

UNIVERSIDADE FEDERAL DE PERNAMBUCO  
CENTRO DE TECNOLOGIA E GEOCIÊNCIAS  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS  
PROGRAMA DE PÓS-GRADUAÇÃO EM ENGENHARIA MINERAL

MILENE DA CRUZ SANTANA

APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM E FOTOANÁLISE NA AVALIAÇÃO DA  
EFICIÊNCIA DO DESMONTE EM MINERAÇÃO DE GIPSITA NA REGIÃO DO  
ARARIPE

Recife

2018

MILENE DA CRUZ SANTANA

APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM E FOTOANÁLISE NA AVALIAÇÃO DA  
EFICIÊNCIA DO DESMONTE EM MINERAÇÃO DE GIPSITA NA REGIÃO DO  
ARARIPE

Dissertação submetida ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Pernambuco, como parte dos requisitos necessários à obtenção do grau de Mestre em Engenharia Mineral.

Área de concentração: Minerais Industriais

Orientador: Prof. Dr. Márcio Luiz de Siqueira Campos Barros

Coorientador: Prof. Marinésio Pinheiro de Lima

Recife

2018

Catálogo na fonte  
Bibliotecária: Neide Mesquita Gonçalves Luz / CRB4-1361 (BCTG)

- S232a Santana, Milene da Cruz.  
Aplicação do modelo de Kuz-Ram e fotoanálise na avaliação da eficiência do desmonte em mineração de gipsita na região do Araripe / Milene da Cruz Santana. – Recife, 2018.  
113 folhas, il., figs., fotos, e quads.
- Orientador: Prof. Dr. Márcio Luiz de Siqueira.  
Coorientador: Prof. Marinésio Pinheiro de Lima.  
Dissertação (Mestrado) – Universidade Federal de Pernambuco.  
CTG. Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral, 2018.  
Inclui Referências e Apêndices,
1. Engenharia Mineral. 2. Gipsita. 3. Desmonte. 4. Granulometria. 5. Kuz-Ram. 6. Foto-análise. I. Siqueira, Márcio Luiz de (Orientador). II. Lima, Marinésio Pinheiro de (Coorientador). III. Título.

**MILENE DA CRUZ SANTANA**

**“APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM E FOTOANÁLISE NA AVALIAÇÃO DA EFICIÊNCIA DO DESMONTE EM MINERAÇÃO DE GIPSITA NA REGIÃO DO ARARIPE”**

Dissertação apresentada ao Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral da Universidade Federal de Pernambuco, como requisito parcial para a obtenção do título de Mestre em Engenharia Mineral.

Aprovada em: 27 de Março de 2018

**BANCA EXAMINADORA**

---

Prof. Dr. Márcio Luiz de Siqueira Campos Barros (Orientador)  
Universidade Federal de Pernambuco

---

Prof. Dr. Carlos Magno Muniz e Silva (Examinador Interno)  
Universidade Federal de Pernambuco

---

Prof. Dr. Robson Ribeiro Lima (Examinador Externo)  
Universidade Federal de Pernambuco

À minha mãe  
Leonor Neves da Cruz  
Dedico.

## AGRADECIMENTOS

O meu maior agradecimento será sempre dedicado a Deus, pois sem ele nada do que sou, do que tenho e do almejo seria possível. Nas horas de medo, tristeza e também de felicidades é nele que sempre encontro meu equilíbrio.

À pessoa mais importante da minha vida, minha Mãe. Sem o seu apoio e amor incondicional jamais teria chegado tão longe. Sua força e exemplo me dão ainda mais coragem para continuar a caminhada.

Aos meus amados amigos Dona Roseane Pontes e Anderson Pontes, que no momento que mais precisei me estenderam a mão, e sem medir esforços contribuíram para que tudo isso fosse possível. Jamais esquecerei.

As amadas amigas Vivianne Andrade, Élyda Lima, Keyla Melo, obrigado pelo apoio, fidelidade e paciência que sempre tiveram comigo. Acredito que Deus não as colocou no meu caminho por acaso. Cada uma é especial a sua maneira.

Aos meus amigos Keyla, Flávio e Renan, que como família me acolheu e também estiveram ao meu lado principalmente nos momentos de dificuldades. Os levarei para sempre em meu coração.

Aos colegas Amanda Oliveira, Raulim Galvão, Hermes Rodrigues e Suelen Rocha pelo companheirismo durante o período de convivência acadêmica.

Ao meu orientador Dr. Márcio Barros pelo direcionamento e apoio no desenvolvimento dessa dissertação.

Ao meu coorientador Marinésio Pinheiro, por sua atenção, dedicação e paciência em me ajudar a desenvolver o trabalho da melhor maneira possível.

Aos nobres colegas Emanuel Itaquê e Marcelo Pina, por terem me ajudado na realização de alguns ensaios.

Aos engenheiros Bruno Herval, Humberto, Vinícius Miranda e Ribas pelo apoio e contribuição.

À funcionária da UFPE, Dona Edina Santos, por sempre estar disposta a me ajudar em qualquer coisa que precise.

A CAPES pelo auxílio da bolsa de estudo, o que possibilitou a oportunidade de cursar o mestrado.

À Instituição Universidade Federal de Pernambuco, pela oportunidade de estudo, ampliação do campo de conhecimento e possibilidade de enxergar as coisas através de um novo olhar.

## RESUMO

A extração de minério de gipsita com uso de explosivos tem tido como reposta do desmonte a presença de material com granulometria excessivamente fina e blocos, exigindo o uso do desmonte secundário (com uso de marteleto hidráulico) para poder adequar o material as etapas subsequentes de transporte e beneficiamento. O método de lavra empregado, na maioria dos depósitos do Polo Gesseiro do Araripe, é o Open Pit Mining por bancadas, onde o minério extraído segue para a etapa de britagem antes de alimentar as calcinadoras, exigindo para isso que haja uma redução de tamanho na faixa de 3' a 4'. A complexidade mineralógica que os depósitos gipsíferos do Araripe possuem implica na dificuldade em propor um desmonte onde se tenha uma melhor fragmentação do material e redução da perda excessiva de material fino, reduzindo assim perdas econômicas e o acréscimo de custos, demonstrando a necessidade de haver uma melhor avaliação sobre o maciço rochoso existente. Nesse sentido, a presente dissertação objetiva otimizar os resultados do desmonte, reduzindo a geração de material como blocos e fazer uma releitura do plano de fogo para que haja uma melhor adequação dos fragmentos à etapa de britagem. A metodologia consistiu na coleta de dados do maciço rochoso a ser desmontado, na obtenção dos parâmetros do plano de fogo, na fotografiação do perfil da pilha de material desmontado (com o intuito de gerar um banco de dados fotográficos representativos), no tratamento de imagens através da foto-análise, aplicação do método de Kuz-Ram e Otimização Matemática. Os resultados demonstraram que as curvas de distribuição geradas a partir da foto-análise e o modelo de Kuz-Ram apresentaram uma diferença significativa no tamanho dos seus fragmentos, com tamanhos variando de 2 a 1905 mm, e que através da aplicação da Otimização Matemática foi possível detectar que a má avaliação do fator de rocha e a não auditoria dos desvios de perfuração tem contribuído para a geração de blocos. Conclui-se, portanto, que a foto-análise e o modelo de Kuz-Ram apontaram a ocorrência de falhas que estão contribuindo para geração de blocos no desmonte, e que há a necessidade de ser realizar uma avaliação mais completa do maciço para que se aplique um projeto de execução de desmonte melhor elaborado; e também a necessidade de auditar os desvios de perfuração para que não venham a comprometer a granulometria do material. Apesar do modelo de Kuz-Ram mostrar sua eficiência em avaliar a distribuição de fragmentos grandes, ele apresenta como ponto negativo a impossibilidade de estimar o material fino, o que, por conseguinte impossibilita avaliar de maneira eficiente toda a distribuição granulométrica do material gerado, e conseqüentemente o quanto desse material está sendo perdido.

Palavras-chave: Gipsita. Desmonte. Granulometria. Kuz-Ram. Foto-análise.

## ABSTRACT

The gypsum ore extraction by using explosives have had the material excessively fine and blocks as results, requiring secondary rock breakage activity (by using hydraulic rock breaker) to suit the subsequent stages of transport and processing. The open pit mining method applied is the open cut mining in most of Araripe deposits, in which the exploited ore follows to the crushing stage before to feed the furnace, requiring size reduction of 3' to 4'. The gypsum deposits of Araripe present mineralogical complexity, which implies the difficulty of propose a rock breakage activity with better material fragmentation and reduction of excessive losses of fine material, decreasing economic losses and extra costs, demonstrating that a better evaluation of rock material is required. In this sense, this Thesis objectives improve the rock breakage results by reducing block material and creating a rereading of blast design in order to improve fragmentation to deliver it to crushing. The used methodology consisted of data collecting of rock mass to be blasted, in order to obtain blast design parameters; profile photographing of blasted material pile, in order to create a database of representative photographic data; image treatment trough photo-analysis; application pf Kuz-Ram method and mathematic optimization. The results show that the distribution curve, it was created from photo-analysis and the Kuz-Ram model presented a significant difference in terms of fragmentation size, which shows variation from 2 to 1905 mm. The mathematical optimization allowed the detection of bad evaluation of rock factor and the not performed audit regarding hole deflection, which imply on the block generation as an output of rock breakage. In conclusion, therefore, the photo-analysis and the Kuz-Ram model indicate a failure occurrence. It contribute to rock breakage with block material, and it is necessary to performer a more complete evaluation of the rock mass in order to carry out an project of blast design more adequate to the material; and also demonstrate the need of audit the hole deflections to do not compromise the material granulometry. Despite the Kuz-Ram model shows its evaluation efficiency of large fragmentation distribution, it presents as negative aspect the impossibility of estimate the fine material, as consequence, it turn the whole evaluation into inefficient evaluation of material granulometry and how much of this rock material is being losing.

Keywords: Gypsum. Rock breakage. Granulometry. Kuz-Ram. Photo-analysis.

## LISTA DE ILUSTRAÇÕES

|             |   |    |
|-------------|---|----|
| Figura 1 –  | Gipsita.....  | 18 |
| Figura 2 –  | Mapa geológico da Bacia do Araripe.....   | 24 |
| Figura 3 –  | Primeira etapa do método <i>Terrace Mining</i> .....  | 27 |
| Figura 4 –  | Segunda e terceira etapa para o método <i>Terrace Mining</i> .....  | 28 |
| Figura 5 –  | ANFO.....   | 33 |
| Figura 6 –  | Emulsão encartuchada.....   | 34 |
| Figura 7 –  | Formação da cabeça de detonação em carga cilíndrica não confinada na<br>extremidade.....  | 36 |
| Figura 8 –  | Explosor ZEB.....   | 40 |
| Figura 9 –  | Cordel cordtex <sup>TM</sup> .....  | 41 |
| Figura 10 – | Desmonte secundário com martelo hidráulico.....   | 43 |
| Figura 11 – | Variáveis de um plano de fogo: H = altura do banco; D = diâmetro do furo;<br>L = longitude do furo; d = diâmetro da carga; A = afastamento nominal; E<br>= espaçamento nominal; LV = longitude do desmonte; AV = comprimento<br>da bancada; A <sub>e</sub> = afastamento efetivo; E <sub>e</sub> = espaçamento efetivo; T =<br>tampão; S = subfuração; I = longitude da carga; $\Theta$ = ângulo de saída; v/w =<br>grau de equilíbrio. 1 = repé; 2 = meia cana do furo; 3 = rocha saliente; 4 =<br>sobrescavação; 5 = fenda de tração; 6 = trincamento do maciço; 7 =<br>cratera; 8 = carga desacoplada..... | 44 |
| Figura 12 – | Perfuração vertical e perfuração inclinada.....   | 48 |
| Figura 13 – | Afastamento.....  | 48 |
| Figura 14 – | Espaçamento.....  | 50 |
| Figura 15 – | Interação do explosivo com o maciço rochoso.....  | 52 |
| Figura 16 – | Propagação da onda de choque no maciço rochoso.....   | 54 |
| Figura 17 – | Reflexão das ondas de choque.....   | 55 |
| Figura 18 – | Definição da orientação da descontinuidade.....   | 57 |
| Figura 19 – | Representação de descontinuidade por diagrama de blocos.....  | 57 |
| Figura 20 – | Representação de descontinuidades através de rosetas.....   | 58 |
| Figura 21 – | Método de representação de uma descontinuidade k: (a) polo e projeção<br>equiárea polar; (b) projeção equiárea equatorial; e (c) utilização do<br>hemisfério de referência inferior.....  | 58 |

|   |    |
|---|----|
| Figura 22 – Ruptura planar.....   | 59 |
| Figura 23 – Ruptura em cunha.....   | 59 |
| Figura 24 – Ruptura por tombamento flexural.....  | 60 |
| Figura 25 – Tombamento de blocos por flexão (A); tombamento flexural (B), e<br>tombamento de blocos (C).....  | 60 |
| Figura 26 – Ruptura circular.....   | 61 |
| Figura 27 – A área sombreada mostra os valores permitidos de $(x_1, x_2)$ chamada de<br>região viável.....  | 70 |
| Figura 28 – Os valores de $(x_1, x_2)$ que maximizam $3x_1 + 5x_2$ são $(2, 6)$ .....   | 71 |
| Figura 29 – Mapa dos municípios da região do Araripe em Pernambuco.....   | 72 |
| Figura 30 – Bancada da frente de lavra.....   | 73 |
| Figura 31 – Pilha de material desmontado.....   | 74 |
| Figura 32 – Abertura da imagem e determinação das escalas.....  | 75 |
| Figura 33 – Fotografia da pilha de material fragmentado durante o desmonte com<br>explosivos mostrando o delineamento dos fragmentos através do software<br>Split-desktop.....                      | 76 |
| Figura 34 – Gráfico da distribuição granulométrica do material fragmentado no<br>desmonte com explosivos obtida no software Split-desktop.....  | 76 |
| Figura 35 – Distribuição granulométrica do material presente na pilha resultante do<br>desmonte por explosivos obtida no software Split-desktop mostrando o $P_{20}$ ,<br>$P_{50}$ e $P_{80}$ ..... | 77 |
| Figura 36 – Planilha do Excel e o uso da ferramenta <i>solver</i> .....   | 78 |
| Figura 37 – Gráfico e distribuição granulométrica da pilha desmontada.....  | 79 |
| Figura 38 – Curva de distribuição granulométrica real.....  | 80 |
| Figura 39 – Curva de distribuição granulométrica para o desmonte realizado na<br>empresa de extração de gipsita.....  | 84 |
| Figura 40 – Comparação das curvas de distribuição real e teórica.....   | 85 |
| Figura 41 – Curvas de distribuição granulométrica real e teórica com valores de<br>otimização para o fator de rocha e o desvio padrão de perfuração.....  | 87 |

## LISTA DE QUADROS

|             |  |    |
|-------------|--|----|
| Quadro 1 –  | Reserva e produção mundial.....  | 20 |
| Quadro 2 –  | Dimensões usuais dos bancos em lavras a céu aberto de acordo com os tipos de minérios..... | 26 |
| Quadro 3 –  | Limites de velocidade de vibração de articulações de pico por faixa de frequência.....     | 30 |
| Quadro 4 –  | Composição de uma emulsão.....   | 34 |
| Quadro 5 –  | Energia produzida pelas diferentes emulsões.....   | 35 |
| Quadro 6 –  | Diâmetro de perfuração dos equipamentos.....   | 46 |
| Quadro 7 –  | Parâmetros de classificação do índice de blastabilidade de Lilly.....                      | 62 |
| Quadro 8 –  | Classificação do fator de rocha.....   | 66 |
| Quadro 9 –  | Dados do problema.....   | 69 |
| Quadro 10 – | Parâmetros e dados da curva granulométrica.....  | 80 |
| Quadro 11 – | Avaliação do fator de rocha do maciço em estudo.....                                       | 81 |
| Quadro 12 – | Dados do explosivo utilizado na obtenção da energia liberada no desmonte.....              | 82 |
| Quadro 13 – | Parâmetros do plano de fogo usados no cálculo do índice de uniformidade                    | 83 |
| Quadro 14 – | Dados para resolução da equação de Kuznetsov.....  | 83 |
| Quadro 15 – | Tamanho das malhas e percentual passante do material.....                                  | 84 |

## SUMÁRIO

|          |  |           |
|----------|--|-----------|
| <b>1</b> | <b>INTRODUÇÃO.....</b>                           | <b>15</b> |
| 1.1      | JUSTIFICATIVA.....                               | 16        |
| 1.2      | OBJETIVOS.....                                   | 17        |
| 1.2.1    | Objetivos Geral.....                             | 17        |
| 1.2.2    | Objetivos Específicos.....                       | 17        |
| <b>2</b> | <b>FUNDAMENTOS BIBLIOGRÁFICOS.....</b>           | <b>18</b> |
| 2.1      | GIPSITA.....                                     | 18        |
| 2.2      | PANORAMA NACIONAL E INTERNACIONA DA GIPSITA..... | 19        |
| 2.3      | POLO GESSEIRO DO ARARIPE.....                    | 21        |
| 2.4      | GEOLOGIA LOCAL.....                              | 22        |
| 2.5      | MÉTODO DE LAVRA A CÉU ABERTO.....                | 24        |
| 2.5.1    | <i>Open Pit Mining</i> .....                     | 25        |
| 2.5.2    | <i>Terrace Mining</i> Modificado.....            | 26        |
| 2.6      | DESMONTE DE ROCHAS.....                          | 28        |
| 2.6.1    | Considerações Iniciais.....                      | 28        |
| 2.6.2    | Desmonte com Uso de Explosivos.....              | 29        |
| 2.6.3    | Explosivos.....                                  | 30        |
| 2.6.3.1  | ANFO ( <i>Amonium Nitrate Fuel Oil</i> ).....    | 32        |
| 2.6.3.2  | <i>Emulsões</i> .....                            | 33        |
| 2.6.4    | Propriedades dos Explosivos.....                 | 35        |
| 2.6.5    | Acessórios.....                                  | 39        |
| 2.6.6    | Desmonte Mecânico por Martelo Hidráulico.....    | 43        |
| 2.7      | PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO.....                 | 44        |
| 2.7.1    | Altura da Bancada.....                           | 44        |
| 2.7.2    | Diâmetro do Furo.....                            | 45        |
| 2.7.3    | Profundidade do Furo.....                        | 46        |
| 2.7.4    | Subfuração.....                                  | 47        |
| 2.7.5    | Inclinação do Furo.....                          | 47        |
| 2.7.6    | Afastamento.....                                 | 48        |
| 2.7.7    | Espaçamento.....                                 | 49        |
| 2.7.8    | Tampão.....                                      | 50        |

|          |  |           |
|----------|--|-----------|
| 2.7.9    | Razão de Carga.....  | 51        |
| 2.8      | MECANISMO DE RUPTURA DA ROCHA POR EXPLOSIVOS.....                          | 52        |
| 2.8.1    | Conceitos Tradicionais.....  | 52        |
| 2.9      | DESCONTINUIDADES.....  | 56        |
| 2.9.1    | Orientação das Descontinuidades.....                                       | 56        |
| 2.9.2    | Tipos de Ruptura.....  | 58        |
| 2.10     | MODELO DE SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DAS ROCHAS POR<br>EXPLOSIVOS.....      | 61        |
| 2.10.1   | Índice de Blastabilidade de Lilly.....                                     | 62        |
| 2.10.2   | Modelo de Fragmentação Kuz-Ram.....  | 63        |
| 2.11     | SISTEMA SOFTWARE DE FOTO-ANÁLISE.....                                      | 66        |
| 2.11.1   | Programa Split-Desktop.....  | 67        |
| 2.12     | OTIMIZAÇÃO MATEMÁTICA.....   | 67        |
| 2.12.1   | Programação Linear.....  | 68        |
| 2.12.2   | Solução Gráfica.....   | 70        |
| <b>3</b> | <b>LOCALIZAÇÃO E CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO.....</b>                 | <b>72</b> |
| 3.1      | REGIÃO DO ARARIPE.....   | 72        |
| <b>4</b> | <b>METODOLOGIA.....</b>  | <b>73</b> |
| 4.1      | COLETA DE DADOS.....   | 73        |
| 4.2      | AQUISIÇÃO DE IMAGENS.....  | 74        |
| 4.3      | TRATAMENTO DAS IMAGENS ATRAVÉS DO SOFTWARE DE FOTO-<br>ANÁLISE.....        | 74        |
| 4.4      | MODELO DE FRAGMENTAÇÃO UTILIZADO.....                                      | 77        |
| 4.5      | AJUSTE POR OTIMIZAÇÃO MATEMÁTICA.....                                      | 77        |
| <b>5</b> | <b>RESULTADOS E DISCUSSÃO.....</b>   | <b>79</b> |
| 5.1      | RESULTADO DAS IMAGENS ANALISADAS ATRAVÉS DO SOFTWARE<br>SPLIT-DESKTOP..... | 79        |
| 5.2      | APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM.....  | 81        |
| 5.3      | COMPARAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM.....                                       | 85        |
| 5.4      | ANÁLISE DOS RESULTADOS OBTIDOS.....  | 85        |
| 5.4.1    | Análise das Fotos.....   | 85        |
| 5.4.2    | Modelo de Kuz-Ram.....   | 86        |
| 5.4.3    | Ajuste das Curvas.....   | 86        |

|          |  |            |
|----------|--|------------|
| 5.4.4    | Fator de Rocha.....  | 88         |
| 5.4.5    | Desvio de Perfuração.....  | 88         |
| <b>6</b> | <b>CONCLUSÃO.....</b>  | <b>90</b>  |
| 6.1      | SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS.....  | 91         |
|          | <b>REFERÊNCIAS.....</b>  | <b>92</b>  |
|          | <b>APÊNDICE A – IMAGENS USADAS NA FOTO-ANÁLISE.....</b>  | <b>98</b>  |
|          | <b>APÊNCIDE B – MINIMIZAÇÃO DA SOMA DO VALOR ABSOLUTO<br/>DA DIFERENÇA ENTRE O TAMANHO DE TODOS OS<br/>FRAGMENTOS.....</b> | <b>113</b> |

## 1 INTRODUÇÃO

A base da dissertação foi desenvolvida em um empreendimento de extração de gipsita inserida no contexto do Polo Gesseiro do Araripe, e que apesar de sua importância econômica e social ainda é uma área pouco explorada em termos de pesquisa. Tendo como alvo a forma em que se dá a extração desse bem mineral, o estudo foi focado na etapa de desmonte com uso de explosivos na tentativa de melhorar a fragmentação do material.

A estruturação da dissertação dividiu-se em cinco capítulos. O primeiro capítulo é referente a uma introdução, abordando a temática proposta, sua importância, objetivos e justificativa; o segundo capítulo, que são os fundamentos bibliográficos, explana sobre a gipsita, desmonte de rochas, parâmetros do plano de fogo, mecanismos de ruptura da rocha por explosivos, descontinuidades e modelos de fragmentação da rocha por explosivo; o terceiro capítulo referente à metodologia detalha a coleta de dados da bancada estudada e do plano de fogo, que servirão de auxílio na aplicação do modelo de Kuz-Ram, obtenção de fotografias para a foto-análise e otimização matemática; o quarto capítulo trabalha os resultados de Kuz-Ram e Foto-análise gerando discussão sobre o que foi avaliado e obtido do estudo; e o quinto capítulo encerra a dissertação com as conclusões obtidas a partir da finalização dos resultados.

A mineração é composta por diversas etapas interligadas entre si. As operações unitárias de extração consistem em perfuração e desmonte, ou escavação mecânica, carregamento e transporte. A lavra tem por objetivo atender às necessidades da planta de processamento, de acordo com as exigências dessa, de modo a aperfeiçoar o processo. No entanto, todas as operações, por serem dependentes, devem fornecer material adequado à etapa posterior, de modo que toda a cadeia produtiva seja otimizada, desperdícios sejam reduzidos e, portanto, obtenha-se o menor custo de produção (Botelho, 2014).

A fragmentação inapropriada impacta na produção na medida em que produz materiais maiores que o determinado ou muitos finos. Fragmentos muito grandes para serem eficientemente escavados, transportados e processados devem, ou ser tratados como ineficiência do processo ou ser refragmentados por desmonte mecânico, ou por desmonte secundário. Desmonte secundário é tempo consumido, mais caro e mais difícil que o desmonte de rotina (Scott *et al*, 1996).

Na área estudada a retirada da gipsita é feita através do uso de explosivos, apresentando um material de fragmentação que vai de blocos a uma granulometria excessivamente fina, fazendo com que seja necessária a utilização do desmonte secundário

além de ocorrer perda de material. Avaliar o cenário do desmonte na tentativa de melhorar o resultado da fragmentação revela sua complexidade por envolver inúmeros fatores interligados, e ainda que haja a busca incessante pelo aprimoramento de técnicas, o resultado nunca será totalmente satisfatório.

Nesse contexto, tentando otimizar o processo de desmonte para extração de gipsita e melhorar a sua faixa granulométrica, aplicou-se o modelo de Kuz-Ram e Foto-análise aliados a otimização matemática. O modelo de Kuz-Ram combina inúmeros fatores ligados ao processo que vão desde avaliação das características do maciço rochoso, parâmetros do plano de fogo, características dos explosivos, etc; já a foto-análise, através de fotografias do perfil das pilhas de material, tratadas em um software, gera curvas de distribuição que representam o comportamento do material fragmentado; a otimização matemática, através de suas ferramentas, simula qual parâmetro irá contribuir para a melhoria da fragmentação.

## 1.1 JUSTIFICATIVA

A extração de um bem mineral requer certo conhecimento sobre as características do maciço rochoso, qual melhor técnica pode ser aplicada para a extração do mesmo, e o maquinário mais adequado para transporte e beneficiamento, entre outros. Todos esses fatores se complementam para que haja um melhor aproveitamento econômico desse mineral, tentando reduzir ao máximo suas perdas. Entretanto, estudos mais elaborados e mais específicos são práticas pouco vistas em empresas de pequeno e médio porte, onde além de tempo necessitam de um investimento para tais investigações, e que apesar de serem importantes acabam sendo “descartadas” pelas mesmas devido aos custos que irão impactar sobre os ganhos de venda.

A existência de ferramentas de avaliação que sejam mais simples, baratas e que apresentem bons resultados são alternativas mais aceitáveis para esse perfil de empreendimento, permitindo assim que eles também consigam explorar o bem mineral com mais qualidade e competitividade no mercado, e o modelo de Kuz-Ram aliado a Foto-análise se encaixam como uma opção desse tipo de ferramenta. Nesse contexto, o uso do modelo de Kuz-Ram e Foto-análise vêm como uma forma de avaliar a fragmentação oriunda do desmonte com uso de explosivos, buscando melhorar a granulometria do material reduzindo perda de material e perdas econômicas.

## 1.2 OBJETIVOS

Com o objetivo de melhorar a fragmentação do material após o desmonte, através da foto-análise e do modelo do Kuz-Ram, foi possível verificar que há falhas no planejamento do plano de fogo que podem ser melhoradas e que conseqüentemente melhorem o aproveitamento desse material.

### 1.2.1 Objetivo Geral

Desenvolver um estudo que avalie a eficiência da aplicação do Modelo Matemático de Kuz-Ram e a Foto-análise no desmonte de minério de gipsita.

### 1.2.2 Objetivo Específico

- Acompanhar a execução do plano de fogo e do desmonte, na tentativa de identificar quais fatores estão contribuindo para a geração de matacos;
- Coletar dados de alguns parâmetros, tanto do plano de fogo quanto do maciço, fazer uso do modelo matemático de Kuz-Ram e da Foto-análise aliados à otimização matemática na tentativa de melhorar o desmonte; e
- Adaptar o desmonte da gipsita a uma granulometria mais adequada à etapa de beneficiamento, e reduzir o uso de rompedores hidráulicos.

## 2 FUNDAMENTOS BIBLIOGRÁFICOS

### 2.1 GIPSITA

A gipsita é um sulfato de cálcio di-hidratado, e tem como fórmula química  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$  (Figura 1) (Baltar *et al.*, 2004). Pode conter impurezas como carbonatos de cálcio e magnésio, cloretos, outros sulfatos, argilominerais e sílica, e na sua grande maioria apresentar um grau de pureza de 80 a 95%. Possui grande facilidade em perder e recuperar sua água de cristalização, e essa característica faz com que seu campo de aplicação seja bastante diversificado, indo desde a agricultura, passando pela indústria de cimento até a construção civil e gesso.

**Figura 1** – Gipsita



**Fonte:** Autora (2017)

Os minerais de sulfato de cálcio podem ocorrer na natureza nas formas dihidratada (gipsita:  $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), desidratada (anidrita:  $\text{CaSO}_4$ ) e, raramente, semi-hidratada (bassanita:  $\text{CaSO}_4 \cdot 1/2 \text{H}_2\text{O}$ ). Esta é de difícil identificação e representa apenas cerca de 1% dos depósitos minerais de sulfato de cálcio (Jorgensen, 1994). A gipsita cristaliza no sistema monoclinico e pode se apresentar sob formas variadas: Espato Acetinado (variedade com aspecto fibroso e brilho sedoso); Alabastro (variedade maciça, microgranular e transparente, usada em esculturas) e Selenita (cristais com clivagens largas, incolores e transparentes) (Baltar *et al.*, 2004).

O mineral gipsita, geralmente, é encontrado em granulação fina a média, estratificada ou maciça, coloração em tons claros de amarelo e marrom, constituindo as denominadas rochas gipsíferas (Sobrinho *et al.*, 2001). Ela e a anidrita ocorrem em várias regiões do mundo, sendo encontrados em depósitos de origem evaporítica, cuja formação resulta da precipitação de sulfato de cálcio a partir de soluções aquosas concentradas e condições físicas favoráveis (Baltar *et al.*, 2004). Trata-se, pois, conceitualmente, de um evaporito e constitui depósitos em forma de camadas, lentes e bolsões, intercalados em sequências sedimentares, cujas idades geológicas podem variar do Paleozóico ao Cenozóico (Sobrinho *et al.*, 2001).

No território brasileiro os principais depósitos deste minério ocorrem associados às bacias sedimentares conhecidas como Bacia Amazônica (Amazonas e Pará); Bacia do Meio Norte ou Bacia do Parnaíba (Maranhão e Tocantins); Bacia Potiguar (Rio Grande do Norte); Bacia Sedimentar do Araripe (PiauÍ, Ceará e Pernambuco); e Bacia do Recôncavo (Bahia) (Sobrinho *et al.*, 2001), sendo que os da Bacia Sedimentar do Araripe se destacam por apresentam excelente qualidade industrial em virtude da alta concentração de sulfatos e baixa presença de impurezas.

## 2.2 PANORAMA NACIONAL E INTERNACIONAL DA GIPSITA

A gipsita é um bem mineral encontrado em várias regiões do mundo, onde nos países produtores suas reservas são abundantes. Possui um campo de aplicação bem diversificado, indo desde sua utilização na fabricação de ácido sulfúrico, carga para papel e tintas, moldes ortopédicos e odontológicos, na agricultura, até na fabricação de cimentos e placas de gesso.

No ano de 2014, conforme publicado no Sumário Mineral (2015), a produção mundial de gipsita foi de 246 milhões de toneladas, tendo a China a maior produção, com 132 milhões de toneladas correspondendo a 53,7% do total. O Brasil, com sua produção aproximada de 3,4 milhões de toneladas é o maior produtor da América o sul, porém, sua produção ainda não o faz representativo no cenário mundial.

O quadro 1 mostra quais são os países produtores, as reservas e a produção mundial.

**Quadro 1** – Reserva e produção mundial.

| Discriminação<br>Países | Reservas (10 <sup>3</sup> t)<br>2014 <sup>(p)</sup> | Produção (10 <sup>3</sup> t) |                     |              |
|-------------------------|---|------------------------------|---------------------|--------------|
|                         |   | 2013 <sup>(r)</sup>          | 2014 <sup>(p)</sup> | (%)          |
| <b>Brasil</b>           | 400.000   | <b>3.330</b>                 | <b>3.450</b>        | <b>1,4</b>   |
| China                   | nd  | 129.000                      | 132.000             | 53,7         |
| EUA                     | 700.000   | 16.300                       | 17.100              | 7,0          |
| Irã                     | nd  | 15.000                       | 13.000              | 5,3          |
| Turquia                 | nd  | 8.300                        | 8.300               | 3,4          |
| Espanha                 | nd  | 6.400                        | 6.400               | 2,6          |
| Tailândia               | 700.000   | 6.300                        | 6.300               | 2,6          |
| Japão                   | nd  | 5.500                        | 5.500               | 2,2          |
| Rússia                  | nd  | 5.100                        | 5.300               | 2,2          |
| México                  | nd  | 5.090                        | 5.000               | 2,0          |
| Itália                  | nd  | 4.100                        | 4.100               | 1,7          |
| Índia                   | 69.000  | 4.690                        | 3.500               | 1,4          |
| Austrália               | nd  | 3.540                        | 3.500               | 1,4          |
| Omã                     | nd  | 2.790                        | 3.000               | 1,2          |
| França                  | nd  | 2.300                        | 2.300               | 0,9          |
| Outros países           | nd  | 27.260                       | 27.250              | 11,1         |
| <b>TOTAL</b>            | nd  | <b>245.000</b>               | <b>246.000</b>      | <b>100,0</b> |

**Fonte:** DNPM/DIPLAM/AMB; USGS: *Mineral Commodity Summaries* – 2015

(p) dado preliminar; (r) revisado; (nd) dado não disponível

Dos estados brasileiros, Pernambuco é o principal produtor de gipsita, sendo responsável, em 2013, por 84,3% do total produzido, tendo como destaque o “polo gesseiro do Araripe”, situado no extremo oeste pernambucano e formado pelos municípios de Araripina, Trindade, Ipubi, Bodocó e Ouricuri. Os outros estados produtores de gipsita são: Maranhão (10,4%), Ceará (2,6%), Tocantins (1,1%), Amazonas (0,8%), Pará (0,5%) e Rio Grande do Norte (0,3%).

No ano de 2014, 35 empresas declaram ter produzido gipsita. As empresas que mais produziram gipsita no Brasil foram: Mineradora São Jorge S/A, Rocha Nobre Mineração LTDA, Mineração Pernambucana de Gipsita Ltda, Alencar & Parente Mineração LTDA, Votorantim Cimentos N/NE S.A, Mineradora Rancharia LTDA, Mineração Alto Bonito LTDA, CBE - Companhia Brasileira de Equipamento (Grupo João Santos) e Royal Gipso Ltda. Em conjunto essas empresas foram responsáveis por 63% da produção nacional em 2014 (Sumário Mineral, 2015).

### 2.3 POLO GESSEIRO DO ARARIPE

No país os estados produtores do minério de gipsita são: Maranhão, Ceará, Amazonas, Pará e Pernambuco, sendo este último responsável por 87,6% da produção nacional. Suas reservas são estimadas em 1,22 bilhão de toneladas e abastece 92% do gesso demandado, o que o torna especial em relação a diversos outros segmentos econômicos nacionais. Segundo a SINDUSGESSO (2014), atuam na região 42 minas de gipsita, 174 indústrias de calcinação e cerca de 750 indústrias de pré-moldados, gerando 13,9 mil empregos diretos e 69 mil indiretos, refletindo um faturamento anual na ordem de R\$1,4 bilhões por ano.

A região do Araripe, localizada no extremo oeste de Pernambuco, é composta pelos municípios de Araripina, Bodocó, Cedro, Dormentes, Exu, Granito, Ipubí, Moreilândia, Ouricuri, Parnamirim, Santa Cruz, Santa Filomena, Serrita, Terra Nova e Trindade, que juntos correspondem a 18% da área total de estado de Pernambuco. É nessa região que fica o APL (Arranjo Produtivo Local) do gesso, denominado de Polo Gesseiro do Araripe (Simpósio Polo Gesseiro do Araripe, 2014).

