

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Departamento de Engenharia de Minas

PROJETO DE DIPLOMAÇÃO
ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE
DEPÓSITO DE FOSFATO METASSEDIMENTAR

Bruna Sartori
Daniel Oliveira Hilário
Hélder Abel Pasti
Rodrigo Luis Karas

Porto Alegre
Junho de 2009

AGRADECIMENTOS

Aos professores do departamento de Engenharia de Minas;

Aos colegas e amigos pelos exemplos e colaborações;

Às companheiras pela paciência, estímulo e companheirismo.

CONTEÚDO

| | |
|--|----|
| LISTA DE EQUAÇÕES..... | 8 |
| RESUMO..... | 9 |
| 1. INTRODUÇÃO..... | 10 |
| 2. OBJETIVO..... | 11 |
| 3. GEOLOGIA | 11 |
| 4. DEFINIÇÕES GERAIS | 12 |
| 4.1. BANCO DE DADOS | 12 |
| 4.2. MODELO GEOLÓGICO..... | 14 |
| 4.3. SUPORTE AMOSTRAL E ESTATÍSTICA BÁSICA..... | 15 |
| 5. AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO | 18 |
| 5.1. MODELO DE BLOCOS..... | 18 |
| 5.2. CONTINUIDADE ESPACIAL - VARIOGRAMAS | 19 |
| 5.3. ESTIMATIVA DE TEORES..... | 21 |
| 5.3.1. Validação cruzada..... | 21 |
| 5.3.2. Cálculo do erro relativo entre valor real e estimado. | 22 |
| 5.3.3. Histograma erro absoluto entre valor real e estimado..... | 22 |
| 5.3.4. ANÁLISE DE DERIVA NAS DIREÇÕES X, Y E Z PARA TODAS AS VARIÁVEIS. | 25 |
| 6. QUANTIFICAÇÃO DE RESERVAS | 26 |
| 7. PRODUÇÃO ANUAL E REGIME DE TRABALHO | 27 |
| 8. GEOMECÂNICA | 29 |
| 8.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS DO MACIÇO ROCHOSO..... | 29 |
| 8.2. ESTABILIDADE DE TALUDES | 30 |
| 8.3. RUPTURA POR TOMBAMENTO | 32 |
| 8.4. RUPTURA EM CUNHA | 33 |
| 8.5. RUPTURA PLANAR..... | 33 |
| 8.6. ANÁLISE DE ESTABILIDADE E DIMENSIONAMENTO DE TALUDES..... | 34 |
| 8.7. SISTEMAS DE MONITORAMENTO | 38 |
| 9. ECONOMIA MINERAL..... | 39 |
| 9.1. ESTUDO DE MERCADO..... | 39 |
| 9.2. ESTIMATIVA DE CUSTOS | 42 |
| 9.3. FLUXO DE CAIXA E ANÁLISE DE SENSIBILIDADE..... | 46 |
| 10. PROJETO DE MINA | 48 |

| | | |
|---------|--|----|
| 10.1. | OTIMIZAÇÃO DE CAVA..... | 48 |
| 10.2. | OPERACIONALIZAÇÃO DA CAVA ÓTIMA..... | 52 |
| 11. | DESMONTE DE ROCHAS | 53 |
| 11.1. | BANCADAS E EQUIPAMENTOS..... | 53 |
| 11.2. | PLANO DE FOGO | 54 |
| 12. | DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS DE LAVRA | 55 |
| 12.1. | EQUIPAMENTOS DE CARREGAMENTO | 56 |
| 12.2. | EQUIPAMENTOS DE TRANSPORTE DE MINÉRIO E ESTÉRIL..... | 57 |
| 12.3. | EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO E DESMONTE | 60 |
| 12.4. | EQUIPAMENTOS AUXILIARES..... | 60 |
| 13. | BENEFICIAMENTO | 61 |
| 13.1. | BRITAGEM..... | 61 |
| 13.1.1. | BRITAGEM PRIMÁRIA..... | 61 |
| 13.1.2. | BRITAGEM SECUNDÁRIA..... | 61 |
| 13.2. | MOAGEM | 62 |
| 13.3. | FLOTAÇÃO..... | 62 |
| 13.3.1. | FLOTAÇÃO GROSSOS..... | 62 |
| 13.3.2. | FLOTAÇÃO DE FINOS | 63 |
| 13.3.3. | FLUXOGRAMAS | 63 |
| 14. | MINERAÇÃO E MEIO AMBIENTE | 65 |
| 14.1. | UTILIZAÇÃO DO TERRENO | 65 |
| 14.2. | HIDROGEOLOGIA E HIDROLOGIA | 66 |
| 14.3. | AVALIAÇÃO DOS CONTAMINANTES E POLUENTES | 66 |
| 14.4. | CONTROLE DE POEIRAS E MONITORAMENTO DA QUALIDADE DO AR | 66 |
| 14.5. | GRAXAS, ÓLEOS E COMBUSTÍVEIS..... | 67 |
| 14.6. | DEPÓSITO DE MATERIAL ESTÉRIL..... | 67 |
| 14.7. | BARRAGENS DE REJEITO..... | 68 |
| 14.8. | SUSPENSÃO DAS ATIVIDADES MINEIRAS | 69 |
| 14.9. | CONDIÇÕES PARA FECHAMENTO..... | 70 |
| | CONCLUSÃO | 72 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1. Mapa de localização das amostras. A linha vermelha delimita a área-limite para a construção do modelo geológico e as amostras utilizadas na avaliação do depósito. | 14 |
| Figura 2. Perfil litológico típico do depósito..... | 15 |
| Figura 3. Vista 3D parcial dos furos de sondagem e as linhas que delimitam as superfícies nas seções..... | 15 |
| Figura 4. Histograma dos dados originais regularizados. Todos os domínios litológicos. | 16 |
| Figura 5. Histograma dos dados originais regularizados. Domínio Ardósia Amarela..... | 17 |
| Figura 6. Histograma dos dados originais regularizados. Domínio Ardósia Negra..... | 17 |
| Figura 7. Histograma dos dados originais regularizados. Domínio Rocha Fosfática. | 17 |
| Figura 8. Histograma dos dados originais regularizados. Amostras sem litologia. | 18 |
| Figura 9. Variogramas nas direções 45° (maior continuidade), 135° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável P_2O_5 | 20 |
| Figura 10. Variogramas nas direções 45° (maior continuidade), 135° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável CaO..... | 20 |
| Figura 11. Variogramas nas direções 22.5° (maior continuidade), 112.5° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável Fe_2O_3 | 21 |
| Figura 12. Variogramas nas direções 135° (maior continuidade), 225° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável Al_2O_3 | 21 |
| Figura 13. Validação cruzada para as variáveis P_2O_5 (a), CaO (b), Fe_2O_3 (c) e Al_2O_3 (d)..... | 22 |
| Figura 14. Histograma da média do erro entre o valor real e o estimado para P_2O_5 (a), CaO (b), Fe_2O_3 (c) e Al_2O_3 (d)..... | 24 |
| Figura 15. Análise de deriva para P_2O_5 nas direções Y (a), X (b) e Z (c). | 25 |
| Figura 16. Análise de deriva para CaO nas direções Y (a), X (b) e Z (c). | 25 |
| Figura 17. Análise de deriva para Fe_2O_3 nas direções Y (a), X (b) e Z (c). | 26 |
| Figura 18. Análise de deriva para Al_2O_3 nas direções Y (a), X (b) e Z (c)..... | 26 |
| Figura 19. Curva de parametrização das reservas totais de rocha fosfática..... | 27 |
| Figura 20. Distribuição espacial das Famílias de descontinuidades. | 31 |
| Figura 21. Setores das cava | 31 |
| Figura 22. Exemplo de talude com problema de ruptura por tombamento..... | 32 |
| Figura 23. Geometria de ocorrência de ruptura por tombamento..... | 33 |
| Figura 24. Exemplo de ruptura em cunha. | 33 |
| Figura 25. Imagem com exemplo de ruptura planar..... | 34 |
| Figura 26. Dimensionamento do ângulo global de talude. | 35 |
| Figura 27. Seqüência de formação das bancadas e configurações finais de taludes. | 35 |
| Figura 28. Setores do pit juntamente com os estereogramas..... | 36 |
| Figura 29. Possibilidade de ocorrência de ruptura em forma de cunha. | 36 |
| Figura 30. Fatores de Segurança encontrados para os taludes de 90 e 135 N com possibilidade de ruptura em forma de cunha. | 37 |
| Figura 31. Localização de local com possibilidade de ocorrência de ruptura planar. | 37 |
| Figura 32. Fatores de Segurança encontrados para o talude de 45N com possibilidade de ruptura em forma de planar. | 38 |
| Figura 33. Monitoramento de blocos de rocha..... | 38 |

| | |
|--|----|
| Figura 34. Rocha Fosfática no Brasil: Consumo, Produção e Importação de concentrado entre 1994 e 2007. Adaptado de (2)..... | 39 |
| Figura 35. Demanda por fertilizantes fosfatados entre 1994 e 2007 no Brasil. (3)..... | 41 |
| Figura 36. Produção agrícola projetada para os próximos 10 anos no Brasil. Adaptado (4)..... | 41 |
| Figura 37. Preço de venda do concentrado, US\$/t FOB. No Brasil entre 1994 e 2007 (a) e no mundo, entre dezembro de 2004 e março de 2009. Adaptado de (3) e (4)..... | 42 |
| Figura 38. Custos operacionais (a) e investimento (b) associados à lavra e ao beneficiamento de minérios para diferentes taxas diárias de produção. Adaptado de (6)..... | 43 |
| Figura 39. Tempo de retorno do investimento..... | 46 |
| Figura 40. Fluxo de caixa considerando diversas taxas de atualização para os dois cenários estudados: sem empréstimo (a) e com empréstimo (b)..... | 46 |
| Figura 41. variação do NPV de acordo com a variação de parâmetros decisivos, considerando o cenário sem imposto (a) e com imposto (b). | 47 |
| Figura 42. variação do NPV de acordo com a taxa de desconto aplicada para os dois cenários estudados..... | 48 |
| Figura 43. Avanços (<i>pushbaks</i>) 1, 10, 19 e 26 gerados pelo <i>NPV Scheduler</i> a partir do algoritmo gráfico de Lerchs-Grossmann..... | 50 |
| Figura 44. variação da relação estéril/minério, em t/t, ao longo dos avanços de lavra. | 50 |
| Figura 45. variação da massa de minério movimentada ao longo dos avanços de lavra. | 51 |
| Figura 46. variação da massa de estéril movimentada ao longo dos avanços de lavra..... | 51 |
| Figura 47. variação do teor médio de P ₂ O ₅ no minério lavrado ao longo dos avanços de lavra..... | 51 |
| Figura 48. Características da pista projetada para a circulação dos equipamentos de transporte. | 52 |
| Figura 49. Modelo de pilha de material desmontado..... | 53 |
| Figura 50. Malha de desmonte. | 55 |
| Figura 51: Modelo esquemático das operações. | 55 |
| Figura 52. Dimensões da Carregadeira Caterpillar 980 H..... | 57 |
| Figura 53. Resistência ao rolamento. | 58 |
| Figura 54. Tempo de deslocamento em função da distância, para diferentes gradientes..... | 58 |
| Figura 55. Dimensões do caminhão Articulado 735 Caterpillar..... | 59 |
| Figura 56. Fluxograma etapa de britagem. | 63 |
| Figura 57. Fluxograma da etapa de moagem..... | 64 |
| Figura 58. Fluxograma da etapa de flotação de grossos..... | 64 |
| Figura 59. Fluxograma de flotação dos finos. | 64 |
| Figura 60. Depósito de estéril. | 68 |
| Figura 61. Barragem de rejeito. Seqüência de formação da barragem. | 69 |

LISTA DE TABELAS

| | |
|--|----|
| Tabela I. Informações contidas nas planilhas originais de dados para trechos do furo DH1. | 12 |
| Tabela II. Informações de trechos do furo DH1 nas planilhas já corrigidas..... | 13 |
| Tabela III. Dados para a geração do modelo de blocos | 18 |
| Tabela IV. Estatísticas dos dados reais e das estimativas no domínio Rocha Fosfática. | 24 |
| Tabela V. Critérios e resultados da classificação e quantificação de reservas de P ₂ O ₅ | 26 |
| Tabela VI. Regime de Trabalho adotado na lavra e beneficiamento. | 27 |
| Tabela VII. Número de funcionários envolvidos na lavra. | 28 |
| Tabela VIII. Número de funcionários envolvidos no beneficiamento. | 28 |
| Tabela IX. Número de funcionários envolvidos no setor administrativo..... | 28 |
| Tabela X. Principais características do maciço rochoso estudado..... | 30 |
| Tabela XI. Famílias de descontinuidades criadas..... | 31 |
| Tabela XII. Parâmetros pré-definidos para as estimativas de Custos. | 42 |
| Tabela XIII. CAPEX e OPEX assumidos para o projeto Fosfato Metassedimentar..... | 44 |
| Tabela XIV. Dados técnicos e econômicos gerais para os cenários estudados..... | 45 |
| Tabela XV. Resumo de parâmetros econômicos dos cenários estudados..... | 48 |
| Tabela XVI. Parâmetros de desmonte para rocha fosfatica. | 54 |
| Tabela XVII. Dimensionamento da carregadeira, juntamente com os fatores utilizados..... | 56 |
| Tabela XVIII: Dimensionamento do caminhão, juntamente com os fatores utilizados..... | 58 |
| Tabela XIX: Parâmetros utilizados no dimensionamento da correia transportadora..... | 59 |

LISTA DE EQUAÇÕES

| | |
|--|----|
| Equação 1: modelo ajustado de continuidade espacial para P_2O_5 | 20 |
| Equação 2: erro relativo. | 22 |
| Equação 3: cálculo do ângulo de face do talude para haver ruptura por tombamento. | 32 |
| Equação 4: cálculo do ângulo de mergulho do plano de descontinuidade. | 34 |
| Equação 5: fórmula geral para cálculo do teor de corte..... | 44 |

RESUMO

A partir de um banco de dados com informações sobre teores e algumas litologias referentes a uma jazida de fosfato metassedimentar, fez-se um estudo de pré-viabilidade técnica e econômica para a instalação de uma mina. Para se alcançar o objetivo principal, foram realizados estudos de avaliação de depósitos, estudo da mecânica das rochas (geomecânica), viabilidade econômica, entre outras etapas fundamentais para a instalação de um empreendimento mineiro de grande porte.

