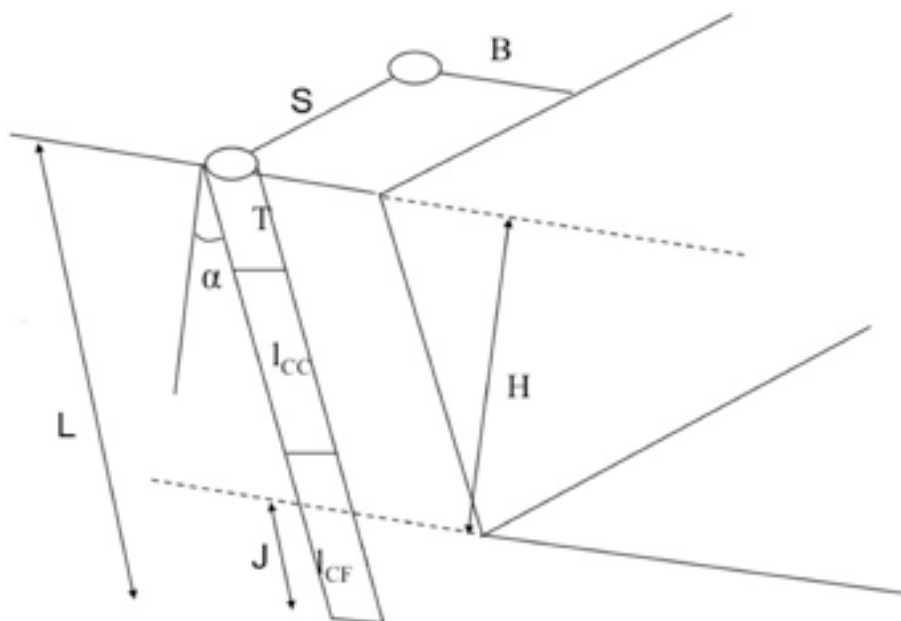
<http://www.min-saude.pt/NR/rdonlyres/BCD4C9B4-35A1-4E73-A155-9E010E8FA7A9/0/ET052007V09221009.pdf> (23/08/2012).

http://www.coitm.org/Explosivos/metodos_destruccion.htm (28/08/2012).

ANEXO I

FURAÇÃO: Parâmetros geométricos das sete pegas de fogo observadas no estudo

Pega de fogo	1	2	3	4	5	6	7
L (m)	18,5	15,0	15,6	14,3	14,3	13,1	20,1
H (m)	16,5	13,5	13,5	10,0	9,0	10,5	16,0
J (m)	0,58	0,33	0,93	3,59	4,84	1,93	2,96
S (m)	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,5	5,0
B (m)	4,5	4,5	4,0	4,5	4,5	5,0	4,5
α °	23,0	23,0	23,0	21,0	18,0	20,0	21,0
θ (mm)	92,0	92,0	92,0	92,0	92,0	102,0	92,0
n° furos	6	6	8	9	5	6	9
Densidade	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7	2,7



Furação 5			Data:	17/04/12	Pedreira: Sobrissul											
Furação																
Equipamento																
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12				
Tempo	40.07	60.77	52.90	33.88	31.62											
α	16	16	19	20	20											
Custo Gasóleo	20 l/h						Tempo total da máquina:									
Consumíveis	51 óleo/dia						dia 1			dia 2						
Manutenção							dia 3									
Número de máquinas	1						Começo	14:14	09:48							
Nome da Máquina	Atlas copco 830 HC						Almoço	0	0							
Numero de furos	5						Fim	17:01	10:59							
							Aquecimento(horas reais)			00:00	00:02					
												%				
Mão-de-obra							Tempo total da máquina(hh:mm):			04:00						
Nº de horas homem							Tempo total da máquina (min):			240		100				
Nº de homens							Tempo total de furação (min):			219.24		91.4				
							Tempo total de movimento (min):			20.76		8.7				
Nº vara	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12				
1	12.67	19.93	13.92	7.78	5.73											
2	9.95	21.08	12.53	7.53	8.03											
3	7.05	8.15	17.18	10.65	10.13											
4	7.97	8.75	7.33	5.63	5.17											
5																
6																
Ret. varas	2.44	2.85	1.93	2.28	2.55											
x																
orientação dos furos																
							5		4		3		2		1	

Furação 6			Data:	24/04/12	Pedreira: Sobrissul													
Furação																		
Equipamento																		
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12						
Tempo	48.98	45.17	44.45	44.73	44.22	60.22												
α	20	20	20	20	21	28												
Custo Gasóleo	20 l/h						Tempo total da máquina:											
Consumíveis	51 óleo/dia						dia 1			dia 2								
Manutenção							dia 3											
Número de máquinas	1						Começo	08:20										
Nome da Máquina	Atlas copco 830 HC						Almoço	01:24										
Numero de furos	6						Fim	14:55										
							Aquecimento(horas reais)			00:08								
												%						
Mão-de-obra							Tempo total da máquina(hh:mm):			05:19								
Nº de horas homem							Tempo total da máquina (min):			319		100						
Nº de homens							Tempo total de furação (min):			287.77		90.21						
							Tempo total de movimento (min):			31.23		9.79						
Nº vara	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12						
1	13.72	11.18	10.80	9.72	8.70	17.32												
2	13.40	12.73	13.23	13.70	14.28	15.08												
3	14.17	14.03	13.63	14.15	13.33	14.17												
4	3.83	4.83	4.72	5.03	5.17	10.65												
5																		
6																		
Ret. varas	3.87	2.38	2.07	2.13	2.73	3.00												
x																		
orientação dos furos																		
							6		5		4		3		2		1	