As atividades econômicas relacionadas à exploração gesseira comportam três segmentos produtivos: mineração, calcinação e manufatura (Neto, 2012). Apesar da predominância da produção de gesso, há também a aplicação na agricultura e pecuária regional. A maioria das empresas não possui recursos para dinamizar a produção, o que impede que o vasto leque de produtos ligados à cadeia produtiva do gesso seja desenvolvido, fazendo assim com que produtos de menor valor agregado sejam comercializados.

A matriz energética da indústria do gesso é muito diversificada, usa aproximadamente, 3% de energia elétrica, 5% de óleo diesel, 8% de óleo BPF (baixo poder de fusão), 10% de coque e 73% de lenha (ATECEL, 2006), onde as indústrias de pequeno porte usam, exclusivamente, a lenha como fonte energética fazendo com que o ambiente sofra alterações físicas e biológicas. Em consequência, na medida em que a indústria do gesso cresce, utilizando a lenha como principal fonte energética para a calcinação, aumenta a devastação do estoque lenheiro da região. Desta forma, as indústrias são obrigadas a adquirir lenha nos estados vizinhos, transferindo o problema da falta de combustível para outras áreas. Esse cenário coloca o Araripe, como área susceptível à desertificação e suas consequências desastrosas nos aspectos sociais, ambientais e econômicos (Simpósio Polo Gesseiro do Araripe, 2014).

Apesar de seu destaque em relação a sua produção, o escoamento da mesma é outro fator que encontra alguns entraves o que acaba por afetar o desenvolvimento regional. Sua

logística de transporte é dependente dos sistemas hidroviário, rodoviário e ferroviário. O sistema de transporte é ineficiente para o escoamento da produção, uma vez que o gesso produzido no Araripe tem seus custos acrescidos em média 100% por tonelada para cada km percorrido, o que impacta o preço do produto final em 80 a 90%, em função da distância do APL (Arranjo produtivo local) do gesso em relação aos principais consumidores do país. Isto se constitui no principal entrave para maior uso do gesso, principalmente, na indústria da construção (Simpósio Polo Gesseiro do Araripe, 2014).

## 2.4 GEOLOGIA LOCAL

A Bacia do Araripe é a mais extensa das bacias interiores do Nordeste do Brasil, conforme exposto na figura 2, com uma área de ocorrência não limitada à Chapada do Araripe, e que também se estende pelo Vale do Cariri, num total de aproximadamente 9.000 km<sup>2</sup> (Bardola, 2015). O município de Araripina encontra-se inserido, geologicamente, na Província Borborema, sendo constituído pelos litotipos dos complexos Granjeiro e Itaizinho, da Suíte Calcicalcina de Médio a Alto Potássio Itaporanga, dos Granitóides de Quimismo Indiscriminado, das formações Santana e Exú e dos depósitos Colúvio-eluviais (CPRM, 2005).

Segundo Arai (2006), o principal mecanismo formador das chapadas cretáceas foi a deposição de uma unidade arenítica tabular capeadora durante o trato de sistemas de mar alto e a subsequente interrupção na sedimentação no Andar Alagoas. A Bacia do Araripe foi formada pela reativação de estruturas do embasamento pré-cambriano devido à propagação de esforços tectônicos relacionados à fase rifte das bacias marginais brasileiras (Matos, 1992; Ponte e Ponte Filho, 1996).

A análise estratigráfica realizada, centrada na identificação dos eventos geológicos maiores, reconhecíveis ao longo de toda a bacia, evidenciou que os sedimentos preservados na Bacia do Araripe não testemunham embaciamentos completos, com porções marginais e depocentros definidos. Constituem o registro fragmentário de quatro bacias históricas e geneticamente distintas, separadas no tempo e parcialmente superpostas no espaço, materializadas por quatro sequencias estratigráficas limitadas inteiramente por discordâncias: sequência paleozoica, sequência juro-neocomiana, sequência aptiano-albiana e sequência alblano-cenomaniana. A sequência aptiano-albiana, constituída pelas Formações Barbalha e Santana (onde se localiza a área de estudo), ocorre em quase toda a extensão da Chapada do Araripe e, descontinuamente, ao longo do Vale Carui. Distingui-se estrutural e

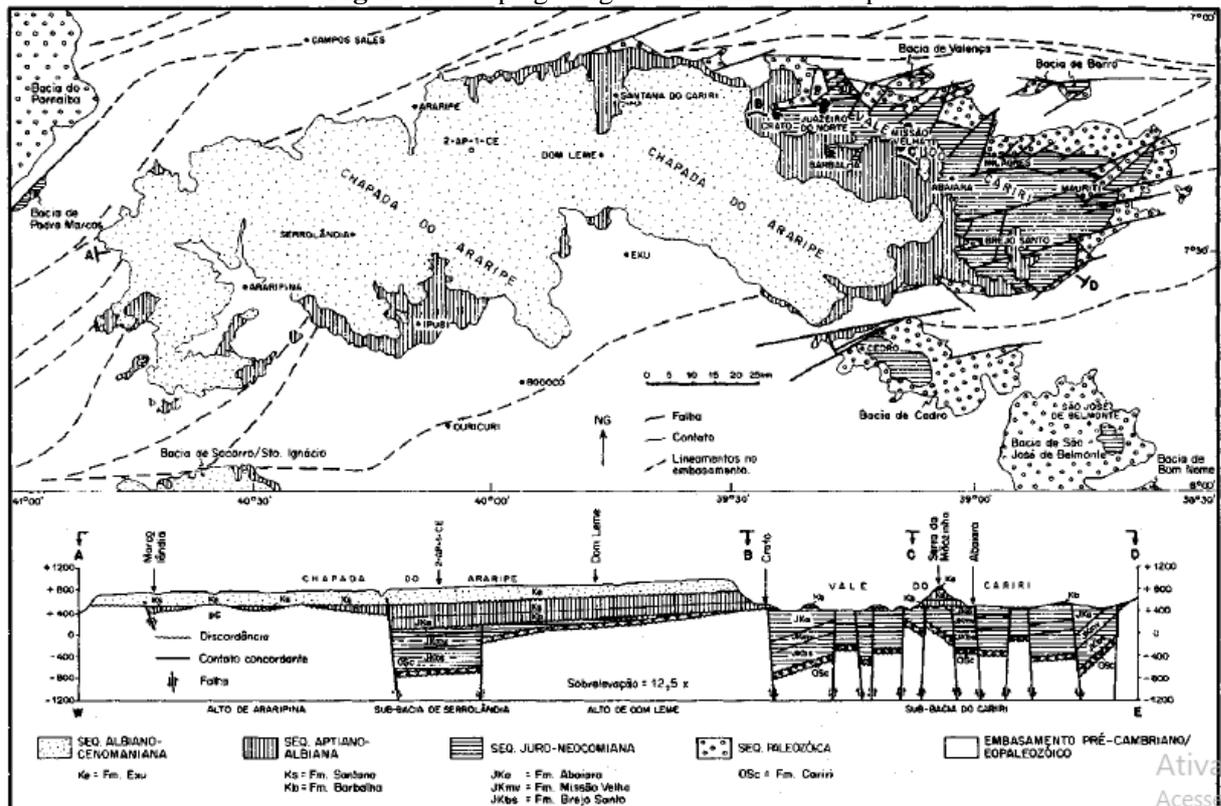
estratigraficamente das duas sequências sotopostas, sobre as quais assentam-se em discordância angular. Na porção ocidental da bacia é comum repousar diretamente sobre o embasamento pré-cambriano/e o paleozoico (Assine, 1992).

A região onde ocorre a exploração pertence à Formação Santana, a qual se subdivide em três membros: Membro Crato, que é constituído por calcários finamente laminados e caracteriza-se pela abundância e diversidade de fósseis; o Membro Ipubi, que apresenta sedimentação predominantemente evaporítica, onde se intercalam gipsita, anidrita, folhelhos e carbonatos, e que também contém fósseis; e o Membro Romualdo, superior, constituído por leitos pelítico-margosos intercalados por folhelhos betuminosos muito fossilíferos, arenitos e bancos calcários, principalmente no topo, onde ocorreu a maior influência marinha, contendo níveis de concreções carbonáticas ricas em fósseis (Rocha, 2017).

A mina de gipsita onde realizou-se a coleta dos dados para o desenvolvimento do estudo localiza-se no Membro Ipubi da Formação Santana, e constitui uma sucessão evaporítica depositada no Aptiano-Albiano na Bacia do Araripe. Os modelos deposicionais existentes para esta unidade relacionam o Membro Ipubi ora com sua sotoposta (Membro Crato), interpretada como uma sucessão lacustre, ora com sua unidade sobreposta (Membro Romualdo), composta por depósitos marinhos, o que evidencia a necessidade de melhor definição a respeito do contexto deposicional em que se formaram os evaporitos do Membro Ipubi (Bobco, 2014).

Segundo Assine (1992), há predominância, na região, da sequência estratificada de gipsitas intercaladas com anidritas e folhelhos pirobotuminosos; as camadas de gipsita são lenticulares, possuem cristais colunares dispostos em paliçadas, e são lateralmente contíguas a folhelhos cinza-esverdeados, carbonatos ou mesmo arenitos. Há também ocorrências de pseudomorfos de gipsita lenticular, anidrita laminada e nodular; a gipsita secundária é representada pelas variedades alabastro, porfiroblástica (rosetas de gipsita incolor) e nodular.

Figura 2 - Mapa geológico da Bacia do Araripe



## 2.5 MÉTODO DE LAVRA A CÉU ABERTO

O método de lavra utilizados para a extração de um bem mineral pode ser tanto a céu aberto quanto subterrânea, porém, no Brasil, o empregado para a extração da gipsita é a céu aberto, fazendo o uso de métodos e equipamentos comuns. De um modo geral a mineração a céu aberto proporciona um acréscimo na produtividade no trabalho em relação à mineração subterrânea, apesar de às vezes comprometer a qualidade do ROM (*Run of Mine*) (Bastos, 2013).

As minas a céu aberto variam muito em termos de tamanho, forma, orientação e profundidade. Entretanto, apresentam certas feições em comum. Assim, o corpo mineral é sempre minerado de cima para baixo, geralmente por bancadas. O desenvolvimento da mina se inicia pelo nível mais alto após a abertura de uma área ampla (decapeamento) que possibilite o acesso inicial ao minério. A partir dos níveis mais altos, a lavra progride descendentemente, segundo o sequenciamento estabelecido para ela, até o nível mais profundo (Curi, 2017).

Das vantagens que contribuem para a aplicação da lavra a céu aberto se comparada com a subterrânea, encontram-se a capacidade de produção, menor custo por tonelada, possibilidade de exploração de reservas com teores variados de minério, versatilidades para qualquer tipo de mineralização e corpo mineralizado, aumento da recuperação do mineral de minério, operações auxiliares mais simples, elevado nível de mecanização dentre outros.

Para que se tenha um resultado bem sucedido de um projeto de mineração, o método de lavra apontado deverá ser o mais otimizado possível. Os fatores que influenciam na seleção dos métodos de lavra são muitos, tanto quantitativos como qualitativos. A avaliação e escolha do melhor método de lavra devem levar em consideração algumas variáveis como: geometria do depósito, características do minério, presença de água superficial ou subterrânea, considerações geotécnicas, ambientais, econômicas e financeiras (Ferreira, 2013).

Em princípio, a classificação dos métodos provém da opção escolhida para se processar a lavra, ou seja, a céu aberto ou subterrânea. Para tal definição, leva-se em conta a situação dos operadores e não a da jazida. Os principais métodos de lavra a céu aberto são aqueles de exploração a seco, ou seja, a lavra por bancadas (*open pit mining*), a lavra em tiras ou fatias (*strip mining* ou *open cast mining*) e a lavra de pedreiras (*quarry mining* ou *dimensioned stones mining*)(Curi, 2017), *terrace mining* e *modified terrace mining*.

### 2.5.1 “Open Pit Mining”

O “*Open Pit Mining*” é um método que pode ser aplicado em uma variedade de corpos minerais. Geralmente está associado a depósitos profundos e de grande espessura, como os caracterizados pelos minérios metálicos. Os corpos de minério normalmente são estratificados e possuem mergulho acentuado. Permite altas taxas de produção e apresenta grande recuperação com moderada diluição na lavra (Rocha, 2017).

O decapeamento e o minério de interesse são removidos de modo a formar bancadas. À medida que há a evolução dessa lavra o seu formato vai se assemelhando a uma pirâmide ou cone invertido onde fatores como estabilidade do talude, condições geológicas, geotécnicas, taxa de descobertura, controle de drenagem da água e fatores tecnológicos e financeiros contribuem para isso.

Pela sua própria natureza, a operação em cava envolve o transporte de quantidades moderadas a grandes de material estéril e minério para fora da cava, a distâncias relativamente longas e a declividades elevadas. Esses requerimentos afetam a configuração da cava, a seleção dos equipamentos e as razões de produção requeridas (Peroni, 2007).

Esse método possui dois tipos de bancadas que podem ser utilizados para melhorar o processo de remoção do bem mineral: lavra usando bancadas simples e bancadas múltiplas. A bancada simples pode ser empregada para minerar qualquer tipo de depósito mineral superficial em qualquer tipo de rocha. A altura máxima dessa bancada e inclinação do talude dependem do tipo de rocha que forma a bancada. As alturas são especificadas pelas regulamentações mineiras específicas de cada país (Souza, 2001).

As bancadas múltiplas são indicadas para depósitos tabulares espessos com profundidade superior a utilizada por bancadas simples. A largura da bancada varia em função do tamanho da escavação (carregamento), equipamento de transporte e tipo de rocha na face da bancada. Normalmente varia de 6 até 20 m e são projetadas para proporcionar proteção contra pequenos deslizamentos (Souza, 2001).

O quadro 2 mostra algumas das dimensões usuais dos bancos em minas a céu aberto para maciços rochosos bem consolidados, de acordo com o tipo de minério (Curi, 2017).

**Quadro 2** – Dimensões usuais dos bancos em lavras a céu aberto de acordo com os tipos de minério

| <b>Minério</b>       | <b>Altura (m)</b> | <b>Largura (m)</b> | <b>Ângulo da face do talude (°)</b> |
|----------------------|-------------------|--------------------|-------------------------------------|
| <b>Cobre</b>         | 12-18             | 24-38              | 50-60                               |
| <b>Ferro</b>         | 9-14              | 18-30              | 60-70                               |
| <b>Não metálicos</b> | 12-30             | 18-45              | 50-60                               |
| <b>Carvão</b>        | 15-23             | 15-30              | 60-70                               |

**Fonte:** Hartman e Mutmansky (2002)

### 2.5.2 “Terrace Mining” Modificado

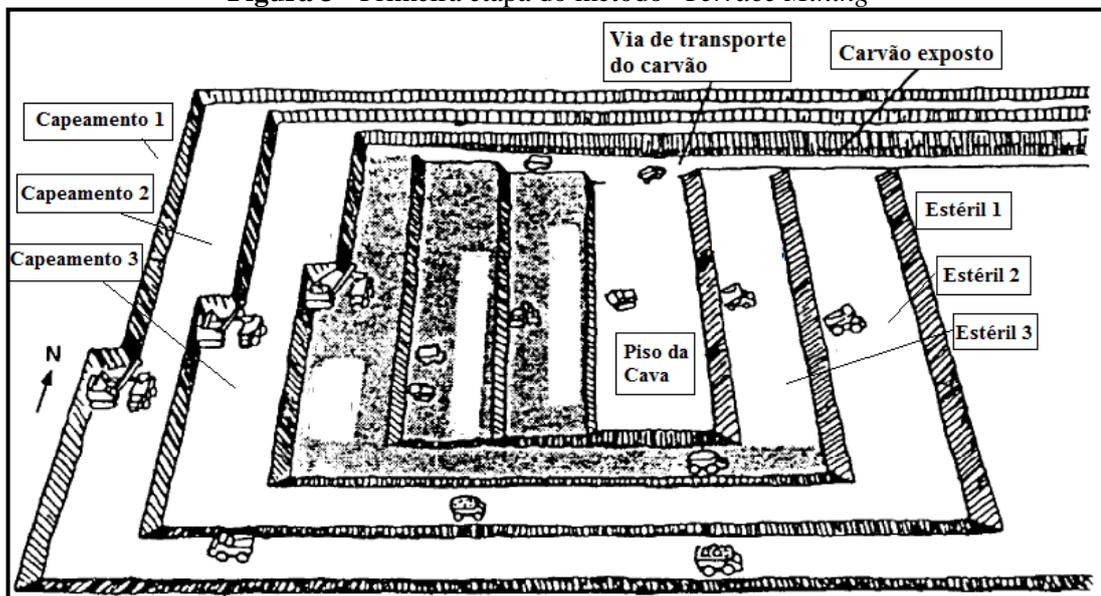
Segundo Bullivant (1987) citado por Rocha (2017), esse método é aplicado na lavra de depósitos com coberturas espessas ou quando a lapa do minério possui um mergulho íngreme, o que não permite a disposição do material estéril de volta na cava minerada por lançamento direto, como no método “*Strip Mining*”, exigindo dessa forma um transporte intermediário desse material, que pode ser cíclico ou contínuo, (caminhões e correias transportadoras, por exemplo) para as áreas onde o minério já foi explorado.

O “*Terrace Mining*” (método de lavra) trabalha com múltiplas bancadas tanto para o minério quanto para o material estéril. A mina inteira se move através do depósito, mas não necessariamente em um único banco, não é uma operação de um único estágio. O número de

bancos é função da profundidade da escavação (altura dos bancos de 10 a 15 metros e de 1 a 32 bancos em forma de terraço) (Bastos, 2013).

A figura 3 elucida o processo de extração por “*Terrace Mining*”. O processo de extração começa com a retirada da descobertura e a deposição foi planejada para ser realizada em uma área adjacente ao corte inicial. Uma vez que o avanço do pit ainda está estreito para o acesso e movimento dos equipamentos. Com a lavra mais desenvolvida o material da descobertura será depositado diretamente na área em que o carvão já foi minerado (Bastos, 2013).

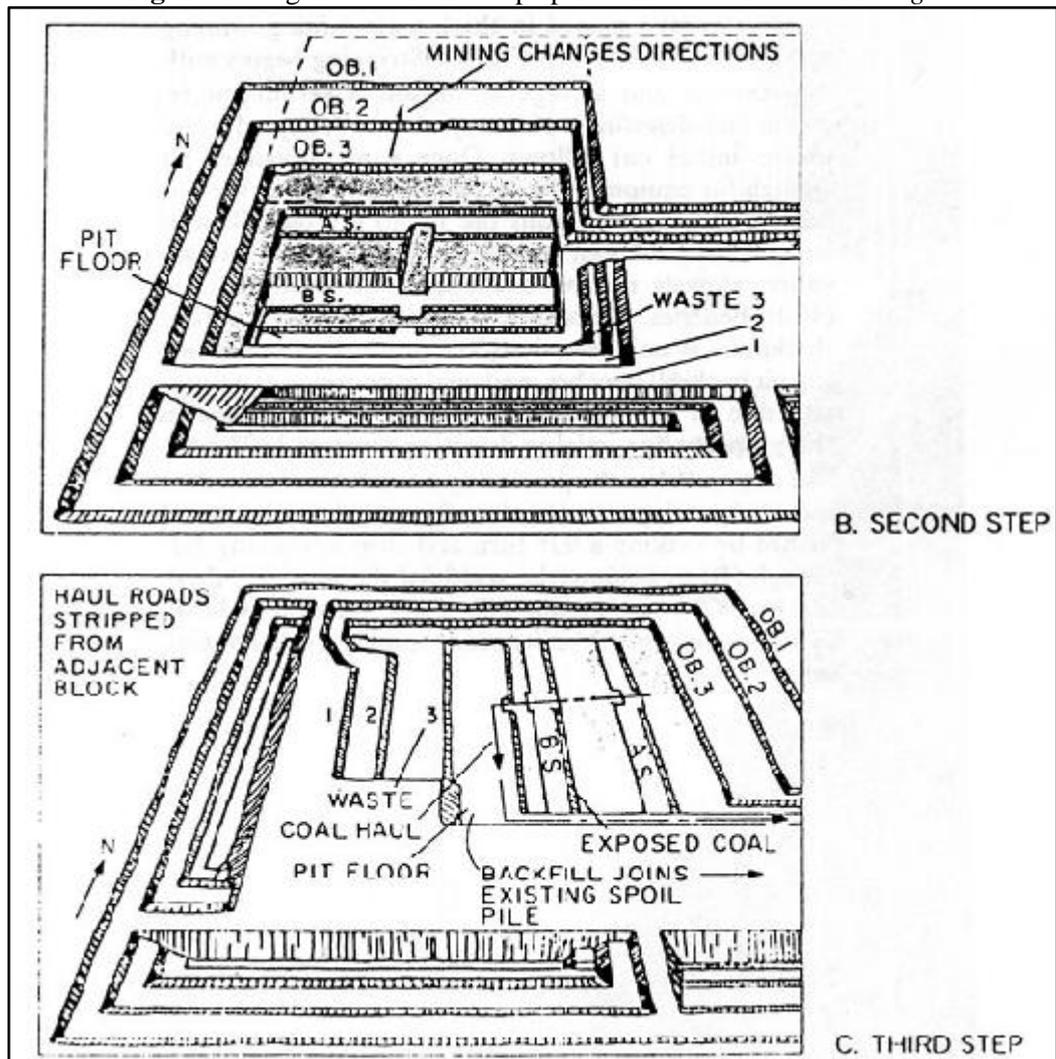
Figura 3 - Primeira etapa do método “*Terrace Mining*”



Fonte: Bullivant (1987)

Segundo Bastos (2013), no avanço da cava as pás carregadeiras removem a cobertura em vários bancos de 12 metros e, o número de pás utilizadas depende da espessura da descobertura. Esse material é direcionado para áreas em que o minério já foi lavrado formando bancos de preenchimento. Quando o *pit* se aproxima da linha limite a direção da reserva muda condicionando a deposição do estéril em linhas paralelas aos bancos em forma de terraço de minério formando um ângulo entre os bancos de minério e pilhas de deposição de estéril de 180°. As rotas de transporte do carvão estão perpendiculares aos terraços de minério, isto é, realizado fazendo uma volta de 90° em relação à bancada minerada, em seguida é retomado todo o ciclo (Figura 4).

**Figura 4** - Segunda e terceira etapa para o método “*Terrace Mining*”



Fonte: Oliver (1999)

## 2.6 DESMONTE DE ROCHAS

### 2.6.1 Considerações Iniciais

O desmonte consiste na fragmentação e desagregação de um maciço rochoso previamente existente. Este é conseguido introduzindo tensões no terreno que, quando são superiores às tensões de ruptura do material, originam a sua fraturação e consequente desagregação (Gomes, 2016). A finalidade dessa atividade se dá, geralmente, em dois casos: remover algum material de interesse econômico (ou permitir acesso ao material que apresenta interesse econômico) e remodelar a topografia local (regularização, valas e taludes para construções civis, etc.) (Ferreira, 2017).

Dependendo da natureza da rocha e sua resistência, a extração pode ser feita com o uso de equipamentos mecânicos convencionais e/ou com auxílio de material expansivo; ou, com o uso de explosivos. E, dependendo do ambiente onde se encontra, a forma de escavação pode ser feita a céu aberto, subterrânea ou subaquática.

O desmonte a céu aberto, para atender a diferentes finalidades, faz o uso de técnicas como a abertura de cortes em rocha, desmonte em bancada, desmonte de blocos de rocha, abertura de valas e trincheiras, abertura de cavas de fundação, regularização de topo rochoso, cortes e desmonte controlado para a obtenção de blocos de rocha. O desmonte subterrâneo faz uso de abertura de túneis e galerias, abertura de poços verticais e raises, aberturas de cavernas e câmaras subterrâneas. Já o desmonte subaquático faz a derrocagem para ampliação de pontos e vias de navegação, para a passagem de dutos especiais e remoção final de ensecadeiras e septos rochosos (Geraldi, 2011).

#### 2.6.2 Desmonte com Uso de Explosivos

O objetivo essencial da utilização de um explosivo na retirada de rocha consiste nele possuir uma energia química concentrada, situada num lugar apropriado e em quantidade suficiente, liberada de modo controlado, em tempo e espaço, para poder alcançar a fragmentação do material rochoso (IGME, 1987). Para que o desmonte seja eficaz e a fragmentação do material resultante seja adequada, importa conhecer um vasto conjunto de fatores que incluem as propriedades físicas das rochas, os parâmetros da perfuração e as características do explosivo (Correia, 2011).

O uso desse artefato na mineração provoca inevitáveis impactos ambientais e desconforto à população do entorno do empreendimento, por isso, é necessário a realização de estudos objetivando amenizar tais problemas. Os principais efeitos sentidos estão associados a vibração no terreno, aumento dos ruídos, ultralancamento de fragmentos, emissão de material particulado, assoreamento e alteração na paisagem, modificação nas propriedades físicas, químicas e biológicas do meio, mas que podem ser reduzidos a níveis aceitáveis se forem executados com uso de técnicas adequadas de extração e monitoramento de tais parâmetros.

A NBR 9653 de 2005 se aplica às emissões de ruídos impulsivos, vibrações pelo terreno e ultralancamentos decorrentes do desmonte de rocha por explosivos. Ela estabelece que a pressão acústica, medida além da área de operação, não deve ultrapassar o valor de 100Pa, o que corresponde a um nível de pressão acústica de 134 dBL pico; O ultralancamento não deve ocorrer além da área de operação do empreendimento, respeitando as normas

internas de segurança referentes à operação de desmonte. Indica também os limites para velocidade de vibração de partícula de pico acima dos quais podem ocorrer danos induzidos por vibrações do terreno, conforme demonstrado no quadro 3.

**Quadro 3** – Limites de velocidade de vibração de partícula de pico por faixa de frequência

| <b>Faixa de Frequência</b>   | <b>Limite de velocidade de vibração de partícula de pico</b> |
|--|--|
| 4 Hz a 15 Hz   | Iniciando em 15 mm/s aumenta linearmente até 20 mm/s         |
| 15 Hz a 40 Hz  | Acima de 20 mm/s aumenta linearmente até 50 mm/s             |
| Acima de 40 Hz   | 50 mm/s  |
| NOTA – Para valores de frequência abaixo de 4 Hz deve ser utilizado como limite o critério de deslocamento de partícula de pico de no máximo 0,6 mm (de zero a pico) |  |

**Fonte:** ABNT, 2005

A Resolução CONAMA nº 3 de 1990 dispõe sobre padrões de qualidade do ar, previstos no PRONAR, e conceitua no seu Art. 1º São padrões de qualidade do ar as concentrações de poluentes atmosféricos que, ultrapassadas, poderão afetar a saúde, a segurança e o bem estar da população, bem como ocasionar danos à flora e à fauna, aos materiais e ao meio ambiente em geral. Nessa mesma resolução há a recomendação dos valores de partículas totais em suspensão, onde para o padrão primário a concentração média geométrica anual é de 80  $\mu\text{g}/\text{m}^3$  de ar, e a concentração média em 24 hs de 240  $\mu\text{g}/\text{m}^3$  de ar, que não deve ser excedida mais de uma vez por ano. Para o padrão secundário a concentração média geométrica anual é de 60  $\mu\text{g}/\text{m}^3$  de ar, com concentração média em 24 hs, de 150  $\mu\text{g}/\text{m}^3$  de ar, não podendo também exceder mais de uma vez por ano.

### 2.6.3 Explosivos

Os explosivos industriais são constituídos por misturas de substâncias, umas combustíveis e outras oxidantes, que devidamente iniciadas, dão lugar a uma rápida reação química. Dessa reação produzem-se gases a alta temperatura e pressão. Cada tipo de explosivo possui uma composição específica, e conseqüentemente características diferentes levando assim a seleção do explosivo que mais se adéqua a cada aplicação (UEE, 1999).

As características particulares de cada uma desses agentes definem sua opção de seleção para um desmonte planejado. As principais diferenças na hora de definir o explosivo dizem respeito a: força (quantidade de energia liberada), velocidade (reação química que inicia em um ponto da massa do explosivo, e se propaga por essa massa produzindo luz, calor e gases), densidade, resistência à água, energia absoluta e sensibilidade (Ferreira, 2017).

Para a retirada de rochas resistentes os explosivos mais adequados são os de maior potência e velocidade de detonação, que produzem uma alta pressão nos furos. Já para as rochas intensamente fraturadas e estratificadas, os explosivos de baixa densidade e velocidade de detonação são os mais indicados (IGME, 1987). O importante nos serviços com explosivos é que a energia gerada nas detonações, que é praticamente instantânea, seja corretamente aproveitada na fragmentação da rocha ou minério, evitando-se perdas e abalos resultantes de sua dissipação pelo maciço e pelo ambiente (Geraldi, 2011).

De acordo com Ricardo e Catalani (2007), os explosivos classificam-se, basicamente, em três categorias:

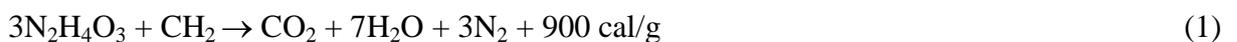
- Explosivos iniciadores: São extremamente sensíveis e, por isso, adequados à detonação da massa de explosivos da perfuração. Produzem um efeito de sopro intenso ou uma onda de choque capaz de iniciar a detonação da massa de explosivos. Não são suficientes para, por si só, executar o trabalho de demolição da rocha. Os explosivos iniciadores são também chamados explosivos primários.
- Altos explosivos: Detonam a velocidade entre 2.500 e 7.500 m/s, acompanhados de quantidades enormes de gases a pressões muito altas (da ordem de 100.000 atm). A detonação dá origem à formação de uma onda de choque que percorre o maciço rochoso, causando fissuras na rocha. A onda de choque, aliada à alta pressão dos gases formados na explosão, quebra a rocha empurrando-a em direção à face livre. São também chamados explosivos secundários.
- Baixos explosivos: A reação de detonação consiste numa queima rápida sem a produção de onda de choque de grande intensidade. Dentre os baixos explosivos, o único que ainda tem alguma importância é a pólvora negra, usada para o corte de rocha destinada à produção de paralelepípedos, placas de revestimento, blocos de mármore etc.

### 2.6.3.1 ANFO (*Amonium Nitrate Fuel Oil*)

O ANFO consiste numa mistura de nitrato de amônia e óleo combustível, com 5,5% de massa de combustível e 94% de nitrato de amônio em forma de grão ou *prill* (Figura 5). Essa proporção assegura o balanço de oxigênio da reação e libera uma quantidade de energia de 900 cal/g. É um explosivo de sensibilidade muito baixa, o que de certa forma assegura uma maior segurança, produz um grande volume de gases, e se comparado com os gelatinosos possui uma velocidade de detonação menor (Fernandes, 2014).

O nitrato de amônio é um oxidante e, como tal, a reação de cada molécula de  $\text{NH}_4\text{NO}_3$  pode liberar um átomo de oxigênio. Este oxigênio em excesso combina com o óleo adicionado para formar os produtos da reação de combustão. Dependendo da quantidade de óleo presente, a reação de combustão será mais ou menos completa. As reações completas geram maior quantidade de energia. Uma variedade de óleos pode ser usada na mistura com o nitrato de amônio. O óleo diesel é, em geral, o de mais baixo custo e de fácil aplicação (Morais, 2004).

Segundo Filho (2016), a reação ideal do ANFO ( $\text{NH}_4\text{NO}_3$  – Nitrato de amônio e  $\text{CH}_2$  – Óleo diesel) quando o balanço de oxigênio é zero, está expressa na equação (1). A energia produzida pelo ANFO é igual ao calor de formação dos gases gerados menos o calor de formação dos ingredientes da mistura. Outros explosivos granulados, fabricados por diferentes produtores, nada mais são do que formulações similares à do ANFO, com adição de outros ingredientes ou sensibilizantes, combustíveis (óleo queimado, serragem, palha de arroz, entre outros), oxidantes e absorventes.



Misturas à base de nitrato de amônio e óleo combustível apresentam vantagens como custo reduzido, fácil carregamento quando a granel e pouca sensibilidade antes e depois de misturado óleo. Contrariamente, as duas maiores desvantagens estão relacionadas à total falta de resistência ao ataque da água, que torna completamente insensível qualquer mistura e a densidade de carregamento inferior a  $1 \text{ g/cm}^3$ , tornando muito difícil o carregamento de cartuchos de ANFO em um furo preenchido com água (Munaretti, 2002). Outros fatores que também afetam o desempenho desses explosivos estão relacionados ao diâmetro do furo (quanto menor o diâmetro, menor será a velocidade de detonação), forma de iniciação (quanto

menor a energia de iniciador, menor a velocidade de detonação) e a forma de mistura (quanto menos homogêneo, menor será o desempenho) (Filho, 2016).

**Figura 5 - ANFO**



**Fonte:** Autora (2017)

### 2.6.3.2 Emulsões

Explosivos em emulsão são do tipo água em óleo (*water-in-oil*). Eles consistem de microgotículas de solução oxidante supersaturada dentro de uma matriz de óleo. Para maximizar o rendimento energético, o oxidante dentro da microgotículas consiste principalmente de nitrato de amônio. Do ponto de vista químico, uma emulsão se define como uma dispersão estável de um líquido imiscível em outro, o qual se consegue mediante agentes que favorecem este processo (agentes emulsificantes) e uma forte agitação mecânica (Silva, 2011).

As emulsões podem ser utilizadas mesmo em perfurações com 100% de água. Por terem densidade maior que a da água e por sua elevada resistência a mesma, expulsam boa parte, ocupando seu espaço. Mesmo nessas condições extremas o rendimento do desmonte permanece elevado (Ricardo e Catalani, 2007). Um aspecto único das emulsões é que ambos, o oxidante e o combustível, são líquidos. Sob baixas temperaturas, a estrutura que cria as propriedades atrativas da emulsão pode cristalizar, com isso, a estrutura das emulsões é perdida de forma irreversível (Morais, 2004). A figura 6 mostra a emulsão encartuchada.

**Figura 6 - Emulsão encartuchada**

**Fonte:** Autora (2017)

A composição típica de uma emulsão está presente no quadro 4.

**Quadro 4 – Composição de uma emulsão**

| <b>INGREDIENTES</b>   | <b>PORCENTAGEM EM MASSA</b> |
|---|-----------------------------|
| Nitrato de Amônio   | 77,3                        |
| Água  | 16,7                        |
| Óleo diesel   | 4,9                         |
| Agente Emulsificante: Oleato de sódio ou Monoleato de ezorbitol | 1,1                         |
|   | 100                         |

**Fonte:** Silva (2011)

As emulsões produzem energia cujos valores teóricos estão demonstrados no quadro 5. Os valores são baseados na suposição que os explosivos reagem completamente e que a energia é liberada totalmente na onda de detonação. A energia das emulsões é aumentada pela incorporação de alumínio na formulação. Isto, entretanto, tem um custo elevado. O nitrato de amônio pode ser também adicionado na emulsão, reduzindo o percentual de água e aumentando sua energia, com custos inferiores a utilização do alumínio (Morais, 2004).

**Quadro 5** – Energia produzida pelas diferentes emulsões

| <i>Composição</i> | <i>Densidade<br/>(g/cm<sup>3</sup>)</i> | <i>VOD (m/s)</i> | <i>Energia total (cal/g)</i> |
|-------------------|---|------------------|------------------------------|
| Emulsão 0% Al     | 1,20                                    | 6.440            | 684                          |
| Emulsão + 5% Al   | 1,32                                    | 6.560            | 862                          |
| Emulsão + 7% Al   | 1,33                                    | 6.600            | 948                          |
| Emulsão +10 % Al  | 1,34                                    | 6.600            | 1.016                        |
| Emulsão + 14% Al  | 1,35                                    | 6.500            | 1.150                        |

**Fonte:** Crosby (1998)

#### 2.6.4 Propriedades dos Explosivos

Os explosivos apresentam características específicas, o que possibilita que haja no mercado uma grande diversidade desse artefato. Isso permite de se tenha um produto mais adequado para cada tipo de situação. Do ponto de vista do desmonte de rochas, algumas das propriedades mais importantes a serem consideradas são:

- Densidade

A densidade é uma característica muito importante dos explosivos e depende do tipo de componente utilizado na sua fabricação. Um explosivo de alta densidade permite maior concentração, isto é, possibilita introduzir maior número de quilos por metro de perfuração. Quando se deseja uma alta fragmentação da rocha, é conveniente utilizar explosivos de alta densidade. Caso contrário, adotam-se explosivos de menor densidade (Ricardo e Catalani, 2007).