Observando-se dados atuais da economia, bem como projeções para o preço e o consumo de rocha fosfática nos próximos anos, a produção anual foi estipulada em 6 milhões de toneladas de ROM, para produzir cerca de 1Mt anuais de concentrado com 35% de P_2O_5 , o que supre boa parte da importação brasileira desse insumo para a produção de fertilizantes. Considerando como recursos provados cerca de 262 Mt de minério com teor médio de cerca de 13%, a vida útil da mina será de 44 anos. A relação estéril/minério média encontrada foi de 0.52:1, em tonelada de estéril para cada tonelada de minério.

Considerando uma taxa de atualização de 15% a.a., juros bancários de 8% a.a. e o preço de venda do concentrado em 200 US\$/t FOB, o valor presente líquido do empreendimento foi superior a 240 milhões de dólares, com uma taxa interna de retorno de 48%, margem de 70% e intensidade de capital de 0.96. Tais resultados mostram o grande potencial e a grande atratividade deste projeto.

1. INTRODUÇÃO

Historicamente, a exploração e o aproveitamento dos recursos minerais tem sido um dos principais pilares de sustentação da economia do país. A indústria mineral brasileira se apresenta em constante expansão. A formação geológica diversificada aliada à grande extensão territorial propicia a ocorrência de jazidas minerais de vários tipos e atrai interesses de todo mundo para o Brasil (1). Nesse contexto, podemos afirmar que a mineração no Brasil contribui maciçamente para a economia do país. O PIB (Produto Interno Bruto) Brasileiro tem como grandes contribuintes a Mineração e Agricultura. Ambas são fornecedoras de matérias primas para os demais segmentos da cadeia produtiva.

Além disso, a Mineração é fonte de diversos insumos para a agricultura, tais como os corretivos de pH de solos ácidos, fertilizantes, componentes de rações para animais, etc. Desta forma, o crescimento e a sustentabilidade da agricultura estão ligadas à Indústria Mineral.

Entre os principais insumos consumidos em grande escala pela agricultura estão os fertilizantes. Eles podem ser Adubos nitrogenados, Adubos fosfatados, Adubos potássicos, Adubos mistos – contém mais de um elemento nutritivo predominante (nitrogênio, fósforo e potássio) e Adubos calcários (ou corretivos).

O Brasil, apesar de sua diversidade mineral, é importador de fosfato, potássio e nitrogenados, componentes dos principais tipos de fertilizantes.

A produção de rocha fosfática cresceu 5,1% em 2008, atingindo 6,185 Mt (2.189 Mt em P₂O₅), além de 2.491 Mt de ácido fosfórico (1.273 Mt em P₂O₅) e 7.365 Mt (2.098 Mt em P₂O₅) de produtos intermediários. As principais empresas produtoras foram FOSFÉRTIL / ULTRAFÉRTIL, BUNGE do Brasil e a COPEBRÁS que juntas, responderam por 96% do total de rocha fosfática produzida. A produção ocorreu principalmente nos Estados de Minas Gerais, Goiás e São Paulo (2).

Mesmo em crescimento, a produção interna não supre a demanda pela rocha. Estima-se que em 2007 o Brasil importou US\$ 1.931 milhões, relativos a 4.894 Mt de fertilizantes fosfatados. O mercado Mundial segue a mesma tendência, necessitando aumentar a produção para suprir a demanda de fertilizantes. Isso é explicado pelo aumento na demanda de alimentos, resultado do crescimento populacional.

Dessa forma, justifica-se a necessidade de investimentos na mineração de fosfato, a

fim de diminuir o gasto com a importação para suprir a demanda interna. Exemplo disso é a BUNGE que aumentará a produção de fósforo em 1,2 milhão de toneladas, com investimentos da ordem de R\$ 3,2 bilhões que serão aplicados em quatro projetos em Minas Gerais e Goiás, os quais entrarão em funcionamento entre 2009 e 2011, bem como a abertura de uma mina de fósforo em Araxá (MG) e uma jazida de fosfato em Anitápolis (SC) (2).

2.OBJETIVO

O Objetivo desse trabalho é realizar o estudo de pré-viabilidade técnica e econômica de um depósito de rocha fosfática.

3.GEOLOGIA

A geologia do Banco de Dados (BD) é composta por ardósias (negra e amarela) e rocha fosfática. O depósito pode ser considerado de origem metassedimentar. Formação sedimentar e posterior atuação de metamorfismo.

Os minerais fosfáticos são conhecidos desde a Antiguidade. Um mineral de cor azulada chamado de turquois foi utilizado para fabricação de jóias no Antigo Império Egípcio há mais de 3.500 a.C. A comercialização de fertilizantes fosfatados teve início a partir do início do século XIX e deste então tiveram grande influência no desenvolvimento da agricultura e na indústria química mundial (1).

No Brasil, cerca de 80% das jazidas fosfatados naturais – fosfatos são em geral, de origem ígnea com presença acentuada de rocha carbonatítica e minerais micáceos com baixo teor de P_2O_5 , enquanto que em termos mundiais esse percentual está em torno de 17%(2).

Os depósitos sedimentares e os depósitos de origem ígnea são os mais importantes do ponto de vista econômico. Dentre as maiores reservas fosfáticas mundiais, os fosforitos (rochas fosfáticas de origem sedimentar) têm sido as de maior volume, com minérios de altos teores e ricos em produtos acessórios (1).

As reservas estimadas no Brasil até 2007 eram de 3,2 bilhões de toneladas de rocha fosfática, significando cerca de 320 milhões de toneladas de P_2O_5 (3).

4.DEFINIÇÕES GERAIS

4.1. BANCO DE DADOS

O banco de dados (BD), do projeto, consiste de uma campanha de sondagem exploratória com 304 furos de referentes a um depósito brasileiro de Rocha Fosfática de origem Metassedimentar. A base de dados é composta por quatro planilhas eletrônicas. A primeira contém as coordenadas das bocas dos furos de sondagem (chamada comumente de tabela Collar). A segunda planilha contém dados sobre o ângulo e a direção de mergulho dos furos no eixo vertical (tabela Survey). A terceira planilha contém dados de análise química (tabela Química) para quatro variáveis: P_2O_5 , CaO, Fe_2O_3 e Al_2O_3 , totalizando 15462 amostras para P_2O_5 , 5540 para CaO, 5785 para Fe_2O_3 e 5430 para Al_2O_3 . A quarta planilha (tabela Geologia) contém a descrição litológica para quatro domínios: SOLO, ARDÓSIA AMARELA, ROCHA FOSFÁTICA e ARDÓSIA NEGRA, mas as informações estão disponíveis apenas em 268 dos 304 furos. A Tabela I apresenta um trecho de furo com as informações gerais do banco de dados original.

Tabela I. Informações contidas nas planilhas originais de dados para trechos do furo DH1.

| COLLAR | BHID | XCOLLAR | YCOLLAR | ZCOLLAR |
|--------|------|---------|---------|---------|
| | DH1 | 224068 | 7895660 | 879.33 |

| SURVEY | BHID | BRG | DIP |
|--------|------|-----|-----|
| | DH1 | 146 | 50 |

| QUÍMICA | BHID | FROM | TO | P2O5 | FE2O3 | CAO | AL2O3 |
|---------|------|------|----|------|-------|------|-------|
| | DH1 | 15 | 16 | | | | |
| | DH1 | 16 | 17 | 11 | 7.2 | 10.7 | 14 |
| | DH1 | 17 | 18 | | | | |

| GEOLOGIA | BHID | FROM | TO | LITO | Litologia |
|----------|------|------|-------|------|-----------|
| | DH1 | 0 | 3.55 | 1 | SOLO |
| | DH1 | 3.55 | 70.3 | 2 | FOSFATO |
| | DH1 | 70.3 | 232.9 | 4 | ARD NEGRA |

A primeira etapa dos trabalhos foi verificar a existência de inconsistências nos dados (*gaps*, *overlaps* e erros de digitação ou em fórmulas), utilizando algumas funcionalidades do *Microsoft Excel 2007*. Como *default*, adotou-se o valor -99.00 para os dados em branco ou com erros. Em seguida as planilhas foram preparadas para a importação no *Surpac* (versão

6.1.1), aplicativo utilizado para os trabalhos de modelagem geológica, construção do modelo de blocos e operacionalização de cava. Na planilha *collar* foi necessário criar um campo (uma coluna) para o comprimento de cada furo (*max_depth*) e um campo para o formato do furo (*hole_path*). Na planilha *survey*, foi criado um campo para a profundidade máxima que cada furo alcança (*depth*), considerando o ângulo que o eixo central do furo forma com a vertical. Para o Surpac, o eixo vertical positivo tem ângulo $+90^\circ$ e o vertical negativo recebe o valor de -90° . O eixo Y é positivo de sul para norte e o eixo X é positivo de oeste para leste. A Tabela II apresenta os mesmo dados da Tabela I no formato para entrada no Surpac e com as correções já feitas.

Tabela II. Informações de trechos do furo DH1 nas planilhas já corrigidas.

| COLLAR | bhid | xcollar | ycollar | zcollar | max_depth | hole_path |
|--------|------|---------|---------|---------|-----------|-----------|
| | DH1 | 224068 | 7895660 | 879.33 | 232.90 | |

| SURVEY | bhid | azimuth | dip | depth |
|--------|------|---------|-----|--------|
| | DH1 | 146 | -50 | 178.41 |

| QUÍMICA | bhid | from | to | p2o5 | fe2o3 | cao | al2o3 |
|---------|------|-------|-------|--------|--------|--------|--------|
| | DH1 | 15.00 | 16.00 | -99.00 | -99.00 | -99.00 | -99.00 |
| | DH1 | 16.00 | 17.00 | 11.00 | 7.20 | 10.70 | 14.00 |
| | DH1 | 17.00 | 18.00 | -99.00 | -99.00 | -99.00 | -99.00 |

| GEOLOGIA | bhid | from | to | Litologia | lito |
|----------|------|-------|--------|-----------|------|
| | DH1 | 0.00 | 3.55 | SOLO | 1.0 |
| | DH1 | 3.55 | 70.30 | FOSFATO | 2.0 |
| | DH1 | 70.30 | 232.90 | ARD NEGRA | 4.0 |

Após a verificação e importação dos dados pode-se observar no mapa de localização das amostras (Figura 1) que os furos estão distribuídos ao longo de uma faixa com orientação aproximada N45E que se estende cerca de 6000m na direção Leste-Oeste e 8000m na direção Norte-Sul.

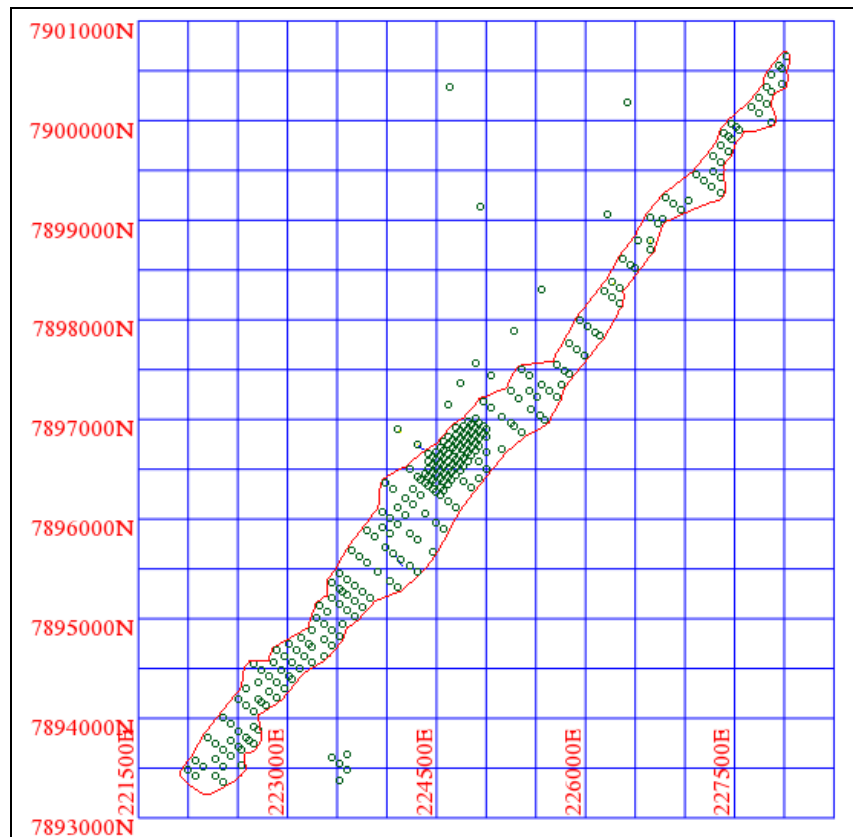


Figura 1. Mapa de localização das amostras. A linha vermelha delimita a área-limite para a construção do modelo geológico e as amostras utilizadas na avaliação do depósito.