ANEXO II

CARREGAMENTO COM EXPLOSIVOS: dados detalhados da actividade

Furação 1			Data: 23/04/12			Pedreira:Sobrissul						
Carregamento												
Explosivo	Tipo	Custos				L (m)	18.5	Início	8:55	h:m		
Explosivo	CF	165.00 €				L (mm)	18500	Fim	10:45	h:m		
Explosivo	CC	293.33 €				H (m)	17	Total	1:50	h:m		
Detonadores	Eléctricos 18m	28.72 €	N° de furos com problemas		1(Furo1.4)	Interrompido com argila			1.83	h		
Cordão	X											
			mm	mm	cartuchos	g/cm3	m/s	Kg/ton	g			
	Tipo		ø	Comp	Caixa	Densidade	V det	CO2 Output	Massa			
C.Fundo			75	500	10	1.2	6050	158	2500			
C.Coluna			75	550	11	0.98	5490	184	2273			
Retardo	25 ms											
Mão-de-obra												
N° de horas.homem		1.83	entupiment									
N° de homens		1	o aos									
			16.5m									
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
CF	9	9	4	9	9	4						
CC	27	25	15	28	20	30						
Atacamento	3	3	3	2.9	2.3	2.5						
Comprimento	19350	18250	10250	19900	15500	18500						
Massa CF(Kg)	22.50	22.50	10.00	22.50	22.50	10.00						
Massa CC(Kg)	61.37	56.83	34.10	63.64	45.46	68.19	329.59		Explosivo	detonadores	Total (€)	
Custo CF (€)	33.75 €	33.75 €	15.00 €	33.75 €	33.75 €	15.00 €	165.00 €		458.33 €	28.72 €	487.05 €	
Custo CC (€)	54.62 €	50.57 €	30.34 €	56.64 €	40.46 €	60.69 €	293.33 €					
	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°
Sequência	3	6	2	5	1	4						
detonadores	0	1	3	3	4	6						
			2		5		N° det.	8				
g/m3	225.92	213.67	118.77	232.04	183.06	210.61						
g/ton	83.67	79.14	43.99	85.94	67.80	78.00						

Furação 2			Data:			Pedreira:Sobrissul						
Carregamento												
Explosivo	Tipo	Custos				L (m)	15	Início	8:20	h:m		
Explosivo	CF	206.25 €				L (mm)	15000	Fim	9:45	h:m		
Explosivo	CC	244.78 €						Total	1:25	h:m		
Detonadores	electricos 18m	21.54 €	N° de furos com problemas		2	água por causa da CC			1.33	h		
Cordão	X											
			mm	mm	cartuchos	g/cm3	m/s	Kg/ton	g			
	Tipo		ø	Comp	Caixa	Densidade	V det	CO2 Output	Massa			
C.Fundo			75	500	10	1.2	6050	158	2500			
C.Coluna			75	550	11	0.98	5490	184	2273			
Retardo	25 ms											
Mão-de-obra												
N° de horas.homem		1.33										
N° de homens		1										
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
CF	8	8	8	11	12	8						
CC	22	22	22	16	17	22						
Atacamento	2	2	2	2	2	2						
Comprimento	16100	16100	16100	14300	15350	16100						
Massa CF(Kg)	20.00	20.00	20.00	27.50	30.00	20.00	137.50					
Massa CC(Kg)	50.01	50.01	50.01	36.37	38.64	50.01	275.03		Explosivo	detonadores	Total (€)	
Custo CF (€)	30.00 €	30.00 €	30.00 €	41.25 €	45.00 €	30.00 €	206.25 €		451.03 €	21.54 €	472.57 €	
Custo CC (€)	44.51 €	44.51 €	44.51 €	32.37 €	34.39 €	44.51 €	244.78 €					
	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°
Sequência	1	2	3	4	5	6						
detonadores	0	1	2	3	4	5						
							N° det.	6				
g/m3	230.47	230.47	230.47	210.27	225.98	230.47						
g/ton	85.36	85.36	85.36	77.88	83.70	85.36						

Furação 3			Data: 19/04/12		Pedreira:Sobrissul								
Carregamento													
	Tipo	Custos						L (m)	15	Início	9:40	h:m	
Explosivo	CF	262.40 €						L (mm)	15000	Fim	11:20	h:m	
Explosivo	CC	273.65 €						H (m)	13.5	Total	1:40	h:m	
Detonadores	Eléctricos 18m	20.40 €	N° de furos com problemas					3 (h20)	Interrompido comargila		1.67	h	
Cordão	X												
			mm	mm	cartuchos	g/cm3	m/s	1/Kg	g				
	Tipo	ø	Comp	Caixa	Densidade	V det	CO2 Output	Massa					
C.Fundo		70	500	10	1.2	5000	826	2.5					
C.Coluna		70	500	11	1.1	4000	914	2.273					
C.Coluna	Anfo	x	x	25 Kg	0.8	2900	880	25000					
Retardo	25 ms												
											Qt		
											Anfo	25	
Mão-de-obra											Explosivo	detonadores	Total (€)
N° de horas.homem											536.05 €	20.40 €	556.45 €
N° de homens											1		
Anfo (cc)	25	25	25	25	25	25	25	25	25	25	200		
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
CF	8	8	8	8	8	8	8	8					
CC	9	15	9	9	9	10	12	3					
Atacamento	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2.5	2					
Comprimento	8950	12250	8950	8950	8950	9500	10600	5650					
Massa CF(Kg)	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00	20.00				160.00	
Massa CC(Kg)	45.46	59.10	45.46	45.46	45.46	47.73	52.28	31.82				372.75	
Custo CF (€)	32.80 €	32.80 €	32.80 €	32.80 €	32.80 €	32.80 €	32.80 €	32.80 €				262.40 €	
Custo CC (€)	33.27 €	44.46 €	33.27 €	33.27 €	33.27 €	35.14 €	38.87 €	22.09 €				273.65 €	
	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°	
Sequência	8	7	6	5	4	3	2	1					
detonadores	0	1	2	3	4	5	6	7					
											N° det.	8	
h2o											h2o	h2o	
g/m3	242.43	292.94	242.43	242.43	242.43	250.85	267.69	191.92					
g/ton	89.79	108.50	89.79	89.79	89.79	92.91	99.14	71.08					

Furação 4			Data:		Pedreira:Sobrissul														
Carregamento																			
	Tipo	Custos						L (m)	13.5	Início		h:m							
Explosivo	CF	168.75 €						L (mm)	13500	Fim		h:m							
Explosivo	CC	392.46 €						H (m)	10	Total		h:m							
Detonadores	Eléctricos 18m	35.90 €	N° de furos com problemas					1(Furo1.4)	Interrompido comargila		1.28	h							
Cordão	X																		
			mm	mm	cartuchos	g/cm3	m/s	Kg/ton	g										
	Tipo	ø	Comp	Caixa	Densidade	V det	CO2 Output	Massa											
C.Fundo		75	500	10	1.2	6050	158	2500											
C.Coluna		75	550	11	0.98	5490	184	2273											
Retardo	25 ms																		
											Explosivo	detonadores	Total (€)						
											561.21 €	35.90 €	597.11 €						
Mão-de-obra											N° de horas.homem	1.28							
											N° de homens	1							
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12							
CF	6	5	4	5	5	5	5	5	5										
CC	21	19	25	23	19	21	23	22	21										
Atacamento	2.65	2.6	2.6	2.6	2.55	2.5	2.7	2.3	2.65										
Comprimento	14550	12950	15750	15150	12950	14050	15150	14600	14050										
Massa CF(Kg)	15.00	12.50	10.00	12.50	12.50	12.50	12.50	12.50	12.50			112.50							
Massa CC(Kg)	47.73	43.19	56.83	52.28	43.19	47.73	52.28	50.01	47.73			440.96							
Custo CF (€)	22.50 €	18.75 €	15.00 €	18.75 €	18.75 €	18.75 €	18.75 €	18.75 €	18.75 €			168.75 €							
Custo CC (€)	42.48 €	38.44 €	50.57 €	46.53 €	38.44 €	42.48 €	46.53 €	44.51 €	42.48 €			392.46 €							
	1°	2°	3°	4°	5°	6°	7°	8°	9°	10°	11°	12°							
Sequência	1	2	3	4	5	6	7	9	8										
detonadores	5	6	8	8	9	10	11	12	13										
											N° det.	10							
g/m3											278.81	247.50	297.00	287.91	247.50	267.70	287.91	277.80	267.70
g/ton											103.26	91.67	110.00	106.63	91.67	99.15	106.63	102.89	99.15