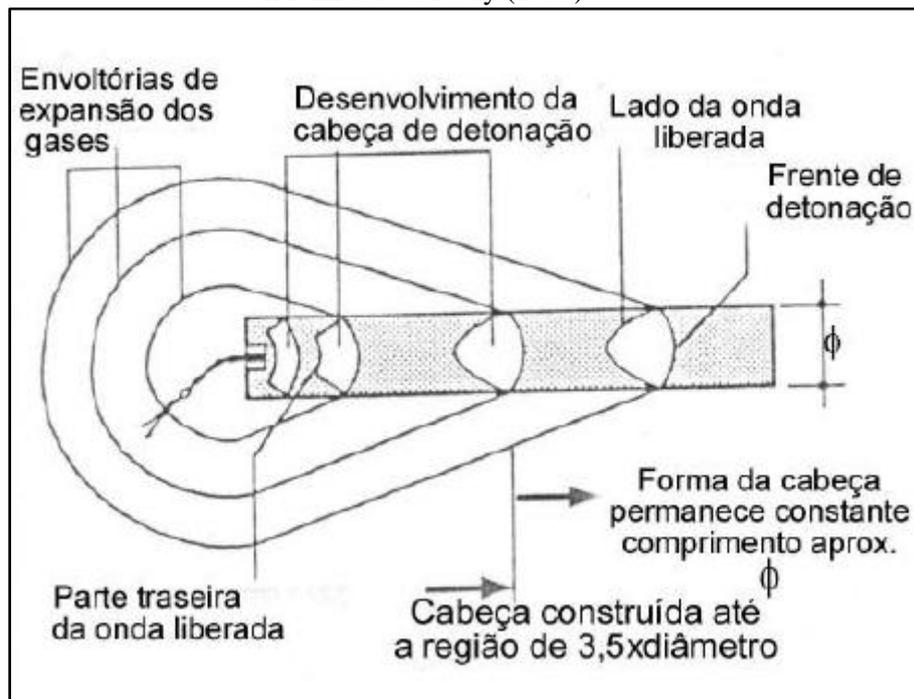
A densidade da maioria dos explosivos varia de 0,8 a 1,6 g/cm<sup>3</sup> e igualmente à velocidade de detonação, quanto maior, maior o efeito de ruptura do explosivo (Silva, 2011). Configura-se como um fator importante para o cálculo da quantidade de carga necessária em um desmonte. Como regra geral, no fundo dos furos onde se necessita de maior concentração de energia para o arranque da rocha, utiliza-se explosivos mais densos como os gelatinosos e hidrogéis, enquanto que em cargas de coluna, requer explosivos menos densos, à base de ANFO (Jimeno *et al.*, 2003).

- Velocidade de Detonação

A velocidade de detonação, medida usualmente em m/s, define-se como a velocidade com que a onda de detonação se propaga ao longo do explosivo, que é um parâmetro que define o ritmo de liberação de energia (Bernardo, 2014). Quando o explosivo detona ocorre uma reação química com produção intensa de luz, calor e gases à pressão muito elevada. Essa reação inicia-se num determinado ponto do explosivo e progride através de sua massa. (Ricardo e Catalani, 2007).

De acordo com Crosby (1998) citado por Moraes (2004), a figura 7 ilustra a sequência de eventos que ocorrem quando uma carga explosiva cilíndrica é iniciada. Com uma iniciação adequada, a onda de detonação viaja para fora do iniciador e ao longo da carga. Este modelo é denominado modelo da cabeça de detonação. Gases, sob altas pressões, expandem-se atrás do iniciador gerando uma onda que viaja ao longo da carga de explosivo. Esta onda sempre fica atrás da frente de detonação, pois sua velocidade é mais baixa, em torno de 5/8 da velocidade da frente de detonação. A frente de detonação e o anel da onda liberada definem uma região denominada cabeça da detonação.

**Figura 7** - Formação da cabeça de detonação em carga cilíndrica não confinada e iniciada na extremidade. Crosby (1998)



Fonte: Moraes (2004)

Essa grandeza varia entre 1.500 e 7.500 m/s, aproximadamente e deve ser indicada juntamente com o diâmetro do explosivo utilizado. Os explosivos a base de nitroglicerina são muito velozes, situando-se geralmente entre 4.000 e 7.500 m/s; já os a base de nitrato de amônio têm velocidade mais baixa, entre 1.500 e 3.000 m/s (Ricardo e Catalani, 2007). Vários são os fatores que afetam a velocidade de detonação como o tipo de explosivo, diâmetro da carga explosiva, densidade do explosivo, grau de confinamento e a iniciação, temperatura e umidade do explosivo (Bernardo, 2014).

- Energia dos Explosivos

O sucesso de uma detonação está intimamente relacionado a forma como a energia contida nos explosivos é liberada. Em desmonte de rochas essa energia é aplicada na criação de novas fraturas; na extensão de fraturas existentes; no deslocamento da massa rochosa e movimento do centro de gravidade; efeitos indesejáveis como ultralançamento, vibração do solo, sobrepressão atmosférica, ruído e calor (Morais, 2004).

Segundo Souza (2016), a medição da energia de um explosivo no passado era feita em função da porcentagem de nitroglicerina contida no mesmo. Como nos explosivos modernos não se utiliza mais nitroglicerina, houve a necessidade de estabelecer um novo padrão de comparação. Atualmente, utiliza-se os conceitos:

- **RWS – Relative Weight Strength (Energia relativa por massa)** – é a energia disponível por massa de um explosivo “x”, comparada com a energia disponível por igual massa de um explosivo tomado como padrão. O ANFO é tomado como explosivo padrão, normalmente. O cálculo do RWS é feito através da equação a seguir.

$$RWS = \frac{ET_x}{ET_p} \quad (2)$$

Onde:  $ET_x$  e  $ET_p$  são as energias termoquímicas do explosivo “x” e padrão respectivamente.

- **RBS – Relative Bulk Strength (Energia relativa por volume)** – é a energia disponível por volume de um explosivo “x”, comparada com a energia disponível por igual volume de um explosivo tomado como padrão. Isto é:

$$RBS = \frac{ET_x}{ET_p} \times \frac{\rho_x}{\rho_p} = RWS \times \frac{\rho_x}{\rho_p} \quad (3)$$

- Balanço de Oxigênio

Segundo Munarretti (2002), os principais oxidantes e combustíveis nos agentes explosivos são compostos de carbono, hidrogênio, oxigênio e nitrogênio. O nitrato de amônio é responsável por 60% de oxigênio, 33% de nitrogênio e 7% de hidrogênio, e o óleo supre a reação com o carbono. Para compostos de hidrogênio, oxigênio e nitrogênio, a liberação de energia é ótima quando o balanço de oxigênio é zero.

O balanço zero é definido como o ponto no qual existe oxigênio suficiente para oxidar completamente todos os combustíveis da mistura e não existe excesso de oxigênio disponível para reagir com nitrogênio e desse modo formar óxidos nitrosos ou elementos como CO, NH<sub>3</sub> e CH<sub>4</sub>. Os únicos produtos dessa reação devem ser os gases H<sub>2</sub>O, CO<sub>2</sub>, e N<sub>2</sub> (Munarretti, 2002).

Se a quantidade de oxigênio no explosivo é maior que a requerida para a formação dos produtos, o explosivo tem um balanço de oxigênio “positivo”. Por outro lado, se não há oxigênio suficiente para completar a reação, o explosivo possui um balanço de oxigênio “negativo”. Nos explosivos comerciais, o balanço de oxigênio deve ser o mais próximo de zero para minimizar a produção de gases tóxicos, tais como CO e NO<sub>x</sub> (Morais, 2004).

- Pressão de detonação e Pressão do furo

Jimeno *et al.*, (2003), expressa a pressão de detonação de um explosivo em função da densidade e do quadrado da velocidade de detonação desse explosivo. É medida através da passagem da onda quando se propaga através da coluna de explosivo. Embora a pressão de detonação deste dependa da densidade e da velocidade de detonação, o diâmetro, o grau de confinamento e o tamanho dos grãos dos ingredientes que compõem o explosivo influenciarão diretamente na velocidade de detonação. Pode ser calculada através da seguinte equação:

$$PF = \rho \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-6} \quad (4)$$

Onde:

PF = Pressão produzida no furo, quando o explosivo está completamente acoplado ao mesmo (GPa);

$\rho$  = Densidade do explosivo ( $\text{g/cm}^3$ );

VOD = Velocidade de detonação de um explosivo confinado (m/s).

Segundo Atlas Power Company (1987), citado por Moraes (2004), a pressão do furo consiste na pressão exercida sobre a rocha que circunda a carga explosiva pela expansão dos gases gerados na detonação. A pressão exercida pelos gases e o intervalo de tempo no qual isto ocorre é uma medida da energia do gás do explosivo. Esta energia é normalmente conhecida como energia de lançamento ou deslocamento (Moraes, 2004).

#### 2.6.5 Acessórios

Os explosivos industriais apresentam certo grau de estabilidade química que os torna perfeitamente manuseáveis, dentro de condições normais de segurança. Para desencadear a reação é necessário transmitir ao explosivo uma quantidade inicial de energia de ativação que seja capaz de promover reações internas para sua transformação em gases. Essa energia inicial é comunicada em forma de choques moleculares oriundos, principalmente, de calor, chispas, atrito e impacto. Dessa forma, os acessórios de detonação são destinados a provocar esses fenômenos iniciais de forma segura (Silva, 2006).

Conforme o descrito no Guia de Atividades Críticas – Vale (2016), os acessórios de detonação são equipamentos e dispositivos usados para iniciação da carga explosiva e, classificam-se como: geradores de energia, transmissores de energia, iniciadores e retardos.

- Geradores de energia

- Acendedores de estopim: São acessórios de detonação destinados a iniciar espoletas ou a iniciar o próprio explosivo principal (reforçadores). Citam-se: estopim de segurança, estopim ultrarrápido, conector para estopim, cordão ignitor e reforçadores (*boosters*). Existem acendedores de diversos tipos. Um desses tipos consiste de uma haste metálica recoberta por um material inflamável que queima lentamente, produzindo chama de elevada temperatura. É iniciado por uma das extremidades, na qual existe uma cabeça tipo palito de fósforo (Vale, 2016).

- Explosores: São máquinas destinadas a fornecer energia elétrica para detonação de espoleta elétrica, conforme figura 8. Essas máquinas são classificadas de acordo com o número de espoletas que podem detonar, sendo que a ligação das espoletas pode ser em série, paralelo ou série-paralelo. No caso dos detonadores eletrônicos, é o dispositivo que gera o impulso que vai detonar a espoleta eletrônica (Vale, 2016).

**Figura 8 - Explosor ZEB**



**Fonte:** Maxam (2009)

- Transmissores de Energia

- Redes elétricas: São fios ou cabos que conduzem a energia elétrica dos explosores, baterias ou mesmo circuitos comuns de energia elétrica para ativação de espoletas elétricas, tanto as comuns como as de retardo (Vale, 2016).

- Cordel detonante: É um acessório de detonação consistindo, essencialmente, de um tubo de plástico com um núcleo de explosivo de alta velocidade (nitropenta ( $C_5H_8N_4O_{12}$ )), e de materiais diversos que lhe dão confinamento e resistência mecânica (Figura 9). É usado para iniciar cargas explosivas simultaneamente, ou, com retardos em lavra a céu aberto e/ou subterrânea. Apresenta uma velocidade de detonação de aproximadamente 7000 m/s e, embora apresente uma alta velocidade e violência de explosão, o cordel é muito seguro no manuseio (Silva, 2011).

**Figura 9 - Cordel Cordtex™**



**Fonte:** Orica (2017)

- Estopim: Consiste em um filamento de pólvora enrolado e protegido por fio ou fita (tecidos impermeabilizantes), encerado ou com revestimento plástico. Queimam com velocidade constante e conhecida – 110 a 130 m/s. Produz na extremidade oposta um sopro ou chama capaz de provocar a detonação de pólvora ou espoleta (Ferreira, 2017).

- Tubo de choque: É um tubo plástico revestido internamente com uma fina camada de explosivo, que transmite a onda de choque a uma velocidade de cerca de 2.000 m/s. O tubo plástico não é afetado pela onda de choque e, em consequência, não inicia qualquer coluna de explosivos em contato com ele. Pode ser iniciado por cordel detonante, espoleta comum ou espoleta elétrica. Em função da quantidade de explosivo utilizada no tubo ser muito pequena, trata-se de um sistema que provoca pouco barulho, sendo, por esse motivo, conhecido também por linha silenciosa. O tubo de choque não é fornecido isoladamente, e sim acoplado a uma espoleta iniciadora de carga explosiva ou a uma espoleta de retardo, em uma das extremidades e, na outra, a um *clip* conector, que permite a ligação com outro tubo detonante (Vale, 2016).

- **Iniciadores**

- Espoleta simples: Consta de um tubo, de alumínio ou cobre, com uma extremidade aberta e outra fechada, contendo em seu interior uma carga detonante constituída por uma carga chama primária, ou de ignição, cujo explosivo é a azida de chumbo  $Pb(N_3)_2$ , e uma carga básica de PETN - Tetranitrato de pentaeritritol ( $C_2H_4N_2O_6$ ). A razão destas duas cargas é devido ao fato de que a azida de chumbo é um explosivo fulminante que pode ser iniciado à

custa de uma fagulha. A azida de chumbo, uma vez iniciada pela faísca do estopim, faz detonar a carga de PETN (Silva, 2011).

- Espoleta elétrica: É uma cápsula metálica, cujo interior contém uma carga iniciadora que, ao ser ativada, detona a carga básica do alto explosivo. Um par de fios elétricos é interligado no interior da carga iniciadora por meio de uma resistência. Pela passagem da corrente elétrica, essa resistência se aquece, detonando a carga iniciadora que, por sua vez, irá detonar a carga básica de alto explosivo. A espoleta elétrica é utilizada na iniciação de diversas cargas explosivas no interior de um furo, na iniciação de cordel detonante ou na iniciação de tubo detonante (Vale, 2016).

- Espoleta eletrônica: Assemelha-se às espoletas elétricas, porém com mais segurança, versatilidade e precisão nos ajustes de tempos de retardo. Consiste basicamente em um par de fios de telefone (amarelo brilhante), um programador (*logger*) e um iniciador (*blaster*). Cada espoleta possui uma etiqueta de identificação própria com um número, o comprimento do fio e a data de fabricação, além de uma identificação rastreável no *chip* interno. O par de fios está enrolado em uma bobina, que possui um nicho para alojar a espoleta eletrônica (Vale, 2016).

#### ● Retardos

- Retardos para cordel detonante: As detonações empreendidas com cordel detonante podem ser convenientemente retardadas pela aplicação do elemento de retardo, que consiste em um tubo de plástico, nas extremidades do qual são afixadas as pontas do cordel. Dentro do tubo são colocadas duas espoletas e um elemento de retardo que será o responsável pela defasagem (espera) de tempo entre uma ignição da carga explosiva e outra imediatamente. Os tempos de retardamento serão dimensionados no plano de fogo e podem variar de 5 ms (milissegundos), 17 ms, 25 ms, 42 ms podendo chegar a 1 segundo conforme o projeto de detonação. A utilização do retardo é de fundamental importância para o bom rendimento da detonação já que trará benefícios na fragmentação da rocha e redução dos danos ao meio ambiente (Governo do Estado do Ceará, 2017).

- Espoleta elétrica de retardo: Assemelham-se às espoletas elétricas instantâneas, tanto quanto à forma de ativação como na utilização, porém se diferem por possuírem um elemento de retardo entre a carga iniciadora e a carga básica. Os tempos de retardo variam normalmente

entre 25 m/s e 100 m/s. No entanto, existe ainda espoleta elétrica com tempo de retardo mais longo, variando entre 1.000 m/s e 5.000 m/s (Vale, 2016).

- Retardo para tubo de choque: É semelhante ao retardo para cordel. No entanto, ao invés dos rabichos de cordel nas extremidades, possui a espoleta de retardo conectada a apenas um rabicho de tubo detonante em uma das extremidades. A espoleta possui um *clip* que permite acoplá-la a outros tubos detonantes (Vale, 2016).

#### 2.6.6 Desmonte Mecânico por Martelo Hidráulico

O uso do martelo hidráulico, figura 10, é exigido em casos onde o desmonte com o auxílio de explosivos (desmonte primário), não alcança a granulometria pretendida. Sua função consiste em ajustar o tamanho do material desmontado às etapas posteriores de carregamento, transporte e britagem. Fatores relacionados à variável geológica da rocha, fragmentações ocultas, malha de perfuração e razão de carregamento resultam em uma fragmentação insuficiente (Rocha, 2017).

**Figura 10** - Desmonte secundário com martelo hidráulico



**Fonte:** Autora (2017)

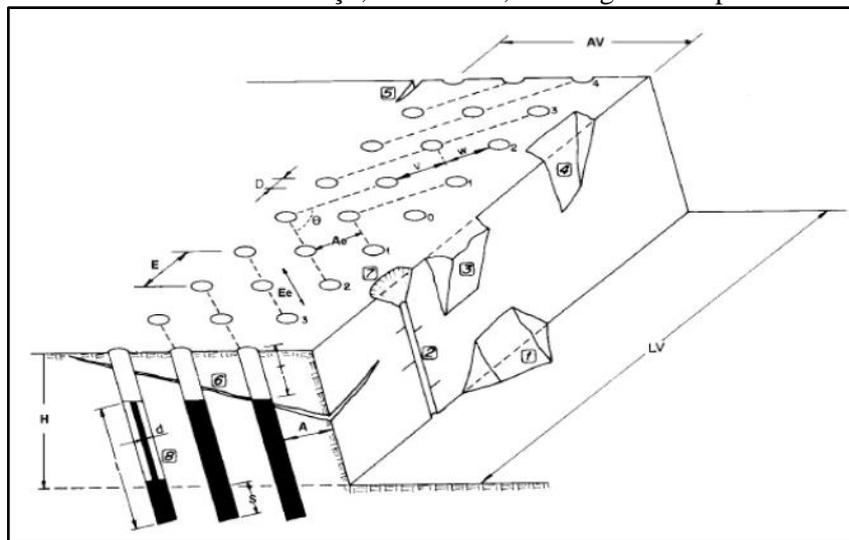
Esse equipamento faz a quebra da rocha através da aplicação de força mecânica, sem o uso de explosivos, o que garante segurança e economia na operação. O custo da sua utilização é elevado e, é calculado de acordo com as horas trabalhadas.

## 2.7 PARÂMETROS DO PLANO DE FOGO

O plano de fogo é o projeto executivo para o desmonte (escavação) de rocha com uso sistemático de explosivos, onde serão definidos e apresentados o plano de perfuração, a qualificação e quantificação dos explosivos e, os esquemas de ligação e iniciação entre os furos que serão detonados. Como em todo projeto, esse plano pode e deve sofrer ajustes, adaptações e correções, conforme as observações de campo logo nas primeiras detonações realizadas nas frentes de escavação (Geraldi, 2011).

Os parâmetros que compõem o plano de fogo são: altura da bancada; diâmetro do furo, profundidade do furo, subfuração, inclinação do furo, afastamento, espaçamento, tampão e razão de carga. Podem ser visualizados na figura 11.

**Figura 11** - Variáveis de um plano de fogo: H = altura do banco; D = diâmetro do furo; L = longitude do furo; d = diâmetro da carga; A = afastamento nominal; E = espaçamento nominal; LV = longitude do desmonte; AV = comprimento da bancada;  $A_e$  = afastamento efetivo;  $E_e$  = espaçamento efetivo; T = tampão; S = subfuração; I = longitude da carga;  $\Theta$  = ângulo de saída;  $v/w$  = grau de equilíbrio. 1 = repé; 2 = meia cana do furo; 3 = rocha saliente; 4 = sobreescavação; 5 = fenda de tração; 6 = trincamento do maciço; 7 = cratera; 8 = carga desacoplada



Fonte: Jimeno *et al.*, (2003)

### 2.7.1 Altura da Bancada

A escolha adequada da altura da bancada é de extrema importância para o êxito da escavação, sendo, dentre outros, um fator que interfere no resultado da fragmentação. Ela também determina o plano de fogo proposto para uma determinada frente de lavra, onde, por

exemplo, podemos ter o aumento do desvio de perfuração quando aumentamos a altura da bancada, comprometendo a distribuição energética (Ferreira, 2017).

Da altura da bancada, resulta a profundidade de perfuração a ser atingida. De um modo geral, as bancadas muito altas (superiores a 20 m) devem ser evitadas, dando-se preferência a várias bancadas de menor altura, a menos que as perfurações sejam executadas com perfuratriz de furo baixo. Com esse procedimento são criadas várias frentes de escavação independentes que permitem a utilização de quantidade maior de equipamentos, possibilitando aumentar a produção (Ricardo e Catalani, 2007).

### 2.7.2 Diâmetro do Furo

É determinado em função do equipamento previsto para executar as perfurações. Esse equipamento deve estar coerente com o equipamento disponível para o carregamento da rocha detonada. Isso significa que a produção de ambos deve ser aproximadamente a mesma, a fim de que não haja ociosidade, ou, não seja necessário um número elevado de unidade de um tipo de equipamento (perfuratrizes, por exemplo) para se ter produção adequada a uma unidade de um outro tipo (Ricardo e Catalani, 2007).

A malha de perfuração é um fator que está intrinsecamente ligado ao diâmetro de perfuração a ser feito, é a essência da própria escavação de rocha. Quanto maior o diâmetro dos furos, maior poderá ser a área da malha de perfuração a ser utilizada, resultando em uma menor quantidade de furos a ser executados por metro cúbico de rocha a escavar. Assim, para projetos envolvendo grandes volumes de escavação de rocha, sempre que possível, devem ser utilizados furos com maiores diâmetros (Geraldi, 2011).

O diâmetro de perfuração ideal para um determinado trabalho depende dos seguintes fatores: características do maciço rochoso que se deseja furar, grau de fragmentação requerida, altura do banco e configuração das cargas, economia do processo de perfuração e quebra e, dimensões do equipamento de carga (Jimeno *et al.*, 2003). Para a escolha do diâmetro de perfuração, o quadro 6 indica as possibilidades normais dos equipamentos usados (Geraldi, 2011).

**Quadro 6 - Diâmetro de perfuração dos equipamentos**

| <b>Tipo de Equipamento</b> | <b>Diâmetro dos Equipamentos</b> |
|----------------------------|----------------------------------|
| Perfuratriz manual         | 1 1/4"                           |
| “Bencher”                  | 1 1/4"                           |
| “Wagon-drill”              | 1 1/2” - 2 1/2”                  |
| Perfuratriz sobre trator   | 2” – 5”                          |
| Conjunto de perfuração     | 4” – 10” (ou mais)               |

**Fonte:** Adaptado de Geraldi (2011)

### 2.7.3 Profundidade do Furo

É o comprimento total perfurado que, devido a inclinação e a subperfuração, será maior que a altura da bancada. O comprimento do furo aumenta com a inclinação, entretanto, a subperfuração diminui com esta (Silva, 2011). Para se calcular a profundidade do furo, faz-se uso da seguinte expressão (equação 5):

$$H_f = \frac{H_b}{\cos\alpha} + \left(1 - \frac{\alpha}{100}\right) \times S \quad (5)$$

Onde:

$H_f$  = profundidade do furo;

$H_b$  = altura da bancada;

$\alpha$  = ângulo de inclinação dos furos;

$S$  = subperfuração.

Prosseguir na perfuração além do plano da praça da bancada, evita-se o que se chama de repé. O repé é a detonação insuficiente do pé da bancada, representada por uma superfície irregular inclinada e que dificultará a exploração das bancadas sucessivas. Para removê-la serão necessárias perfurações adicionais que implicarão na perda de tempo e maiores consumos de explosivos e de brocas (Ricardo e Catalani, 2007).

#### 2.7.4 Subfuração

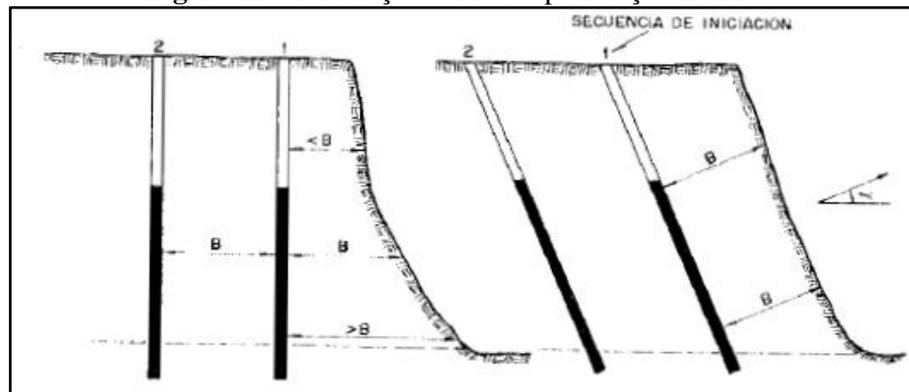
A subfuração é entendida como a parte do furo que se prolonga além da base da bancada. Assim o centro de massa da carga de fundo encontra-se ao nível da base, reduzindo vibrações devido ao seu menor confinamento e obtendo um corte mais regular pela base (Gomes *et al.*, 2004/2005). Se a subperfuração for pequena, não haverá o corte do nível projetado, resultando na formação de repé. Porém, dentre os problemas causados por subfuração excessivas, executadas com maiores extensões, pode-se citar o excesso no consumo de explosivos e a maior fragmentação que ocorrerá no piso da bancada inferior (Geraldi, 2011).

Os explosivos mais densos e velozes devem ser concentrados nesta região dos furos, por se tratar da zona de maior engastamento da rocha. Normalmente, a subfuração deverá ser de, no máximo, 30% da medida do afastamento da malha de perfuração a ser utilizada no desmonte, adaptando-se sua extensão a cada situação de projeto e tipo de maciço rochoso em escavação (Geraldi, 2011).

#### 2.7.5 Inclinação do Furo

Os furos para o desmonte a céu aberto podem ser verticais ou um pouco mais inclinados (Figura 12), de forma a preservar a estabilidade do talude rochoso remanescente após a detonação. Alguns fatores contribuem para que os furos sejam executados verticalmente, como, a dificuldade em se fazer furos inclinados, a incapacidade que algumas perfuratrizes apresentam em executar perfuração inclinada e a acerácea na perfuração é maior em furos verticais (Morais, 2004).

O furo inclinado contribui para um melhor arranque da rocha e diminui o engastamento da rocha no pé da bancada, reduzindo a formação dos repés (Geraldi, 2011). Possui numerosas vantagens e desvantagens, e que devem ser avaliadas de acordo com cada situação. Dentre as vantagens tem-se: melhor fragmentação, maior lançamento, permite maior malha de perfuração e, conseqüentemente, menor razão de carga e maior estabilidade da face da bancada; como desvantagem apresenta menor produtividade da perfuratriz, maior desgaste de brocas, hastes e estabilizadores, maior custo de perfuração, maior comprimento do furo para uma mesma altura de bancada e maior risco de ultralançamentos dos fragmentos rochosos (Silva, 1998, citado por Moraes, 2004).

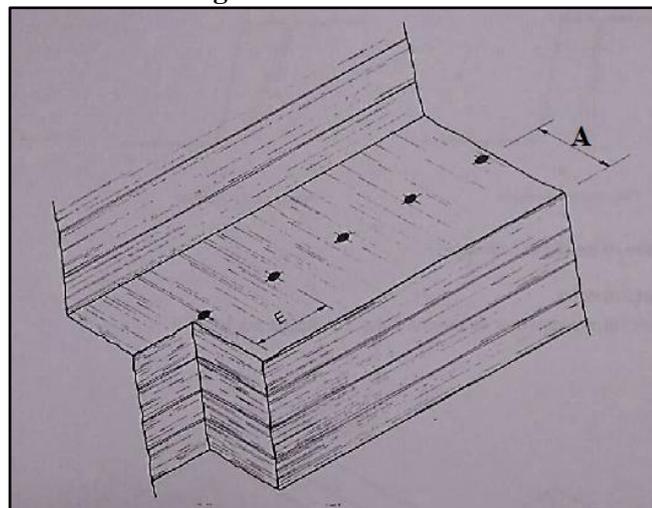
**Figura 12 - Perfuração vertical e perfuração inclinada**

Fonte: Jimeno *et al.*, (2003)

### 2.7.6 Afastamento

É a mais crítica de todas as dimensões do plano de fogo. Consiste na menor distância que vai do furo à face livre da bancada, ou, a menor distância de uma linha de furos a outra, conforme figura 13 (Silva, 2011). Durante as perfurações ocorrem desvios na direção, devido a embocamentos defeituosos dos furos ou desvios durante o aprofundamento do furo. Em virtude desses desvios, o valor do afastamento no pé da bancada será maior ou menor do que o valor no topo da bancada (Ricardo e Catalani, 2007).

Para se projetar corretamente o afastamento, adota-se uma regra prática que estabelece uma relação direta entre esta dimensão e o diâmetro de perfuração a ser utilizado, onde, o afastamento máximo (expresso em metros), é menor do que o diâmetro do furo (em polegadas) (Geraldi, 2011).

**Figura 13 - Afastamento**

Fonte: Ricardo e Catalani (2007)

Quando o objetivo do desmonte é obter um material mais fragmentado, deve-se reduzir o afastamento. Em contrapartida, para uma menor fragmentação, o afastamento deve ser ampliado. Ultrapassar a dimensão do afastamento definida pela relação com o diâmetro de perfuração a ser utilizado, poderá resultar em irregularidades nos resultados da detonação de uma frente de escavação, tais como fraturar a rocha mas não provocar o seu desprendimento total da bancada. Em alguns casos extremos, a detonação provocará apenas o surgimento de fraturas mecânicas no maciço rochoso e a bancada permanecerá parcial ou totalmente intacta (Geraldi, 2011).

### 2.7.7 Espaçamento

O espaçamento é definido como a distância entre os furos de uma mesma linha. O cálculo do valor do espaçamento deve levar em consideração o afastamento e a altura da bancada (Figura 14). Quando se tem bancadas baixas, ou seja, com  $H_b/A < 4$ , dois tipos de situações têm que ser observados (Silva, 2011):

- Quando os furos de uma linha são iniciados, a seguinte expressão deve ser aplicada:

$$E = 0,33 (H_b + 2A) \quad (6)$$

Onde E = espaçamento;  $H_b$  = altura da bancada e A = afastamento.

- Quando os furos são detonados com o auxílio de retardos, deve-se usar a seguinte expressão:

$$E = (H_b + 7A)/8 \quad (7)$$

Onde: E = espaçamento,  $H_b$  = altura da bancada e A = afastamento.

Para o caso de bancadas altas, com  $H_b/A > 4$ , dois tipos de situação são observados:

- Quando os furos são iniciados instantaneamente, a seguinte expressão é usada:

$$E = 2 \times A \quad (8)$$

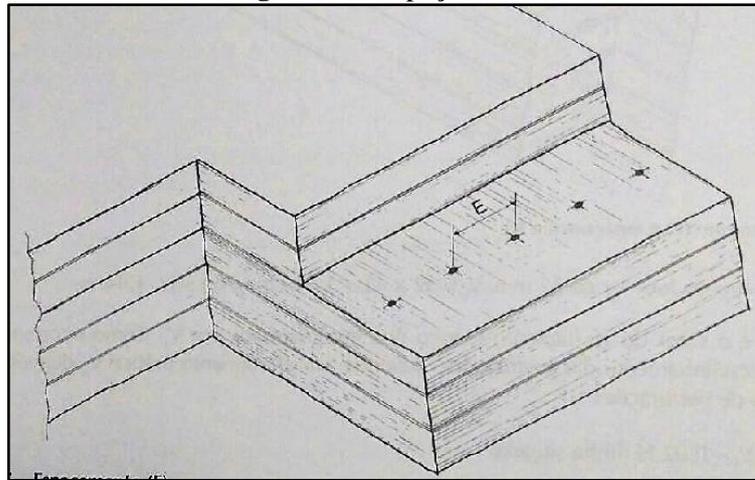
Onde: E = espaçamento e, A= afastamento.

■ Quando os furos são detonados com auxílio de retardo, a seguinte expressão se adéqua:

$$E = 1,4 \times A \quad (9)$$

Onde: E = espaçamento, e A = afastamento.

**Figura 14 - Espaçamento**



**Fonte:** Ricardo e Catalani (2007)

Quando se tem um espaçamento muito pequeno entre as cargas, há uma alta fragmentação e surgimento de rupturas superficiais na rocha e problemas de repés. Já, quando se tem um espaçamento excessivo, o maior problema é referente a fragmentação inadequada do material e o surgimento de uma frente de bancada muito irregular (Jimeno *et al.*, 2003).

### 2.7.8 Tampão

O tampão é a porção superior do furo, que não deve receber carga explosiva, já que esta carga seria supérflua e resultaria apenas em lançamentos de lascas de rocha pela boca do furo. Sua profundidade pode ser determinada preliminarmente pela seguinte regra:

$$T \text{ (máximo)} < A \text{ (m)}$$

Onde: T = tampão e, A = afastamento.

Se a metragem do tampão for superior ao valor determinado por esta relação, haverá o surgimento de grandes blocos de rocha no topo da bancada, fora da faixa de fragmentação projetada para a detonação. Tampões com metragens muito inferiores serão causadores de perigosos lançamentos de lascas de rocha pela boca dos furos (Geraldi, 2011).

O material do tampão deve ser angular para funcionar apropriadamente. Detritos de perfuração devem ser evitados, podendo ser preenchido por areia seca, pó de pedra ou argila. O adequado confinamento é necessário para que a carga do explosivo funcione adequadamente e emita o máximo de energia, bem como para o controle da sobrepressão atmosférica e o ultralancamento dos fragmentos rochosos. A altura desse parâmetro pode ser calculada pela seguinte expressão:

$$T = 0,7 \times A \quad (10)$$

Onde: T = tampão e, A = afastamento.

No caso do  $T < A$ , o risco de ultralancamento da superfície mais alta aumenta; Já, para  $T > A$ , haverá maior produção de matacões, entretanto, o lançamento será menor ou eliminado (Silva, 2011).

### 2.7.9 Razão de Carga

É a quantidade de explosivos a ser utilizada por metro cúbico de rocha a desmontar em uma detonação. Teoricamente, quanto maior a razão de carga em utilização, maior será a fragmentação da rocha, se a malha for projetada corretamente. Esta relação também se aplica à projeção da pilha de rocha detonada que se formará na frente da bancada, pois quanto maior a razão de carga, maior será a projeção da rocha detonada (Geraldi, 2011).

A razão de carga normalmente é expressa em  $g/m^3$  ou  $g/t$ , e pode ser calculada a partir das seguintes expressões (Morais, 2004):

$$R_c = \frac{1000 \times Q_e}{B \times S \times H}, \text{ em } g/m^3 \quad (11)$$

$$R_c = \frac{1000 \times Q_e}{B \times S \times H \times d}, \text{ em } g/t \quad (12)$$

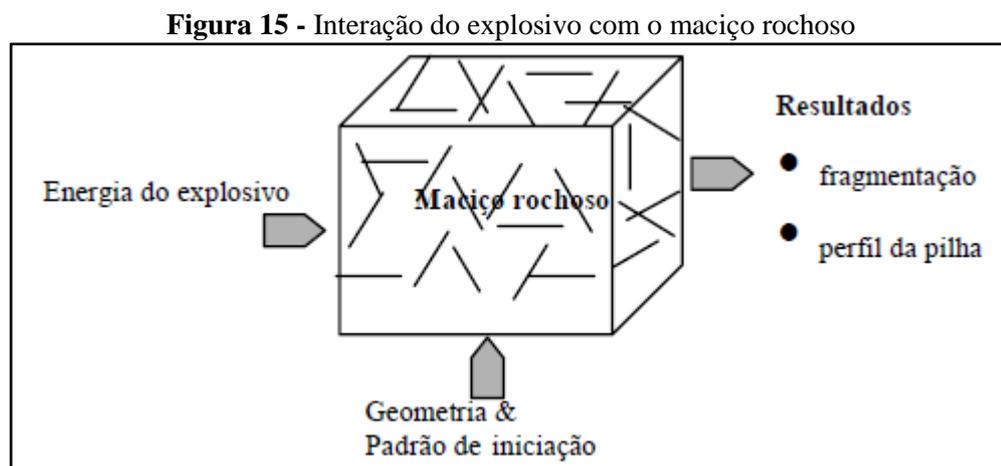
Onde  $Q_e$  é a massa de explosivo por furo (kg);  $B$  é o afastamento (m);  $S$  é o espaçamento (m);  $H$  é a altura do banco (m) e  $d$  é a densidade da rocha ( $\text{g/cm}^3$ ).