4.2. MODELO GEOLÓGICO

O modelo geológico foi construído através de seções paralelas, assumindo que o corpo é horizontalizado e estratificado, como mostra a o perfil litológico da Figura 2, extraído de um dos furos. Adotou-se, como limite lateral do corpo, uma distância igual à metade do espaçamento entre furos de uma mesma seção. A linha vermelha na Figura 1, mostra o contorno da área que foi considerada para se construir o modelo. É possível perceber que os furos mais afastados (furos exploratórios que não seguem o padrão de espaçamento da malha) foram descartados, pois não pertencem ao domínio de interesse (Rocha Fosfática).

As seções foram construídas ao longo da malha amostral de forma a coincidir com as linhas dos furos de sondagem. Desta forma, o modelo é composto por “casas” que contornam o limite superior de cada domínio, ou seja, têm-se superfícies ao invés de sólidos

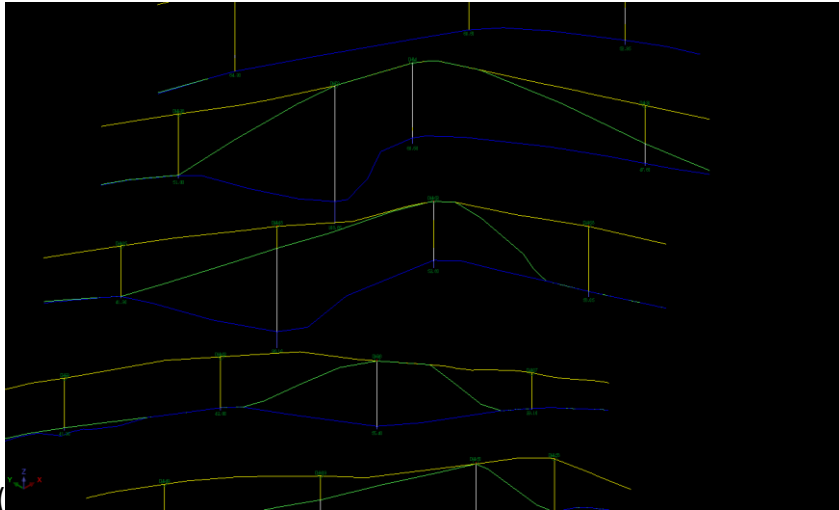


Figura 3). Depois de completada a etapa de construção do modelo geológico, foi possível perceber que a litologia Ardósia Negra forma o embasamento do depósito e a Ardósia Amarela delimita lateralmente o depósito.

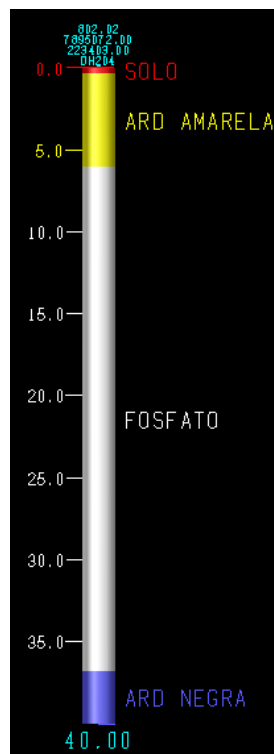


Figura 2. Perfil litológico típico do depósito.

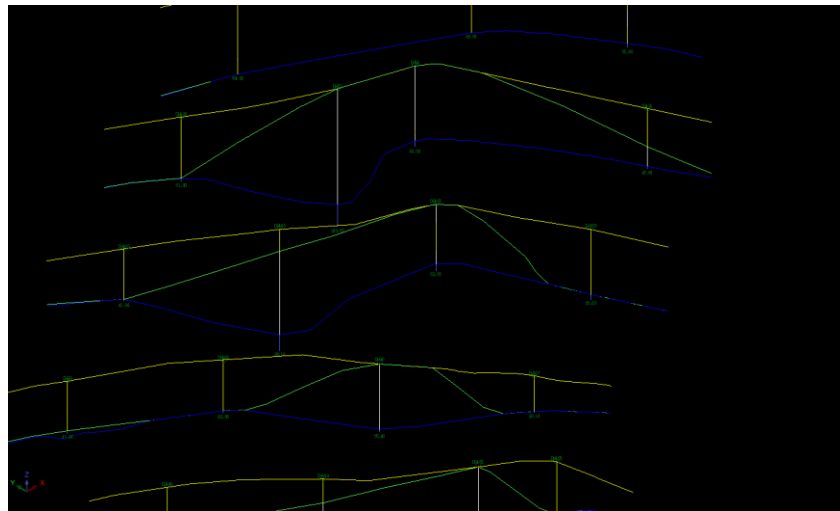


Figura 3. Vista 3D parcial dos furos de sondagem e as linhas que delimitam as superfícies nas seções.

4.3.SUPORTE AMOSTRAL E ESTATÍSTICA BÁSICA

Os dados foram regularizados em função da variável P_2O_5 para intervalos com um comprimento fixo de 5m. O tamanho das compostas foi escolhido levando em conta a maior composta do BD original que continha análise química para P_2O_5 e também considerando que a cava (pit) será construída com bancadas operacionais de 5m de altura.

Após a regularização dos dados foi possível fazer a estatística básica para a identificação de diferentes populações amostrais de P_2O_5 no depósito. A análise foi realizada em todas as amostras dentro da área onde foi construído o modelo geológico, considerando na análise os domínios litológicos de forma conjunta e também individualizada. A partir dos resultados, foram identificadas duas populações amostrais (Figura 4), sendo que a população de mais baixos teores pertence aos domínios ardósia amarela (Figura 5) e ardósia negra (Figura 6). Os teores médios e altos pertencem à rocha fosfática (Figura 7) e por este motivo ela é o domínio litológico de interesse. As demais litologias foram consideradas estéreis.

Também foram estudadas algumas amostras em uma região mais adensada que não continham descrição litológica (todas as amostras pertencentes aos furos DH269 a DH304). Estas amostras têm comprimento original de 5m e foi possível constatar que elas contêm teores variados de P_2O_5 , evidenciando uma mistura das populações identificadas (Figura 8). Tais amostras foram excluídas, devido à mistura populacional e por não se saber a qual litologia pertencem. Uma das hipóteses levantadas, é que tais furos sejam de perfuração para desmonte e que as análises tenham sido feitas a partir de amostras do pó de rocha

proveniente da perfuração. Tal procedimento amostral impede a identificação da litologia e uso das amostras para as estimativas.

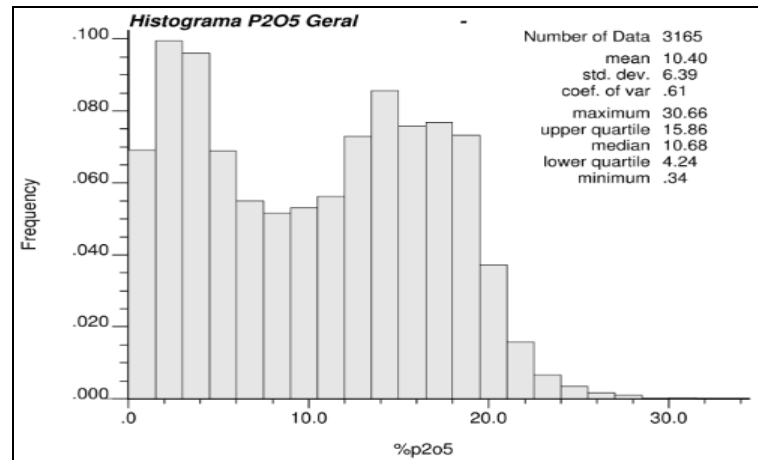


Figura 4. Histograma dos dados originais regularizados. Todos os domínios litológicos.

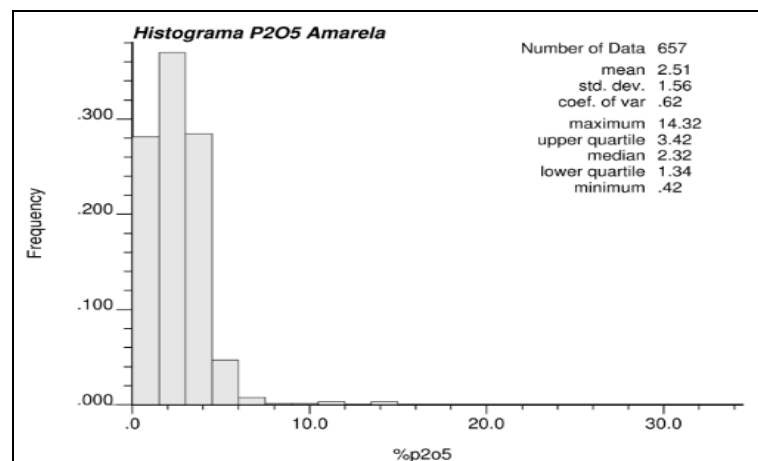


Figura 5. Histograma dos dados originais regularizados. Domínio Ardósia Amarela.

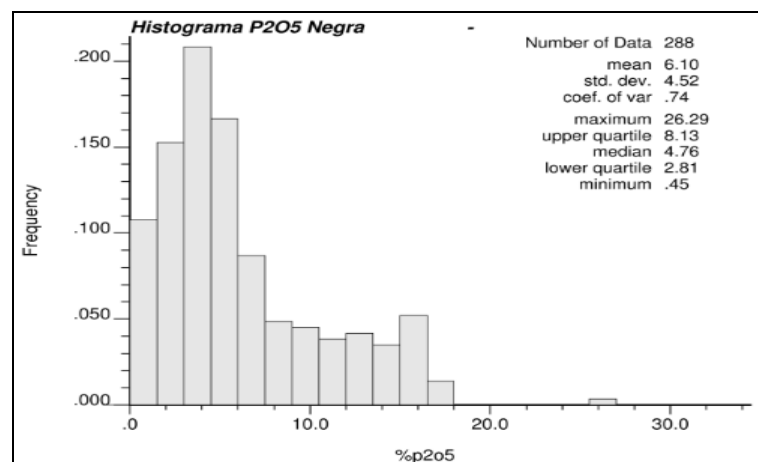


Figura 6. Histograma dos dados originais regularizados. Domínio Ardósia Negra.

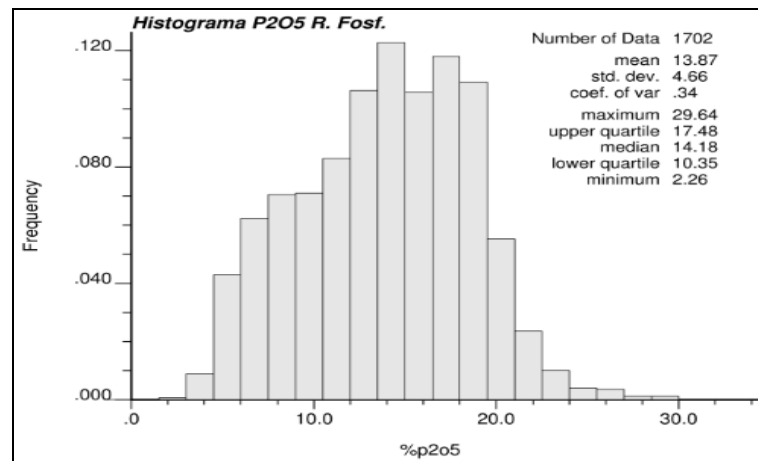


Figura 7. Histograma dos dados originais regularizados. Domínio Rocha Fosfática.

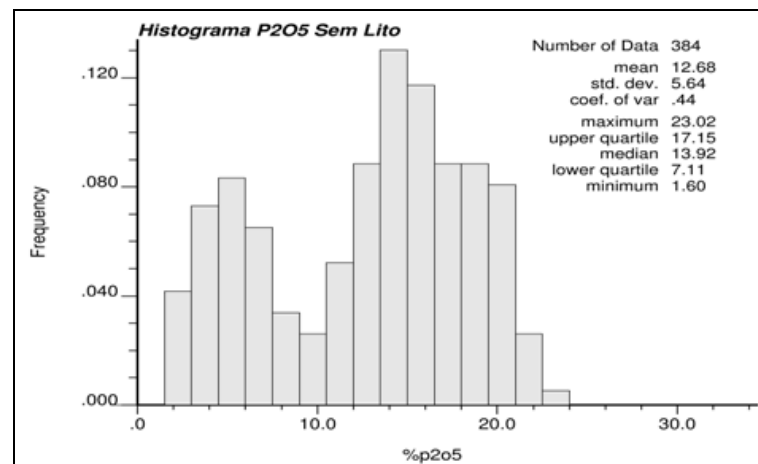


Figura 8. Histograma dos dados originais regularizados. Amostras sem litologia.

5. AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO

5.1. MODELO DE BLOCOS

O modelo gerado para este trabalho não foi rotacionado em torno de nenhum dos eixos, apesar de o corpo de minério ter direção N45E. O fato de não rotacionar o modelo gerou um número excessivo de blocos (mais de 8 milhões). Para não agravar este problema, optamos por não trabalhar com sub-blocos.

A dimensão dos blocos levou em conta o espaçamento amostral no plano XY (aproximadamente 120m na direção Y e 60m na direção X) e o tamanho das compostas no eixo vertical Z (dados regularizados com 5m de comprimento). A Tabela III mostra os dados de coordenadas e número de blocos para gerar o modelo deste depósito.

Tabela III. Dados para a geração do modelo de blocos

| | Y | X | Z |
|--------------------------------|---------|--------|-----|
| Mínimo | 7893000 | 221900 | 575 |
| Máximo | 7900950 | 228095 | 950 |
| Dimensão do bloco | 30m | 15m | 5m |
| $\Delta Y, \Delta X, \Delta Z$ | 7950 | 6195 | 375 |
| Nº de Blocos | 265 | 413 | 75 |

O modelo de blocos gerado contém diversos atributos que vão permitir a tratamento de dados e a análise de resultados para que se possa fazer a chamada “cubagem” do depósito em questão. Abaixo segue a lista dos atributos para cada bloco do modelo final, após a determinação da densidade média, da função benefício, teor de corte, cálculo de reservas e outros parâmetros que serão discutidos nos próximos capítulos.