Furação 5			Data: 23/04/12		Pedreira:Sobrissul							
Carregamento												
	Tipo	Custos				L (m)	14	Início				h:m
Explosivo	CF	93.75 €				L (mm)	14000	Fim				h:m
Explosivo	CC	216.46 €				H (m)	9	Total				h:m
Detonadores	Eléctricos 18m	17.95 €	Nº de furos com problemas			1(Furo1.4)		Interrompido comargila			0.72	h
Cordão	X											
			mm	mm	cartuchos	g/cm3	m/s	Kg/ton	g			
	Tipo	Ø	Comp	Caixa	Densidade	V det	CO2 Output	Massa				
C.Fundo		75	500	10	1.2	6050	158	2500				
C.Coluna		75	550	11	0.98	5490	184	2273				
Retardo	25 ms											
Mão-de-obra												
Nº de horas.homem											0.72	
Nº de homens											1	
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
CF	5	5	5	5	5							
CC	20	19	19	25	24							
Atacamento	2.6	2.6	2.8	2.5	2.5							
Comprimento	13500	12950	12950	16250	15700							
Massa CF(Kg)	12.50	12.50	12.50	12.50	12.50		62.50					
Massa CC(Kg)	45.46	43.19	43.19	56.83	54.55		243.21					
Custo CF (€)	18.75 €	18.75 €	18.75 €	18.75 €	18.75 €		93.75 €		Explosivo	detonadores	Total (€)	
Custo CC (€)	40.46 €	38.44 €	38.44 €	50.57 €	48.55 €		216.46 €		310.21 €	17.95 €	328.16 €	
	1º	2º	3º	4º	5º	6º	7º	8º	9º	10º	11º	12º
Sequência	1	2	3	4	5							
detonadores	0	1	2	3	4							
								Nº det.	5			
g/m3	286.22	275.00	275.00	342.35	331.12							
g/ton	106.01	101.85	101.85	126.79	122.64							

Furação 6			Data:		Pedreira:Sobrissul							
Carregamento												
	Tipo	Custos				L (m)	12.5	Início	7:44			h:m
Explosivo	CF	185.30 €				L (mm)	12500	Fim	8:46			h:m
Explosivo	CC	264.55 €				H (m)	10.5	Total	1:02			h:m
Detonadores	Eléctricos 18m	21.54 €	Nº de furos com problemas			2 h2o		1:03				h
Cordão	X											
			mm	mm	cartuchos	g/cm3	m/s	Kg/ton	g			
	Tipo	Ø	Comp	Caixa	Densidade	V det	CO2 Output	Massa				
C.Fundo		80	500	8	1.2	6220	163	3130				
C.Coluna		80	550	9	0.98	5490	184	2778				
Retardo	25 ms											
Mão-de-obra												
Nº de horas.homem											1.03	
Nº de homens											1	
Furo	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
CF	6	7	7	6	7	7						
CC	15	19	18	15	20	20						
Atacamento	2.45	2.45	2.6	2.6	2.4	2.2						
Comprimento	11250	13950	13400	11250	14500	14500						
Massa CF(Kg)	18.78	21.91	21.91	18.78	21.91	21.91	125.20					
Massa CC(Kg)	41.67	52.78	50.00	41.67	55.56	55.56	297.25					
Custo CF (€)	27.79 €	32.43 €	32.43 €	27.79 €	32.43 €	32.43 €	185.30 €		Explosivo	detonadores	Total (€)	
Custo CC (€)	37.09 €	46.98 €	44.50 €	37.09 €	49.45 €	49.45 €	264.55 €		449.84 €	21.54 €	471.38 €	
	1º	2º	3º	4º	5º	6º	7º	8º	9º	10º	11º	12º
Sequência	6	5	4	3	2	1						
detonadores	0	1	2	3	4	5						
								Nº det.	6			
g/m3	209.35	258.67	249.05	209.35	268.29	268.29						
g/ton	77.54	95.81	92.24	77.54	99.37	99.37						

h2o

h2o

ANEXO III

PARÂMETROS PARA ANÁLISE DE CUSTOS DE MANUTENÇÃO E CONSUMÍVEIS:
dados detalhados.

Óleo	€/l ou €/Kg
TELEX E 46	1.89 €
ORION U.T.T.O	2.37 €
15 W 40	2.65 €
EP 0	3.63 €
3 SAE 10W	2.37 €
EP 3	4.38 €
TELEX 100	2.60 €
Ar 32	1.66 €
Valvulina 80W90	2.44 €
Valvulina 85W140	2.73 €
Óleo de 30	2.11 €
Taxa ECO-LUB/litro	0.07 €

Análise de custos de manutenção e consumíveis Atlas copco 830 HD (furação)					
250 horas	Ref.	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Motor	15W40	18	2.65 €	1.26 €	48.96 €
Filtro óleo Motor	H200W01	1	56.13 €		56.13 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					114.88 €
Por Hora					0.46 €
2500 horas	Ref.	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo Compressor	Ar 32	38	1.66 €	2.66 €	65.74 €
Filtro Compressor	1202-8040-00	2	31.17 €		62.34 €
Óleo Hidráulico	3 SAE 10W	215	2.37 €	15.05 €	524.60 €
Filtro Hidráulico	8231-1018-04	3	64.26 €		192.78 €
Óleo da Transmissão	Valvulina 80W90	3	2.44 €	0.21 €	7.53 €
Filtro de gasóleo1	2900-0517-00	1	5.83 €		5.83 €
Filtro de gasóleo2	2900-0518-00	1	4.00 €		4.00 €
Filtro de gasóleo3	2900-0520-00	1	28.87 €		28.87 €
Filtro de Ar do Motor1		1	56.99 €		56.99 €
Filtro de Ar do Motor2		1	23.79 €		23.79 €
Filtro do ar do Compressor1		1	60.74 €		60.74 €
Filtro do ar do Compressor2		1	26.24 €		26.24 €
Mão de obra (horas)		3	4.896 €		14.69 €
Total					1 074.14 €
Por Hora					0.43 €
		Horas	Unidade	Por mês	Por hora
Lavagem (1 vez por mês)		4	4.896 €	19.58 €	0.11 €
		Kg	Unidade	Por 20 dias	Por hora
Massa	EPO-20 dias	2	3.63 €	7.26 €	0.05 €