A projeção da razão de carga em um plano de fogo deve levar em conta a quantidade real de explosivos que será colocada em um furo. Esta quantidade é calculada com base nas demais informações do plano, considerando-se também a especificação do tipo de explosivo a ser utilizado (Geraldi, 2011).

## 2.8 MECANISMOS DE RUPTURA DA ROCHA POR EXPLOSIVOS

### 2.8.1 Conceitos Tradicionais

Vários são os processos que influenciam na fragmentação de uma rocha e, o seu entendimento é primordial para que haja uma melhor compreensão dos aspectos envolvidos no desmonte com utilização de explosivos. A fragmentação inicia com a detonação do explosivo e a partir desse momento ocorre uma interação da ação do explosivo com a rocha (Figura 15). A detonação do explosivo promove uma liberação de enorme quantidade de energia na forma de calor e pressão de gases, de forma rápida e violenta. O tipo do explosivo, a geometria da furação, o padrão de iniciação da detonação e as características do maciço rochoso são responsáveis pela fragmentação e formação da pilha desmontada (Koppe e Costa, 2009).



Não há uma única teoria capaz de explicar todos os fenômenos relacionados com a detonação para qualquer meio e situação, entretanto, a maioria dos autores reconhece que o

processo utiliza basicamente ondas de choque (compressão) e rápida expansão de gases (Munarretti, 2002). De acordo com Atlas Powder Company (1987), basicamente são cinco as etapas nas quais ocorrem a quebra e o deslocamento do material durante o processo de detonação de uma carga confinada de explosivo: detonação, propagação da onda de choque, teoria da reflexão das ondas de choque, pressão dos gases e movimento de massa de material.

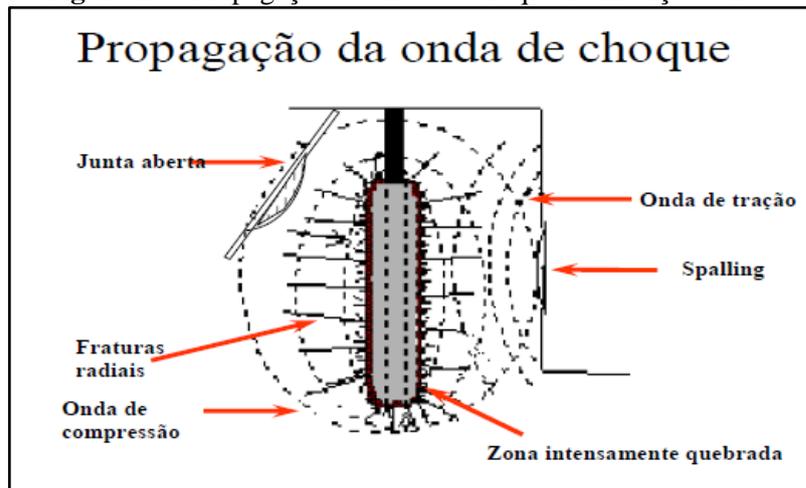
- Detonação

Segundo Jimeno *et al.*, (2003), a detonação consiste em um processo físico-químico caracterizado por sua velocidade de reação e formação de grande quantidade de produtos gasosos, a elevada temperatura, adquirindo uma grande força expansiva. Nos explosivos detonantes, a velocidade das primeiras moléculas gaseificadas é tão grande que não cedem calor por condutividade à zona inalterada da carga, mas transmite por choque deformando-a e produzindo seu aquecimento e explosão adiabática, com geração de novos gases. O processo se repete com um movimento ondulatório, que afeta toda a massa explosiva, sendo denominada de onda de choque. A reação atinge velocidade de detonação variando de 2 a 8 km/s, podendo atingir pressões de detonação de 5 a 15 GPa e, temperaturas na faixa de 2230° a 4500° C (Silva, 2011).

- Propagação das ondas de choque

A partir da detonação do explosivo, há uma forte compressão do maciço rochoso, por uma onda de choque que se propaga pela rocha com velocidades no intervalo de 2000 a 7000 m/s, dependendo do tipo de rocha e explosivo utilizado. Essa onda de compressão provoca microfissuras no entorno do furo carregado com explosivos, dando início ao processo de fraturamento da rocha. Na sequência, a onda de choque pode sofrer reflexões a partir de superfícies livres (face da bancada ou planos de descontinuidade existentes na rocha). A onda de compressão é, então, transformada em ondas de tração e cisalhamento, aumentando o processo de fraturamento, conforme exposto na figura 16 (Kopper e Costa, 2009).

**Figura 16 - Propagação da onda de choque no maciço rochoso**



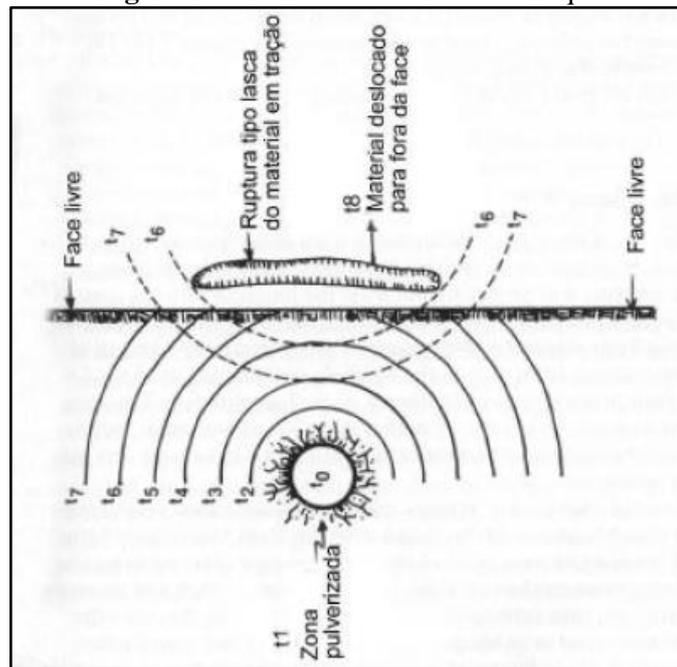
**Fonte:** Modificado de Scott *et al.*, (1996)

Observa-se o alargamento do furo pela onda compressional, com o aparecimento de fraturas radiais. As ondas de tração geradas pela reflexão das ondas de choque, nas superfícies livres, induzem a continuidade do fraturamento da rocha e o deslocamento (*spalling*) na face da bancada (Scott *et al.*, 1996).

- Teoria da reflexão das ondas de choque

A detonação da carga explosiva faz com que ondas de tensão propaguem-se em todas as direções. Após esse fenômeno, picos de energia são liberados muito rapidamente no maciço rochoso, o que causa significativas deformações e fraturamentos.

A reflexão das ondas de choque baseia-se no fato de que a rocha é sempre menos resistente à tração do que à compressão. A resistência à tração é cerca de 10 a 15 vezes menor que a resistência à compressão. O pulso da tensão compressiva, gerado pela detonação de uma carga explosiva, move-se através da rocha em todas as direções com uma amplitude decrescente. Este pulso é refletido na face livre e é convertido em uma tensão de tração, que progride de volta ao ponto de origem, criando fraturas de tração no maciço rochoso (Figura 17) (Morais, 2004).

**Figura 17** - Reflexão das ondas de choque

Fonte: Atlas Powder Company (1987)

- Pressão dos gases

Após a passagem da onda de choque, a pressão dos gases causa um campo de tensão quase estático ao redor do furo. Durante ou após a formação das fraturas radiais pela componente tangencial da onda de tração, os gases começam a expandir-se e penetrar nas fraturas. As rachaduras radiais estendem-se sob a influência da concentração de tensões nos extremos das mesmas. O número e comprimento das fraturas abertas dependem da pressão dos gases (Jimeno *et al.*, 2003).

- Movimento do maciço rochoso

Inicialmente, ocorre a fase de detonação do explosivo e propagação de ondas de compressão e cisalhamento, além da formação de fraturas a partir da face livre. Em sequência, há a expansão dos gases, por meio das fraturas originadas na fase dinâmica, aumentando a separação dos blocos e proporcionando o lançamento do material, em seguida (Silva, 2012).

## 2.9 DESCONTINUIDADES

É o termo utilizado para todos os tipos de fraturas, que podem ocorrer em várias escalas, indicando que o maciço rochoso não é contínuo. A natureza, localização e orientação das discontinuidades afetam profundamente a maioria das propriedades dos maciços rochosos (deformabilidade, resistência, permeabilidade), e as aplicações das engenharias de rochas (Azevedo e Marques, 2002).

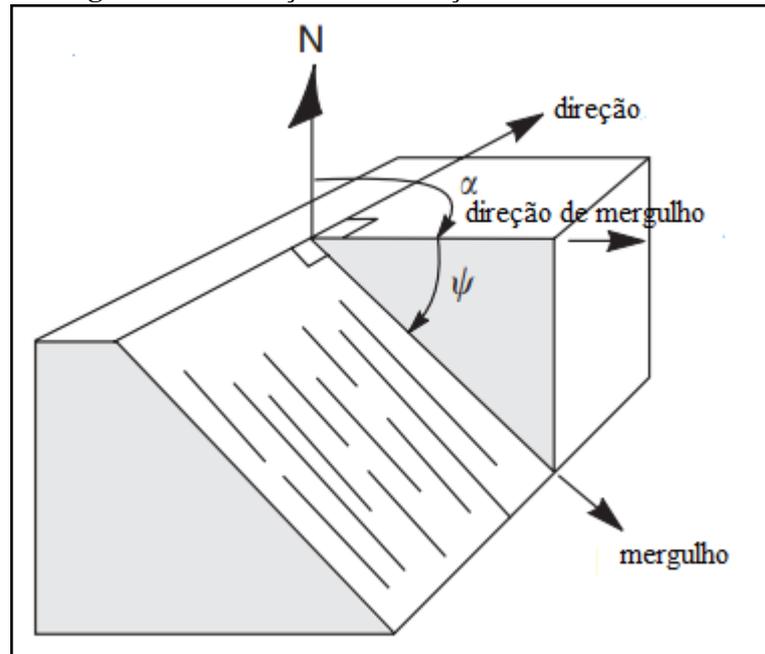
As discontinuidades são em geral planares, têm como origem a geotectônica regional e apresentam do ponto de vista da mecânica das rochas, propriedades de resistência e rigidez muito inferior à matriz rochosa circundante. São consideradas como estruturas geológicas que podem interromper a continuidade física do maciço rochoso quando submetido a certas cargas e englobam planos originais de juntas, fraturas, diaclases, falhas, foliações ou xistosidades, acamamento e contatos litológicos não gradacionais (Filho, 2003).

Além da redução da resistência por causa da alteração das rochas por processos metamórficos, magmáticos ou intempéricos, a presença de discontinuidades no maciço rochoso é o fator principal no controle da sua resistência mecânica e deformabilidade. Notou-se que a resistência de uma massa de rocha depende mais das discontinuidades presentes do que propriamente da resistência das porções intactas da rocha (Fiori, 2015).

### 2.9.1 Orientação das Descontinuidades

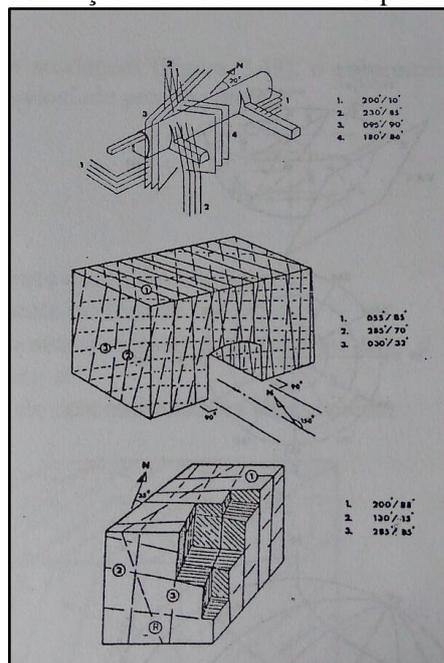
Para Azevedo e Marques (2002), consiste na atitude da discontinuidade no espaço, descrita pela direção do mergulho (*dip direction*) ou azimute, medida no sentido horário a partir do norte verdadeiro e pelo mergulho (*dip*), da linha mais inclinada da discontinuidade em relação à horizontal, conforme figura 18.

1. Mergulho (*dip*) – máxima inclinação do plano estrutural da discontinuidade em relação à horizontal (ângulo  $\phi$ );
2. Direção do mergulho ou azimute de mergulho (*dip direction* ou *dip azimuth*) – é a direção da horizontal traçada pela linha do mergulho, medida no sentido horário a partir do norte (ângulo  $\alpha$ );
3. Direção (*strike*) – é o ângulo entre a direção norte e a linha de interseção entre um plano inclinado com a horizontal e o plano horizontal. Forma ângulo reto com a direção do mergulho.

**Figura 18 - Definição da orientação da descontinuidade**

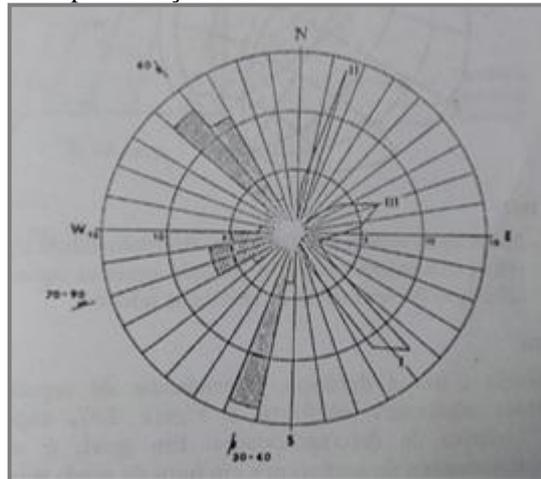
Fonte: Hoek e Bray (1981)

A direção, ou a direção do mergulho, e o mergulho são suficientes para informar a orientação da descontinuidade no espaço. A orientação é determinada por meio de bússola geológica e os resultados podem ser apresentados através de diagramas de blocos (Figura 19), pela roseta de juntas (Figura 20) ou pela projeção estereográfica (Figura 21) (Azevedo e Marques, 2002).

**Figura 19 - Representação de descontinuidades por diagrama de blocos**

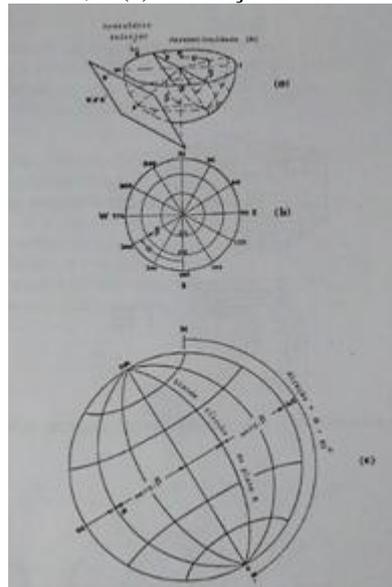
Fonte: ISRM (1981)

**Figura 20** - Representação de descontinuidades através de rosetas



Fonte: ISRM (1981)

**Figura 21** - Método de representação de uma descontinuidade k: (a) polo e projeção equiárea polar; (b) projeção equiárea equatorial; e (c) utilização do hemisfério de referência inferior



Fonte: ISRM (1981)

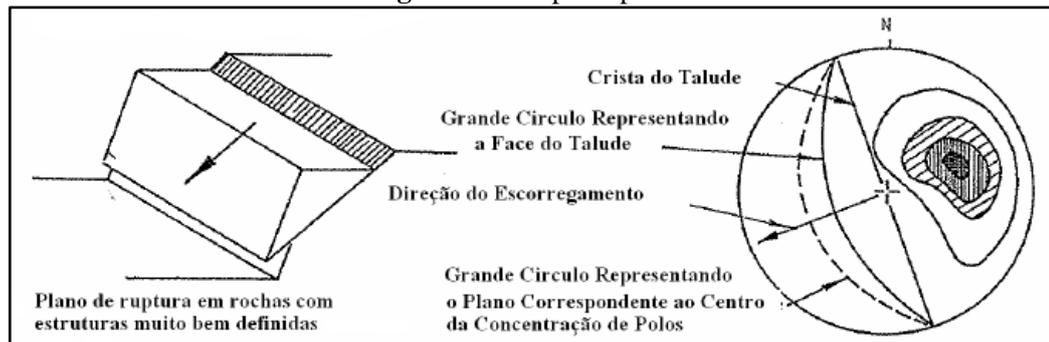
### 2.9.2 Tipos de Ruptura

Os diversos tipos de rupturas estão associadas à diferentes estruturas geológicas existentes, sendo primordial ter o conhecimento do potencial de instabilidade de um talude (D' Alessandro, 2007). Com a determinação do mecanismo de ruptura é possível avaliar a probabilidade de esta ocorrer, o seu fator de segurança e realizar uma previsão do grau de risco aceitável (Goodman, 1989). Segundo Hoek e Bray (1981), quatro são os tipos de rupturas mais comumente encontradas em maciços rochosos e terrosos, sendo elas: ruptura planar, ruptura em cunha, ruptura por tombamento e ruptura circular.

Para Azevedo e Marques (2002), a ruptura planar de um talude (Figura 22), é uma feição particularmente rara em taludes de rocha, porque apenas ocasionalmente todas as condições geométricas requeridas para produzir tal ruptura ocorrem em um talude real. Os fatores que contribuem para a ruptura em um único plano são:

- O plano no qual o deslizamento ocorre deve ter direção paralela ou aproximadamente paralela à direção da face do talude ( $\pm 30^\circ$ );
- O plano de ruptura deve aflorar na face do talude. Isso significa que seu mergulho deve ser menor que o mergulho da face do talude;
- O mergulho do plano de ruptura deve ser maior que o ângulo de atrito desse plano;
- Superfícies livres, que apresentam pequena resistência ao deslizamento, devem estar presentes em um maciço rochoso para definir as fronteiras laterais do deslizamento.

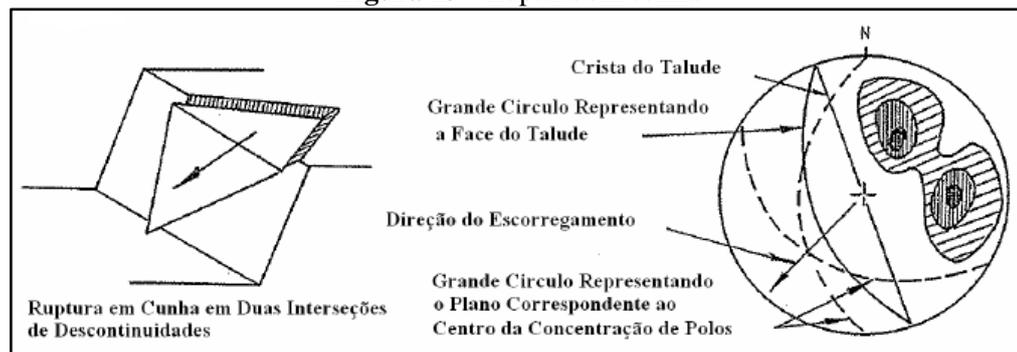
**Figura 22 - Ruptura planar**



**Fonte: Hoek e Bray (1981)**

A ruptura em cunha desenvolve-se a partir de duas descontinuidades distintas, com a inclinação da linha de intersecção menor que a inclinação da face do talude, assim como, o ângulo de atrito menor que o ângulo de inclinação da linha de intersecção, conforme figura 23 (Lopes, 2006).

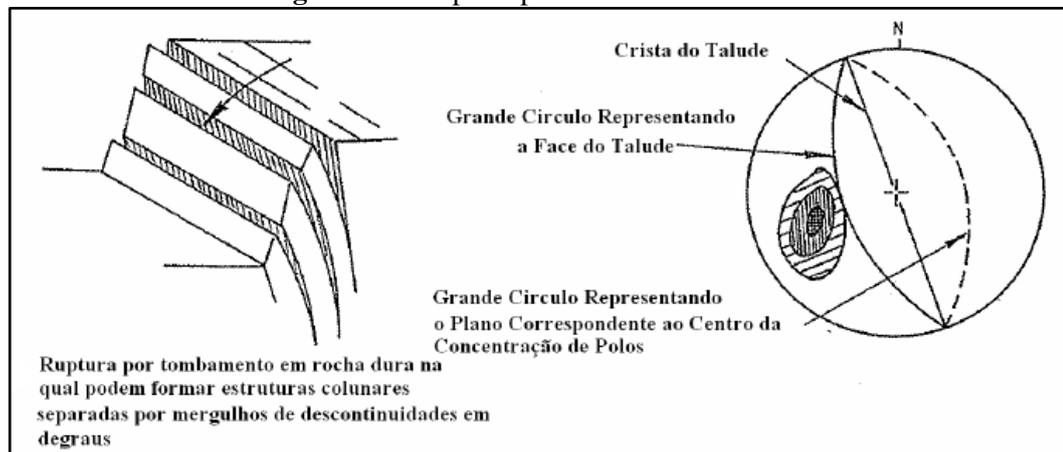
**Figura 23 - Ruptura em cunha**



**Fonte: Adaptado de Hoek e Bray (1981)**

A ruptura por tombamento (Figura 24) é resultado de movimentos que causam a rotação de colunas ou blocos de rocha sobre uma base fixa. Em um maciço rochoso fraturado, a força resultante que determina o tombamento deve-se ao peso do bloco, à pressão de água nas juntas e ao atrito (Azevedo e Marques, 2002). Descontinuidades paralelas à crista do talude, mergulhando para o interior do maciço são características deste tipo de ruptura. Mecanismos de tombamento também podem envolver rochas brandas com fendas de tração verticais ou de forte inclinação (Lopes, 2006). Os tombamentos, conforme exposto na figura 25, podem ser apresentados como: flexural, em blocos e tombamento de blocos por flexão.

**Figura 24** – Ruptura por tombamento flexural



Fonte: Hoek e Bray (1981)

**Figura 25** - Tombamento de blocos por flexão (A), tombamento flexural (B) e tombamento de blocos (C)

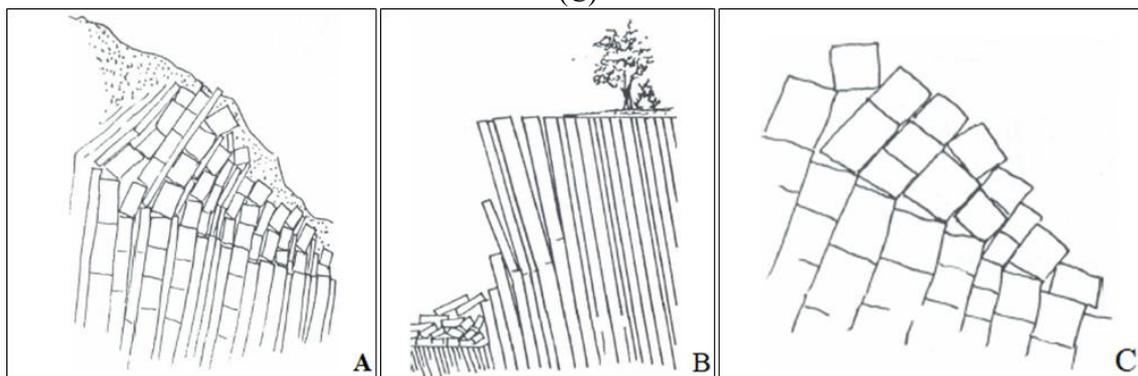
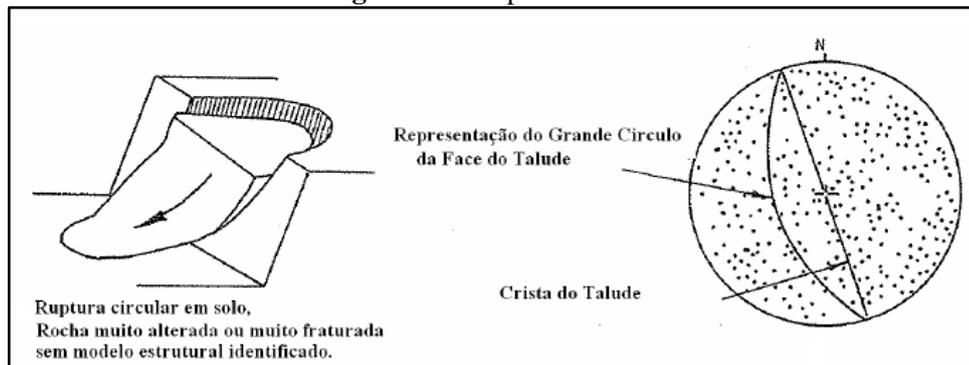


Figura: Adaptado de Hoek e Bray (1981)

A ruptura circular (Figura 26) ocorre apenas em solos e rochas extremamente alteradas ou extremamente fraturadas. Não existe um padrão estrutural forte e a superfície de ruptura é livre para encontrar a linha de menor resistência do talude. A existência de ruptura em taludes nestes materiais significa que esta superfície geralmente toma forma de um círculo, o que é considerado na maioria das teorias de análise de estabilidade (Azevedo e Marques, 2002).

**Figura 26 - Ruptura circular**

**Fonte:** Hoek e Bray (1981)

## 2.10 MODELOS DE SIMULAÇÃO DA FRAGMENTAÇÃO DAS ROCHAS POR EXPLOSIVO

A extração mineral é uma fase muito complexa que depende da combinação de inúmeros fatores para que haja uma fragmentação mais adequada do material gerado no desmonte com uso de explosivos. Tais fatores estão relacionados às características da rocha, ao plano de fogo e propriedades do explosivo utilizado.

A não previsão e controle sobre o material fragmentado faz com que surjam tamanhos distintos ao desejado para seguir as etapas posteriores de beneficiamento, acarretando custo ao processo, gerando perda de material, afetando a cadeia produtiva e conseqüentemente encarecendo o produto final.

Conforme Cunningham (2005), vários foram os modelos apresentados ao decorrer dos anos na tentativa de prever o resultado da distribuição dos tamanhos, em particular para projetos de explosão. As abordagens caem em dois grandes campos: modelos empíricos e modelagem mecânica.

Os modelos empíricos, para todos os efeitos práticos, são aqueles usados para o projeto de explosão diária e, inferem uma fina fragmentação com maior consumo de energia; já a modelagem mecânica controla a física de detonação e o processo de transferência de energia na rocha bem definida para layouts específicos de explosão, derivando toda uma gama de resultados de detonação (Cunningham, 2005).

### 2.10.1 Índice de Blastabilidade de Lilly

A blastabilidade está relacionada à facilidade de fragmentar uma rocha através de detonação. A blastabilidade de um maciço rochoso sofre influência das propriedades da rocha intacta e das descontinuidades presentes, assim como também pode ser correlacionada ao fator de carga necessário para alcançar a fragmentação desejada.

Lilly, no ano de 1986, apresentou um método para avaliar a facilidade com que um maciço rochoso pode ser desmontado com explosivos. O método combina propriedades mensuráveis da rocha para obter um número que descreve a blastabilidade da rocha, sendo este número denominado de Índice de Blastabilidade de Lilly (Martins, 2015).

De acordo com Martins (2015), Lilly verificou que as propriedades do maciço rochoso que mais contribuem para a fragmentação são: estrutura da rocha, espaçamento e orientação dos planos de fraqueza, densidade e dureza. O quadro 7 descreve os parâmetros de caracterização de Lilly.

**Quadro 7 – Parâmetros de classificação do índice de blastabilidade de Lilly**

|     | <b>Descrição</b>   | <b>Classificação</b>                | <b>Índice</b> |
|-----|--|-------------------------------------|---------------|
| RMD | Descrição do maciço rochoso  | Friável                             | 10            |
|     |  | Blocado                             | 20            |
|     |  | Maciço                              | 50            |
| JPS | Espaçamento das fraturas   | Pequeno (< 0,10m)                   | 10            |
|     |  | Intermediário (0,10 a 1m)           | 20            |
|     |  | Grande (> 1m)                       | 50            |
| JPO | Orientação do plano das fraturas   | Horizontal                          | 10            |
|     |  | Mergulhando para fora da face livre | 20            |
|     |  | Direção perpendicular à face livre  | 30            |
|     |  | Mergulhando para dentro da face     | 40            |
| SIG | Influência da densidade<br>(d: densidade da rocha intacta, g/cm <sup>3</sup> ) | $SIG = 25d - 50$                    |               |
| H   | Dureza Mohr  | 1 a 10                              |               |

**Fonte:** Adaptado de Lilly (1986)

Os dados expostos no quadro 7 são aplicados na expressão (Equação 13), que relaciona o índice de blastabilidade e a razão de carga requerida para quebrar o maciço rochoso. Essa expressão é específica para cada local e deve ser desenvolvida a partir de dados

históricos de uma série de detonações sob várias condições. O valor de BI de 100 refere-se à rocha resistente, maciça e densa (densidade de  $4,0 \text{ g/cm}^3$ ) (Morais, 2004).

$$BI = 0,5 \times (RDM + JPS + JPO + SGI + H) \quad (13)$$

### 2.10.2 O Modelo de Fragmentação Kuz-Ram

A elaboração de uma equação que possa estimar a granulometria resultante de um desmonte de rochas a partir dos dados de perfuração, propriedades dos explosivos utilizados, plano de fogo e características do maciço, foi proposta por diversos autores entre eles, Kuzram e Lilly (Filho, 2016).

O modelo de Kuz-Ram possivelmente é a abordagem mais amplamente utilizada para estimar a fragmentação de desmonte a explosivo, e o renovado interesse no controle do campo de explosão trouxe maior enfoque ao modelo. A força básica do modelo reside na sua simplicidade em termos de facilidade de recolher dados de entrada e na sua ligação direta entre o projeto de desmonte e o resultado da quebra da rocha (Cunningham, 2005).

Este modelo baseia-se em equações empíricas que predizem o tamanho médio de fragmento a partir da razão de carga, massa de explosivo por furo, energia relativa em massa do explosivo e do índice de blastabilidade (Kuznetsov, 1973; Cunningham, 1987). As cinco equações que compõem o modelo de fragmentação Kuz-Ram (Lilly, 1986), são: Equação de Kuznetsov, Rosin-Rammler, Índice de uniformidade de Cunningham, Equação de Tidman e Fator da rocha.

- Equação de Kuznetsov

Essa equação estima a quantidade de quebra que ocorre com uma conhecida quantidade de energia de um explosivo (Morais, 2004). É expressa pela seguinte equação 14.

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_e}\right)^{0,80} \times Q_e^{1/6} \times \left(\frac{E}{115}\right)^{-19/30} \quad (14)$$

Onde:

$X_{50}$  = Tamanho médio de partícula (cm);

A = Fator de rocha;

$V_0$  = Volume de rocha desmontado por furo ( $m^3$ );

$Q_e$  = Massa do explosivo utilizado (kg);

$E$  = Energia relativa em massa (RWS), do explosivo comparado ao ANFO (= 100).

- Equação de Rosin-Rammler

Calcula a distribuição do tamanho das partículas a partir da equação 15.

$$P = 100 \times [ 1 - e^{-0,693 \times (x/x_{50})^n} ] \quad (15)$$

Onde:

$X$  = O valor da malha ao qual deseja-se saber a porcentagem passante inferida pelo operador do método;

$X_{50}$  = Tamanho médio das partículas;

$n$  = Índice de uniformidade.

- Índice de Uniformidade de Cunningham

Faz uso de todos os dados geométricos do plano de fogo pela seguinte expressão 16:

Onde:

$$n = [2,2 - \frac{14B}{D}] \times [ \frac{(1 + \frac{S}{B})}{2} ]^{0,5} \times \{ (1 - \frac{W}{B}) \times [abs \times \frac{(BCL - CCL)}{L} + 0,1]^{0,1} \times (\frac{L}{H}) \} \quad (16)$$

Onde:

$B$  = Afastamento (m);

$D$  = Diâmetro do furo (mm);

$S$  = Espaçamento;

$W$  = Desvio padrão da perfuração;

$L$  = Comprimento total de carga;

$H$  = Altura do banco (m);

$abs$  = Valor absoluto referente a  $(\frac{BCL - CCL}{L})$ ;

$BCL$  = Comprimento da carga de fundo (m);

$CCL$  = Comprimento da carga de coluna (m).

- Equação de Tidman

Realiza o cálculo da energia do explosivo através da expressão 17.

$$E = \left(\frac{VOD_e}{VOD_n}\right)^2 \times RWS \quad (17)$$

Onde:

$E$  = Energia efetiva relativa por massa do explosivo;

$VOD_e$  = Velocidade de detonação efetiva do explosivo (medida em campo);

$VOD_n$  = Velocidade de detonação nominal do explosivo (m/s);

$RWS$  = Representa a energia por massa relativa ao ANFO (%)

- Fator da Rocha

Segundo Moraes (2004), calcula-se o fator da rocha através da equação desenvolvida por Lilly (1986), e modificada por Cunningham (1987). É usado com a finalidade de ajustar o tamanho médio dos fragmentos baseado no tipo de rocha, direção e mergulho das descontinuidades com relação à frente livre do desmonte. O fator da rocha  $A$  é um índice de blastabilidade do maciço rochoso e, é obtido através da equação 18.

$$A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF) \quad (18)$$

Onde:

$RDM$  = Valores obtidos a partir da classificação geomecânica de Lilly;

$RDI = 25 \times d - 50$ , com  $d$  = Densidade da rocha;

$HF = \frac{E}{3}$  se  $E < 50$  GPa, com  $E$  = Módulo de Young (GPa);

$HF = \frac{UCS}{5}$  se  $E > 50$  GPa, com  $UCS$  = Resistência à compressão uniaxial da rocha (GPa).

A classificação completa para a obtenção do fator de rocha está presente no quadro 8.

**Quadro 8** – Classificação do fator de rocha

| Símb. | Descrição  | Classificação                          | Índice |
|-------|--|--|--------|
| RMD   | Descrição do maciço rochoso  | Friável                                | 10     |
|       |  | Fraturado                              | JF     |
|       |  | Maciço                                 | 50     |
| JF    | Maciço fraturado   | JPS + JPA                              |        |
| JPS   | Espaçamento das<br>descontinuidades (m)  | < 0,10 m                               | 10     |
|       |  | 0,10 a MS                              | 20     |
|       |  | MS a DP                                | 50     |
| MS    | Oversize da britagem primária<br>(m)   |  |        |
| DP    | Parâmetros da malha de<br>perfuração (m)                                       |  |        |
| JPA   | Direção e mergulho com relação<br>a face livre                                 | Horizontal                             | 10     |
|       |  | Mergulhando para fora da face<br>livre | 20     |
|       |  | Direção perpendicular à face<br>livre  | 30     |
|       |  | Mergulhando para dentro da<br>face     | 40     |
| RDI   | Influência da densidade<br>(densidade da rocha intacta,<br>g/cm <sup>3</sup> ) | $RDI = 25d - 50$                       |        |
| HF    | se $E_1 < 50$ GPa<br>se $E_1 > 50$ GPa   | $HF = E_1/3$<br>$HF = UCS/5$           |        |
| $E_1$ | Módulo de Young (GPa)  |  |        |
| UCS   | Resistência à compressão<br>uniaxial (MPa)                                     |  |        |

**Fonte:** Adaptado de Hustrulid (1999)

## 2.11 SISTEMA SOFTWARE DE FOTO-ANÁLISE

Os estudos da fragmentação são de grande importância para o aperfeiçoamento do projeto do plano de fogo e também para as etapas subsequentes da cadeia produtiva da mineração. Dessa maneira, vemos a necessidade de investimentos em tecnologias que possam

oferecer suporte adequado a indústria da mineração, como é o fornecido pelo sistema de foto-análise em diversos softwares, que já existem no mercado (Sandin, 2015).