- ✓ Percentual de Solo
- ✓ Percentual de Ardósia Amarela
- ✓ Percentual de Rocha Fosfática
- ✓ Percentual de Ardósia Negra
- ✓ Densidade Média do bloco
- ✓ Tonelagem do bloco
- ✓ Teor de P_2O_5 medido, indicado e inferido
- ✓ Teor de CaO
- ✓ Teor de Fe_2O_3
- ✓ Teor de Al_2O_3
- ✓ Valor econômico do Bloco (após aplicação da Função Benefício)
- ✓ Classe de Reserva

5.2.CONTINUIDADE ESPACIAL - VARIOGRAMAS

A continuidade espacial dos dados foi representada através de variogramas das variáveis presentes no banco de dados, restringindo os estudos para as amostras regularizadas que se encontram dentro do domínio litológico de interesse. A partir destes dados, o aplicativo GSLIB foi utilizado para gerar os pares de amostras para um *lag* específico, analisando os resultados na direção vertical e em 8 direções no plano XY. Os variogramas foram modelados no aplicativo Microsoft Excel 2007 usando uma ou duas estruturas esféricas. Os resultados mostram que há uma anisotropia geométrica do corpo de minério,

mais acentuada na direção vertical do que no plano XY. O menor alcance na direção vertical é característico de depósitos sedimentares horizontais e sub-horizontais, que apresentam grande extensão em área e pequena espessura. A Figura 9 mostra os variogramas para P₂O₅ nas direções 45° (maior continuidade), 135° (intermediária) e vertical (menor continuidade).

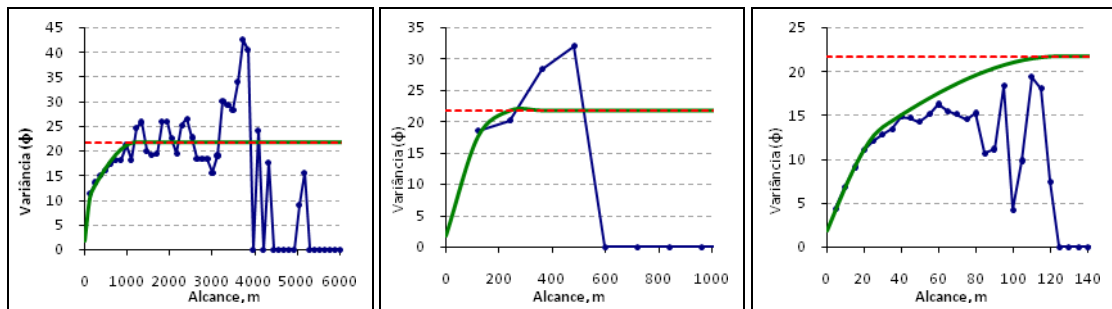


Figura 9. Variogramas nas direções 45° (maior continuidade), 135° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável P₂O₅.

Abaixo a Equação 1 apresenta o modelo ajustado de continuidade espacial para a variável P₂O₅, com um efeito pepita de 1.8, um patamar (sill) de 21.8 e duas estruturas esféricas com alcances distintos.

Equação 1: modelo ajustado de continuidade espacial para P₂O₅.

$$\gamma(h_x, h_y, h_z) = 1.8 + 7.5Sph \left[\sqrt{\left(\frac{h_x}{160}\right)^2 + \left(\frac{h_y}{120}\right)^2 + \left(\frac{h_z}{30}\right)^2} \right] + 12.5Sph \left[\sqrt{\left(\frac{h_x}{1200}\right)^2 + \left(\frac{h_y}{250}\right)^2 + \left(\frac{h_z}{125}\right)^2} \right]$$

A continuidade espacial das demais variáveis também foi modelada, pois elas têm relação direta com o processo e com o valor de mercado da variável de interesse. Quanto maior a quantidade de CaO, maior será a quantidade de apatita passível de recuperação no beneficiamento. Já o Fe₂O₃ e o Al₂O₃ são contaminantes do processo de beneficiamento e também penalizam o preço do produto final que deve ser um concentrado de rocha fosfática com 35% de P₂O₅ e menos de 3% de Fe₂O₃ e Al₂O₃. Abaixo, são apresentados os variogramas modelados para as variáveis CaO (Figura 10), Fe₂O₃ (Figura 11) e Al₂O₃ (Figura 12 **Error! Reference source not found.**).

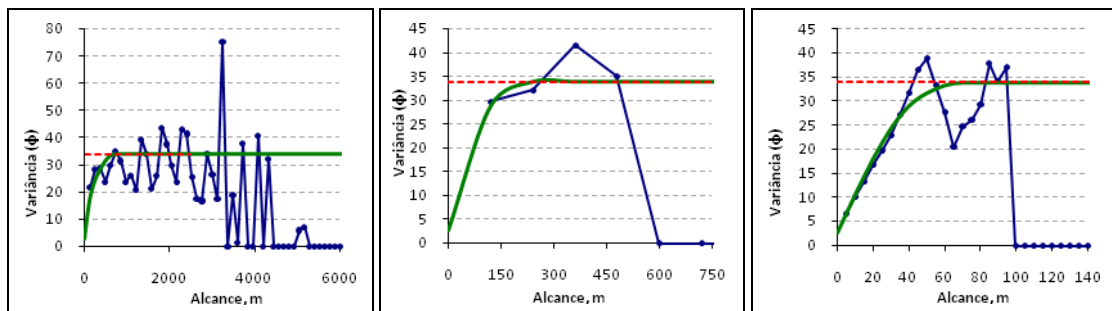


Figura 10. Variogramas nas direções 45° (maior continuidade), 135° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável CaO.

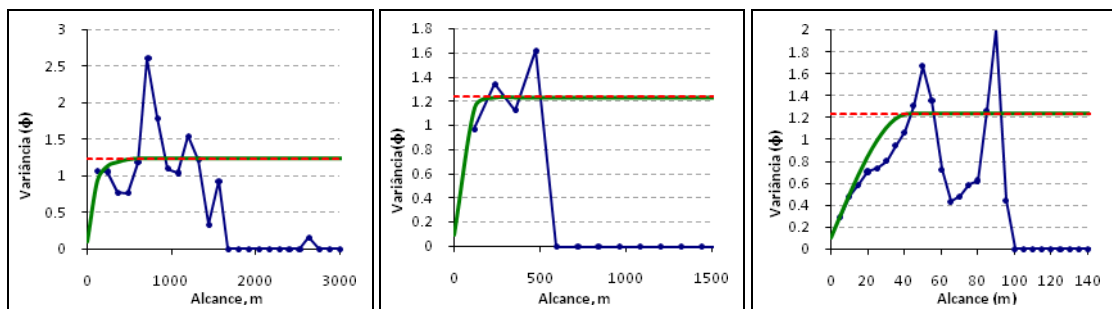


Figura 11. Variogramas nas direções 22.5° (maior continuidade), 112.5° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável Fe₂O₃.

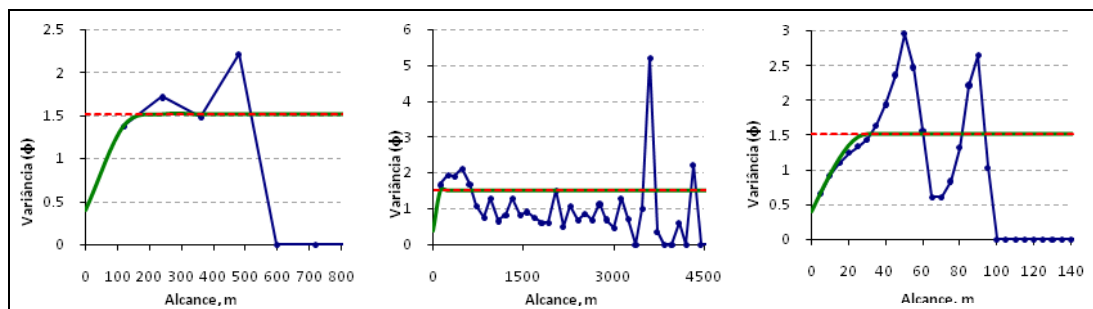


Figura 12. Variogramas nas direções 135° (maior continuidade), 225° (intermediária) e vertical (menor continuidade) para a variável Al₂O₃.

5.3. ESTIMATIVA DE TEORES

A estimativa de teores foi realizada através da krigagem ordinária. Para esta etapa fez-se uma restrição prévia do modelo de blocos para excluir da estimativa os blocos fora dos limites do modelo geológico. Em seguida foi executada a rotina kt3d do GSLIB90 considerando, para todas as variáveis, uma elipse de busca com alcance igual ao alcance máximo dos variogramas em cada direção. As estimativas foram então validadas, através da seguinte sequência:

5.3.1. Validação cruzada.

A validação cruzada (*cross validation*) mostra a correlação entre os valores reais e os valores estimados pela krigagem em um mesmo ponto. Ou seja, o aplicativo faz a estimativa

“retirando” um valor real do banco de dados e estimando neste local de acordo com os parâmetros estipulados para a krigagem. Estimativas razoáveis têm um coeficiente de correlação maior que 0.60. A Figura 13 mostra a validação cruzada para as quatro variáveis estudadas.

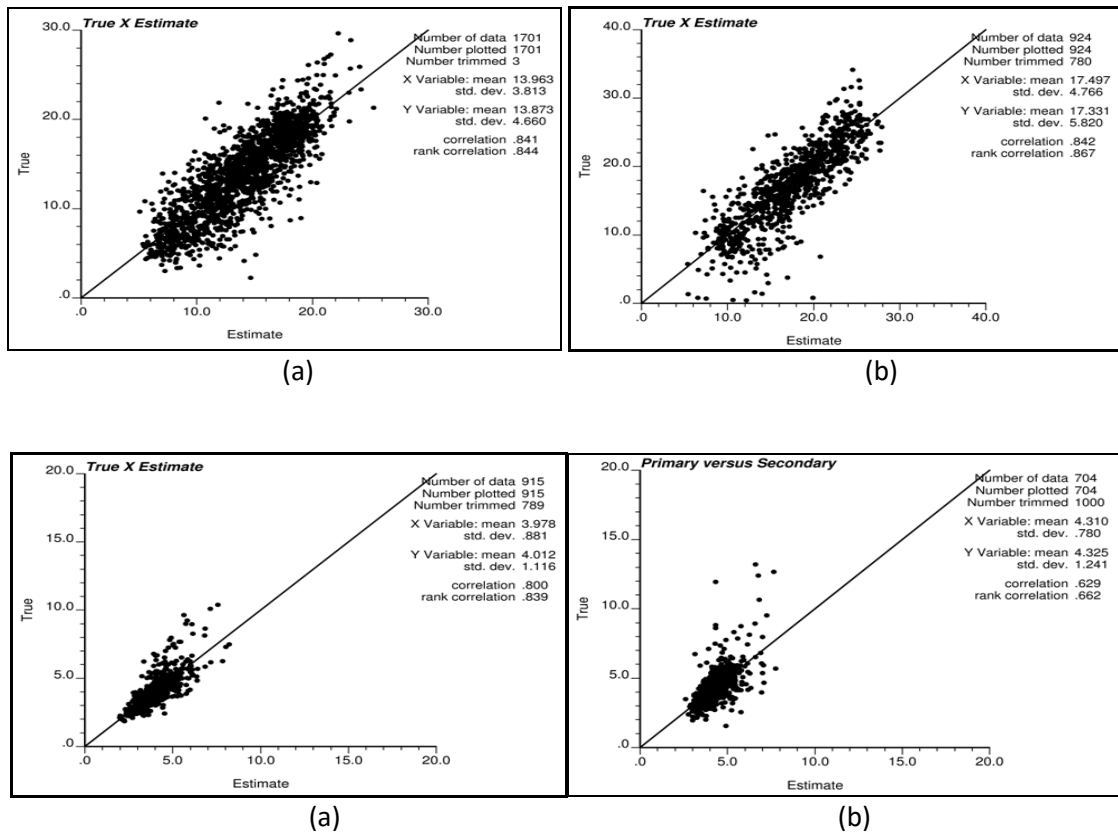


Figura 13. Validação cruzada para as variáveis P₂O₅ (a), CaO (b), Fe₂O₃ (c) e Al₂O₃(d).