		1	unidade	por dia	por hora
Óleo do martelo	TELEX 100	5	2.60 €	13.00 €	1.63 €

Análise de custos de manutenção e consumíveis KOMAT'SU WA600 (Carga)					
500 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Motor (litros)	15W40	43	2.65 €	3.01 €	116.96 €
Filtro óleo Motor	600-211-1231	2	22.92 €		45.84 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					172.59 €
Por Hora					0.35 €

1000 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Torque	Óleo de 30	120	2.11 €	8.40 €	261.60 €
Filtros do torque	426-16-21110	3	13.08 €		39.24 €
Filtro de água		1	26.68 €		26.68 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					337.31 €
Por Hora					0.34 €
2000 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo dos cubos	orion U.TT.O	124	2.37 €	8.68 €	302.56 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					312.35 €
Por Hora					0.16 €

		Kg	unidade	Para 5 dias	Por hora
Massa	EP0-5 dias	2	3.63 €	7.26 €	0.18 €

		Horas	Unidade	Por mês	Por hora
Lavagem (1 vez por mês)		4	4.896 €	19.58 €	0.11 €

Análise de custos de manutenção e consumíveis Caterpillar 770								
	Data início	Data Fim	Horas	Renda/Mês	Meses	Renda total	€/h	Massa
BZZ00101	10/04/07	31/07/12	8501	309 €	63	19 467 €	2.29 €	2 Kg para 8 dias
BZZ00222	08/04/08	31/07/12	7781	309 €	51	15 759 €	2.03 €	
BZZ00223	18/02/08	31/07/12	8493	309 €	53	16 377 €	1.93 €	

Para 3 <i>Dumpers</i>	Horas	Unidade	Por mês	Por hora
Lavagem (1 vez por mês)	4	4.896 €	58.75 €	0.33 €

	Kg	Unidade	Por 8 dias	Por hora	
Massa	EP0-8 dias	2	3.63 €	7.26 €	0.11 €

Análise de custos de manutenção e consumíveis do processamento					
---	--	--	--	--	--

		Kg	Unidade	para 5 dias	Por hora
Massa	EP3-5 dias	35	4.38 €	153.30 €	3.83 €

		Litros	Unidade	Para 5 dias	Por hora
Óleo	Valvulina 85W140	10	2.73 €	27.30 €	0.68 €

		Horas	Unidade	Para 5 dias	Por hora
Mão de obra manutenção	4 pessoas	4	4.896 €	78.34 €	1.96 €

Análise de custos de manutenção e consumíveis KOMAT'SU WA500 (parque de stock)					
500 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Motor (litros)	15W40	45	2.65 €	3.15 €	122.40 €
Filtro Óleo Motor (KOMAT'SU)	600-211-1340	2	64.81 €		129.62 €
Filtro gasóleo1 (KOMAT'SU)	600-311-3550	1	57.11 €		57.11 €
Filtro gasóleo 2 (KOMAT'SU)	600-319-4540_05696	1	110.53 €		110.53 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					430.02 €
Por Hora					0.86 €

1000 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Torque	Óleo de 30	76	2.11 €	5.32 €	165.68 €
Filtros do torque	424-16-11140	2	30.39 €		60.78 €
Filtro da água	600-411-1171	1	24.68 €		24.68 €
Filtro do ar sec	X	1	26.83 €		26.83 €
Filtro do ar prim.		1	53.95 €		53.95 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					341.71 €
Por Hora					0.34 €
2000 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do hidráulico	3 SAE 10W	337	2.37 €	23.59 €	822.28 €
Filtros do hidráulico1	209-60-77539	1	151.34 €		151.34 €
Filtros do hidráulico2	56B-60-11270	1	151.34 €		151.34 €
Óleo dos cubos	orion U.TT.O	168	2.37 €	11.76 €	409.92 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					1 544.67 €
Por Hora					0.77 €

		Kg	unidade	para 15 dias	por hora
Massa	EP0-15 dias	4	3.63 €	14.52 €	0.12 €

Para 2 pás carregadoras		horas	Unidade	por mês	Por hora
Lavagem (1 vez por mês)		4	4.896 €	39.17 €	0.22 €

Análise de custos de manutenção e consumíveis Volvo A30 (parque de stock)
--

500 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Motor (litros)	15W40	23	2.65 €	1.61 €	62.56 €
Filtro óleo Motor 1		2	29.53 €		59.06 €
Filtro óleo Motor 2		1	10.82 €		10.82 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					142.23 €
Por Hora					0.28 €

1000 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo do Torque	Óleo de 30	12	2.11 €	0.84 €	26.16 €
Filtros do torque		1	26.12 €		26.12 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					62.07 €
Por Hora					0.06 €

2000 horas	Ref	Quantidade	Unidade	Taxa	Valor
Óleo dos cubos	orion U.TT.O	97	2.37 €	6.79 €	236.68 €
Óleo do hidráulico	3 SAE 10W	194	2.37 €	13.58 €	473.36 €
Mão de obra (horas)		2	4.896 €		9.79 €
Total					719.83 €
Por Hora					0.36 €

		Kg	Unidade	Para 5 dias	Por hora
Massa	EP0-5dias	3	3.63 €	10.89 €	0.27 €

		Horas	Unidade	Por mês	Por hora
Lavagem (1 vez por mês)		4	4.869 €	19.58 €	0.11 €

ANEXO IV

PARÂMETROS PARA ANÁLISE DE CONSUMO ENERGÉTICO.