Há no mercado vários sistemas de foto-análise que foram desenvolvidos para quantificar a fragmentação da rocha, sendo que o *WipFrag* da WipWare, o *Split* da Split Engineering, o *FragScam* e o *GoldSize* estão entre os mais conhecidos (Castro, 2000). Estes sistemas de análise de imagem classificam, granulometricamente, diferentes tipos de materiais através de algoritmos para identificar blocos individuais e criar uma rede de contorno (Morais, 2004).

### 2.11.1 Programa *Split Desktop*

Este programa é uma ferramenta que possibilita calcular a distribuição granulométrica gerada pelo desmonte de rochas, além de obter outros parâmetros muito importantes, como: diâmetro médio dos fragmentos, o diâmetro do maior fragmento gerado, abertura da malha onde 80% dos fragmentos são passantes (Souza, 2016).

## 2.12 OTIMIZAÇÃO MATEMÁTICA

Um aspecto importante de problemas envolvendo decisões é o de otimização; quando se procura estabelecer quais as maneiras mais eficientes de utilizar os recursos disponíveis para atingir certos objetivos. Em geral trata-se de recursos limitados e a sua utilização criteriosa possibilita melhorar o rendimento ou produtividade do processo em estudo (Marins, 2011).

Lachtermacher (2007) descreve que a área que estuda a otimização de recursos é denominada Programação Matemática. Nela a quantidade a ser maximizada ou minimizada é descrita como uma função matemática dos recursos (variáveis de decisão) escassos. As relações entre as variáveis são formalizadas através de restrições ao problema expressas como equações e/ou inequações matemáticas. A representação dos problemas de Programação Matemática se dá da seguinte forma:

Otimizar:  $Z = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$ , sujeito a:  $g_1(x_1, x_2, \dots, x_n) \leq b_1$ ;  $g_2(x_1, x_2, \dots, x_n) = b_2$ ; ...;  $g_m(x_1, x_2, \dots, x_n) \geq b_m$ . Onde  $x_j$  representa as quantidades das variáveis utilizadas ( $j = 1, 2, \dots, n$ );  $b_i$  = representa a quantidade disponível de um determinado recurso ( $i = 1, 2, \dots, m$ );  $X$  o vetor de  $X_j$ ;  $f(x)$  a função objetivo;  $g_i(X)$  representa as funções utilizadas nas restrições do problema ( $i =$

1, 2... $m$ );  $n$  representa o número de variáveis de decisão e  $m$  o número de restrições do modelo.

De acordo com Marins (2011), após a construção do modelo matemático busca-se a obtenção da solução, tendo para isso, diversificados métodos matemáticos utilizados em PO (Pesquisa Operacional), e que estão associados às várias áreas que compõem a PO. Entre elas a Programação Linear, a Programação em Redes, a Teoria dos Grafos e a Teoria das Filas, onde para o presente trabalho será utilizado o método de Programação Linear.

### 2.12.1 Programação Linear

Um modelo matemático é usado pela programação linear para descrever o problema. A programação linear envolve o planejamento de atividades para obter um ótimo resultado; ou seja, o resultado que melhor atinge o objetivo especificado entre todas as alternativas viáveis (Hillier e Lieberman, 2006). A programação linear tem como tarefa maximizar ou minimizar uma função linear, denominada de Função objetivo, respeitando um sistema linear de igualdades ou desigualdades, denominado de Restrições de Modelo (Marins, 2011).

As restrições determinam uma região a qual se dá o nome de Conjunto Viável. A melhor das soluções viáveis, ou seja, aquela que maximiza ou minimiza a função objetivo, denomina-se Solução Ótima, que é o objetivo da Programação Linear. Dois passos são considerados necessários para se resolver um Problema de Programação Linear: O primeiro é a modelagem do problema, seguindo-se do método de solução do modelo (Marins, 2011).

Hillier e Lieberman (2006), através do uso de exemplos, demonstram o funcionamento da Programação Linear facilitando assim o entendimento. No exemplo são abordados dois meios para se alcançar o resultado ótimo para a solução do problema, tendo por objetivo determinar qual melhor taxa de produção deve ter os dois lotes ( $x_1$  e  $x_2$ ) fabricados semanalmente para maximizar o lucro da produção ( $Z$ ) conforme exposto no quadro 9.

**Quadro 9 - Dados do problema**

| Planta         | Tempo de produção de cada lote |       | Tempo de produção disponível por semana |
|----------------|--------------------------------|-------|---|
|                | Produto                        |       |   |
|                | 1                              | 2     |   |
| P1             | 1                              | 0     | 4                                       |
| P2             | 0                              | 2     | 12                                      |
| P3             | 3                              | 2     | 18                                      |
| Lucro por lote | R\$ 3                          | R\$ 5 |   |

**Fonte:** Adaptado de Hillier e Lieberman (2006)

De maneira geral, a expressão matemática do problema fica representada da seguinte maneira:

Maximização:  $Z = 3x_1 + 5x_2$ ; onde para a resolução desse problema, a formulação do modelo matemático de programação linear foi definida da seguinte forma:

→  $x_1$  e  $x_2$ , são as quantidades de produtos do lote que podem se produzir e representam as Variáveis de Decisão;

→  $Z$ , é a maximização do lucro de acordo com o número de lotes produzidos e que representa a Função Objetivo;

→ As limitações de produção de acordo com o tempo de produção por lote e que representam as restrições a seguir:

- $1x_1 \leq 4$ ;
- $2x_2 \leq 12$ ;
- $3x_1 + 2x_2 \leq 18$ ;
- $1x_1 \geq 0$ ;
- $1x_2 \geq 0$ .

Hillier e Lieberman (2006) descrevem que para o problema exposto o objetivo é adotar valores de  $x_1$  e  $x_2$  que maximizem  $Z = 3x_1 + 5x_2$ , sujeitos a restrições impostas sobre seus valores pelas capacidades de produção limitadas que se dispõem nas três plantas. Temos que na planta P1 só se fabrica lote do produto 1 com um tempo de 4 horas semanais disponível, ficando essa restrição expressa da seguinte forma  $x_1 \leq 4$ . Na planta P2 só se fabrica lote do produto 2 com um tempo de 12 horas semanais disponíveis, ficando essa seguinte restrição da seguinte forma  $2x_2 \leq 12$ . A planta P3 produz lote dos 2 produtos ( $x_1$  e  $x_2$ ), que consiste na produção conjunta, sendo a expressão da taxa de produção representada

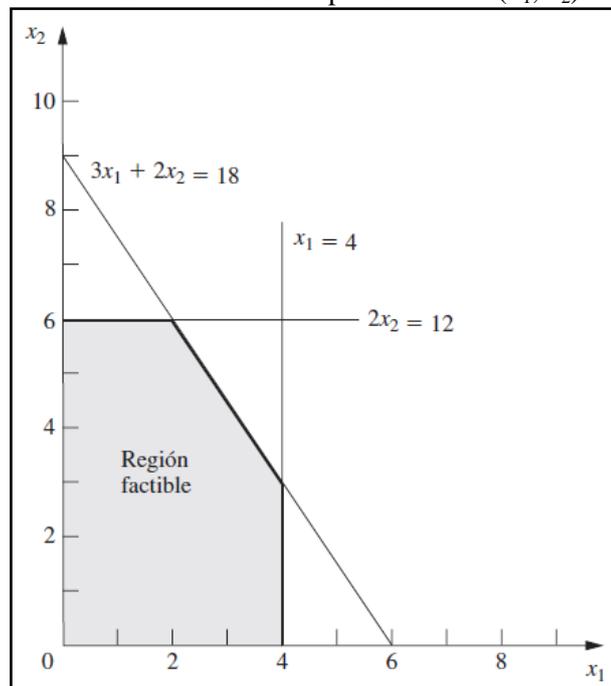
por  $3x_1 + 2x_2$ . Porém, tem-se um tempo de disponibilidade para a planta P3, gerando a seguinte restrição  $3x_1 + 2x_2 \leq 18$ . Como as taxas de produção não podem ser negativas é preciso restringir as variáveis de decisões a valores negativos:  $x_1 > 0$  e  $x_2 > 0$ .

### 2.12.2 Solução Gráfica

De acordo com Marins (2011), modelos que possuem apenas duas variáveis de decisão podem ser resolvidos por meio da aplicação de um procedimento gráfico, pois apesar da sua limitação, normalmente os modelos de Programação Linear possuem muitas variáveis e restrições, propicia a apresentação de conceitos importantes, como Solução Viável, Região Viável, Valor Ótimo da Função Objetivo e Solução Ótima do modelo.

O procedimento consiste na construção de um gráfico de duas dimensões, que nesse caso são representadas por  $x_1$  e  $x_2$ . De início se faz necessário identificar os valores para  $x_1$  e  $x_2$  possibilitados pelas restrições, dando origem ao gráfico representado pela figura 27, onde a parte sombreada indica a área permitida pelas restrições (Marinho, 2017).

**Figura 27** - A área sombreada mostra os valores permitidos de  $(x_1, x_2)$  chamada de região viável

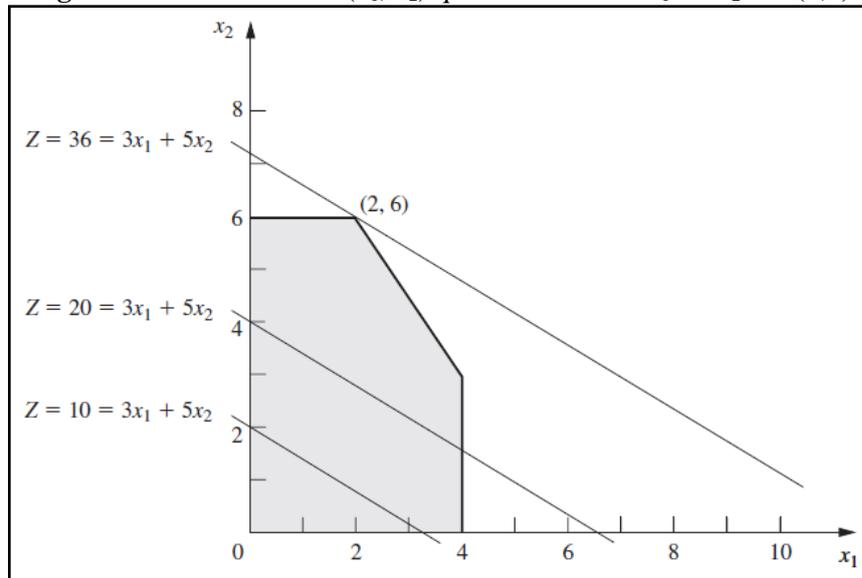


Fonte: Hillier e Lieberman (2006)

Definido os valores permitidos para a solução do problema é preciso encontrar o ponto que maximiza o valor de  $Z = x_1 + x_2$ . Hillier e Lieberman (2006) utilizam valores de prova e erro para descobrir a lógica de funcionamento da área de solução do problema, ou seja, como

se comportará os pontos de solução dentro do gráfico, eles fizeram a tentativa para valores de  $Z = 10$  e  $20$ , onde os valores determinados para  $x_1$  e  $x_2$ , para as duas tentativas, se comportaram de maneira crescente, sendo que a reta para  $Z = 20$  se encontra mais distante da origem do gráfico em comparação com a reta gerada por  $Z = 10$ . Sendo assim, a aplicação utilizada com o procedimento de prova e erro gerou retas paralelas que contém ao menos um ponto dentro da região permitida pelas restrições. Consequentemente é possível seguir essa lógica de retas paralelas, seguindo de maneira crescente até atingir o ponto máximo da área permitida pelas restrições, alcançando o valor ótimo para a solução, que no caso do exemplo seria  $Z = 36$ , com valores de  $x_1 = 2$  e  $x_2 = 6$ , como mostra o gráfico da figura 28 (Hiller e Liberman, 2006).

**Figura 28** - Os valores de  $(x_1, x_2)$  que maximizam  $3x_1 + 5x_2$  são  $(2,6)$



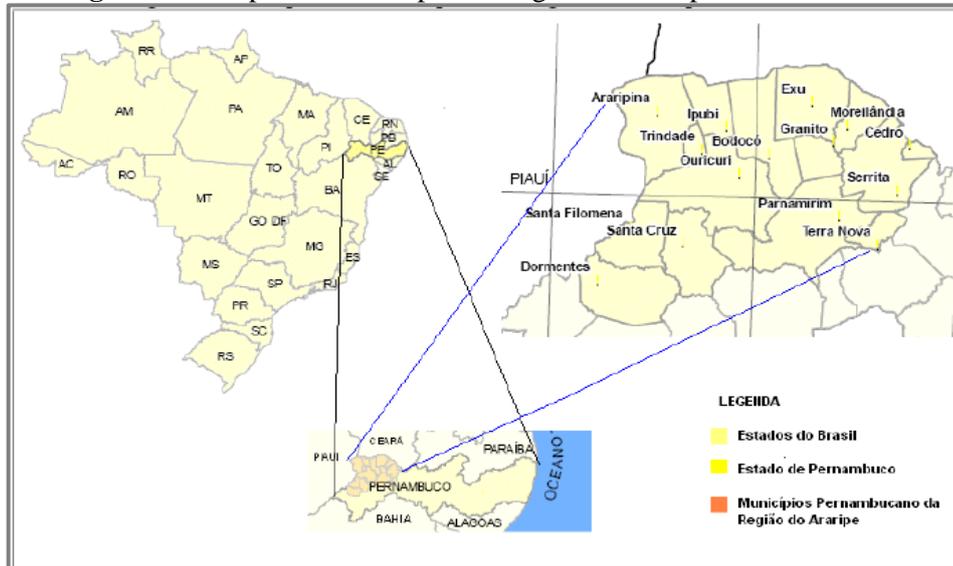
Fonte: Hiller e Lieberman (2006)

### 3 LOCALIZAÇÃO E CARACTERIZAÇÃO DA ÁREA DE ESTUDO

#### 3.1 REGIÃO DO ARARIPE

O território pernambucano da Chapada do Araripe é constituído pelos Municípios de Araripina, Bodocó, Cedro, Dormentes, Exu, Granito, Ipubi, Moreilândia, Ouricuri, Parnamirim, Santa Cruz, Santa Filomena, Serrita, Terra Nova e Trindade, conforme mostrado na figura 29.

**Figura 29** - Mapa dos Municípios da região do Araripe em Pernambuco



Fonte: FUPEF (2007)

A microrregião do Araripe possui uma extensão territorial de 11.547,944 km<sup>2</sup>, com uma população de 307.658 hab. (Instituto Federal do Sertão Pernambucano, 2014). O clima regional é o semiárido, com predominância de vegetação xerófila. Nesse território está concentrada a maior reserva de gipsita do país, e a segunda maior do mundo.

Os depósitos mais importantes desse minério fazem parte da sequência sedimentar cretácea, conhecida como Chapada do Araripe, situada nos limites dos estados de Pernambuco, Ceará e Piauí, entre os paralelos 7° e 8° da latitude Sul e nos meridianos de 39° e 41° de longitude Oeste (Simpósio Polo Gesseiro do Araripe, 2014).

## 4 METODOLOGIA

A coleta dos dados para a realização desse estudo foi feita em uma empresa de extração de minério de gipsita, estando inserida no Polo Gesseiro do Araripe. Foi feito também um levantamento bibliográfico sobre os assuntos relacionados à pesquisa que auxiliassem tanto na escrita quanto no entendimento dos resultados dos dados após tratamento dos mesmos.

### 4.1 COLETA DE DADOS

Os primeiros dados coletados foram referentes ao maciço rochoso na frente de lavra. Foram observadas, com o auxílio de ferramentas como fita métrica e bússola de geólogo, a presença de descontinuidades e suas distâncias, mergulho, direção, ângulo de mergulho (Figura 30). Os valores dos parâmetros do plano de fogo foram repassados pelo responsável técnico do empreendimento antes da execução do desmonte, sendo posteriormente acompanhado o carregamento dos furos por explosivos e a amarração dos mesmos.

Assim como os demais depósitos da formação geológica a que pertence à jazida, o depósito estudado caracteriza-se por sua forma tabular, com espessura que pode atingir uma profundidade de 30 metros. A camada de gipsita apresenta-se sob a forma lenticular com limites irregulares subdividida em horizontes e sob diversas formas alotrópicas, conhecidas popularmente como Boró, Cocadinha, Rapadura, Estrelinha, Johnson e Minério de Piso. O capeamento é constituído por argilas, margas e arenitos, e se caracteriza por constituir-se de material pouco consolidado recoberto por uma camada de solo (Bastos, 2013).

**Figura 30** - Bancada da frente de lavra



**Fonte:** Autora (2017)

## 4.2 AQUISIÇÃO DE IMAGENS

Após a realização do desmonte a parte superficial da pilha de fragmentos foi fotografada com o uso de câmera fotográfica digital, buscando sempre encontrar ângulos de melhor representatividade. Em todas as fotografias duas bolas de basquete foram usadas como escala, para se estimar a dimensão dos fragmentos. Na medida em que havia remoção de materiais mais imagens eram feitas objetivando a formação de um banco de dados fotográficos que representassem como um todo o perfil da pilha do material desmontado, conforme ilustrado na figura 31.

**Figura 31** - Pilha de material desmontado



**Fonte:** Autora (2017)

## 4.3 TRATAMENTO DAS IMAGENS ATRAVÉS DO SOFTWARE DE FOTO-ANÁLISE

Através das imagens fotográficas obtidas foi possível avaliar a fragmentação do material após o desmonte. Para tal, fez-se o uso do software *Split Desktop 2.0*, que é usado tanto para qualificar quanto quantificar o fragmento.

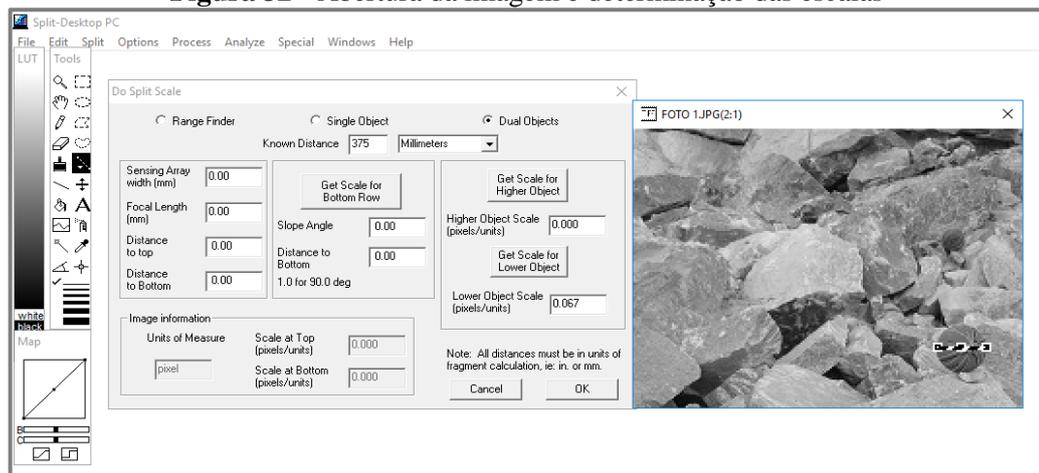
A coleta das imagens pode ser feita em pilhas de minério e de estéril, em correias transportadoras, caçamba de caminhão que transportam o material, zona de extração e, em

qualquer local que permita a obtenção de imagens visíveis dos fragmentos de rocha. As mesmas passaram por tratamentos de edição e delimitação manual, objetivando precisão nos resultados finais, diminuindo possíveis erros gerados na delimitação automática.

Este procedimento permite a obtenção de gráficos que representam as curvas granulométricas de fragmentação das pilhas, demonstrando a eficiência do desmonte e a média dessa fragmentação correspondente aos finos, grossos e fragmentação total.

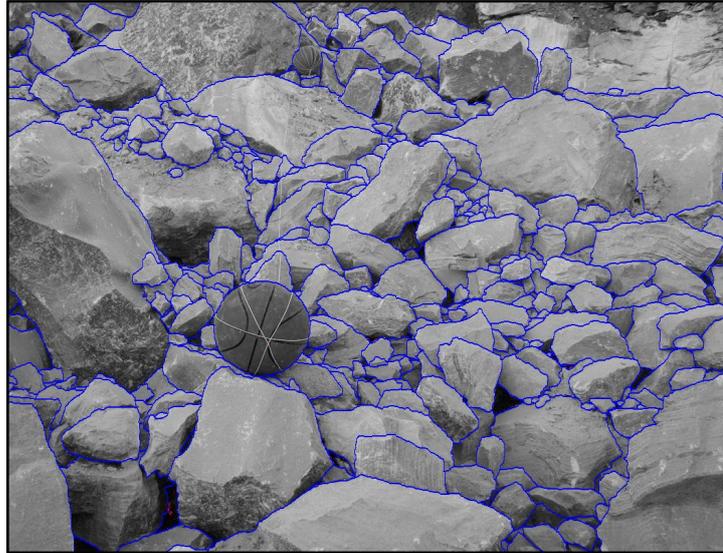
É importante que as imagens passem por um processo de redimensionamento de tamanho antes de serem abertas no programa e, que não ultrapassem de 2240 pixels. Imagens com dimensões muito grandes não conseguem ser processadas pelo programa. As figuras 32, 33, 34 e 35, demonstram as etapas de abertura de imagem, delimitação, gráfico de distribuição granulométrica e o resultado da distribuição granulométrica.

**Figura 32 - Abertura da imagem e determinação das escalas**



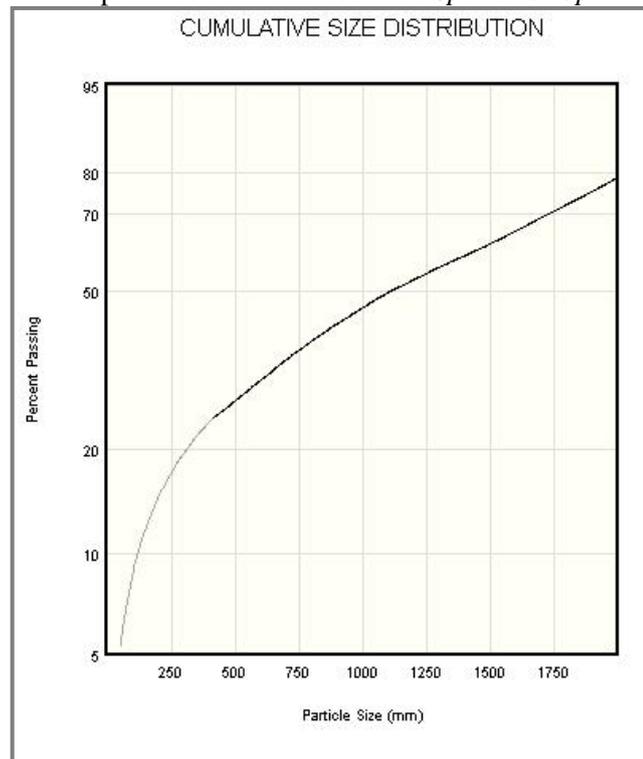
**Fonte:** *Split Desktop 2.0 (2017)*

**Figura 33** - Fotografia da pilha de material fragmentado durante o desmonte com explosivos mostrando o delineamento dos fragmentos através do software *Split Desktop*



**Fonte:** *Split Desktop* 2.0 (2017)

**Figura 34** - Gráfico da distribuição granulométrica do material fragmentado no desmonte com explosivos obtida no software *Split Desktop*



**Fonte:** *Split Desktop* 2.0 (2017)

**Figura 35** - Distribuição granulométrica do material presente na pilha resultante do desmonte por explosivos obtida no software *Split Desktop* mostrando o P20, P50 e P80

| size (mm)     | %       |
|---------------|---------|
| 1905.00       | 75.74   |
| 1270.00       | 54.99   |
| 635.00        | 31.92   |
| 381.00        | 23.07   |
| 254.00        | 17.43   |
| 203.20        | 14.88   |
| 152.40        | 12.08   |
| 101.60        | 8.97    |
| 50.80         | 5.32    |
| 38.10         | 4.27    |
| 25.40         | 3.13    |
| 19.05         | 2.51    |
| 12.70         | 1.83    |
| 9.525         | 1.47    |
| 6.350         | 1.08    |
| 4.750         | 0.87    |
| 1.999         | 0.42    |
|               |         |
| P20 Size (mm) | 309.30  |
| P50 Size (mm) | 1114.35 |
| P80 Size (mm) | 2033.36 |
| Top size (mm) | 0.0000  |

**SPLIT ENGINEERING**

Fonte: *Split Desktop* 2.0 (2017)

#### 4.4 MODELO DE FRAGMENTAÇÃO UTILIZADO

Para se avaliar a forma de fragmentação do material após o desmonte, fez-se o uso das cinco equações, correlacionadas entre si e, que compõem o modelo de Kuz-Ram, conforme descrito no tópico 2.10.2, referente ao modelo de fragmentação Kuz-Ram.

Além dos dados do plano de fogo, do maciço rochoso e, dos explosivos utilizados, foi necessária a realização dos ensaios de densidade e compressão uniaxial, sendo os mesmos executados no laboratório de testes do Departamento de Engenharia Civil. Para a complementação de dados foi necessário buscar na literatura o valor do módulo de Young.

#### 4.5 AJUSTE POR OTIMIZAÇÃO MATEMÁTICA

O modelo matemático foi construído objetivando obter uma melhor fragmentação. Foi definida a função objetivo, as variáveis de decisão e restrições do problema sendo inseridas na planilha de Excel<sup>®</sup> através da ferramenta *solver* (Figura 36) gerando uma geometria de diagrama de fogo onde poderão ser inseridos dados para simulação do desmonte otimizado.

**Figura 36** – Planilha do Excel e o uso da ferramenta solver

| Parâmetros    |            | Equações              |       | %    | Curva Teór | Cur |
|---------------|------------|-----------------------|-------|------|------------|-----|
| Afastamento   | 3 m        | Longitude furo        | 12,9  | 0,05 | 2          |     |
| Espacamento   | 4,5 m      | Longitude de carga    | 9,9   | 0,13 | 4          |     |
| Tampao        | 3 m        | Long. Carga fundo     | 1,98  | 0,19 | 6          |     |
| Subperfuracao | 0,9 m      | Long. Carga Coluna    | 7,92  | 0,32 | 9          |     |
| Diametro      | 76,2 mm    | Kilos por furo        | 46,28 | 0,45 | 12         |     |
| Dens. Exp     | 1025 kg/m3 | Volume rocha arrancad | 162   | 0,74 | 18         |     |
| RWS           | 102        | Cons. Especifico      | 0,286 | 1,04 | 23         |     |
| Altura banco  | 12 mm      |                       |       |      |            |     |

| Variáveis de decisao |           |
|----------------------|-----------|
| Fator rocha          | 14,15     |
| Desv. Perfuraca      | 0,3791 mm |

**Parâmetros do Solver** [X]

Definir célula de destino:  [fx]

Igual a:  Máx  Min  Valor de:

Células variáveis:  [fx]

Submeter às restrições:

Fonte: Microsoft Officer Excel<sup>®</sup> 2007

## 5 RESULTADOS E DISCUSSÃO

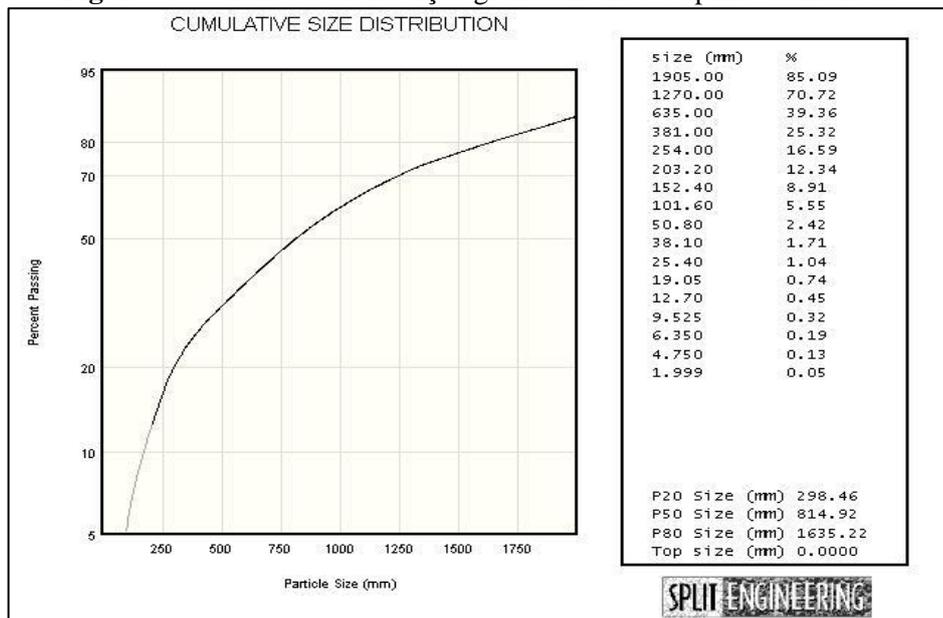
O desenvolvimento dos resultados e discussão foi feito com base nos dados das características técnicas do desmonte da gipsita, e na distribuição granulométrica prevista do material desmontado e sua posterior comparação com os dados reais buscando melhorar a eficiência da quebra e consequentemente o tamanho do material.

### 5.1 RESULTADO DAS IMAGENS ANALISADAS ATRAVÉS DO SOFTWARE *SPLIT DESKTOP*

Para a delineação das imagens fez-se a seleção de 15 fotografias, onde a busca priorizou fotos que tivessem melhor visualização do contorno, tanto da bola usada como referencial, como do material fragmentado. Do total, cinco fotos representam a superfície da pilha, cinco representam a remoção do material pela metade e as cinco últimas representam a pilha quase que totalmente removida.

A figura 37 foi gerada a partir do processamento de imagens por foto-análise com o uso do software *Split Desktop* (somatória das quinze imagens selecionadas) e representa o gráfico e a distribuição granulométrica real da pilha desmontada. Durante os cálculos dos fragmentos foi considerada uma porcentagem de 20% para ajustes de material fino. As fotos analisadas encontram-se anexadas no apêndice A.

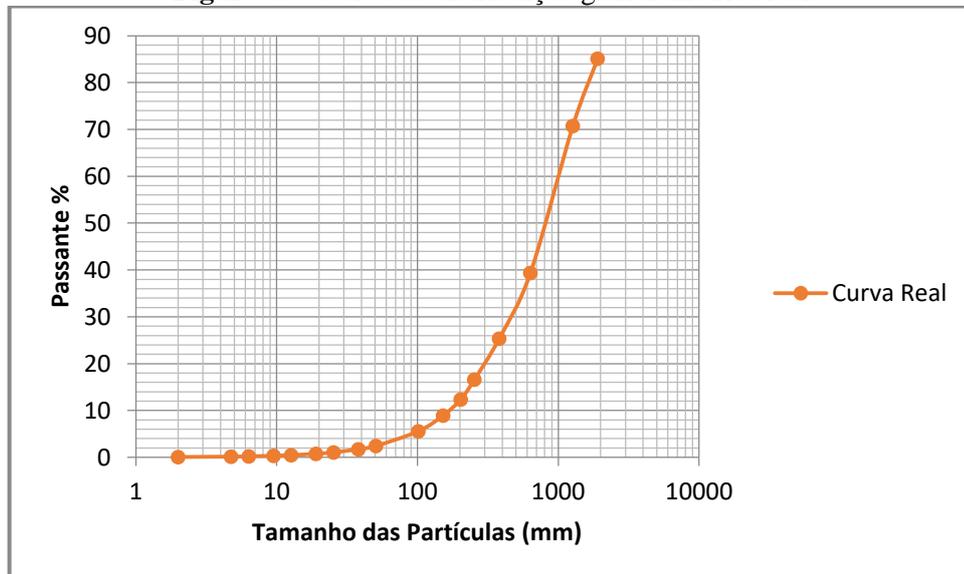
**Figura 37** - Gráfico e distribuição granulométrica da pilha desmontada



Fonte: *Split Desktop* 2.0 (2017)

A partir dos dados da figura 37 foi gerada uma curva de distribuição (Figura 38, com o auxílio do programa Excel<sup>®</sup>) para uma melhor visualização e análise do material desmontado. O quadro 10 apresenta parâmetros e dados da curva granulométrica.

**Figura 38 - Curva de distribuição granulométrica real**



Fonte: Autora (2018)

**Quadro 10 - Parâmetros e dados da curva granulométrica**

| Tamanho das Partículas (mm) | Passante (%) | Tamanho das Partículas (mm) | Passante (%) |
|-----------------------------|--------------|-----------------------------|--------------|
| 1905                        | 85.09        | 19,05                       | 0.74         |
| 1270                        | 70.72        | 12,70                       | 0.45         |
| 635                         | 39.36        | 9,525                       | 0.32         |
| 381                         | 25.32        | 6,350                       | 0.19         |
| 254                         | 16.59        | 4,750                       | 0.13         |
| 203.20                      | 12.34        | 1,999                       | 0.05         |
| 152,40                      | 8.91         | P <sub>20</sub>             | 298.46       |
| 101,60                      | 5.55         | P <sub>50</sub>             | 814.92       |
| 50,80                       | 2.42         | P <sub>80</sub>             | 1635.22      |
| 38,10                       | 1.71         | Top Size                    | 0.000        |
| 25,40                       | 1.04         | -                           | -            |

Fonte: Autora (2018)

## 5.2 APLICAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM

Para aplicação do modelo apresentado de simulação de fragmentação da rocha por Kuz-Ram, foram elaboradas planilhas eletrônicas com o auxílio do Excel<sup>®</sup>, onde constam as células para entrada de dados necessários à realização dos cálculos e posterior geração da curva granulométrica do material após o desmonte.

A determinação do fator de rocha (A) da frente detonada foi feita com a utilização da equação 18 (Pag. 65), segundo Cunningham (1987 e 2005). O quadro 11 contém valores obtidos a partir da avaliação do maciço rochoso, dados de ensaios realizados em laboratório e parâmetros coletados em campo. O fator de rocha obtido para o maciço estudado foi de 7,18.

**Quadro 11** - Avaliação do fator de rocha do maciço em estudo

| <i>Símb.</i> | <i>Descrição</i>                              | <i>Classificação</i>                    | <i>Índice</i> |
|--------------|---|---|---------------|
| RMD          | Descrição do maciço rochoso                   | Fraturado                               | JF            |
| JF           | Maciço fraturado                              | JPS + JPA                               | 50            |
| JPS          | Espaçamento das fraturas (m)                  | 0,1 m a 1,0 m                           | 20            |
| JPA          | Direção e mergulho com relação a frente livre | Direção perpendicular à face livre      | 30            |
| RDI          | Influência da densidade                       | 25 x d - 50                             | 8,75          |
| d            | Densidade (g/cm <sup>3</sup> )                | 2,35                                    |               |
| HF           | Fator HF<br>Se E < 50 GPa<br>Se E > 50 GPa    | HF = E/3<br>HF = UCS/5                  | 10,92         |
| E            | Módulo de Young (GPa)                         | 32,75                                   |               |
| UCS          | Resistência à compressão uniaxial (MPa)       | 17,7                                    |               |
| <b>A</b>     | <b>Fator de rocha</b>                         | $A = 0,06 \times (RMD + JF + RDI + HF)$ | 7,18          |

**Fonte:** Adaptado de Morais (2004)

O cálculo para avaliar a quantidade de energia relativa em peso comparada ao ANFO puro (E) foi feito através do balanço de massa, devido ao uso de mais de um tipo de explosivo. Os dados necessários para se chegar a tal valor estão expostos no quadro 12, e foram fornecidos pelo fabricante do explosivo. O resultado obtido para a quantidade de energia liberada pelo explosivo (E) foi de 102.