5.3.2. Cálculo do erro relativo entre valor real e estimado.

A validação cruzada, assim como qualquer outra estimativa realizada, tem um erro intrínseco associado ao processo matemático de estimativa. Para garantir uma boa estimativa o erro relativo associado, principalmente quando se está estimando a variável de interesse econômico, deve ser baixo (geralmente abaixo de 5%). Ele é calculado através da Equação 2:

Equação 2: erro relativo.

$$\varepsilon = [mr-me]/mr$$

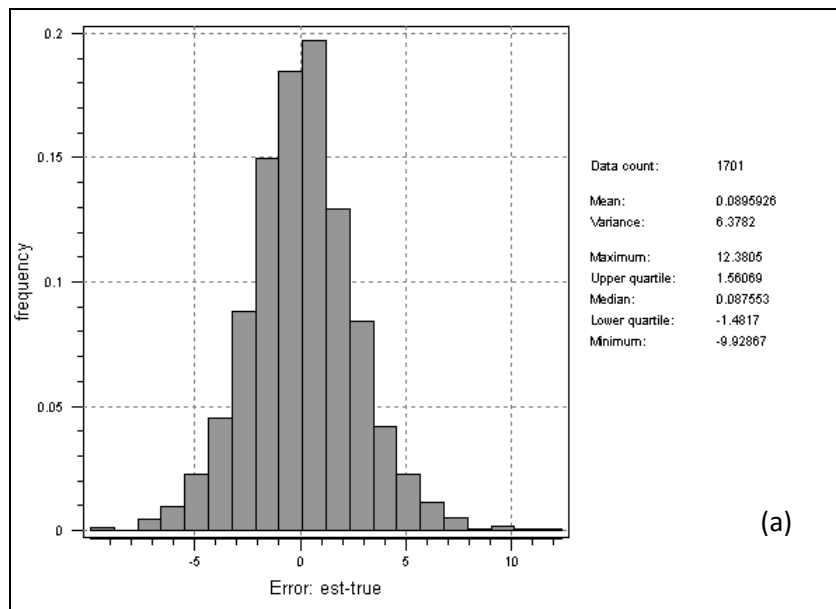
ε é o erro relativo;

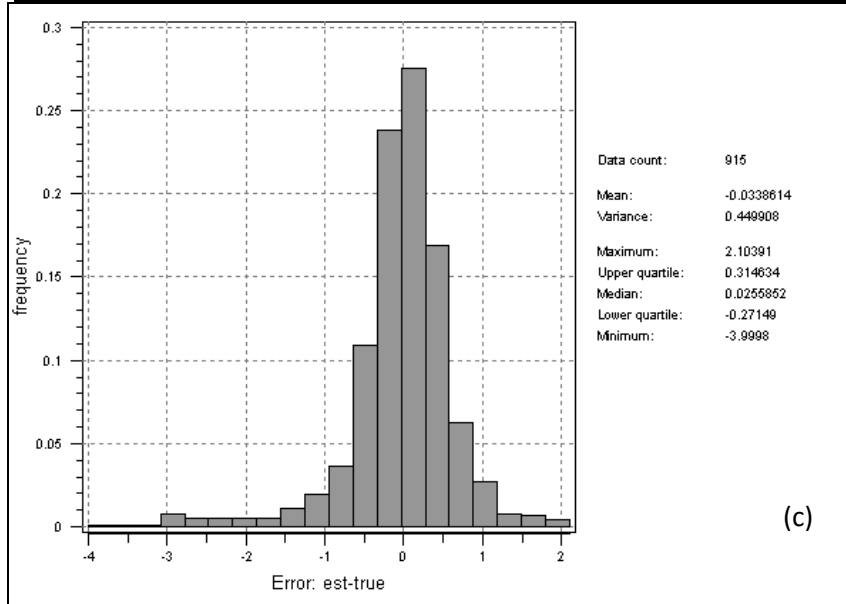
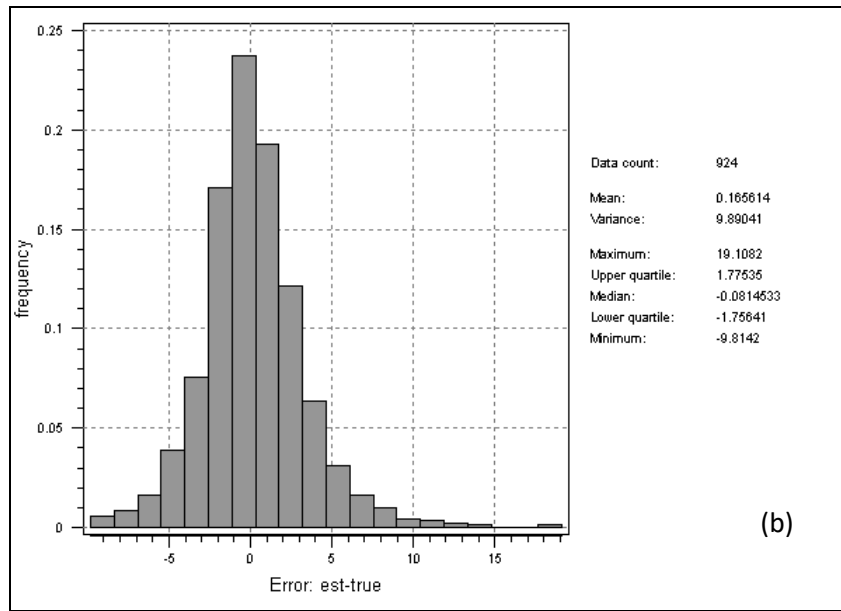
mr é a média desagrupada dos dados reais;

me é a média dos dados estimados.

5.3.3. Histograma erro absoluto entre valor real e estimado.

Além de garantir que o erro relativo entre o valor estimado e real na validação cruzada seja baixo, a boa estimativa deve garantir que a média do erro (diferença entre valor estimado e valor real) seja nula, ou muito próxima de zero. O estudo da média do erro foi realizado através de histogramas, como mostra a Figura 14. A Tabela IV apresenta um breve sumário estatístico da análise dos dados originais agrupados, desagrupados e também das estimativas realizadas através da krigagem ordinária.





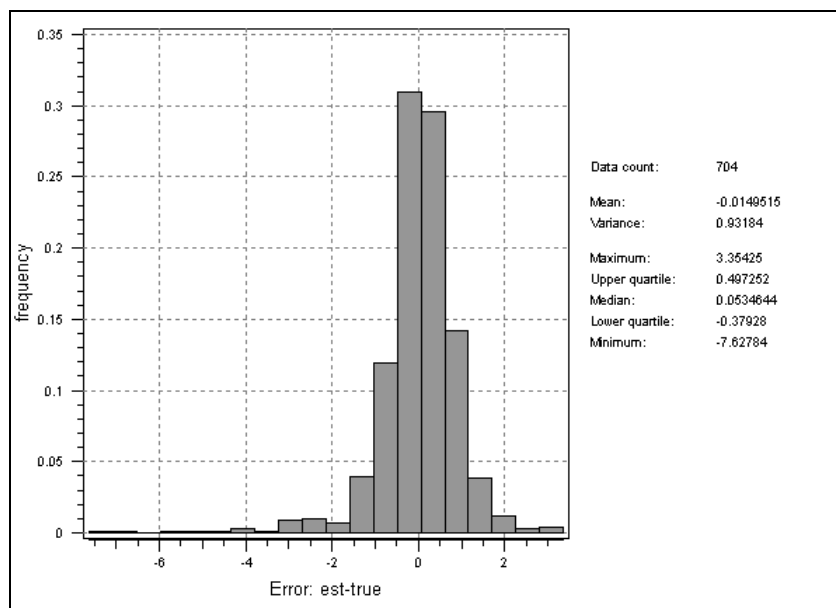


Figura 14. Histograma da média do erro entre o valor real e o estimado para P_2O_5 (a), CaO (b), Fe_2O_3 (c) e Al_2O_3 (d).

Tabela IV. Estatísticas dos dados reais e das estimativas no domínio Rocha Fosfática.

| | | P_2O_5 | Fe_2O_3 | Al_2O_3 | CaO |
|--------------------|------------------|----------|-----------|-----------|-------|
| Dados Agrupados | Média | 13.86 | 4.02 | 4.30 | 17.32 |
| | Desvio Padrão | 4.67 | 1.11 | 1.23 | 6.00 |
| | Variância | 21.81 | 1.23 | 1.51 | 36.00 |
| Dados Desagrupados | Média | 12.81 | 4.02 | 4.23 | 15.67 |
| | Desvio Padrão | 5.00 | 1.11 | 1.18 | 6.00 |
| | Variância | 25.00 | 1.23 | 1.39 | 36.00 |
| Dados Estimados | Média | 13.05 | 4.29 | 4.30 | 16.40 |
| | Desvio Padrão | 3.39 | 0.69 | 0.61 | 3.71 |
| | Variância | 11.48 | 0.47 | 0.38 | 13.76 |
| Validação Cruzada | Coef. Correlação | 0.841 | 0.800 | 0.629 | 0.842 |
| | Erro Relativo | 1.86 | 6.28 | 1.52 | 4.47 |
| | Média do Erro | 0.09 | -0.03 | -0.01 | 0.17 |

5.3.4. ANÁLISE DE DERIVA NAS DIREÇÕES X, Y E Z PARA TODAS AS VARIÁVEIS.

A análise de deriva é um passo importante para confirmar todas as análises anteriores e de fato garantir a boa estimativa do depósito. Para se fazer a análise de deriva, a área de interesse é dividida em fatias uniformes para cada uma das direções (X, Y e Z). Faz-se então uma comparação entre a média dos teores reais e estimados em cada fatia e em cada direção. Abaixo são apresentados os gráficos gerados para a análise de deriva nas três direções para P_2O_5 (Figura 15), CaO (Figura 16), Fe_2O_3 (Figura 17) e Al_2O_3 (Figura 18).

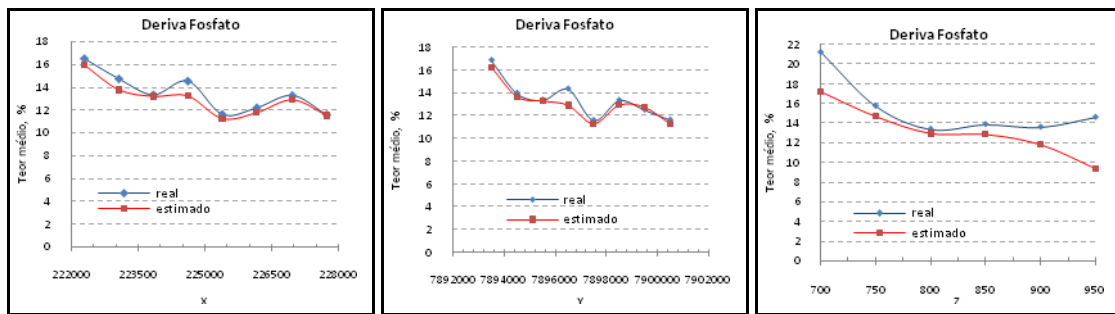


Figura 15. Análise de deriva para P₂O₅ nas direções X (a), Y (b) e Z (c).

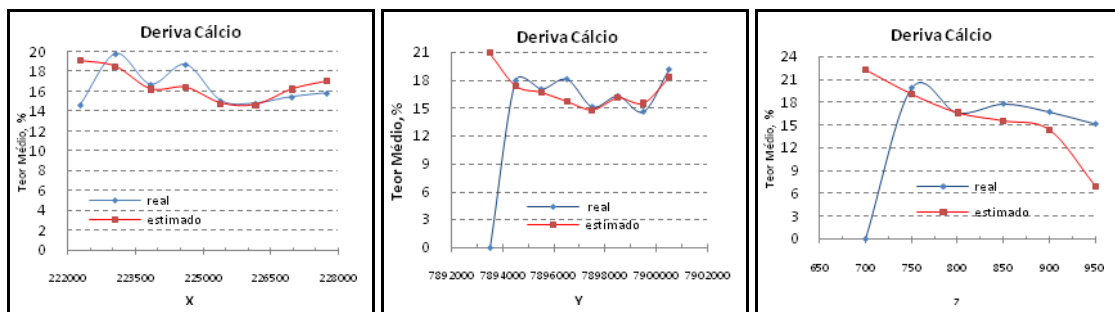


Figura 16. Análise de deriva para CaO nas direções X (a), Y (b) e Z (c).

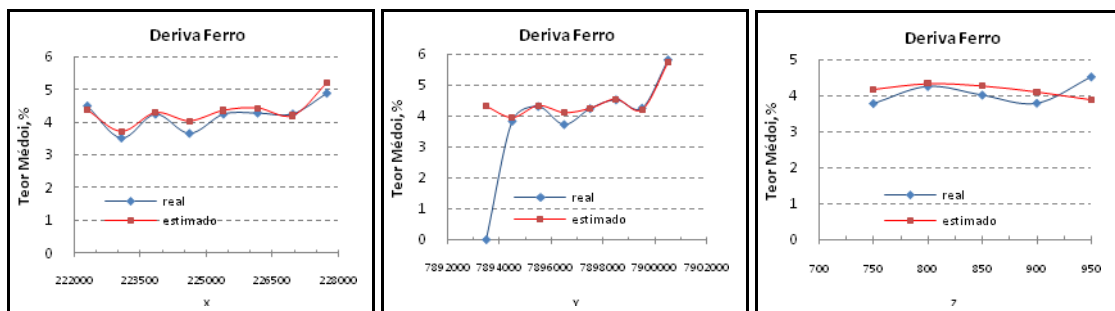


Figura 17. Análise de deriva para Fe₂O₃ nas direções X (a), Y (b) e Z (c).

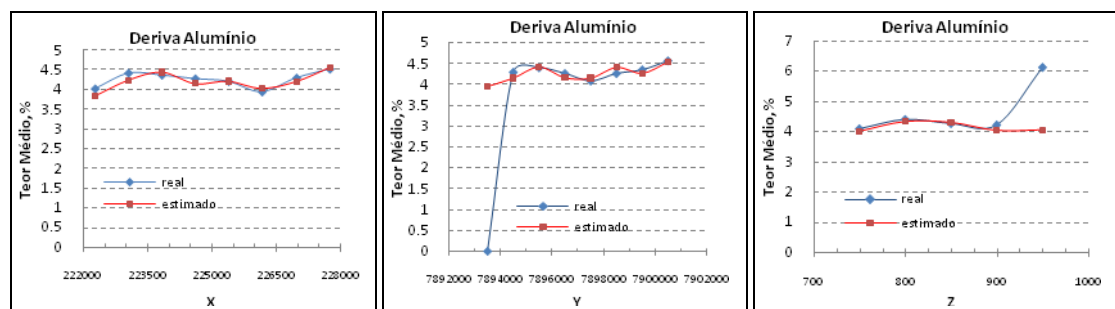


Figura 18. Análise de deriva para Al₂O₃ nas direções X (a), Y (b) e Z (c).