Máquina	Atlas copco 830 HD
Consumo litros diesel/hora	20

Consumo litros diesel/hora máquina KOMAT'SU WA600 (Carga)				
Horas_1	Horas_2	Litros	Horas feitas	l/h
25384	25369	606	15	40.4
25369	25356	617	13	47.5
25356	25340	662	16	41.4
25340	25331	406	9	45.1
25331	25317	624	14	44.6
25317	25303	675	14	48.2
25303	25291	505	12	42.1
25291	25277	657	14	46.9
25277	25263	650	14	46.4
25263	25254	382	9	42.4
25254	25239	558	15	37.2
25239	25225	562	14	40.1
25225	25218	313	7	44.7
25218	25208	320	10	32.0
25208	25196	320	12	26.7
25196	25188	344	8	43.0
25188	25180	346	8	43.3
25180	25165	620	15	41.3
25165	25150	580	15	38.7
25150	25138	539	12	44.9
25138	25125	530	13	40.8
25125	25113	550	12	45.8
25113	25098	552	15	36.8
Média		518	12.4	41.8

Consumo litros diesel/hora Caterpillar 770_1(transp.)				
Horas_1	Horas_2	litros	Horas feitas	l/h
8559	8532	397	27	14.7
8532	8512	397	20	19.9
8512	8493	465	19	24.5
8493	8467	364	26	14.0
8467	8446	438	21	20.9
8446	8420	444	26	17.1
8420	8390	479	30	16.0
8390	8359	447	31	14.4
8359	8335	424	24	17.7
8335	8314	392	21	18.7
8314	8296	394	18	21.9
8296	8283	353	13	27.2
8283	8259	417	24	17.4
Média		416	23.1	18.8

	l/h
Média conjunta	18.3

Consumo litros diesel/hora Caterpillar 770_2 transp.)				
Horas_1	Horas_2	litros	Horas feitas	l/h
7835	7813	394	22	17.9
7813	7788	417	25	16.7
7788	7777	357	11	32.5
7777	7751	250	26	9.6
7751	7737	295	14	21.1
7737	7716	342	21	16.3
7716	7693	447	23	19.4
7693	7671	398	22	18.1
7671	7657	406	14	29.0
7657	7636	210	21	10.0
7636	7611	408	25	16.3
7611	7585	397	26	15.3
7585	7568	331	17	19.5
7568	7549	298	19	15.7
7549	7523	467	26	18.0
7523	7502	428	21	20.4
7502	7479	438	23	19.0
7479	7462	283	17	16.6
7462	7447	247	15	16.5
7447	7425	386	22	17.5
7425	7408	225	17	13.2
7408	7390	330	18	18.3
7390	7372	330	18	18.3
Média		351	20.1	18.1

Consumo litros diesel/hora Caterpillar 770_3 (trasp.)				
Horas_1	Horas_2	litros	Horas feitas	l/h
8500	8482	384	18	21.3
8482	8455	336	27	12.4
8455	8438	414	17	24.4
8438	8413	459	25	18.4
8413	8379	359	34	10.6
8379	8363	289	16	18.1
8363	8347	319	16	19.9
8347	8323	429	24	17.9
8323	8302	403	21	19.2
8302	8281	370	21	17.6
8281	8265	275	16	17.2
8265	8250	332	15	22.1
8250	8231	354	19	18.6
8231	8210	393	21	18.7
8210	8187	452	23	19.7
8187	8166	379	21	18.0
8166	8149	260	17	15.3
8149	8127	440	22	20.0
8127	8105	356	22	16.2
8105	8086	336	19	17.7
8086	8057	460	29	15.9
8057	8040	346	17	20.4
8040	8021	341	19	17.9
8021	7996	423	25	16.9
7996	7973	429	23	18.7
7949	7926	390	23	17.0
7926	7902	431	24	18.0
7902	7877	450	25	18.0
7877	7857	365	20	18.3
7857	7837	323	20	16.2
7837	7816	378	21	18.0
7816	7792	417	24	17.4
7792	7771	367	21	17.5
7771	7749	407	22	18.5
7749	7737	297	12	24.8
Média		376	21.1	18.2

Consumo litros diesel/hora Volvo A30 (parque de stock)				
Horas_1	Horas_2	litros	Horas feitas	l/h
26334	26314	254	20	12.7
26314	26290	310	24	12.9
26290	26266	281	24	11.7
26266	26239	230	27	8.5
26239	26216	231	23	10.0
26216	26202	179	14	12.8
26202	26182	215	20	10.8
26182	26162	225	20	11.3
26162	26149	164	13	12.6
26149	26128	347	21	16.5
26094	26064	335	30	11.2
26064	26039	303	25	12.1
26023	26011	170	12	14.2
26011	25987	327	24	13.6
25987	25960	245	27	9.1
25960	25926	267	34	7.9
25926	25899	335	27	12.4
25899	25881	194	18	10.8
25881	25859	243	22	11.0
25859	25838	207	21	9.9
25838	25812	270	26	10.4
25812	25800	150	12	12.5
25800	25783	211	17	12.4
25746	25723	265	23	11.5
25723	25704	241	19	12.7
25704	25679	298	25	11.9
25679	25663	223	16	13.9
25663	25649	172	14	12.3
25649	25623	336	26	12.9
25623	25608	175	15	11.7
25608	25590	249	18	13.8
25590	25569	203	21	9.7
25569	25548	263	21	12.5
25548	25528	260	20	13.0
25528	25506	300	22	13.6
25506	25490	200	16	12.5
25490	25465	223	25	8.9
Média		246	21.1	11.8

Consumo litros diesel/hora KOMAT'SU WA500 (parque de stock)				
horas 1	horas 2	litros	horas feitas	l/h
9826	9814	390	12	32.5
9814	9805	271	9	30.1
9805	9795	222	10	22.2
9795	9782	379	13	29.2
9782	9767	402	15	26.8
9767	9755	380	12	31.7
9755	9741	365	14	26.1
9741	9729	453	12	37.8
9729	9717	330	12	27.5
9717	9704	390	13	30.0
9704	9690	410	14	29.3
9690	9677	373	13	28.7
9677	9663	455	14	32.5
9663	9648	437	15	29.1
9648	9635	378	13	29.1
9635	9624	330	11	30.0
9624	9613	360	11	32.7
9613	9602	370	11	33.6
9602	9590	375	12	31.3
9590	9578	385	12	32.1
9578	9554	432	24	18.0
9554	9542	422	12	35.2
9542	9529	378	13	29.1
9529	9514	426	15	28.4
9514	9504	334	10	33.4
9504	9490	421	14	30.1
9490	9480	326	10	32.6
Média		378	12.8	30.0

Consumo litros diesel/hora KOMAT'SU WA500 (parque de stock)				
horas 1	horas 2	litros	horas feitas	l/h
9734	9722	360	12	30.0
9722	9711	320	11	29.1
9711	9701	365	10	36.5
9701	9691	380	10	38.0
9691	9682	340	9	37.8
9682	9672	340	10	34.0
9672	9663	312	9	34.7
9663	9652	400	11	36.4
9520	9510	295	10	29.5
9510	9501	400	9	44.4
9501	9492	290	9	32.2
9492	9479	360	13	27.7
9479	9468	386	11	35.1
9468	9453	441	15	29.4
9453	9442	405	11	36.8
9442	9433	230	9	25.6
9433	9422	351	11	31.9
9422	9408	423	14	30.2
9408	9396	395	12	32.9
9396	9383	384	13	29.5
9383	9372	399	11	36.3
9372	9362	401	10	40.1
9362	9349	375	13	28.8
9349	9339	325	10	32.5
9339	9326	400	13	30.8
Média		363	11.0	33.2

	l/h
Média conjunta	31.6

ANEXO V

CARACTERIZAÇÃO DE CICLO: Pá carregadora e *dumpers*.