**Quadro 12 - Dados do explosivo utilizado na obtenção da energia liberada no desmonte**

| <b>Tipo de Explosivos</b>                       | <b>Granulado</b> | <b>Encartuchado</b> |
|---|------------------|---------------------|
| Velocidade de detonação (In situ)               | 3500 (m/s)       | 5250 (m/s)          |
| Velocidade de detonação nominal                 | 3200 (m/s)       | 5050 (m/s)          |
| Energia absoluta AWS do explosivo               | 977 cal/g        | 790 cal/g           |
| Energia por massa relativa ao ANFO (RWS)        | 100%             | 104%                |
| Quantidade total de explosivo usado no desmonte | 550,08 (kg)      | 515,28 (kg)         |

**Fonte:** Autora (2018)

O cálculo do índice de uniformidade (n) foi feito com o uso da equação 16 (Pag. 64). Sendo os parâmetros do plano de fogo fornecidos pela engenheira de minas Flávia Freitas\*, e expostos no quadro 13. A resolução de tal equação forneceu como valor do índice de uniformidade 1,37.

---

\*Flávia de Freitas Bastos, Engenheira de Minas, N<sup>o</sup> de inscrição no CREA: 180814608 – 5

**Quadro 13** - Parâmetros do plano de fogo usados no cálculo do índice de uniformidade

| Parâmetros                     | Valores    |
|--------------------------------|------------|
| Afastamento                    | 3 (m)      |
| Diâmetro do furo               | 76,20 (mm) |
| Espaçamento                    | 4,5 (m)    |
| Desvio padrão da perfuração    | 0 (m)      |
| Comprimento total de carga     | 10,32 (m)  |
| Altura do banco                | 12 (m)     |
| Comprimento da carga de coluna | 6,19 (m)   |
| Comprimento da carga de fundo  | 4,13 (m)   |
| Inclinação do furo             | 15°        |
| abs*                           | 0,20       |
| Tampão                         | 3 (m)      |

Fonte: Autora (2018)

(\*) abs representa o valor absoluto referente à  $\left(\frac{BCL-CCL}{L}\right)$

O cálculo de Kuznetsov faz uso da equação 14 (Pag. 63). O quadro 14 expõem os dados utilizados para a obtenção do tamanho médio das partículas, tendo como valor encontrado para  $X_{50}$  de 400,44 cm.

**Quadro 14** - Dados para resolução da equação de Kuznetsov

| Parâmetros | Valores            |
|------------|--------------------|
| A          | 7,18               |
| $V_0$      | 162 m <sup>3</sup> |
| $Q_e$      | 48,96 (kg)         |
| E          | 102                |

Fonte: Autora (2018)

A curva de distribuição granulométrica gerada a partir do cálculo das equações que compõe o modelo de Kuz-Ram demonstra qual seria a provável representação do resultado do desmonte.

Os tamanhos das malhas propostas pela autora e que abrangessem uma variada faixa de valores que estivessem dentro de 2 a 1905 mm, que foi a faixa observada no gráfico da foto-análise, foram utilizadas na simulação e estão expostas no quadro 15.

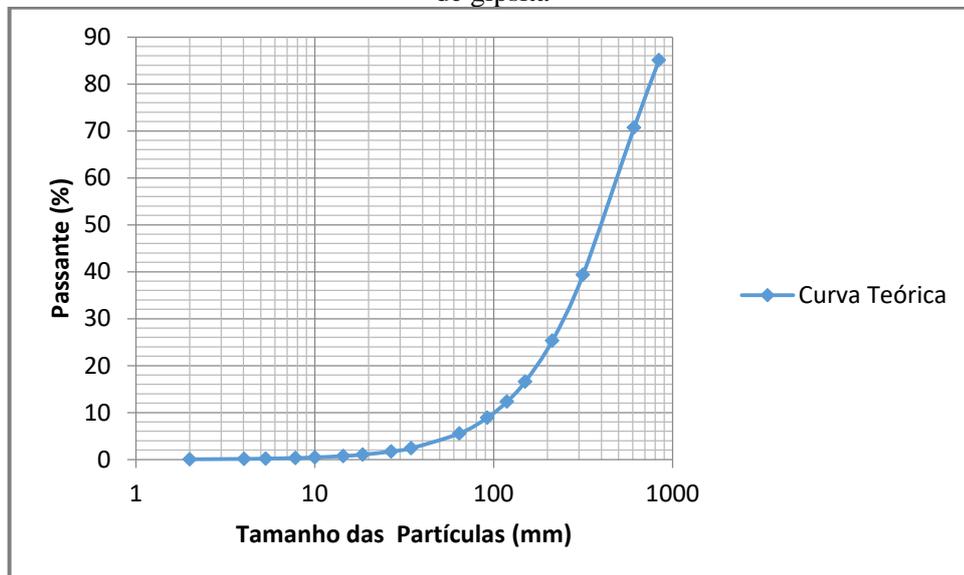
A equação de Rosin-Rammler (Equação 15, pag. 64) calculou o tamanho das partículas e seu percentual passante, e estão representadas na figura 39, que é a curva de distribuição para o desmorte realizado na empresa de extração de gipsita.

**Quadro 15** - Tamanho das malhas e percentual passante de material

| Tamanho das Partículas (mm) | Passante (%) | Tamanho das Partículas (mm) | Passante (%) |
|-----------------------------|--------------|-----------------------------|--------------|
| 839                         | 85.09        | 27                          | 1.71         |
| 609                         | 70.72        | 19                          | 1.04         |
| 315                         | 39.36        | 14                          | 0.74         |
| 213                         | 25.32        | 10                          | 0.45         |
| 150                         | 16.59        | 8                           | 0.32         |
| 119                         | 12.34        | 5                           | 0.19         |
| 92                          | 8.91         | 4                           | 0.13         |
| 64                          | 5.55         | 2                           | 0.05         |
| 35                          | 2.42         | -                           | -            |

Fonte: Autora (2018)

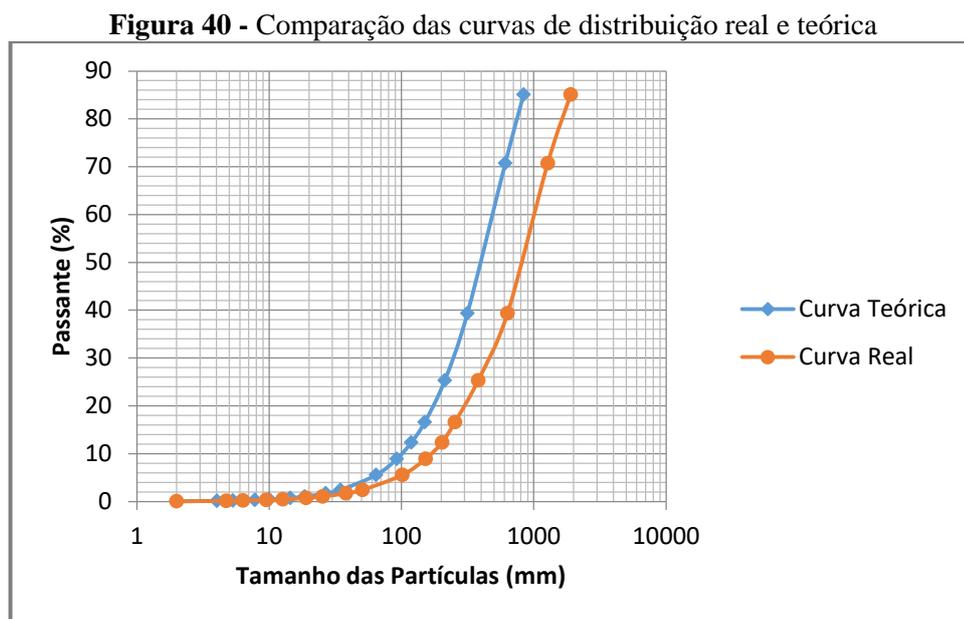
**Figura 39** - Curva de distribuição granulométrica para o desmorte realizado na empresa de extração de gipsita



Fonte: Autora (2018)

### 5.3 COMPARAÇÃO DO MODELO DE KUZ-RAM

Para que haja a validação e utilização do método proposto neste estudo, os resultados da curva real (obtida através do software *Split Desktop* e refinada a partir do software Excel<sup>®</sup>) e curva teórica (obtida através do modelo de Kuz-Ram) foram comparados conforme demonstra a figura 40.



Fonte: Autora (2018)

### 5.4 ANÁLISE DOS RESULTADOS OBTIDOS

#### 5.4.1 Análise das Fotos

O resultado da foto-análise demonstrou de maneira mais próxima do real o comportamento do desmonte realizado. Observando as fotos do apêndice A podemos verificar que as partículas apresentam tamanhos muito variados (indo de 2 a 1905 mm) refletindo a deficiência na configuração de um plano de fogo que apresente um desmonte mais satisfatório.

Inúmeros são os fatores que podem ser apontados como contribuintes para essa problemática do desmonte primário, estando entre eles o desvio de perfuração, altura da bancada, afastamento excessivo, espaçamento, tamponamento, etc. Silva (2009) afirma que em virtude da grande heterogeneidade das rochas, o método de cálculo do plano de fogo deve

basear-se em um processo contínuo de ensaios e análises que constituem o ajuste por tentativa, buscando com isso fornecer resultados mais positivos aos desmontes realizados.

#### 5.4.2 Modelo de Kuz-Ram

A aplicação do método de Kuz-Ram evidenciou a necessidade de se fazer uma melhor caracterização do maciço rochoso e também adotar a auditoria dos desvios de furos na tentativa de melhorar a fragmentação.

Confrontando as duas curvas (Figura 33) e analisando as dimensões das partículas com o uso do software *Split Desktop* é verificado que o  $P_{20}$ ,  $P_{50}$  e  $P_{80}$  apresentam tamanhos próximos de 298, 814 e 1635 mm; já os tamanhos obtidos a partir da aplicação do método de Kuz-Ram, para os mesmos percentuais passantes citados, são próximos de 170, 400 e 750 mm.

É visível a diferença nos tamanhos das partículas resultantes dos métodos empregados, e essa desigualdade é consequência de uma falha na forma de se idealizar um plano de fogo que seja mais adequado ao tipo de rocha desmontado.

Os valores de  $P_{20}$  ainda que apresentem granulometrias mais baixas, precisam passar por um desmonte secundário para se adequar aos tamanhos de 3' e 4', assim como os tamanhos de  $P_{50}$  e  $P_{80}$  refletindo a necessidade do uso do rompedor hidráulico, o que consequentemente representa custos adicionais ao desmonte.

Por mais que o modelo consiga apontar algumas problemáticas, ele apresenta como ponto negativo a impossibilidade de estimar de maneira eficiente a presença de material excessivamente fino, o que, por conseguinte não demonstra o quanto desse material está sendo perdido, certificando a necessidade do uso de outras ferramentas que consigam avaliar de maneira eficaz esse tipo de maciço rochoso.

#### 5.4.3 Ajuste das Curvas

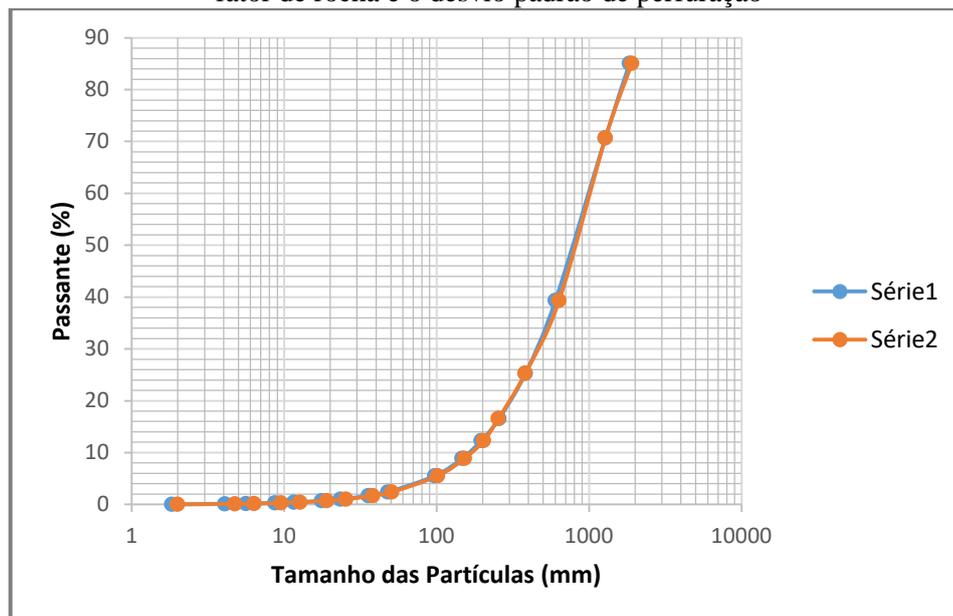
Objetivando identificar os prováveis erros na classificação geomecânica e possíveis desvios de perfuração que acarretaram na diferença entre as curvas, fez-se o uso da ferramenta *solver* que se encontra inserida no programa Excel<sup>®</sup>. Ela tem por base os estudos de Pesquisa Operacional e se fundamenta na resolução de problemas por métodos matemáticos. Busca melhorar o processo através de uma, ou várias soluções e pode ser utilizado para aumentar a

eficiência da produção, diminuir perda de material, diminuir despesas, entre outros (Marinho,2017).

Antes de se aplicar a ferramenta *solver*, alguns parâmetros foram levados em consideração devido à necessidade de se respeitar algumas restrições para que não haja erros na geometria empregada. A função objetivo do desmonte em questão consiste na melhoria da fragmentação, tendo por variáveis de decisão os parâmetros fator de rocha (A) e desvio padrão de perfuração (W), e as restrições adotadas são que  $A \text{ e } W \geq 0$ .

O ajuste das curvas foi feito através da “otimização dos parâmetros”, “fator de rocha” e “desvio padrão de perfuração”, usando-se a minimização da soma do valor absoluto da diferença entre o tamanho de todos os fragmentos (Apêndice B). A figura 41 expõe o resultado desse ajuste, onde os novos valores do fator de rocha (A) e do desvio padrão de perfuração (W) correspondem a 14,15 (A) e 0,38 (mm), respectivamente.

**Figura 41** - Curvas de distribuição granulométrica real e teórica com valores de otimização para o fator de rocha e o desvio padrão de perfuração



Fonte: Autora (2018)

O resultado da simulação prova que modificando os valores do fator de rocha (A) e desvio padrão de perfuração (W), pode-se prever melhor a fragmentação do próximo desmonte e, além disso, podemos detectar falhas na classificação geomecânica e a necessidade de auditar o desvio dos furos.

#### 5.4.4 Fator de Rocha

O fator de rocha é uma medida obtida a partir de dados das características que um maciço rochoso apresenta. É considerado um fator crítico, pois depende da avaliação feita pelo observador, estando com isso sujeito a erros. Os seus parâmetros fazem parte do “*Blastability Index*”, e indicam o qual fácil ou difícil se pode desmontar uma rocha com recurso de explosivos.

De acordo com Cunningham (2005) e Jimeno *et al* (2003), o valor do fator de rocha varia de 6 a 22, dependendo da dureza e estrutura da rocha. A partir da avaliação do maciço rochoso de gipsita estudado é observado o valor obtido de 7,18 para o fator, constatando que houve uma má avaliação do maciço, uma vez que com a otimização o valor do fator de rocha passou a ser 14,15 demonstrando a necessidade de um estudo mais apurado sobre as propriedades do mesmo.

Leite *et al* (2017) no artigo intitulado Pattern Expansion Optimization Model Based on Fragmentation Analysis With Drone Technology, fala da calibração do fator de rocha e do quanto é necessário a aplicação de um modelo de previsão real antes de simular qualquer alteração nos parâmetros de projeto. No estudo mencionado, para encontrar um fator de rocha mais preciso foram analisados vários desmontes, sendo a calibração feita por uma metodologia de otimização.

Esse exemplo pode ser tomado como mais uma ferramenta de ajuda na tentativa de se estimar qual o fator de rocha que represente melhor a avaliação do maciço. Através da realização de vários desmontes, mantendo fixos os parâmetros do plano de fogo, variando os valores de fator de rocha (A) e monitorando o desvio padrão de perfuração (W), tudo estando aliados da programação linear, é possível se chegar a valores de A e W que gerem uma melhor fragmentação.

#### 5.4.5 Desvio de Perfuração

Como pode ser observado nos dados da tabela 13, o valor de desvio de perfuração (W) corresponde a 0 devido não haver a medição desse parâmetro, e isso está contribuindo para a geração de material com granulometria que se aproxima a 2000 mm, ou seja, uma granulometria excessivamente grande e que necessita passar por um desmonte secundário (com uso de martelete hidráulico) para diminuir seu tamanho, o que torna a operação de desmonte onerosa.

As fotos do apêndice A detectam a presença dos matacos em todo o perfil da pilha de material desmontado, e esse comportamento é atribuído principalmente a dois fatores que são o tampão e o desvio de perfuração. De acordo com Jimeno *et al* (2003) quando o tamponamento é excessivo o resultado do desmonte gerará blocos grandes na parte superior do banco, pouco empolamento da pilha de material e um alto nível de vibração. Já o desvio de perfuração, devido à insuficiência de ruptura, gera tamanhos excessivos na parte inferior da bancada (Sanchidrián e Muñiz, 2000).

Durante a perfuração é normal que ocorra alguns desvios, e as consequências disso podem ser as mais variadas possíveis gerando, por exemplo, problemas com ultralanchamento, matacos, excesso de material de granulometria fina e, com isso, comprometer a produtividade e a continuidade das operações subsequentes. Segundo Sanchidrián e Muñiz (2000), são três os fatores que contribuem para os desvios de perfuração: erro de embocamento, desvio ou erro angular, e deflexão ou curvatura da haste.

O erro de embocamento é causado pelo mau posicionamento do equipamento de perfuração na superfície, dificultando o posicionamento do furo na posição prevista. Um valor comum de erro de embocamento pode ser de 100 mm; O desvio ou erro angular depende do perfurador em alinhar corretamente o martelo ao ângulo. No alinhamento feito manualmente, pode-se ter desvios acima de  $4^{\circ}$  (0,07 m/m), e no caso de ser automático o erro angular deve ser inferior a  $2^{\circ}$  (0,03 m/m); O erro por deflexão ou curvatura da haste ocorre devido às propriedades da rocha, plano de estratificação, fragmentos, etc., fazendo com que a coluna de perfuração arqueie no interior do furo (Sanchidrián e Muñiz, 2000).

A medição desses desvios pode ser adotada como uma medida de tentar tornar mais homogêneo o produto do desmonte, uma vez que as bancadas de extração apresentam alturas de 12 m. Para isso existem no mercado tecnologias disponíveis para efetuar tal medição, como BORETRAK<sup>®</sup>, PULSAR, por exemplo, que podem auxiliar nessa tarefa.

## 6 CONCLUSÃO

A aplicação do modelo de Kuz-Ram aliado a Foto-análise mostrou a discrepância no tamanho das partículas, e através da minimização da soma do valor absoluto da diferença entre o tamanho de todos os fragmentos pode-se constatar a necessidade de haver uma melhor avaliação do maciço rochoso e do desvio de perfuração. Os resultados mostram que para o desmonte apresentar uma melhor granulometria, novos valores para o fator de rocha (A) e desvio padrão de perfuração (W) devem ser adotados na elaboração do plano de fogo.

O fator de rocha por avaliar as características intrínsecas de um maciço prova o quão é importante se conhecer a rocha desmontada, com o intuito de prever como ela responderá a ação do explosivo e assim melhorar a eficiência do plano de fogo que será refletido numa melhor fragmentação do material.

Como pode ser observado, o desvio de perfuração além de contribuir para a geração de granulometrias excessivas do material, aumenta a necessidade do uso do martetele hidráulico, aumentando assim os custos sobre a produção. O seu monitoramento, através de ferramentas de medição, aliado ao fator de rocha tem como reflexo uma melhoria na fragmentação.

Ainda que o uso do modelo de Kuz-Ram tenha demonstrado redução no tamanho da fragmentação, apresenta como desvantagem a impossibilidade de estimar tamanho de fragmentos finos, o que acaba limitando uma melhor avaliação sobre o desmonte. Com isso, na busca por estudos que deem resposta mais completas, é necessário que se faça a aplicação de outros modelos de avaliação que apresentem resultados mais satisfatórios sobre o desmonte desse tipo de maciço rochoso.

## 6.1 SUGESTÕES PARA TRABALHOS FUTUROS

A aplicação do modelo de Kuz-Ram mostrou resultados que melhoraram o tamanho da granulometria do material, porém é algo que não foi posto em prática. Sendo assim, se faz necessário elaborar um plano de fogo inserindo os novos valores e realizar um desmonte para observar os resultados e confrontar com o que a teoria mostrou de positivo.

A presença de matacos mostra que há uma deficiência no desmonte e que também se faz necessário um estudo mais aprofundado sobre o maciço em questão, para poder avaliar de maneira mais eficiente suas peculiaridades e resposta ao uso de explosivos.

## REFERÊNCIAS

- ASSOCIAÇÃO BRASILEIRA DE NORMAS TÉCNICAS. **NBR 9653: Guia para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivos nas minerações em áreas urbanas – Procedimento.** Rio de Janeiro, 2005.
- ARAI, M. Revisão estratigráfica do Cretáceo Inferior das bacias interiores do Nordeste. **UNESP, Geociências, São Paulo**, v. 25, n. 1, p. 7-15, 2006.
- ASSINE, M. Análise estratigráfica da Bacia do Araripe, Nordeste do Brasil. **Revista Brasileira de Geociências, Curitiba**, v. 22, jan. 1992.
- Associação Técnica Científica Ernesto Luiz de Oliveira . ATECEL. Diagnóstico energético do setor industrial do polo gesso da meso região de Araripina – PE. Campina Grande, 2006.
- Atlas Powder Company. Explosives and Rock Blasting. Dallas, USA, 1987. 662 p.
- AZEVEDO, I. C. D.; Marques, E. A. G. **Introdução à Mecânica das Rochas.** 1 ed. Viçosa: UFV, 2002. 361p.
- BALTAR, C. A. M.; BASTOS, F. F.; LUZ, A. B. Diagnóstico do polo gesso de Pernambuco (Brasil) com ênfase na produção de gipsita para fabricação de cimento. In.: IV Jornadas Ibero Americanas de Materiales de Construcción, Anais. Tegucigalpa, Honduras, 2004.
- BARDOLA, T. P. **Caracterização Paleoambiental dos Carbonatos Microbiais do Membro Crato, Formação Santana, Aptiano-Albiano da Bacia do Araripe.** 2015. 147 f. Dissertação (Mestrado em Geociências) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2015.
- BASTOS, F. F. **Aplicação da Terrace Mining como alternativa para lavra de gipsita na região do Araripe – Pernambuco.** 2013. 112 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2013.
- BERNARDO, P. A. Análise Comparativa das Substâncias Explosivas Mais Usadas em Desmonte de Rochas. In: **3º Curso sobre avanços tecnológicos no desmonte de rochas com explosivos em minas e obras civis.** Belo Horizonte, 2014. Disponível em : <  
[https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/downloadFile/282093452002076/BERNARDO%20texto%20de%20apoio%20a%20sessao%201%20do%20EXPLMIN3%20\(ANALISE%20COMPARATIVA%20DAS%20SUBSTANCIAS%20EXPLOSIVAS\).pdf](https://fenix.tecnico.ulisboa.pt/downloadFile/282093452002076/BERNARDO%20texto%20de%20apoio%20a%20sessao%201%20do%20EXPLMIN3%20(ANALISE%20COMPARATIVA%20DAS%20SUBSTANCIAS%20EXPLOSIVAS).pdf)>. Acesso em: 6 set. 2017.
- BOBCO, F. E. R. **Caracterização Faciológica, Petrográfica e Isotópica dos Evaporitos do Membro Ipubi, Bacia do Araripe, Nordeste do Brasil.** 2014. 147 f. Monografia (Bacharel em Geologia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2014.
- BOTELHO, A. H. **Influência da Operação de Desmonte de Rochas no Carregamento de Material Fragmentado.** 2014. 107 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia em Tecnologia Mineral) - Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2014.

BULLIVANT, D. Current Surface Mining Techniques. *Journal for the Transportation of Materials in Bulk: Bulk Solids Handling*, v. 7, n. 6, p. 827-833, 1987.

CASTRO, A. S. **Avaliação da Fragmentação dos desmontes de Rocha através do Sistema de Fotoanálise**. 2000. 89 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Universidade Federal de Ouro Preto. Ouro Preto, 2000.

CETEM. **Manual de Agregados para a Construção Civil**. Rio de Janeiro, 2009, 245 p.

CORREIA, R. M. da Silva. **Influência das propriedades petrofísicas na fragmentação de rochas graníticas por detonação com explosivos**. 2011. 77 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mecânica) – Faculdade de Ciências e Tecnologia da Universidade de Coimbra, Coimbra, 2011.

CPRM. **Projeto Cadastro de Fontes de Abastecimento por Água Subterrânea, estado de Pernambuco**. Recife, 2005, 20 p.

CROSBY, W. International Drilling, Blasting and Explosives Technology Course. Ouro Preto: 17 a 20 de agosto de 1998.

CUNNINGHAM, C. V. B. The Kuz-Ram fragmentation model – 20 years on. In: Brighton Conference Proceedings. 2005. Brighton, 2005. p. 201 - 210.

CUNNINGHAM, C. V. B. 1987. Fragmentation estimations and the Kuz-Ram model – four years on. In W. Fourney (ed.), Proceedings of Second International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. 1987. Keystone, 1987. p. 475 – 487.

CURI, A. **Lavras de Minas**. São Paulo: Oficina de Textos, 2017.

D' ALESSANDRO, J. R. P. **Análise de Estabilidade do Maciço Rochoso da Mineração Casa de Pedra, Congonhas – Minas Gerais**. 2007. 180 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Civil) – Universidade Estadual de Campinas, Campinas, 2007.

FERNANDES, T. G. **Análise dos danos inerentes aos desmontes com explosivo na Mina de Neves Corvo**. 2014. 77 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Geológica e de Minas) – Instituto Superior Técnico, Lisboa, 2014.

FERREIRA, L. A. **Escavação e Exploração de Minas a Céu Aberto**. 2013. 134 f. Monografia (Bacharel em Engenharia Civil) – Universidade Federal de Juiz de Fora, Juiz de Fora, 2013.

FERREIRA, D. R. **Método de Otimização de Desmonte de Rocha por Explosivos**. 2017. 63 f. Monografia (Bacharel em Engenharia de Minas) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2017.

FILHO, R. D. M. **Os Condicionantes Geológico-Geotécnicos em Obras de Usinas Hidrelétricas: O Caso do Aproveitamento Hidrelétrico Queimado**. 2003. 262 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Barragens) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2003.

FILHO, J. J. M. **Previsão da curva de distribuição granulométrica através do método de Kuz-ram: proposta para dimensionamento do plano de fogo de acordo com os equipamentos de transporte e britagem da pedra Esperança, em Vitória de Santo Antão – PE.** 2016. 43 f. Monografia (Bacharel em Engenharia de Minas) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2016.

FIORI, A. P. **Fundamentos de Mecânica dos Solos e das Rochas: aplicações na estabilidade de taludes.** São Paulo: Oficina de Textos, 2015.

FUPEF. **Apoio Técnico e Institucional para o Desenvolvimento do Programa Florestal da Chapada do Araripe em Pernambuco.** Curitiba, 2007, 223 p.

GERALDI, J. L. P. **O ABC das Escavações de Rocha.** Rio de Janeiro: Interciências Ltda, 2011, 284 p.

GOODMAN, R. E. **Introduction to Rock Mechanics.** New York: 2<sup>nd</sup> ed. John Wiley & Sons, 1989, 562 p.

GOMES, L.; CARNEIRO, G.; VIEIRA, A. **Desmorte com Explosivos I.** Instituto Superior de Engenharia do Porto. Sebenta, 2004/2005.

GOMES, J. P. M. A. **Metodologia para Análise de Vibrações Provocadas por Desmorte com Recurso a Explosivos.** 2016. 89 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia de Minas e Geo-Ambiente) – Faculdade de Engenharia Universidade do Porto, Porto, 2016.

GOVERNO DO ESTADO DO CEARÁ. Secretaria da Educação. **Desmorte e Estabilidade de Rocha.** Ceará, 2017. 79 p.

HARTMAN, H. L.; MUTMANSKY, J. M. **Introductory Mining Engineering.** USA: John Wiley & Sons, 2002.

HILLIER, F. S.; LIEBERMAN, G. J. **Introducción a la Investigación de Operaciones.** 5th ed. México: Interamericana Editores, 2006. 736p.

HOEK, E.; BRAY, J. **Rock Slope Engineering.** 3th ed. London: Intitution of Mining and Mettallurgy, 1981. 358 p.

HUSTRULID, W. **Blasting Principles For Open Pit Mining.** Rotterdam Brookfield: A. A. Balkema. 1999. 1 v.

INSTITUTO FEDERAL DO SERTÃO PERNAMBUCANO. **Plano de Desenvolvimento Institucional 2014-2018.** Petrolina, 2014. 152 p.

INSTITUTO GEOLÓGICO E MINERO DE ESPAÑA. **Manual de Taludes.** Madrid, 1987. 445 p.

ISRM. **Suggested methods for the quantitative description of discontinuities in rock masses.** Intl. J. Rock Mech. Min. Sci. And Geomech, 1981, 15. v.

- JIMENO, C. L.; JIMENO, E. L.; LLERA, J. M.; URBINA, F. P. O. **Manual de Perforacion y Voladura de Rocas**. Madrid: Instituto Geologico y Minero de España, 2003.
- JORGENSEN, D. B. **Gypsum and Anhydrite**. In.: Industrial Minerals and Rocks. 6th ed. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1994. 1555 p.
- KOPPE, J. C.; COSTA, J. F. C. L. **Manual de Agregados para a Construção Civil – Operações de Lavra em Pedreiras**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2009. cap. 5.
- KUZNETSOV, V. M. **The mean diameter of the fragments formed by blasting rock**. Soviet Mining Science, 1973. p. 144 – 148.
- LACHTERMACHER, G. **Pesquisa Operacional na Tomada de Decisões**. 3. Ed. Rio de Janeiro: Elsevier Editora Ltda, 2007.
- LEITE, F. S.; MIRANDA, V.; PAKANGIO, T. **Pattern Expansion Optimization Model Based on Fragmentation Analysis With Drone Technology**. In: International Society of Explosives Engineers, 43., 2017, Orlando. Resumo. São Paulo: Grand Hyatt Hotel, 2017. p. 6.
- LILLY, P. A. **An Empiral Method of Assessing Rock Massing Blastability**. Large Open Pit Mining Conference. In: The AusIMM/IE Aust Newman Combined Group. 1986. Austrália, 1986. p. 89 – 92.
- LOPES, M. C. **Comportamento Geotécnico e Mecanismos de Ruptura em Rochas Brandas Mina Córrego do Sítio**. 2006. 125 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Ouro Preto, Ouro Preto, 2006.
- MARINHO, J. P. da S. **Otimização dos Custos de Desmonte com Recurso de Explosivos na Mineradora Goiascal: Controle dos parâmetros geométricos do plano de fogo a céu aberto**. 2017. 80 f. Monografia (Bacharel em Engenharia de Minas) – Centro Universitário Luterano de Palmas, Palmas, 2017.
- MARINS, F. A. S. **Introdução à Pesquisa Operacional**. São Paulo: Cultura Acadêmica: Pró-reitoria de Graduação, Universidade Estadual Paulista, 2011. 176 p.
- MARTINS, P. A. A. **Otimização da Fragmentação: Aplicando a metodologia *Mine to Mill* para o beneficiamento da cadeia produtiva de rocha fosfática**. 2015. 69 f. Monografia (Especialização em Tratamento de Minérios). Universidade Federal de Goiás, Catalão, 2015.
- MATOS, R. M. D. **The Northeast Brazilian Rift System**, Washington, v. 11, n. 4, p. 766 – 791, aug. 1992.
- MAXAM. **Explosores com condensador para atmosferas explosivas**. São Paulo: Maxam, 2009.
- MORAIS, J. L. **Simulação da Fragmentação dos Desmontes de Rochas por Explosivos**. 2004. 224 f. Tese (Doutorado em Engenharia Metalúrgica e de Minas) – Universidade Federal de Minas Gerais, Belo Horizonte, 2004.

MUNARETTI, E. **Desenvolvimento e Avaliação de Desempenho de Misturas Explosivas a Base de Nitrato de Amônio e Óleo Combustível**. 2002. 167 f. Tese (Doutorado em Engenharia) – Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Porto Alegre, 2002.

NETO, L. L. M. **Localização Industrial e Custos Logísticos: Uma Abordagem da Multimodalidade de Transportes do Polo Gesseiro da Região do Araripe Pernambucano**. 2012. 84 f. Dissertação (Mestrado em Economia Aplicada) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2012.

OLIVER, P. **Surface Mining engineering**. Washington: Bureau of Land Management, 1999.

ORICA. **Technical Data Sheet – Cordtex™**. [S.I.]. Disponível em: <<http://www.oricaminingservices.com>>. Acesso em: 06 de set. 2017, 18:14:23.

PERONI, R. **Lavra a Céu Aberto – Teoria e prática**. In: Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre: LUME, 2007/1. cap. 1, p. 2 – 34.

PONTE, F. C.; PONTE FILHO, F. C. **Estrutura geológica e evolução tectônica da Bacia do Araripe**. Recife: DNPM, 1996, 68 p.

RESOLUÇÃO CONAMA. N°3, de 28 de junho de 1990: **Controle da Poluição do Ar – PRONAR**. São Paulo, 1990.

RICARDO, H. S.; CATALANI, G. **Manual Prático de Escavação: Terraplanagem e Escavação de Rocha**. 3. ed. rev. e ampliada. São Paulo: Editora Pini, 2007. 654 p.

ROCHA, S. S. **Análise Comparativa dos Benefícios Econômicos, Operacionais e Ambientais do Método Terrace Mining na Mineração de Gipsita do Polo Gesseiro do Araripe**. 2017. 134 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) – Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2017.

SANCHIDRIÁN, J. A.; MUÑIZ, E. **Curso de Tecnologia de Explosivos**. Madrid: Fundación Gomez Pardo, 2000. 557 p.

SANDIN, M. V. F. **Aplicação do Modelo de Fragmentação de Rocha de Kuz-Ram em Lavra de Pedreira na Produção de Agregados para a Construção Civil**. 2015. 96 f. Monografia (Bacharel em Engenharia Civil) – Universidade Federal de Juiz de Fora, Juiz de Fora, 2015.

SCOOT, A.; COCKER, A.; DJORDJEVIC, N.; HIGGINS, M.; LA ROSA, D.; SARMA, K. S.; WEDMAIER, R. **Open pit blast design – Analysis and Optimisation**. Queensland: Mining and Mineral Processing, 1996, 338 p.

SILVA, V. C. **Operações Mineiras**. In: Escola de Minas da UFOP. Ouro Preto: UFOP, 2006. p. 28-36.

SILVA, V. C. **Curso Min 210 – Operações Mineiras**. In: Escola de Minas da UFOP. Ouro Preto, 2009, 45 p.

SILVA, V. C. **Curso Min 112 – Operações Mineiras**. In: Escola de Minas da UFOP. Ouro Preto, 2011, 67 p.

SILVA, T. C. **Avaliação da carga máxima por espera através de lei de atenuação visando à minimização de danos decorrentes das operações de desmonte de rochas nas escavações da Arena Pernambuco**. 2012. 143 f. Dissertação (Mestrado em Engenharia Mineral) - Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2012.

SIMPÓSIO POLO GESSEIRO DO ARARIPE. 1., 2014, Recife. [Palestras]. Recife: Instituto Tecnológico de Pernambuco, 1909. ii, 22 p.