6. QUANTIFICAÇÃO DE RESERVAS

Existem diversas metodologias para a estimativa de reservas e recursos minerais, algumas se utilizam de métodos geoestatísticos ou também simulações, enquanto outros são

ditos tradicionais (4). Para este trabalho optou-se por um dos métodos tradicionais. O critério utilizado para a quantificação de reservas foi o geométrico, baseado no alcance máximo dos variogramas da variável P_2O_5 (1200m em Y, 250m em X e 125m em Z). A Tabela V mostra os critérios utilizados e a massa obtida para cada classe de reserva. A Figura 19 apresenta a curva de parametrização para o depósito estudado. Pode-se constatar que há uma grande alteração nas reservas totais de acordo com o teor de corte adotado.

Tabela V. Critérios e resultados da classificação e quantificação de reservas de P_2O_5 .

| Classe de Reserva | Medida | Indicada | Inferida |
|--------------------------|--------|----------|--------------|
| Fração do Alcance Máximo | 1/3 | 2/3 | 2x (o dobro) |
| Alcance adotado X | 400m | 800m | 2400m |
| Alcance adotado Y | 83m | 165m | 500m |
| Alcance adotado Z | 42m | 84m | 250m |
| Nº de Blocos | 57163 | 4333 | 100 |
| Massa (Mt) | 311 | 22.7 | 0.50 |
| % do Total | 93.05% | 6.80% | 0.15% |

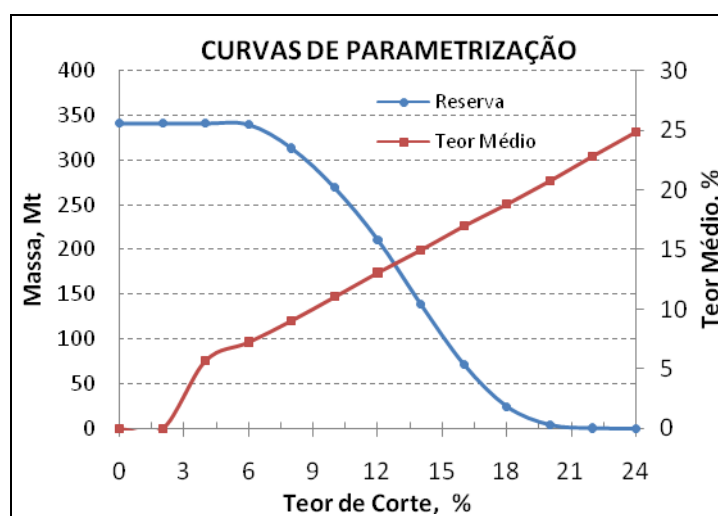


Figura 19. Curva de parametrização das reservas totais de rocha fosfática.

7.PRODUÇÃO ANUAL E REGIME DE TRABALHO

A produção anual foi determinada levando-se em conta a produção anual de fertilizante e o crescimento anual estimado. O estudo de mercado será visto com mais detalhes na seção Economia Mineral, no entanto vale salientar que, como mencionado anteriormente, o principal consumo do minério de fosfato está ligado à produção de fertilizantes. Além do fosfato, os fertilizantes são compostos por potássio e nitrogênio. O

Brasil é dependente de importação desses componentes, de forma que o consumo de fosfato está ligado à quantidade e disponibilidade dos demais produtos no mercado.

Dessa forma a produção anual será mantida em 6 milhões de toneladas de ROM, produzindo cerca de 1 Milhão de toneladas de concentrado com 35% de P_2O_5 . A movimentação total de material será de aproximadamente 8Mt ao ano, sendo 2Mt de movimentação de material estéril.

Para a definição do regime de trabalho foram considerados os feriados nacionais, sazonalidade climática da região sudeste do Brasil e ainda uma margem de erro de paradas não programadas. Existirão dois regimes de trabalho, um ligado às operações de lavra e outro ao beneficiamento do minério. A Tabela VI resume os dias, e horas trabalhadas.

Tabela VI. Regime de Trabalho adotado na lavra e beneficiamento.

| Funcionários | Mina | Usina de Beneficiamento | Administrativo |
|-----------------------|------|-------------------------|----------------|
| Dias Trabalhados/ ano | 300 | 340 | 300 |
| Horas / dia | 14 | 24 | 8 |
| Horas Efetivas / dia | 12 | 24 | - |
| Turnos | 2 | 4 | 1 |

O número de funcionários envolvidos nas atividades em cada um dos turnos da lavra é apresentado na Tabela VII.

Tabela VII. Número de funcionários envolvidos na lavra.

| Funcionários | Lavra |
|---------------------------------------|-------|
| Encarregado de Turno | 1 |
| Blasters | 2 |
| Operador de Front End Loader | 3 |
| Operador de Caminhão | 12 |
| Operador de Perfuratiz | 2 |
| Operadores de Equipamentos Auxiliares | 8 |
| Topógrafos | 2 |
| Mecânicos | 4 |
| Técnico em Segurança | 1 |
| TOTAL | 35 |

Os funcionários envolvidos nas operações da usina de beneficiamento são listados na Tabela VIII.

Tabela VIII. Número de funcionários envolvidos no beneficiamento.

| Funcionários | Beneficiamento |
|--------------|----------------|
|--------------|----------------|

| | |
|----------------------|-----------|
| Encarregado de Turno | 1 |
| Operadores | 2 |
| Técnico em Segurança | 1 |
| Controladores | 4 |
| Mecânico | 4 |
| Químico | 1 |
| TOTAL | 13 |

O setor administrativo da empresa será composto pelo corpo técnico descrito na Tabela IX.

Tabela IX. Número de funcionários envolvidos no setor administrativo.

| Funcionários | Administrativo |
|-----------------|----------------|
| Gerente Geral | 1 |
| Engenheiros | 3 |
| Geólogo | 1 |
| Contador | 1 |
| Administrador | 1 |
| Secretária | 1 |
| Segurança | 2 |
| Serviços Gerais | 2 |
| TOTAL | 12 |

8.GEOMECÂNICA

As condições geomecânicas de um maciço são determinantes para o projeto, planejamento e desenvolvimento de uma mina. Em mineração a céu aberto, a configuração geométrica da cava vai depender basicamente da distribuição espacial do corpo de minério, em conjunto com as características geomecânicas do maciço rochoso.

A qualidade do maciço rochoso determina fatores como, por exemplo, ângulo de talude. Quanto mais íngreme o talude global for, menor será a quantidade de material estéril retirado, contribuindo para a diminuição da REM. No entanto, a segurança não pode ser comprometida, dessa forma, há de se buscar o ângulo de talude ótimo que permita aliar a economicidade do empreendimento com a segurança das operações de lavra.

A ausência de informações geomecânicas no banco de dados fornecido para realização deste projeto remete à busca dessas informações em referências bibliográficas que abordem materiais semelhantes.

Os estudos de geomecânica foram realizados para todas as litologias que integram o depósito, para o estéril que comporá o material de bota-fora e para o rejeito do beneficiamento.

8.1. CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS DO MACIÇO ROCHOSO

A geologia do depósito engloba quatro litologias distintas. Analisando possíveis gêneses de formação do depósito pode-se afirmar que as rochas que englobam o depósito (mineralizada e encaixante) sofreram processos de metamorfismo e intemperismo.

A classificação do maciço rochoso foi realizada com o auxílio do aplicativo *RocData*, desenvolvido pela *Rocscience*. *RocData* é uma ferramenta versátil de análise de rochas e solos. Através dele pode-se determinar parâmetros físicos e mecânicos de rochas. Esse aplicativo inclui uma base de dados de diferentes tipos de rochas e solos e que será utilizada neste trabalho.

Além do *RocData*, buscou-se valores característicos das rochas em bibliografias. Os dados buscados foram referentes a compressão uniaxial dos materiais, GSI (*Geological Strength Index*; Hoek & Brown, 1997), coesão e ângulo de atrito interno. Com os dados obtidos, foi criada a Tabela X que resume as principais características do maciço rochoso estudado.

Tabela X. Principais características do maciço rochoso estudado.

| Parâmetros | Ardósia Amarela | Rocha Fosfática | Ardósia Negra |
|--------------------------|-----------------|-----------------|---------------|
| Compressão uniaxial, MPa | 50 | 35 | 50 |
| GSI | 50 | 40 | 50 |
| Coesão, MPa | 0,26 | 0,32 | 0,26 |
| Ângulo de atrito interno | 30° | 40° | 30° |

8.2. ESTABILIDADE DE TALUDES

O dimensionamento de taludes é etapa importante do projeto, pois influencia diretamente na economicidade do empreendimento mineiro.

A possibilidade de colapso em um talude está ligada à existência de um plano para escorregamento. Esse plano, geralmente, consiste em descontinuidades geológicas (fraturas, juntas, planos de fraqueza). Analisou-se a situação da altura, direção e mergulho dos taludes em relação à direção e mergulho das descontinuidades. Geometricamente as direções e mergulhos devem favorecer a ocorrência de ruptura e deslizamento.

Dessa forma pode-se afirmar que a estabilidade pode aumentar ou diminuir variando o ângulo de mergulho do talude. Além disso, para que ocorra movimentação dos blocos

formados pelas descontinuidades, é necessário que o ângulo de atrito interno das descontinuidades seja menor que o mergulho da face do talude.

A análise das distribuições de descontinuidades foi feita com auxílio do aplicativo *Dips V 5.0*, desenvolvido pela *Rocscience*. Esse aplicativo realiza análise gráfica da distribuição espacial das descontinuidades, facilitando a verificação e visualização de regiões que possam apresentar problemas.

Utilizando as projeções estereográficas juntamente com o método de análise proposto por *Goodman* estudou-se a possibilidade de ocorrer colapso nos taludes devido à ruptura circular, em cunha e planar.

A inexistência de informações no banco de dados sobre descontinuidades geológicas e o pleno conhecimento da impossibilidade de inexistência delas em uma obra mineira obrigou à criação de um sistema de descontinuidades fictício. A Tabela XI apresenta as famílias de descontinuidades assumidas para este trabalho.

Tabela XI. Famílias de descontinuidades criadas.

| | Dip | Dip Direction | Preenchimento | Água | Coesão, t/m ² | Ângulo de Atrito |
|----|-----|---------------|-------------------|------|--------------------------|------------------|
| F1 | 20 | 45 | Sílica, Carbonato | 100% | 3,5 | 18° |
| F3 | 80 | 180 | Sílica, Carbonato | 100% | 10 | 30 |

A distribuição espacial das famílias de descontinuidades pode ser vista na Figura 20.

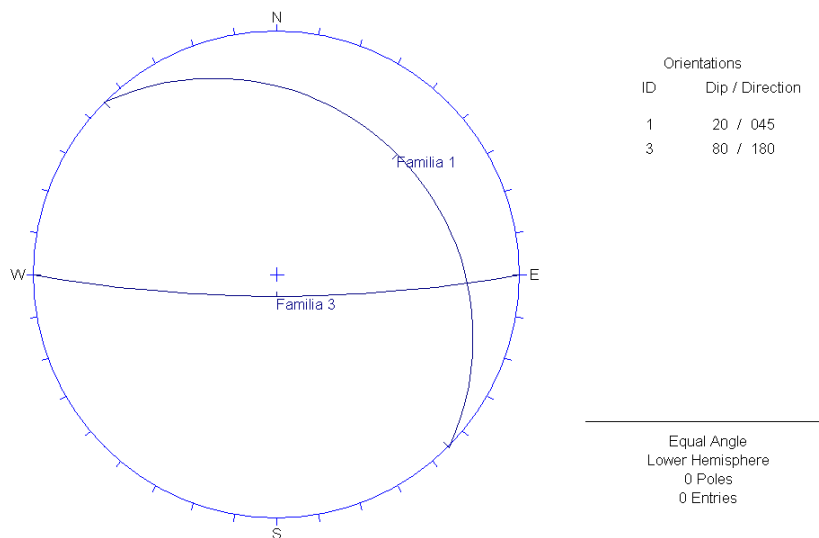


Figura 20. Distribuição espacial das Famílias de descontinuidades.

Para a análise, de uma forma global, a cava foi dividida em setores, variando as

direções. A Figura 21 apresenta a divisão da cava em setores, variando de 0° a 315° de 45° em 45°.

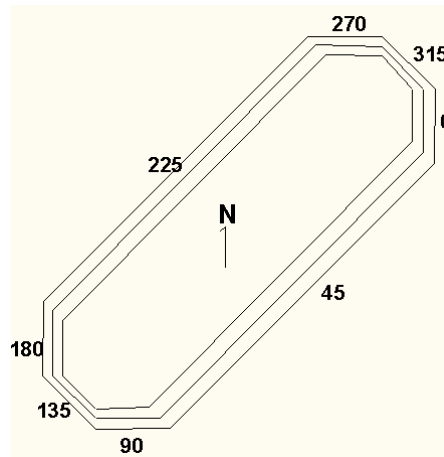


Figura 21. Setores das cava

8.3.RUPTURA POR TOMBAMENTO

Ruptura por tombamento é mais comum em escavações em rochas sedimentares estratificadas e metamórficas esfoliadas, desde que as direções das estratificações sejam paralelas entre si mergulhando em sentido oposto à face do talude. A Figura 22 apresenta um exemplo.

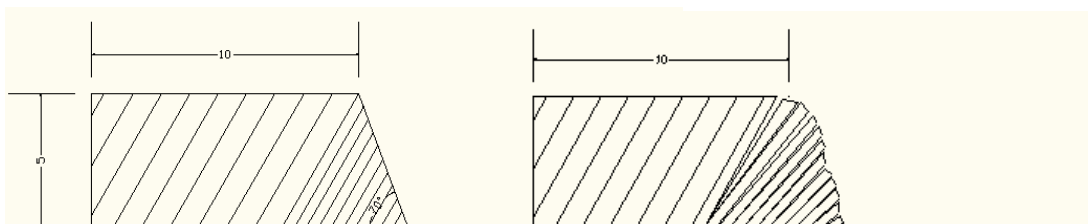


Figura 22. Exemplo de talude com problema de ruptura por tombamento.