Ciclos da Pá carregadora KOMAT'SU WA600 (Carga)					
Carga	Nº Cargas	Desmonte	Tempo (min)	t/h	€/t
1	4	1	2.00	930.00	0.051 €
2	4	1	2.20	845.45	0.056 €
3	4	1	2.20	845.45	0.056 €
4	4	1	2.13	871.88	0.054 €
5	4	1	1.85	1005.41	0.047 €
6	4	1	2.05	907.32	0.052 €
7	4	1	2.25	826.67	0.057 €
8	4	1	2.40	775.00	0.061 €
9	4	1	2.28	814.60	0.058 €
10	4	1	2.77	672.29	0.070 €
11	4	1	1.43	1297.67	0.036 €
12	4	1	1.80	1033.33	0.046 €
13	4	1	1.83	1014.55	0.046 €
14	4	1	1.78	1042.99	0.045 €
15	4	1	1.67	1116.00	0.042 €
16	4	1	1.65	1127.27	0.042 €
17	4	1	1.88	987.61	0.048 €
18	4	1	2.10	885.71	0.053 €
19	4	1	1.78	1042.99	0.045 €
20	4	1	2.08	892.80	0.053 €
21	4	1	1.72	1083.50	0.043 €
22	4	1	1.93	962.07	0.049 €
23	4	1	2.00	930.00	0.051 €
24	4	1	2.05	907.32	0.052 €
25	4	2	2.37	785.92	0.060 €
26	4	2	2.42	769.66	0.061 €
27	4	2	2.10	885.71	0.053 €
28	4	2	2.37	785.92	0.060 €
29	4	2	2.65	701.89	0.067 €
30	4	2	2.75	676.36	0.070 €
31	4	2	3.17	587.37	0.080 €
32	4	2	2.57	724.68	0.065 €
33	4	4 e 5	2.67	697.50	0.067 €
34	4	4 e 5	2.50	744.00	0.063 €
35	4	6	2.00	930.00	0.051 €
36	4	6	1.97	945.76	0.050 €
37	4	6	1.97	945.76	0.050 €
38	4	6	1.97	945.76	0.050 €
39	4	6	1.95	953.85	0.049 €
40	4	6	1.95	953.85	0.049 €
41	4	6	1.95	953.85	0.049 €
42	4	6	1.90	978.95	0.048 €
43	4	6	1.83	1014.55	0.046 €
44	4	6	1.75	1062.86	0.044 €
45	4	6	1.98	937.82	0.050 €
46	4	6	1.95	953.85	0.049 €
47	4	6	1.77	1052.83	0.045 €
48	4	6	1.73	1073.08	0.044 €
49	4	6	1.92	970.43	0.048 €
50	4	6	1.77	1052.83	0.045 €
51	4	6	1.80	1033.33	0.046 €

Ciclos da Pá carregadora KOMAT'SU WA600 (Carga)					
52	4	6	2.22	839.10	0.056 €
53	4	6	2.28	814.60	0.058 €
54	4	6	2.15	865.12	0.054 €
55	4	6	1.97	945.76	0.050 €
56	4	6	2.77	672.29	0.070 €
57	4	6	2.17	858.46	0.055 €
58	4	6	2.18	851.91	0.055 €
59	4	6	1.88	987.61	0.048 €
60	4	6	1.83	1014.55	0.046 €
61	4	6	2.22	839.10	0.056 €
62	4	6	2.02	922.31	0.051 €
63	4	6	1.87	996.43	0.047 €
64	4	6	2.00	930.00	0.051 €
65	4	6	2.02	922.31	0.051 €
66	4	6	2.00	930.00	0.051 €
TOTAL	4		2.08	895.30	0.053 €

Ciclos de carregado (C) e Vazio (V) de Caterpillar 770						
Transporte	Distância (m)	Estado	Tempo (min)	Furação	Central	velocidade
1	450	C	2.33	1	1	11.6
1	450	C	2.50	1	1	10.8
1	440	C	2.55	1	1	10.4
1	450	C	2.42	1	1	11.2
1	440	C	2.22	1	1	11.9
1	440	C	2.43	1	1	10.8
1	430	C	2.50	1	1	10.3
1	440	C	2.38	1	1	11.1
1	450	C	2.28	1	1	11.8
1	420	C	2.42	1	1	10.4
1	430	C	2.33	1	1	11.1
1	430	C	2.37	1	1	10.9
2	340	C	2.42	4 e 5	1	8.4
2	410	C	2.52	4 e 5	1	9.8
2	370	C	2.48	4 e 5	1	8.9
2	350	C	2.40	4 e 5	1	8.8
2	360	C	2.53	4 e 5	1	8.5
2	360	C	2.67	4 e 5	1	8.1
2	370	C	2.38	4 e 5	1	9.3
2	370	C	2.37	4 e 5	1	9.4
2	390	C	2.33	4 e 5	1	10.0
2	370	C	2.47	4 e 5	1	9.0
2	360	C	2.38	4 e 5	1	9.1
3	670	C	2.78	6	1	14.4
3	670	C	2.72	6	1	14.8
3	660	C	2.75	6	1	14.4
3	650	C	2.73	6	1	14.3
3	670	C	2.80	6	1	14.4
3	640	C	3.25	6	1	11.8
3	660	C	2.80	6	1	14.1
3	670	C	2.50	6	1	16.1
3	670	C	2.47	6	1	16.3
1	570	C	2.27	7	1	15.1
1	470	C	2.20	7	1	12.8
1	450	C	1.92	7	1	14.1
1	500	C	2.68	7	1	11.2