SINDICATO DAS INDÚSTRIAS DO GESSO DO ESTADO DE PERNAMBUCO. In: Araripe. Recife, 2014. v. 1. Disponível em: < [http://www.sidusgesso.org.br/polo\\_gesseiro.asp](http://www.sidusgesso.org.br/polo_gesseiro.asp) >. Acesso em: 20 jun. 2017.

SOBRINHO, A. C. P de L.; AMARAL, A. J. R.; DANTAS, J. O. C.; DANTAS, J. R. A. Gipsita. In: DNPN. Balanço Mineral Brasileiro – 2001. Brasília: DNPM, 2001. p. 32 – 50.

SOUZA, J. C. Apostila de Métodos de Lavra a Céu Aberto. In: Universidade Federal de Pernambuco. Recife: UFPE, 2001, p. 1 – 20.

SOUZA, W. B. L. **Análise do Desmonte de Rochas Realizado na Pedreira Esperança – Vitória de Santo Antão – PE**. 2016. 62 f. Monografia (Bacharel em Engenharia de Minas) - Universidade Federal de Pernambuco, Recife, 2016.

SUMÁRIO MINERAL. Brasília: DNPM, 2015 -. Anual. ISSN 0101-2053.

UNIÓN ESPANHOLA DE EXPLOSIVOS. **Manual de empleo de explosivos**. Madrid: Union Española de Explosivos, S. A. (UEE), 1999, 236 p.

U. S. GEOLOGICAL SURVEY (USGS). 2015. **Mineral Commodity Summaries 2015**. Washington: U. S. Geological Survey, 2015, 196 p.

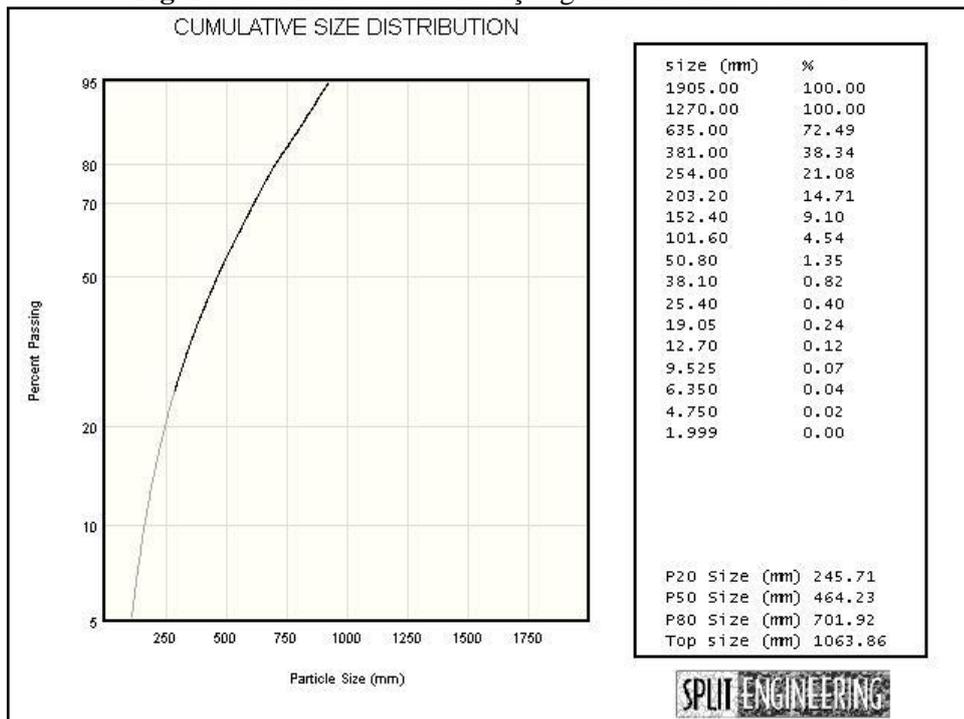
VALE. **Requisitos de Atividades Críticas – RAC**. São Paulo: Vale, 2016, 35 p.

APÊNDICE A – IMAGENS USADAS NA FOTOANÁLISE

Figura 42 - Foto 1 tirada da superfície da pilha



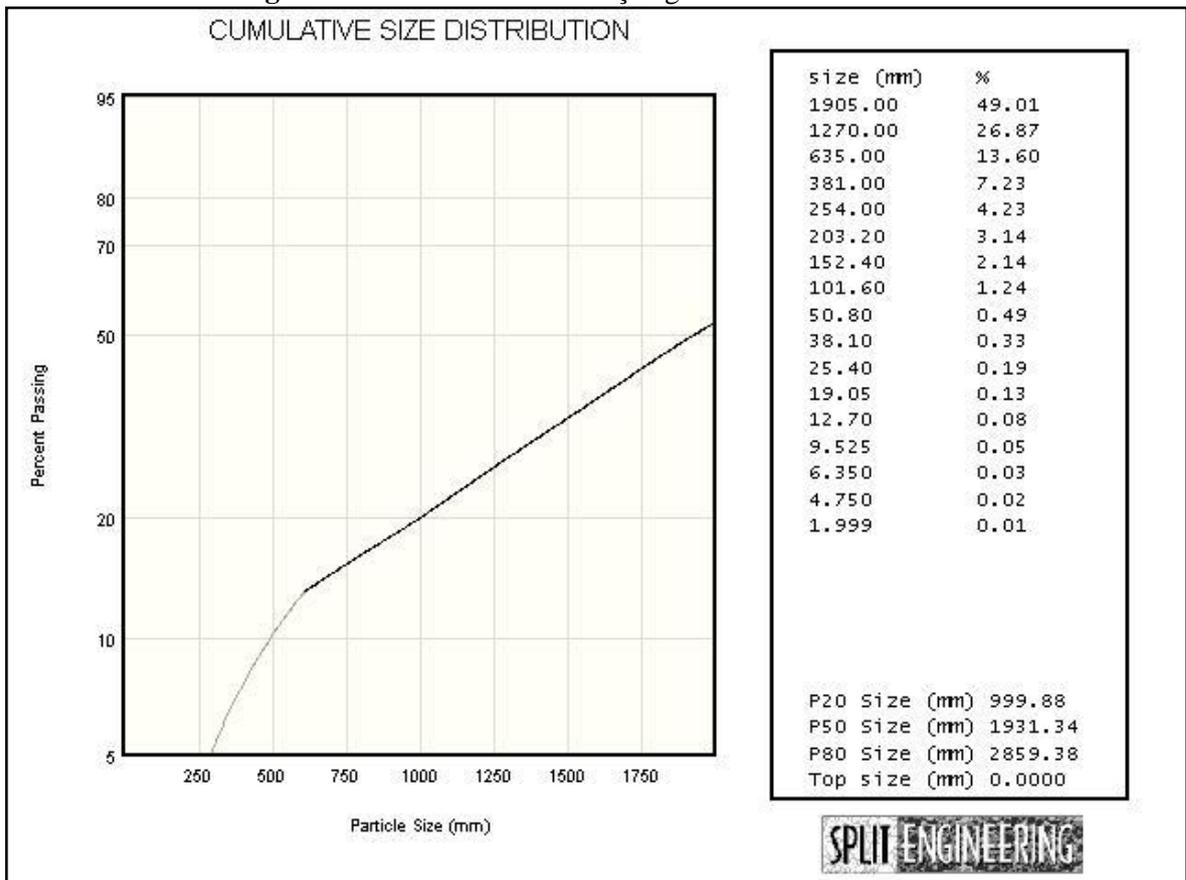
Figura 43 - Análise da distribuição granulométrica da foto 1



**Figura 44 - Foto 2 tirada da superfície da pilha**



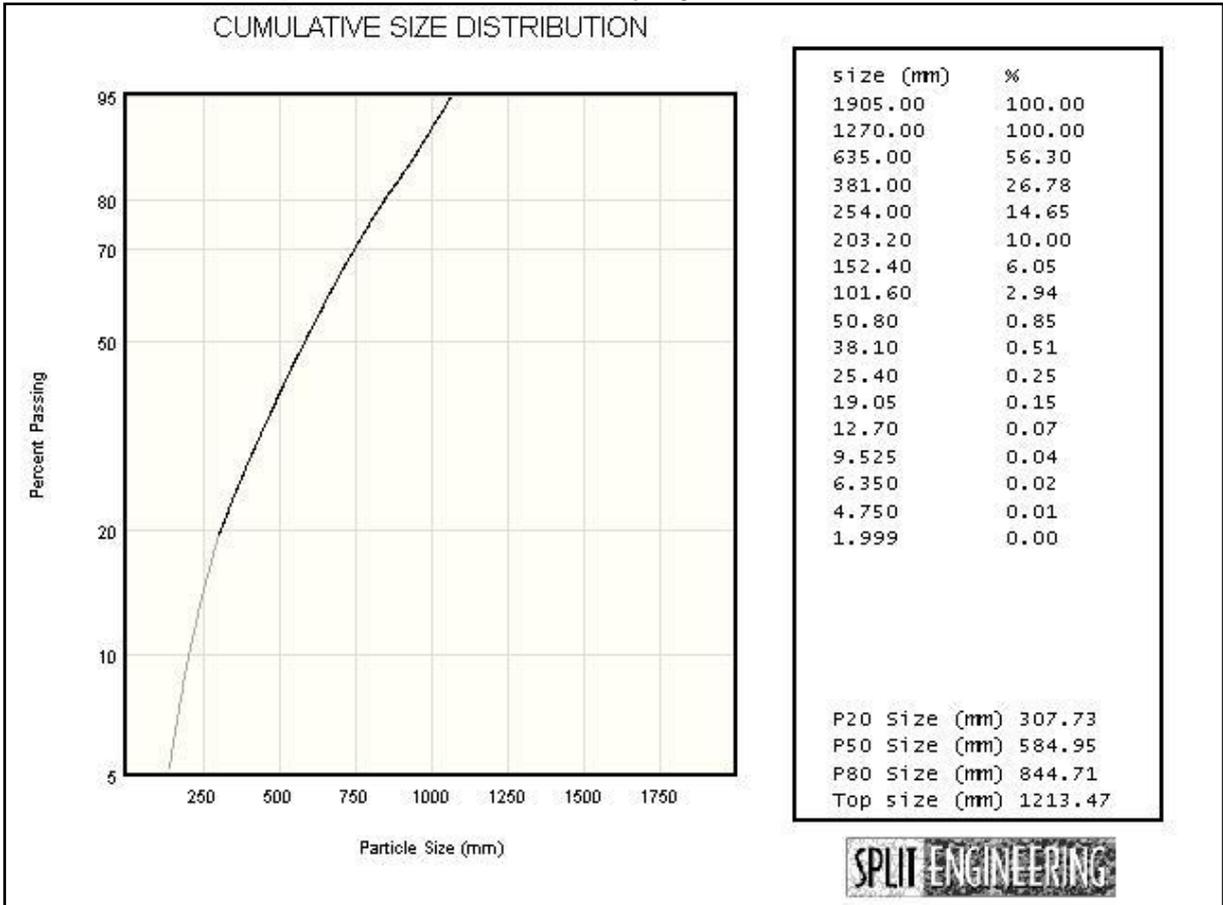
**Figura 45 - Análise da distribuição granulométrica da foto 2**



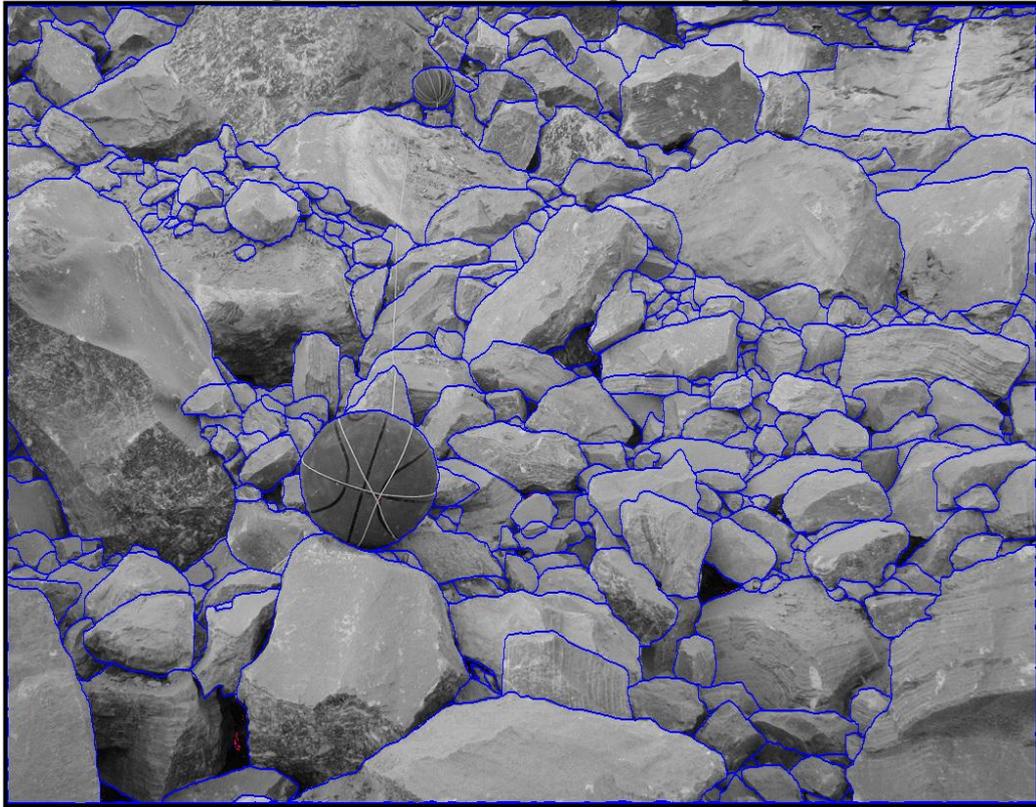
**Figura 46 - Foto 3 tirada da superfície da pilha**



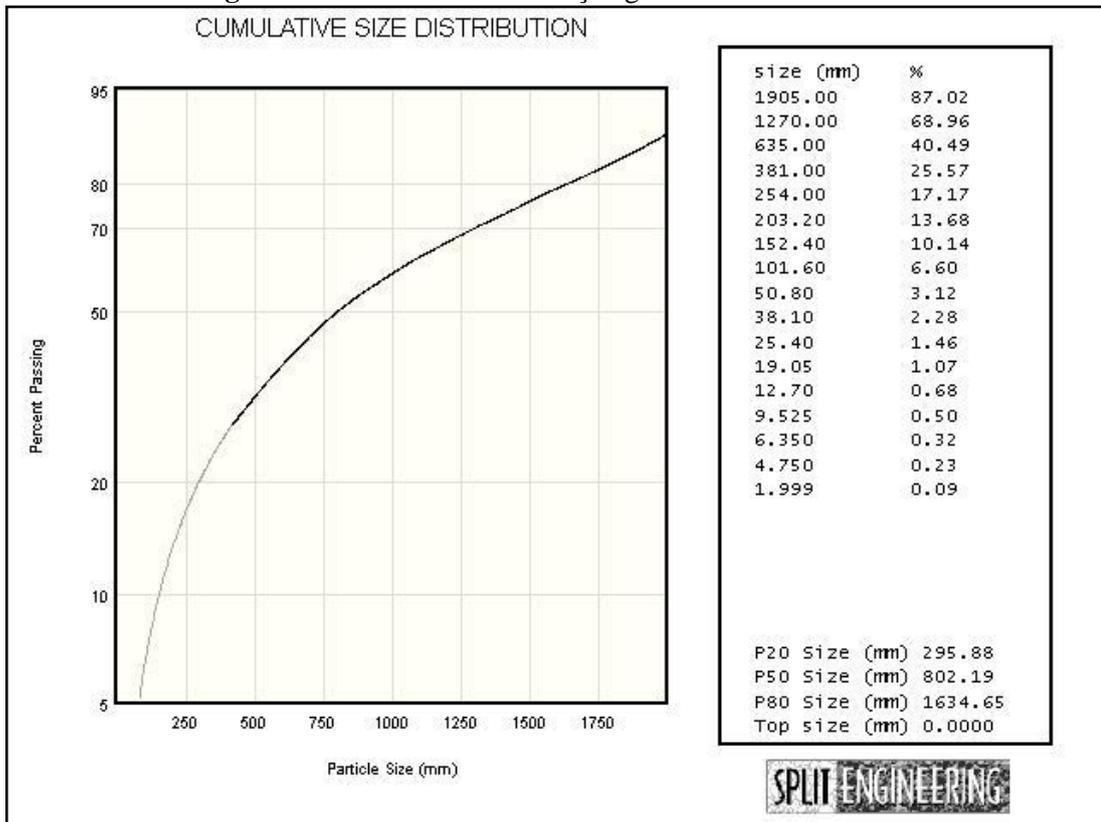
**Figura 47 - Análise da distribuição granulométrica da foto 3**



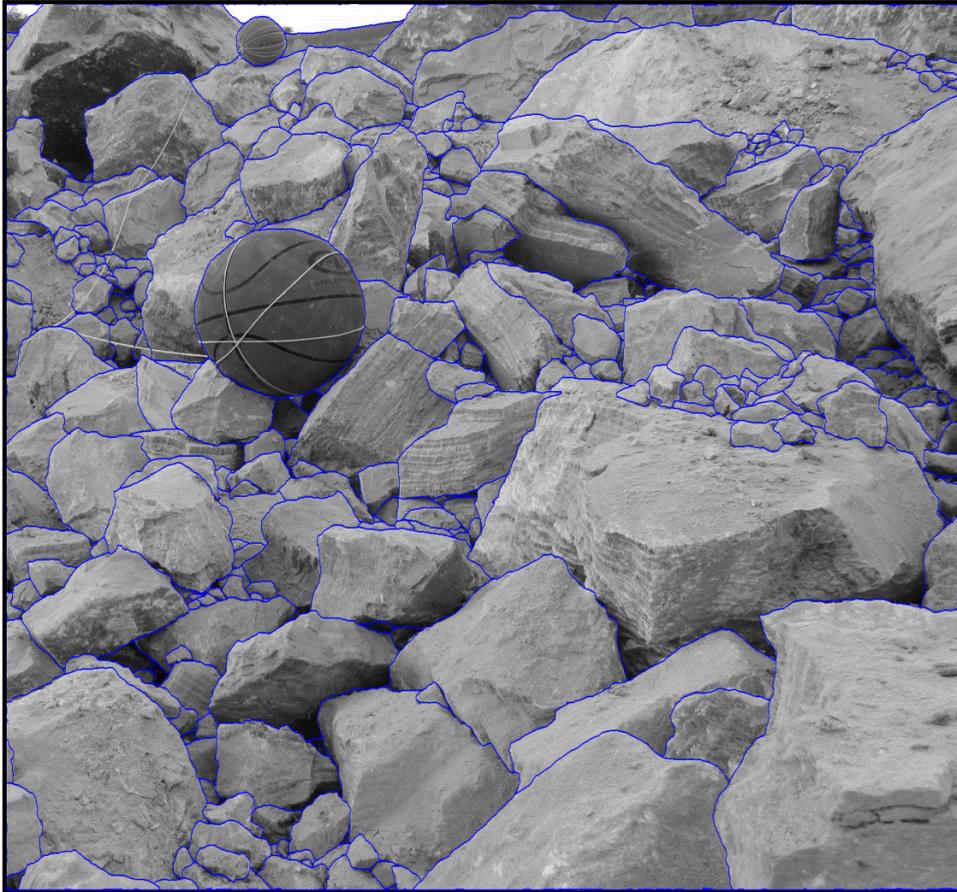
**Figura 48 - Foto 4 tirada da superfície da pilha**



**Figura 49 - Análise da distribuição granulométrica da foto 4**



**Figura 50 - Foto 5 tirada da superfície da pilha**



**Figura 51 - Análise da distribuição granulométrica da foto 5**

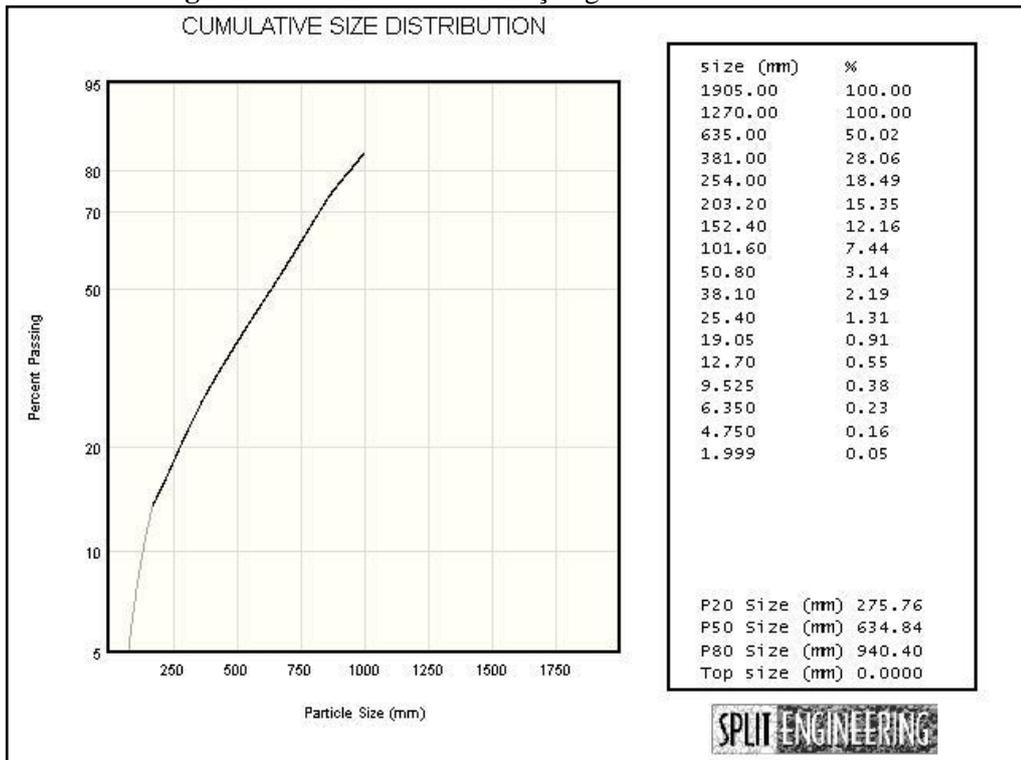
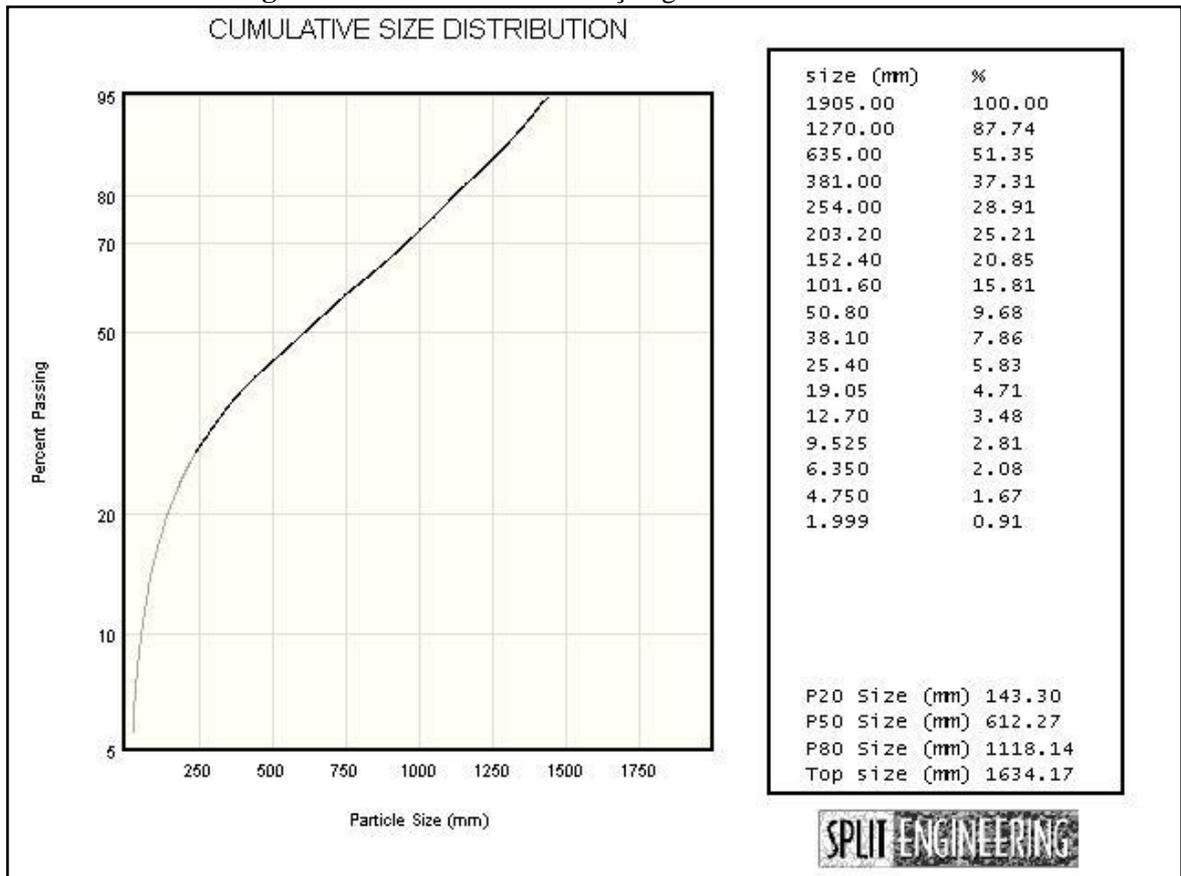


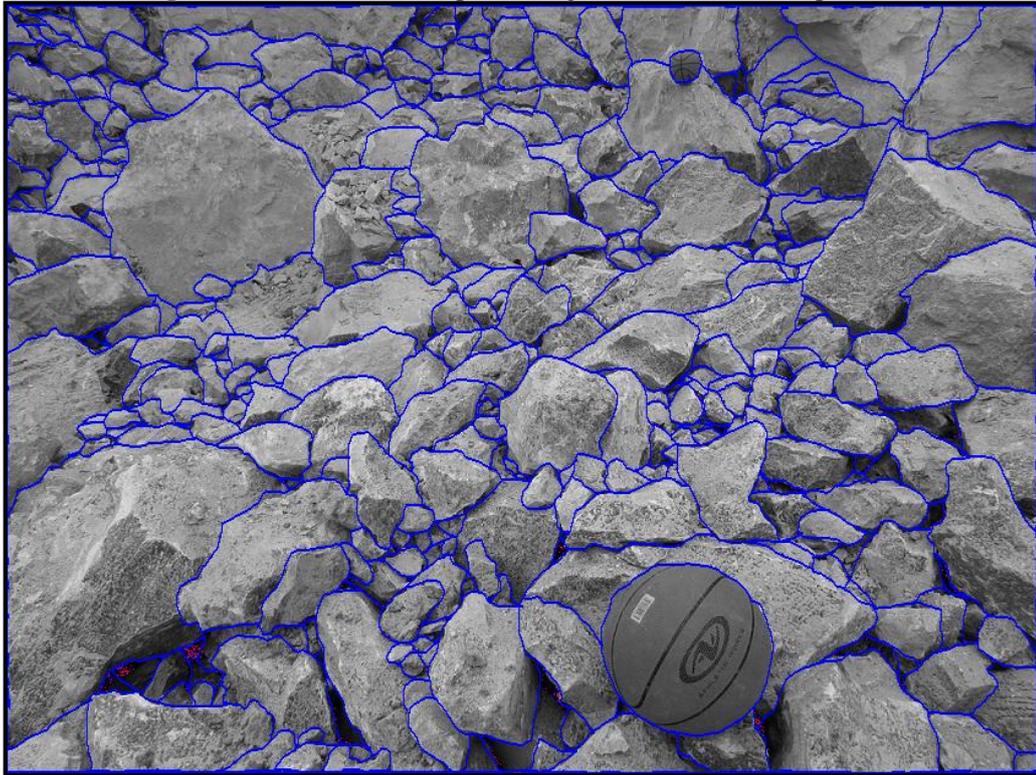
Figura 52 - Foto 6 tirada após remoção do material da superfície



Figura 53 - Análise da distribuição granulométrica da foto 6



**Figura 54 - Foto 7 tirada após remoção do material da superfície**



**Figura 55 - Análise da distribuição granulométrica da foto 7**

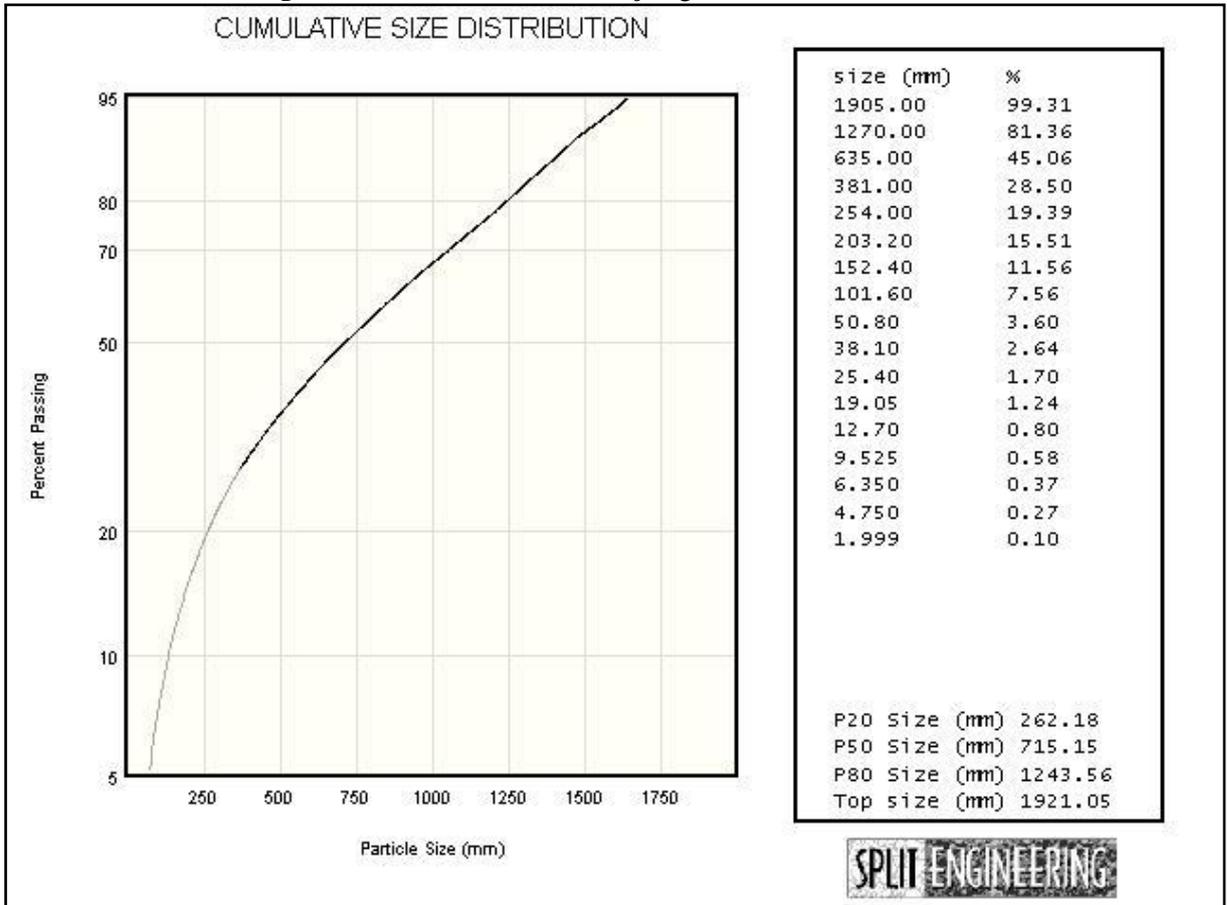


Figura 56 - Foto 8 tirada após remoção do material da superfície

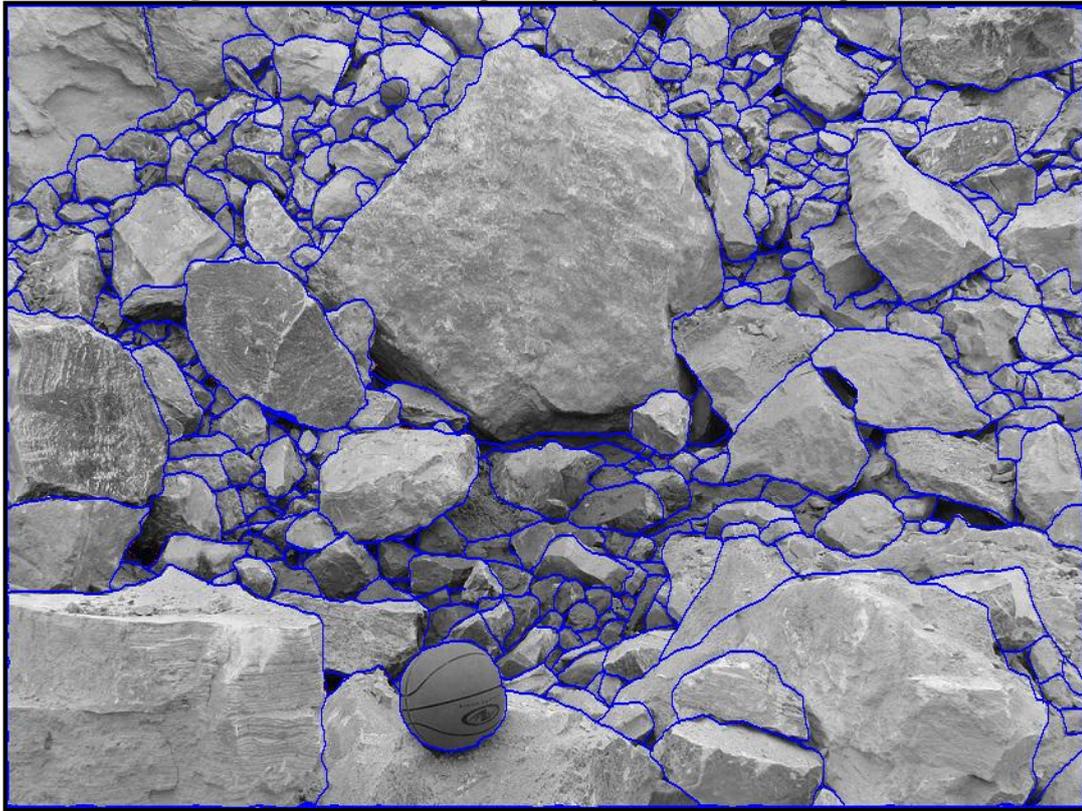
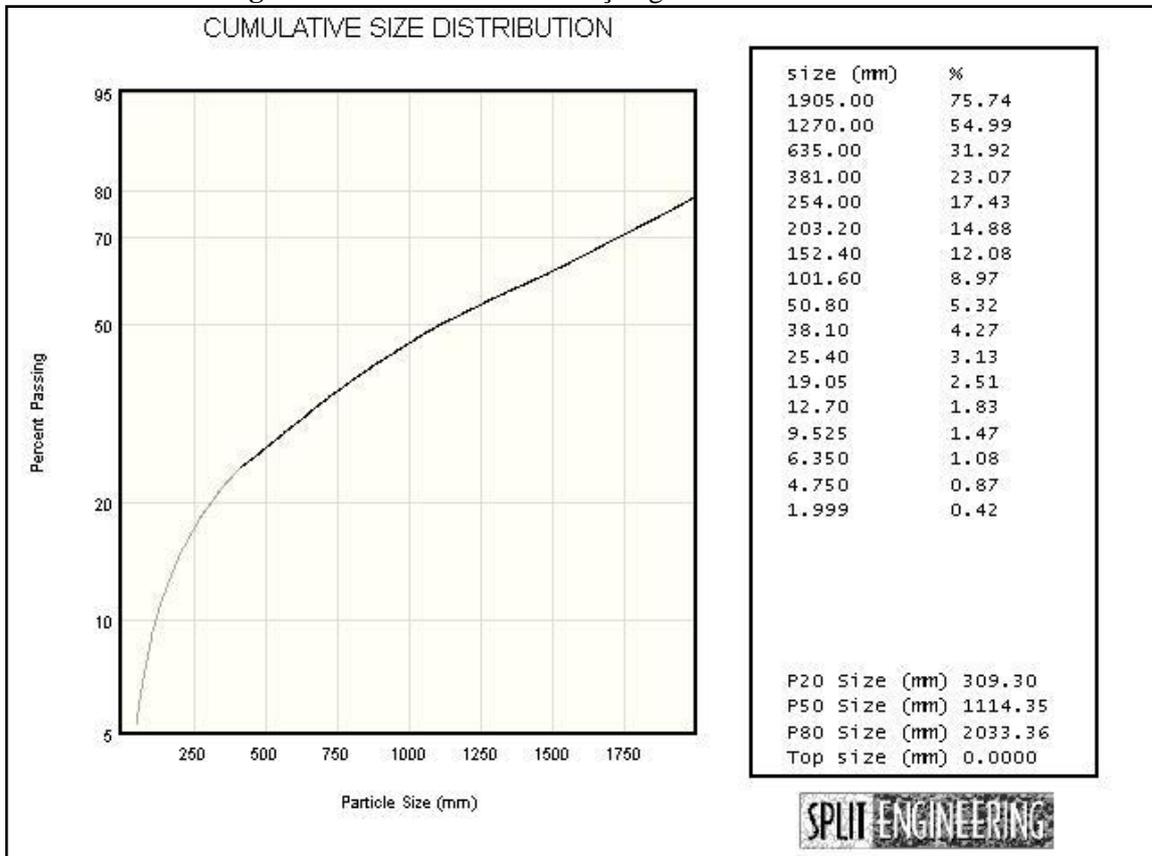
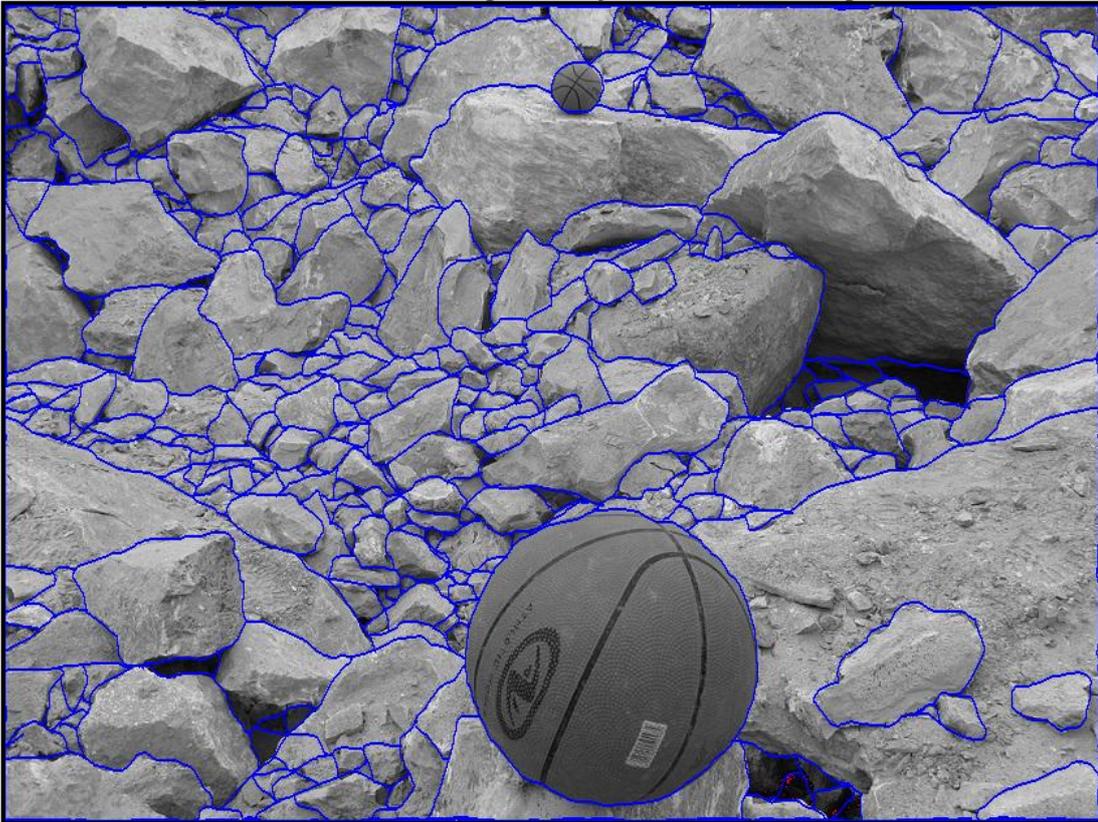