A análise desse tipo de possibilidade, através do *Dips*, é realizada segundo Goodman 1980. O tombamento só é possível se a tensão de cisalhamento ao longo da descontinuidade exceder a resistência de atrito (favorecer o desprendimento). Goodman, durante seu estudo, resumiu a possibilidade segundo a Equação 3:

Equação 3: cálculo do ângulo de face do talude para haver ruptura por tombamento.

$$\alpha > 90^\circ + \mu - \beta$$

Onde:

α = ângulo de face do talude.

μ = mergulho da descontinuidade.

β = ângulo de atrito da descontinuidade.

A geometria que favorece a ocorrência desse tipo de ruptura é mostrada na Figura 23.

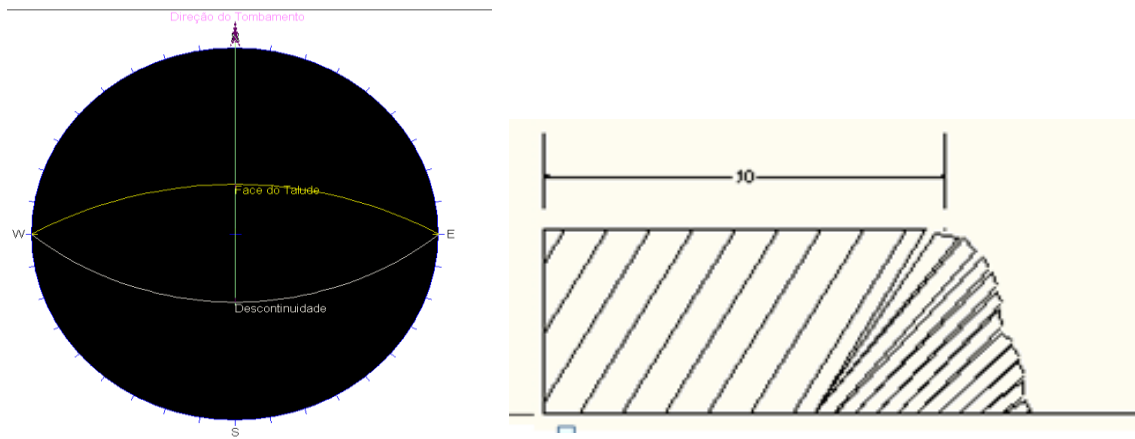


Figura 23. Geometria de ocorrência de ruptura por tombamento.

Além dessa condição existe a necessidade de a coesão ser nula. Nesse trabalho não foi encontrada a possibilidade de ruptura por tombamento.

8.4. RUPTURA EM CUNHA

A ocorrência de ruptura de taludes em forma de cunha está relacionada com o encontro de duas descontinuidades que formam uma cunha que mergulha de encontro à face do talude. Para que o deslizamento da cunha ocorra, o ângulo de atrito interno da descontinuidade deve ser menor que seu mergulho. A Figura 24 apresenta um exemplo de ruptura em cunha.

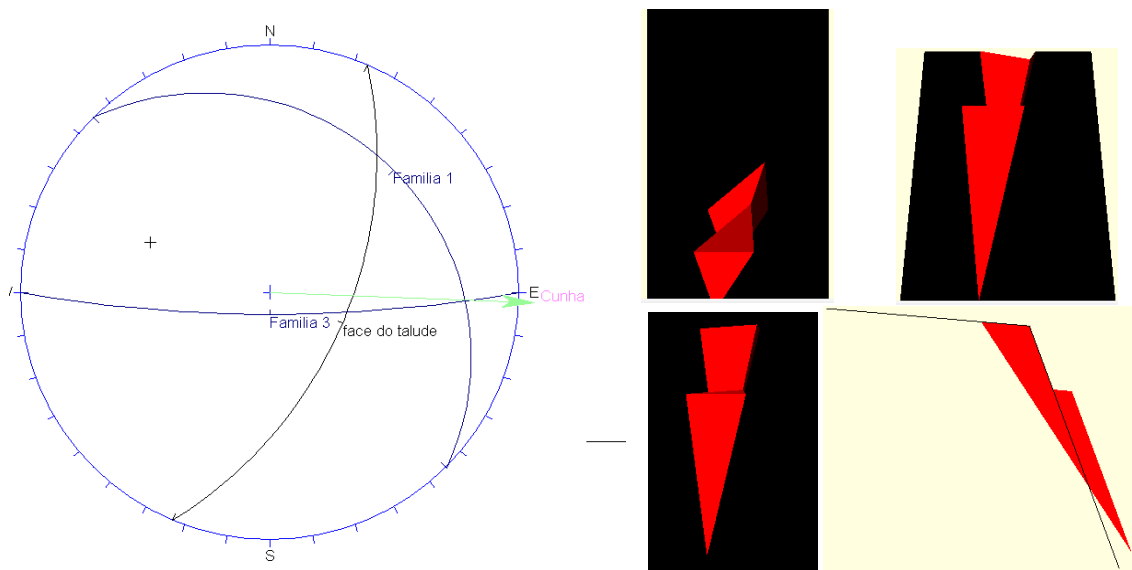


Figura 24. Exemplo de ruptura em cunha.

8.5. RUPTURA PLANAR

A condição para ocorrência de rupturas planares está ligada à existência de descontinuidades que mergulhem em favor da inclinação do talude e sejam paralelas à face do talude. Assim como nas outras situações, o ângulo de atrito interno da descontinuidade deve ser menor que seu mergulho. A Figura 25 apresenta um exemplo de ruptura planar.

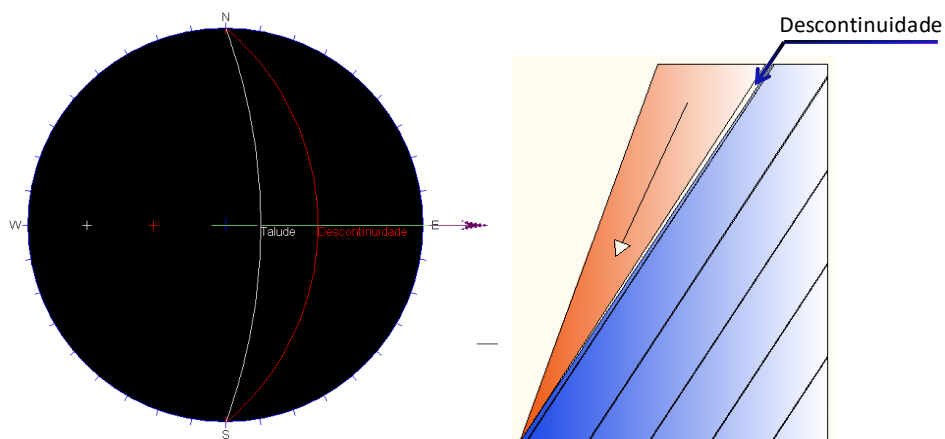


Figura 25. Imagem com exemplo de ruptura planar

8.6. ANÁLISE DE ESTABILIDADE E DIMENSIONAMENTO DE TALUDES

O objetivo da análise de estabilidade é determinar um ângulo de talude seguro e

econômico ao projeto. Para essa análise foram utilizados os aplicativos *Swedge* e *RocPlane*. Estes aplicativos avaliam de forma determinística ou probabilística a segurança do talude. O método determinístico fornece um valor de FS e o probabilístico as possibilidades de falha.

O Fator de Segurança (FS) de um projeto mineiro corresponde a um valor mínimo a ser atingido e varia em função do tipo de trabalho que está sendo realizado no local. A definição do valor admissível para o FS vai depender, entre outros fatores, das conseqüências de uma eventual ruptura, em termos de perdas (produção, equipamentos, pessoas, etc). Nesse projeto será adotado FS de 1,2 para o talude global. Adotando-se esse FS e conhecendo a profundidade da cava, pode-se encontrar um ângulo de talude final ótimo.

Globalmente, existe a possibilidade de surgimento de um plano de escorregamento devido ao campo tensional atuante na rocha. Esse plano de descontinuidade ocorre em todas as direções do pit, e seu mergulho pode ser calculado através da Equação 4.

Equação 4: cálculo do ângulo de mergulho do plano de descontinuidade.

$$\psi = \frac{\varnothing - \alpha}{2}$$

Onde: ψ é o ângulo de mergulho do plano formado.

\varnothing é o ângulo global de talude.

α é o ângulo de atrito interno da rocha.

O plano de descontinuidade formado apresenta risco de ruptura do tipo planar. Desta forma, pode-se encontrar um ângulo global de talude que atenda o FS de 1.2. Utilizando o aplicativo *RocPlane* foram realizadas iterações na busca desse ângulo.

A geometria encontrada foi: ângulo global de talude de 45°, descontinuidade com ângulo de mergulho de 42,5°. Essa geometria remete a FS de 1.2. A Figura 26 apresenta o dimensionamento do ângulo global de talude.

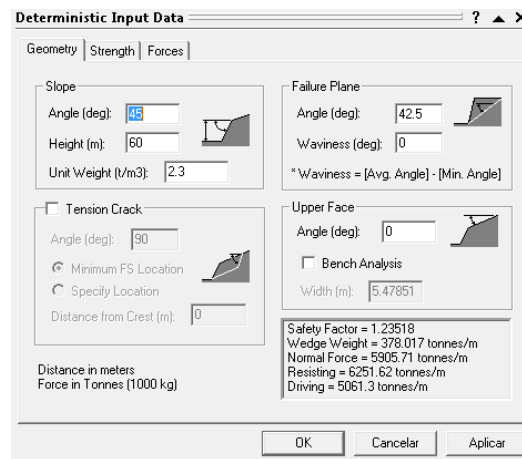


Figura 26. Dimensionamento do ângulo global de talude.

Uma vez definido o ângulo de talude global podemos realizar o dimensionamento dos demais ângulos e bermas. A berma de um pit deve ter largura suficiente para receber equipes e trabalhos de manutenção. Dessa forma, deve ter um valor mínimo de 5 metros de largura.

Com as definições acima, chegou-se a um ângulo de talude operacional de 60° . A Figura 27 mostra a seqüência de formação dos taludes, bem como a configuração final das bancadas.

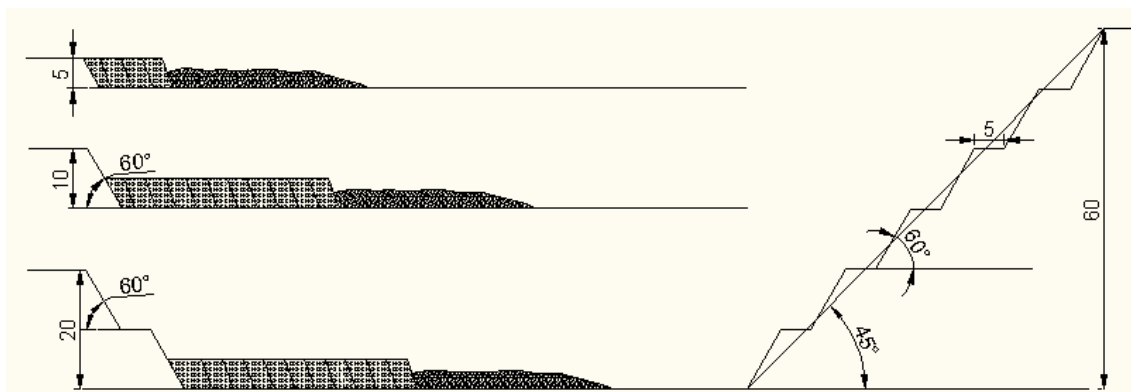


Figura 27. Seqüência de formação das bancadas e configurações finais de taludes.

A Figura 28 apresenta a um layout do pit, com a divisão dos setores e os esteregramas.

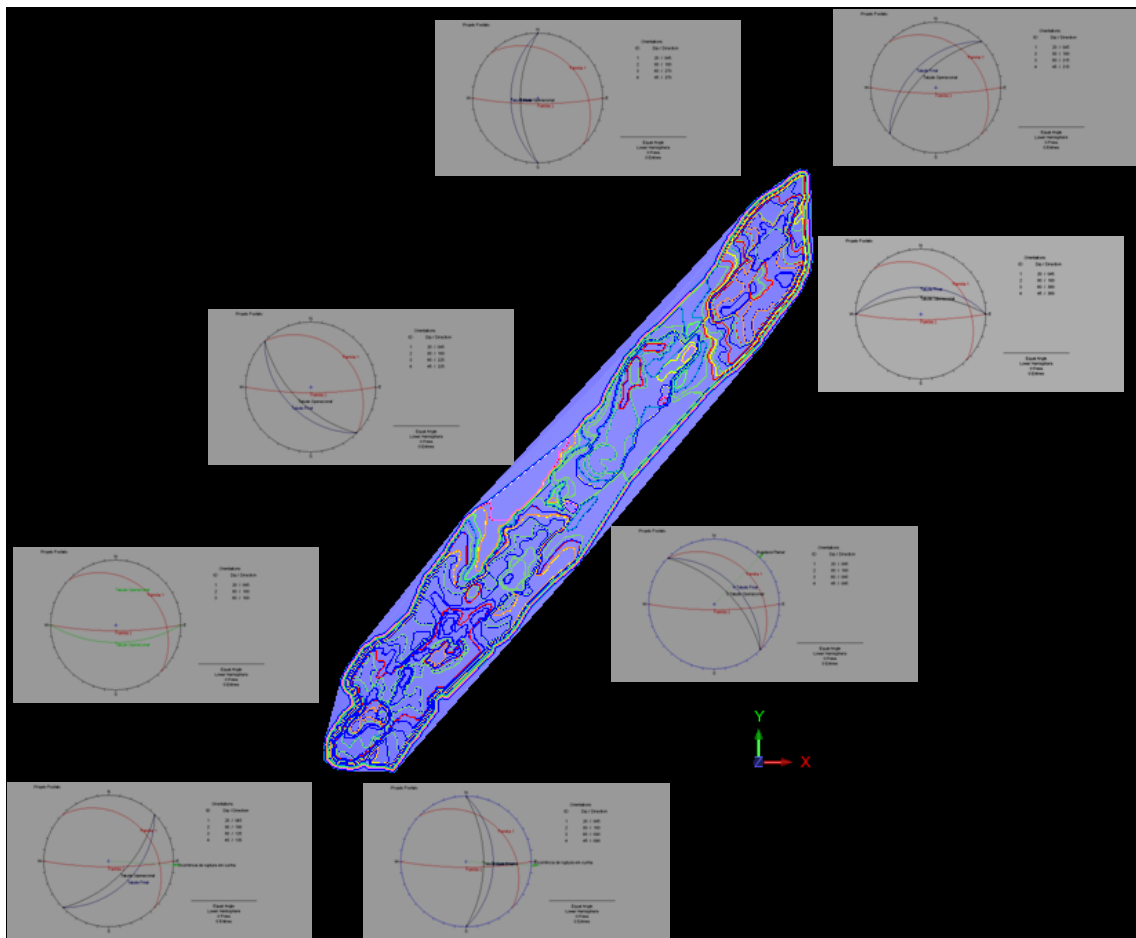


Figura 28. Setores do pit juntamente com os estereogramas.