Ciclos de carregado (C) e Vazio (V) de Caterpillar 770						
1	470	C	2.85	7	1	9.9
1	490	C	2.68	7	1	11.0
1	460	C	2.88	7	1	9.6
1	440	C	2.75	7	1	9.6
1	450	C	2.80	7	1	9.6
1	460	C	2.83	7	1	9.7
1	480	C	2.62	7	1	11.0
1	470	C	2.43	7	1	11.6
1	460	C	2.60	7	1	10.6
1	440	V	1.82	2	1	14.5
1	460	V	1.75	2	1	15.8
1	460	V	2.43	2	1	11.3
1	440	V	2.02	2	1	13.1
1	450	V	1.78	2	1	15.1
1	450	V	1.77	2	1	15.3
1	450	V	2.30	2	1	11.7
1	440	V	1.78	2	1	14.8
1	440	V	1.88	2	1	14.0
1	470	V	1.62	2	1	17.4
1	440	V	2.13	2	1	12.4
2	360	V	1.55	4 e 5	1	13.9
2	360	V	1.75	4 e 5	1	12.3
2	360	V	1.70	4 e 5	1	12.7
2	370	V	1.60	4 e 5	1	13.9
2	360	V	1.78	4 e 5	1	12.1
2	370	V	2.48	4 e 5	1	8.9
2	370	V	1.73	4 e 5	1	12.8
2	380	V	1.78	4 e 5	1	12.8
2	390	V	1.88	4 e 5	1	12.4
2	360	V	2.03	4 e 5	1	10.6
2	400	V	1.47	4 e 5	1	16.4
2	360	V	1.58	4 e 5	1	13.6
2	380	V	1.47	4 e 5	1	15.5
2	400	V	1.83	4 e 5	1	13.1
2	330	V	1.67	4 e 5	1	11.9
3	630	V	2.18	6	1	17.3
3	670	V	2.12	6	1	19.0
3	650	V	2.73	6	1	14.3
3	650	V	2.05	6	1	19.0
3	650	V	2.92	6	1	13.4
3	670	V	2.45	6	1	16.4
3	690	V	2.35	6	1	17.6
3	660	V	2.32	6	1	17.1
3	670	V	2.75	6	1	14.6
1	470	V	2.05	7	1	13.8
1	490	V	1.85	7	1	15.9
1	470	V	2.03	7	1	13.9
1	500	V	2.25	7	1	13.3
1	480	V	1.98	7	1	14.5
1	520	V	2.02	7	1	15.5
1	520	V	2.07	7	1	15.1
1	480	V	2.18	7	1	13.2
1	480	V	2.55	7	1	11.3
1	510	V	2.33	7	1	13.1

ANEXO VI

PARÂMETROS DO PROCESSAMENTO.

Dados dos motores do Fluxograma 1					
n° Motor	Kwh	CV	Amperes	KVA	
2	22	29.90	44	33.44	
3	22.4	30.44	44	34.048	
4	7.5	10.19	15.5	11.4	
5	110	149.49	205	167.2	
6	45	61.16	85	68.4	
7	22.4	30.44	44	34.048	
8	18.8	25.55	37	28.576	
9	7.5	10.19	15.5	11.4	
10	200	271.80	370	304	
11	30	40.77	60	45.6	
12	22	29.90	44	33.44	
13	15	20.39	30	22.8	
14	160	217.44	300	243.2	
15	22.4	30.44	44	34.048	
16	18.5	25.14	37	28.12	
17	30	40.77	60	45.6	
18	11	14.95	22	16.72	
19	15	20.39	30	22.8	
20	22	29.90	44	33.44	
21	15	20.39	30	22.8	
21A	15	20.39	30	22.8	
22	22.4	30.44	44	34.048	
23	22.4	30.44	44	34.048	
Dados dos motores do Fluxograma 2					
n° Motor	KWh	CV	Amperes	KVA	
2	22.4	30.44	44	34.048	
3	74.6	101.38	138	113.392	
4	15	20.39	30	22.8	
5	22	29.90	44	33.44	
6	7.5	10.19	15	11.4	
7	132	179.39	236	200.64	
9	22.4	30.44	44	34.048	
11	1.5	2.04	3.5	2.28	
12	22.4	30.44	44	34.048	
14	11	14.95	22	16.72	
15	18.5	25.14	37	28.12	
16	22	29.90	44	33.44	
17	22.4	30.44	44	34.048	
18	22.4	30.44	44	34.048	
19	22.4	30.44	44	34.048	
20	18.5	25.14	37	28.12	
21	160	217.44	300	243.2	
22	5.5	7.47	11.5	8.36	
23	15	20.39	30	22.8	
24	22.4	30.44	44	34.048	

Instalação	Nº Crivo	Deck	# medida (mm)	Designação	Marca
1	7	1º	135	Chapa com furos quadrados	Nordberg
1	7	2º	50	Chapa com furos redondos	Nordberg
1	7	3º	14	Anti-colmatante arame 4mm	Nordberg
1	12	1º	40	Arame de 7mm	Nordberg
1	12	2º	24	Arame de 3mm	Nordberg
1	12	3º	8	Anti-colmatante arame 2mm	Nordberg
1	12	4º	4.5	Anti-colmatante arame 1.5mm	Nordberg
1	19	1º	45	Arame de 10mm	Parker
1	19	2º	35	Arame de 6.3mm	Parker
1	19	3º	24	Arame de 5mm	Parker
1	21	1º	16	Anti-colmatante arame 3mm	Nordberg
1	21	2º	10	Anti-colmatante arame 2mm	Nordberg
1	21	3º	6	Anticolmatante arame 1.5mm	Nordberg
1	23	1º	8	Anti-colmatante arame 2mm	Alberto Marinho
1	23	2º	4	Anti-colmatante arame 1.5mm	Alberto Marinho
2	5	1º	100	Chapa com furos quadrados	Parker
2	5	2º	42	Arame de 10mm	Parker
2	5	3º	18	Anti-colmatante arame 4mm	Parker
2	15	1º	40	Arame de 5mm	Alberto Marinho
2	17	1º	24	Arame de 4mm	Alberto Marinho
2	17	2º	16	Anti-colmatante arame 3mm	Alberto Marinho
2	17	3º	6	Anti-colmatante arame 1.5mm	Alberto Marinho