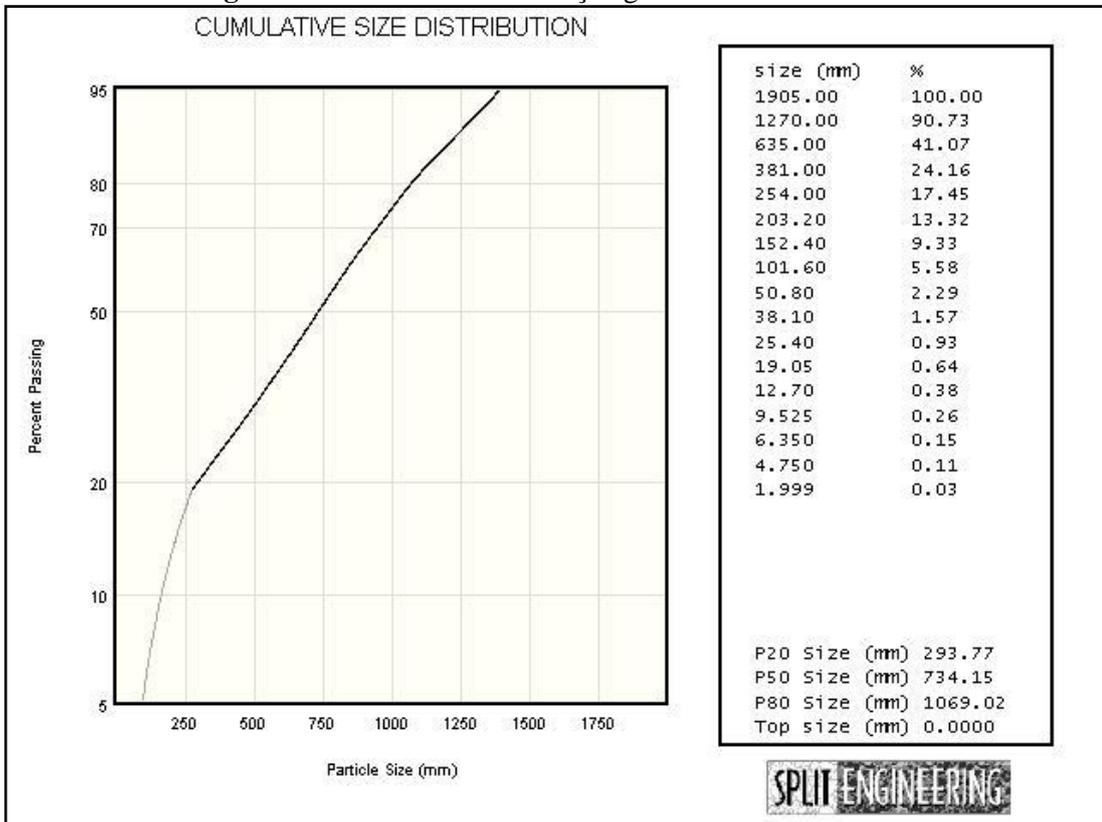
Figura 57 - Análise da distribuição granulométrica da foto 8



**Figura 58 - Foto 9 tirada após remoção do material da superfície**



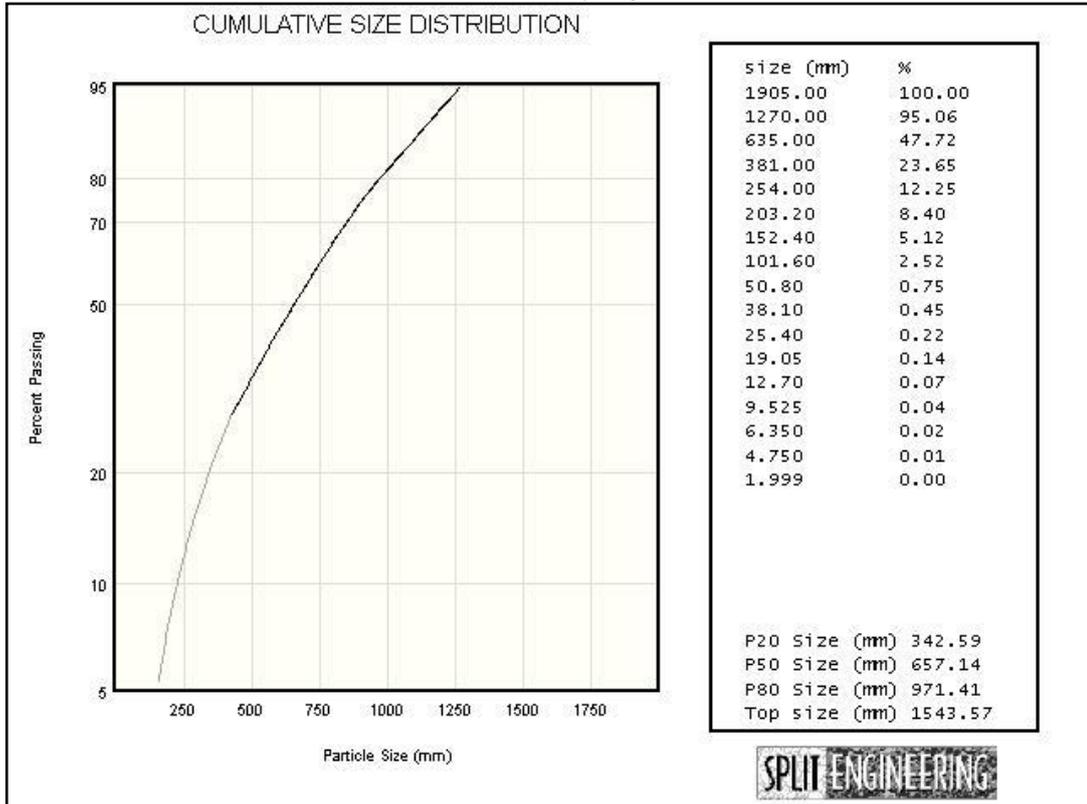
**Figura 59 - Análise da distribuição granulométrica da foto 9**



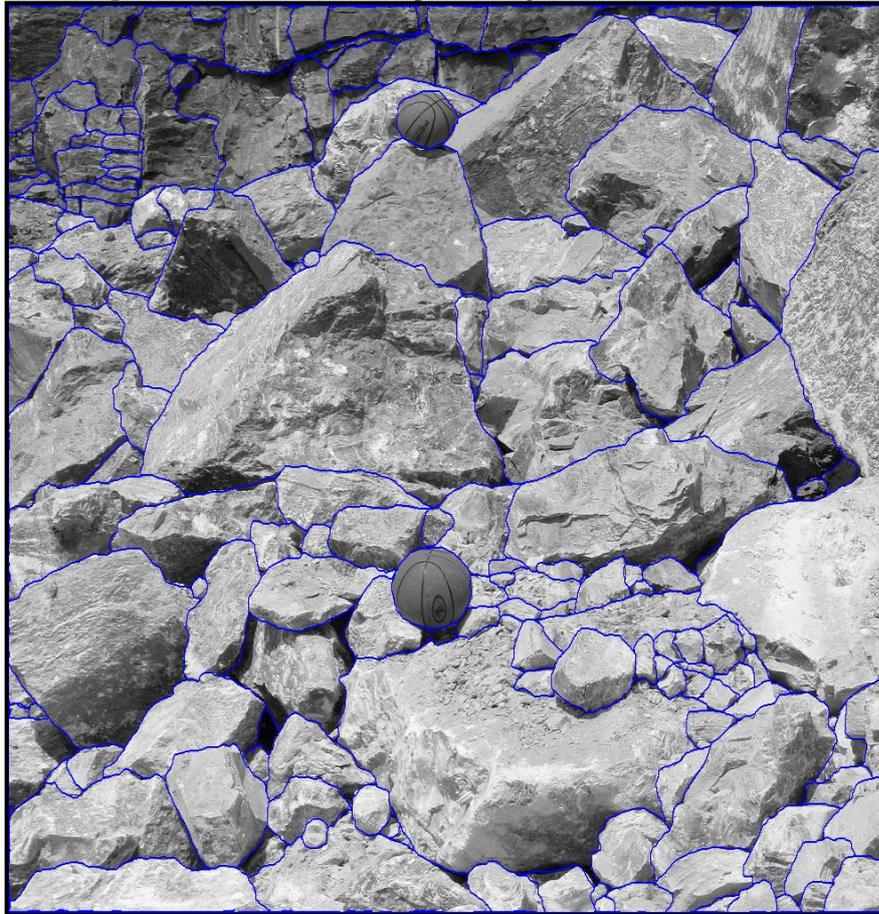
**Figura 60** - Foto 10 tirada após remoção do material da superfície



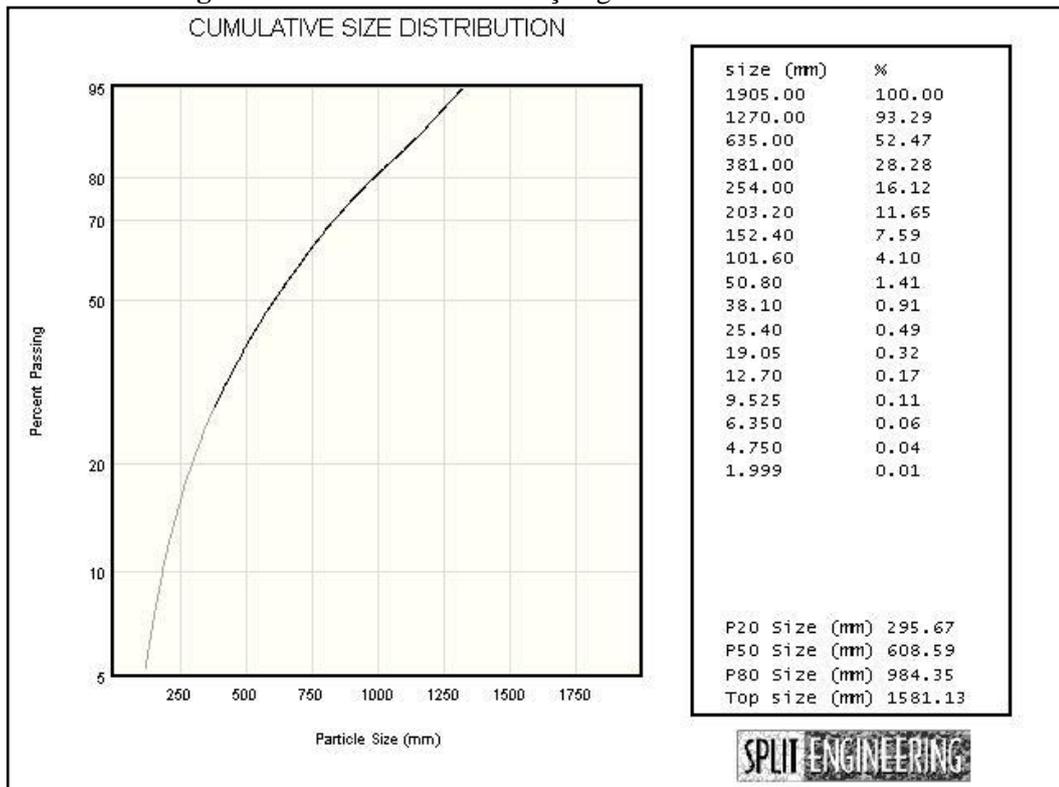
**Figura 61** - Análise da distribuição granulométrica foto 10



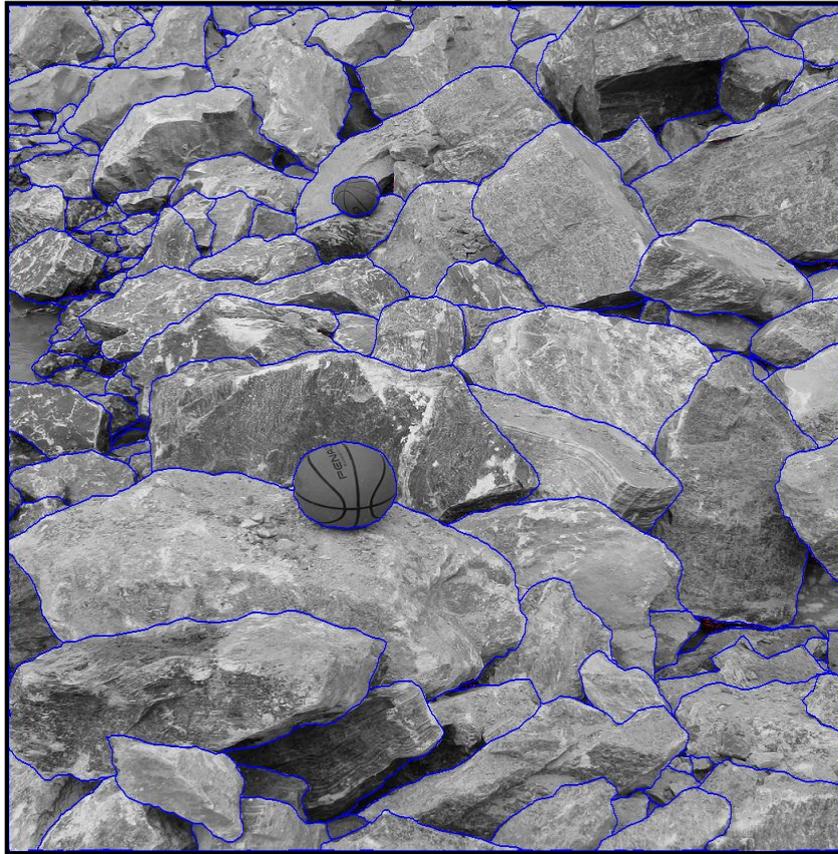
**Figura 62** - Foto 11 tirada após remoção do material do meio



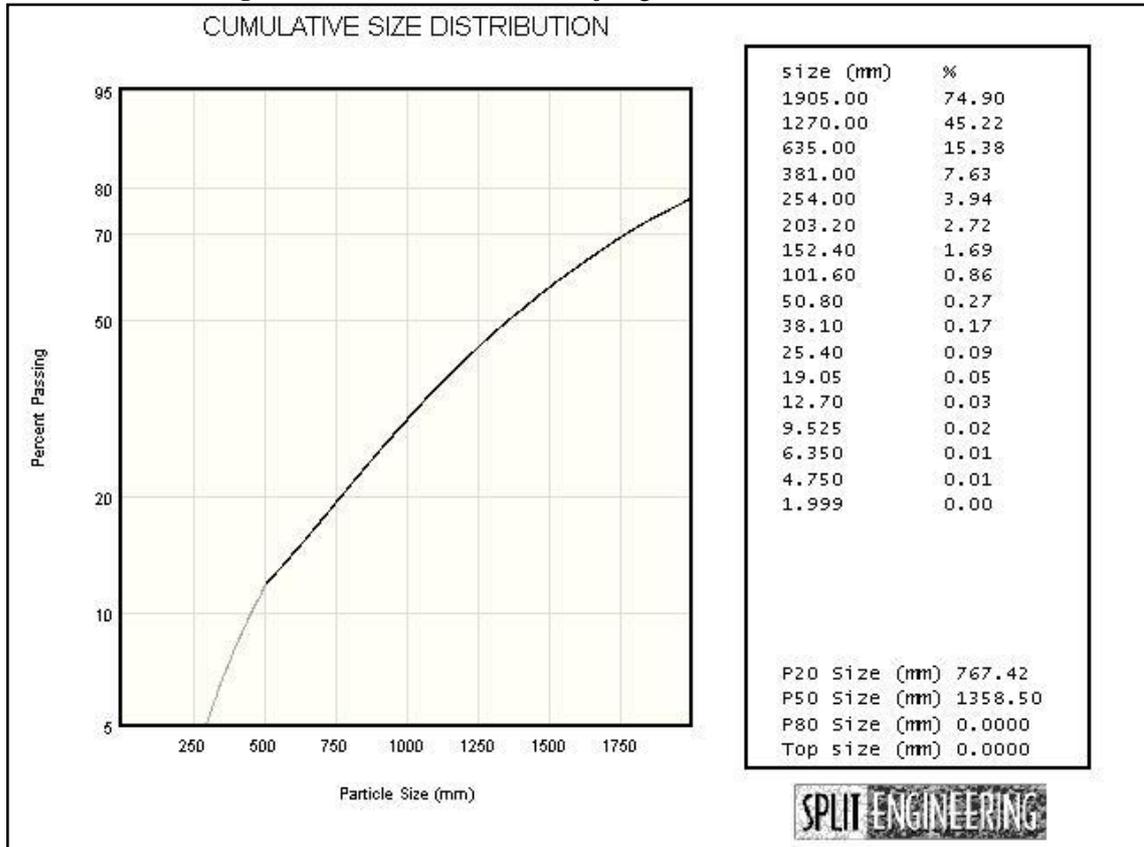
**Figura 63** - Análise da distribuição granulométrica da foto 11



**Figura 64 - Foto 12 tirada após remoção do material do meio**



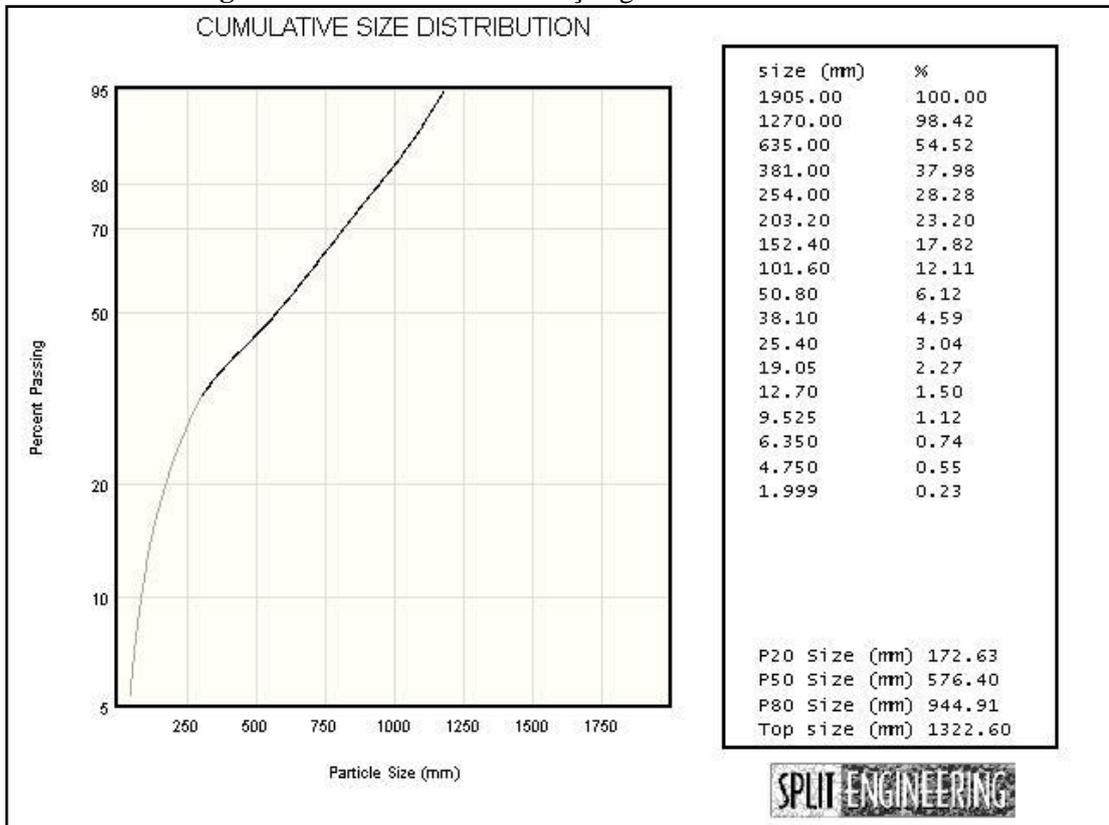
**Figura 65 - Análise da distribuição granulométrica da foto 12**



**Figura 66** - Foto 13 tirada após remoção do material do meio



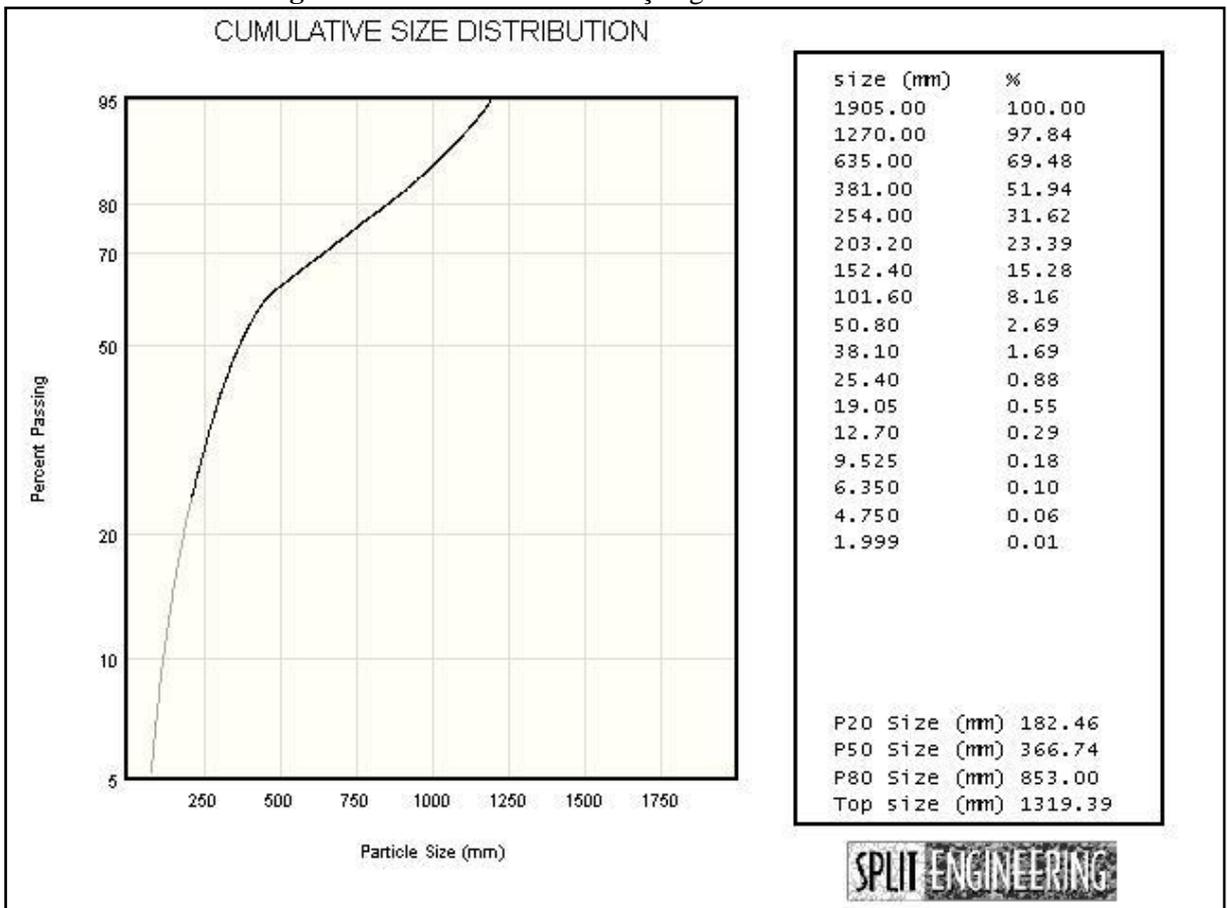
**Figura 67** - Análise da distribuição granulométrica da foto 13



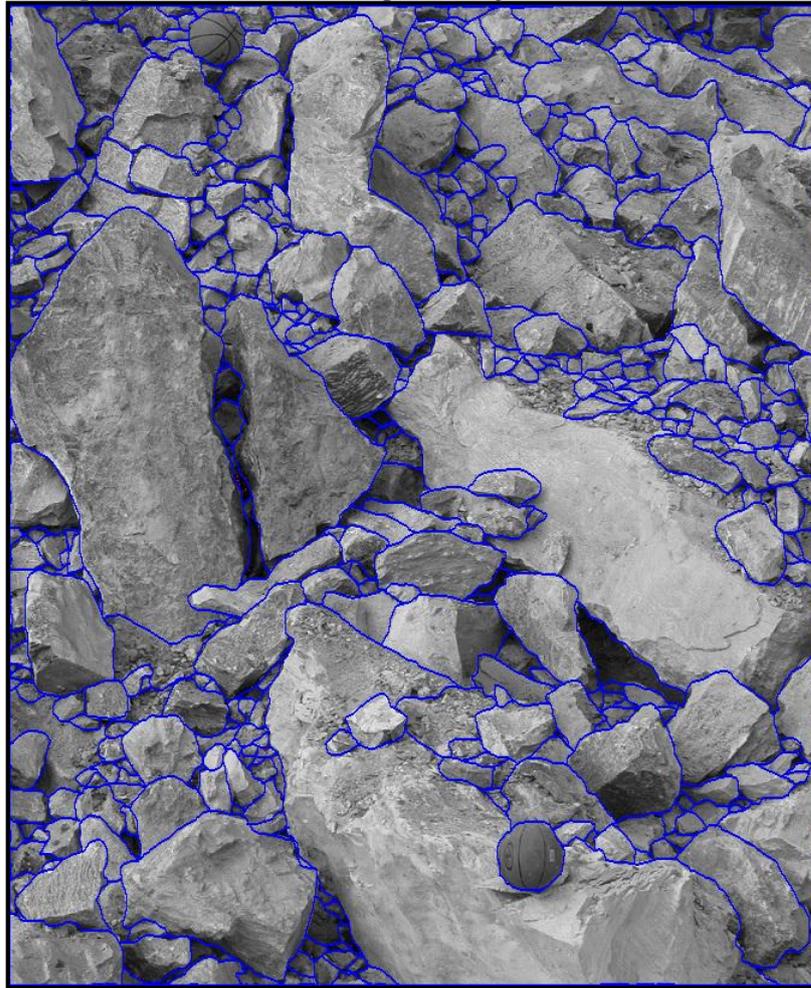
**Figura 68** - Foto 14 tirada após remoção do material do meio



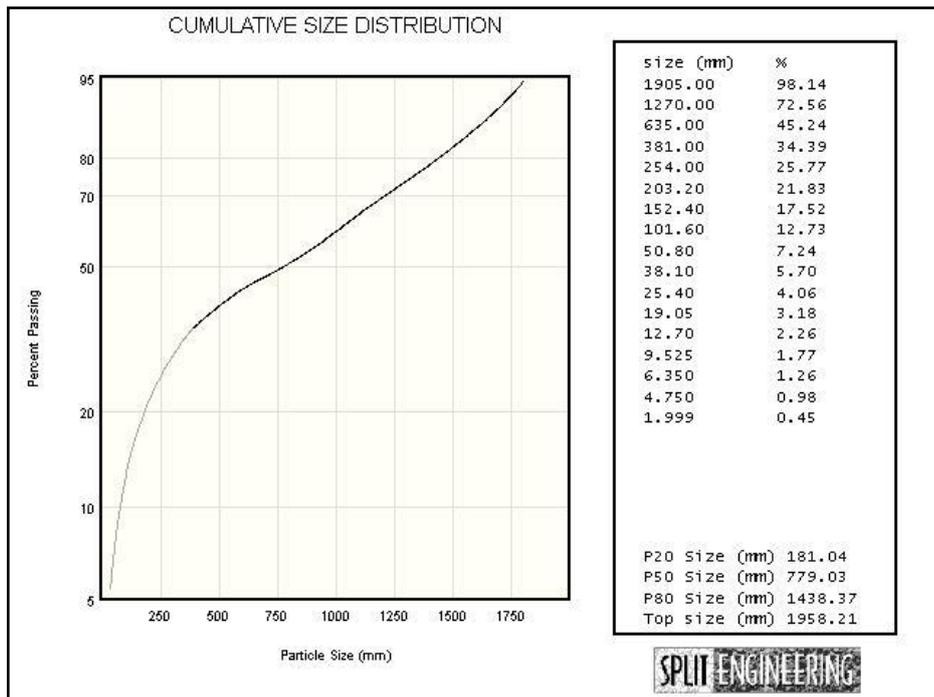
**Figura 69** - Análise da distribuição granulométrica foto 14



**Figura 70 - Foto 15 tirada após remoção do material do meio**

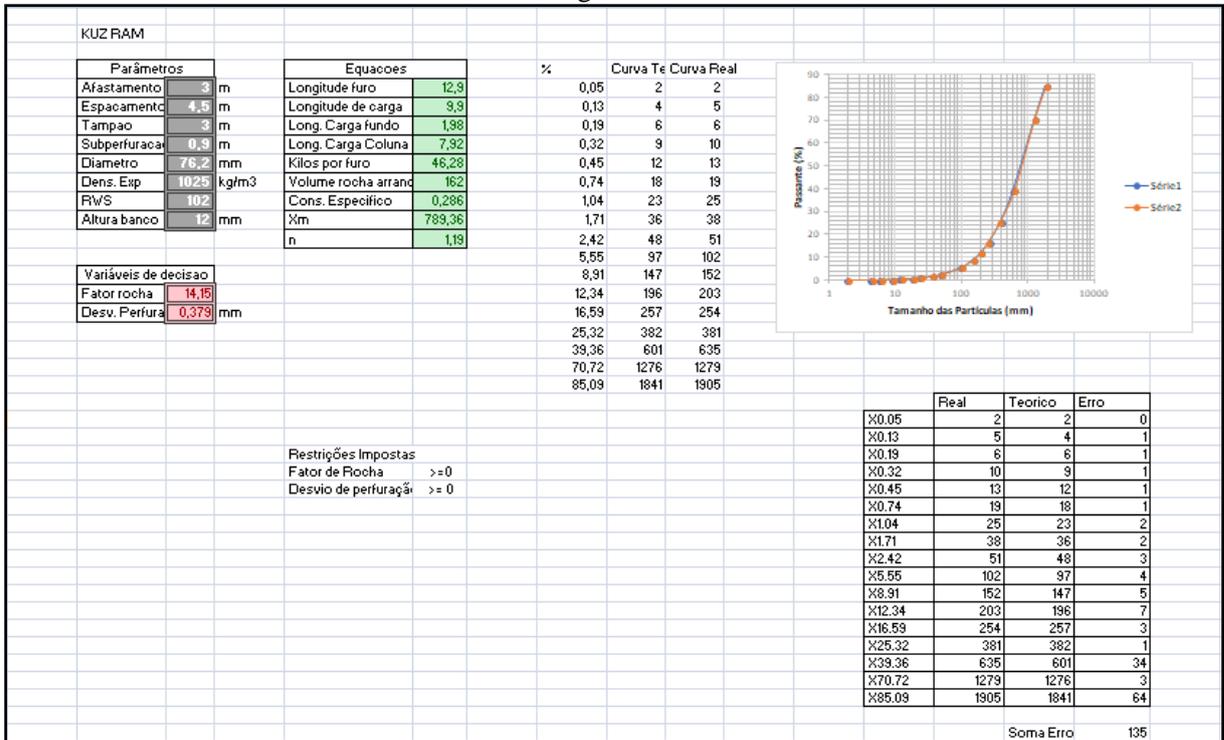


**Figura 71 - Análise da distribuição granulométrica da foto 15**



## APÊNDICE B - MINIMIZAÇÃO DA SOMA DO VALOR ABSOLUTO DA DIFERENÇA ENTRE O TAMANHO DE TODOS OS FRAGMENTOS

Figura 72 – Minimização da soma do valor absoluto da diferença entre o tamanho de todos os fragmentos



Fonte: Autora (2018)