ANEXO VII

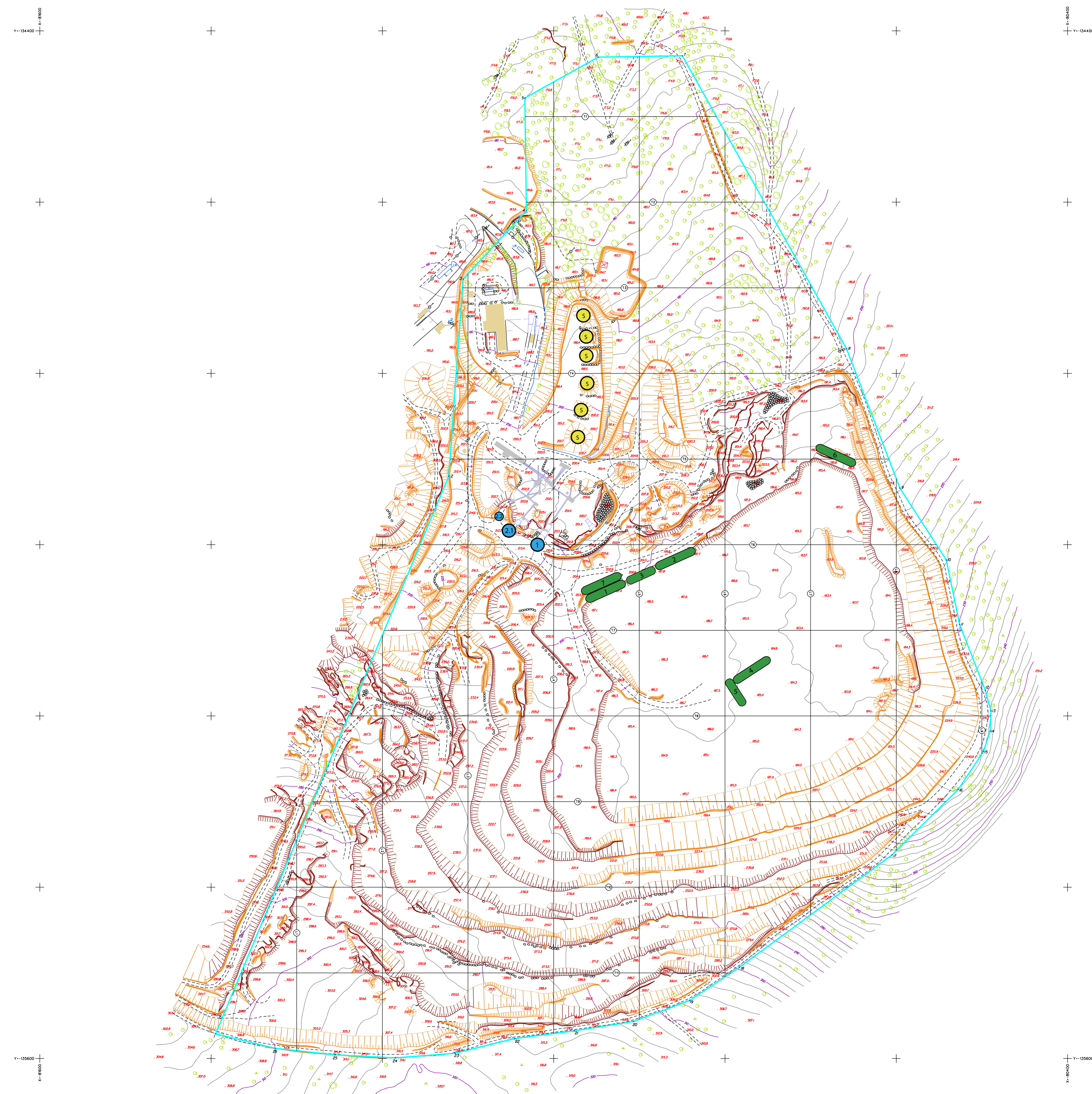
ATITUDE DE DIACLASES: (inclinação, direcção)

Diaclases				
Primeiro Andar	82,26	82,32	76,118	82,36
	86,308	16,302	78,106	88,22
	86,24	8,302	80,12	70,70
	84,114	82,06	22,58	80,42
	88,352	82,126	74,136	24,334
	74,148	80,108	78,120	58,78
	80,40	88,2	82,30	76,102
	82,40	84,5	74,116	74,176
	74,166	76,168		

Segundo Andar	82,160	80,126	82,36	84,126
	82,124	82,128	82,30	22,258
	74,110	82,138	80,126	6,180
	84,122	88,136	82,120	82,28
	84,122	84,122	84,130	84,130
	84,122	84,122	84,130	84,130
	84,130	14,226	82,128	10,218
	10,218	10,218	10,218	10,218
	82,128	82,128	82,138	82,138
	82,160	82,160	78,28	78,28
	78,28	78,28	78,28	78,28
	78,28	78,28	78,28	82,138
	82,138	82,138	82,138	82,138
	82,138	82,138	82,138	82,138
	78,28	80,122	78,40	84,120
	78,30	84,124	82,138	82,132
	84,116		F1- 54,220	F2- 54,52

ANEXO VIII

PLANTA DA PEDREIRA SOBRISSUL: Localização dos desmontes, entrada de material nas centrais de processamento e pilhas de *stock*.



MATA REDONDA
Pedreira N° 4215
NÚCLEO EXTRACTIVO DO CALHARIZ
1. CARTOGRAFIA DE BASE

- Edifício
- Unidade de Habitação
- Rua
- Equipamento de Louçã de Rubro
- Trench
- Cabos de Alta Tensão
- Depósito
- Estrada
- Canal
- Muro de Suporte
- Muro Simples
- Rochas/Blocos
- Vegetação
- Saneamento
- Depósito de Material
- Linha de Água
- Poste de Saneamento
- Poste Telefónico
- Poste de Média Tensão
- Mito/Alcornoque
- Árvore
- Limite da Área Licenciada
- Alinhamento de Perfil
- Curva de Nivel/Meio
- Curva de Nivel/Secundária
- Ponto de Cota
- Furação/ Carregamento/ Carga
- Central de processamento
- Parque de Stock

COORDENADAS DOS VERTICES DO LIMITE DE AREA LICENCIADA

#	X	Y	#	X	Y
1	-8194.8	-135712	14	-8040.4	-135217.7
2	-8122.4	-134998.9	15	-8048.0	-135241.3
3	-8183.7	-134889.9	16	-8052.7	-135265.9
4	-8232.8	-134802.2	17	-8064.8	-135282.2
5	-8253.6	-134718.4	18	-8078.0	-135293.5
6	-8269.8	-134632.7	19	-8094.2	-135302.3
7	-8285.7	-134549.1	20	-8106.8	-135308.8
8	-8302.1	-134471.1	21	-8120.0	-135312.8
9	-8318.8	-134394.0	22	-8134.4	-135314.8
10	-8341.5	-134307.8	23	-8150.2	-135315.9
11	-8359.9	-134203.2	24	-8165.3	-135316.3
12	-8384.0	-134073.3	25	-8182.3	-135316.8
13	-8408.3	-133942.0	26	-8202.1	-135318.1

Área Total Licenciada 658620 m²

Levantamento Aerofotogramétrico
Data do Cobertura Aerofotografico 21 de Dezembro de 2011
Escala 1:2000
Sistema de Referência: PT-TM60/ETRS89
Escala de Referência: UTM
Sistema de Coordenadas Rectangulares com Projecção Transverso de Mercator