As regiões identificadas nos estereogramas como passíveis de ocorrência de rupturas foram analisadas com os aplicativos *Swedge* e *RocPlane*. A Figura 29 apresenta os possíveis locais de ruptura de taludes por cunha.

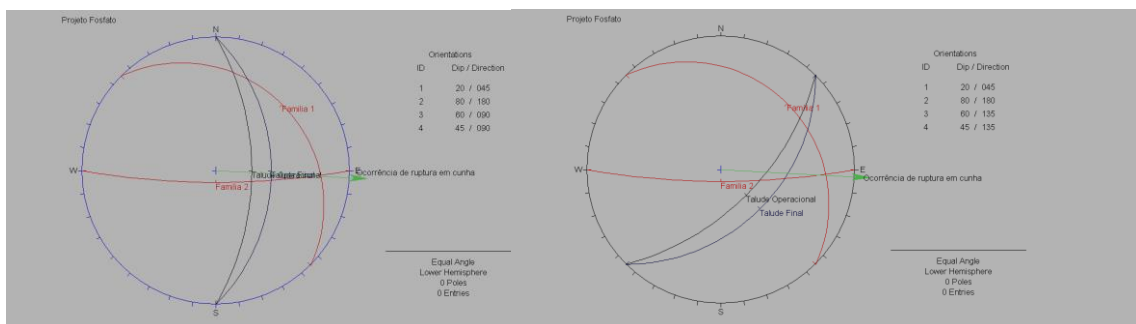


Figura 29. Possibilidade de ocorrência de ruptura em forma de cunha.

Como se pode ver na figura acima existe a possibilidade de ocorrência de ruptura em cunha na direção 90N e 135N para os taludes operacionais. A análise foi realizada utilizando o aplicativo *Swedge*. Os parâmetros geomecânicos utilizados são os mencionados

anteriormente. A Figura 30 apresenta os FS para as situações analisadas.

| Parameter | Value |
|--|----------------------------------|
| Joint Set 1 Dip (deg) | 20 |
| Joint Set 1 Dip Direction (deg) | 45 |
| Joint Set 1 Cohesion (t/m ²) | 3.5 |
| Joint Set 1 Friction Angle (deg) | 18 |
| Joint Set 2 Dip (deg) | 80 |
| Joint Set 2 Dip Direction (deg) | 180 |
| Joint Set 2 Cohesion (t/m ²) | 10 |
| Joint Set 2 Friction Angle (deg) | 30 |
| Upper Face Dip (deg) | 0 |
| Upper Face Dip Direction (deg) | 90 |
| Slope Face Dip (deg) | 60 |
| Slope Face Dip Direction (deg) | 90 |
| Slope Height (m) | 10 |
| Unit Weight (t/m ³) | 2.3 |
| Bench Width (m) | 34.845 |
| Overhanging | <input type="checkbox"/> |
| Tension Crack Dip (deg) | 70 |
| Tension Crack Dip Direction (deg) | 165 |
| Tension Crack Trace Length (m) | 0 |
| Safety Factor | 5.25235 |
| Wedge Weight | 4654.32 tonnes |
| Sliding on Line of Intersection | Trend = 92.4857 Plunge = 13.8183 |

| Parameter | Value |
|--|----------------------------------|
| Joint Set 1 Dip (deg) | 20 |
| Joint Set 1 Dip Direction (deg) | 45 |
| Joint Set 1 Cohesion (t/m ²) | 3.5 |
| Joint Set 1 Friction Angle (deg) | 18 |
| Joint Set 2 Dip (deg) | 80 |
| Joint Set 2 Dip Direction (deg) | 180 |
| Joint Set 2 Cohesion (t/m ²) | 10 |
| Joint Set 2 Friction Angle (deg) | 30 |
| Upper Face Dip (deg) | 0 |
| Upper Face Dip Direction (deg) | 135 |
| Slope Face Dip (deg) | 60 |
| Slope Face Dip Direction (deg) | 135 |
| Slope Height (m) | 10 |
| Unit Weight (t/m ³) | 2.3 |
| Bench Width (m) | 24.1349 |
| Overhanging | <input type="checkbox"/> |
| Tension Crack Dip (deg) | 70 |
| Tension Crack Dip Direction (deg) | 165 |
| Tension Crack Trace Length (m) | 0 |
| Safety Factor | 6.77866 |
| Wedge Weight | 2244.01 tonnes |
| Sliding on Line of Intersection | Trend = 92.4857 Plunge = 13.8183 |

Figura 30. Fatores de Segurança encontrados para os taludes de 90 e 135 N com possibilidade de ruptura em forma de cunha.

Essa configuração de talude oferece segurança. Não existe a possibilidade de inclinar mais os taludes, pois o ângulo global de talude já esta no limite de segurança, bem como a largura de berma.

Além das possibilidades acima, encontrou-se uma região com possibilidade de ocorrência de ruptura planar. O estereograma dessa região pode ser visto na Figura 31. A análise foi realizada com o aplicativo *RocPlane*. A Figura 32 apresenta o FS para o talude.

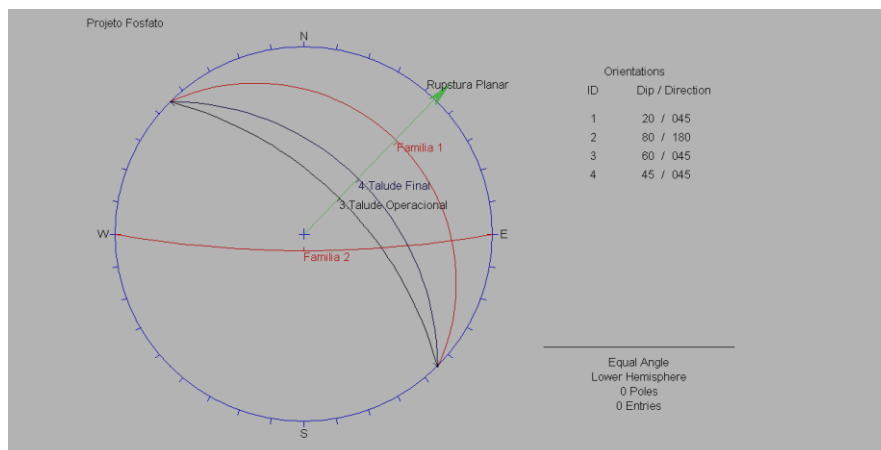


Figura 31. Localização de local com possibilidade de ocorrência de ruptura planar.

Figura 32. Fatores de Segurança encontrados para o talude de 45N com possibilidade de ruptura em forma de planar.

Essa configuração atende a segurança. Não é possível inclinar mais o talude, pois o ângulo global já está no limite de segurança.

8.7. SISTEMAS DE MONITORAMENTO

Como parte do monitoramento serão realizadas *escan-lines* nos taludes da mina a fim de monitorar a direção e mergulho das descontinuidades.

Blocos identificados como passíveis de escorregamento devem ter seu movimento monitorado. O monitoramento será feito com equipamentos topográficos, por exemplo a estação total. Identifica-se o local, cria-se uma referencia (pinos entre a descontinuidade) e monitora-se a variação na distância. A Figura 33 apresenta a maneira como será realizado o monitoramento dos blocos com possibilidade de escorregamento.

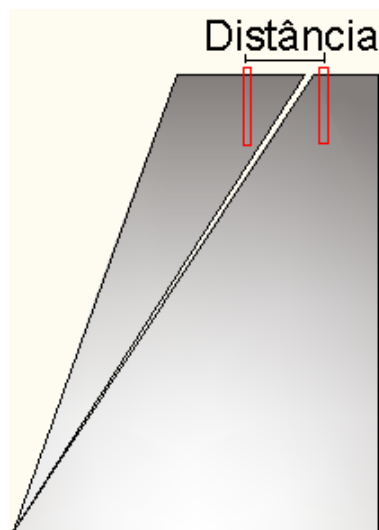


Figura 33. Monitoramento de blocos de rocha.

Blocos que apresentarem movimento serão reforçados. O reforço será feito através de *cabebolts* e o monitoramento será intensificado.

Além disso, o monitoramento da quantidade de água presente nos taludes será realizado com frequência. A água diminui a coesão das discontinuidades e altera a distribuição de forças internas, facilitando o escorregamento de blocos. O monitoramento será feito com piezômetros e pluviômetros.

9.ECONOMIA MINERAL

A economia mineral é parte fundamental no estudo de pré-viabilidade de um empreendimento mineiro. A definição criteriosa da escala de produção, do preço de venda do produto, dos custos associados ao processo (custos de lavra, de beneficiamento, custos administrativos, custos dos suprimentos de materiais, etc), dentre outros fatores, é decisiva no momento de se optar pela paralisação ou continuidade dos investimentos em um empreendimento, seja ele de grande ou pequeno porte.

9.1.ESTUDO DE MERCADO

A primeira etapa dos trabalhos é a análise de mercado, já discutida brevemente na introdução, que permite conhecer a produção e a demanda nacional pelo bem mineral em questão e também permite fazer projeções da produção, do preço de venda e do consumo para os próximos anos. A Figura 34 mostra dados do comércio (consumo, produção e importação anual) do concentrado de rocha fosfática no Brasil no período de 1994 a 2007.

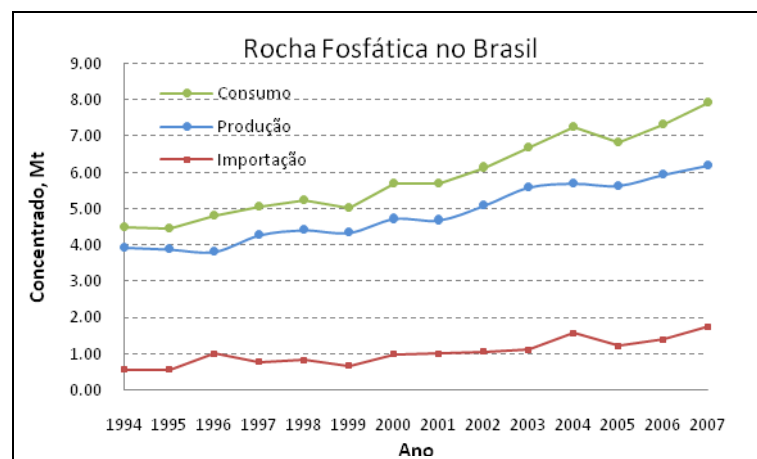


Figura 34. Rocha Fosfática no Brasil: Consumo, Produção e Importação de concentrado entre 1994 e 2007. Adaptado de (2).

A curva acima mostra que o consumo atual é quase o dobro do consumo de 1994 e está na ordem de 8 milhões de toneladas de concentrado ao ano, com tendência de crescimento. A produção e a importação também registraram aumento nos últimos anos e fica claro que o Brasil não é auto-suficiente na produção de rocha fosfática, necessitando importar cerca de 25% do total consumido. As exportações não foram consideradas neste gráfico, pois são pouco significativas no comércio brasileiro (em 1999, ano em que o Brasil mais exportou, foram comercializadas com o exterior 5557t de concentrado).

A partir destas análises, foi descartada a possibilidade de produzir para exportação e tivemos de descartar também a taxa de produção calculada através das fórmulas empíricas de Taylor, já que não existe mercado no país para suprir toda a possível oferta de produto. Sendo assim, os estudos de pré-viabilidade foram direcionados para que o empreendimento possa suprir a maior parte do que hoje é importado. Deste modo, foi estipulada uma produção anual de aproximadamente 1Mt de concentrado com 35% de P_2O_5 . Apesar de esta produção ser menor do que o esperado, deve-se ter atenção, pois o mercado apresenta uma tendência de alta na demanda, diretamente ligada ao consumo de fertilizantes para atender a produção de grãos. A Figura 35 mostra a demanda por fertilizantes no Brasil entre 1994 e 2007 e a Figura 36 mostra a projeção da produção de algumas *commodities* agroindustriais no Brasil para os próximos dez anos.

Os dados apresentados mostram crescimento da produção de grãos, no consumo de fertilizantes e de rocha fosfática, justificando a necessidade de um empreendimento mineiro de grande porte para suprir a demanda pela rocha.

Outro fator essencial do estudo de mercado é o preço de venda do concentrado. A definição do preço de venda implica diretamente no valor da função benefício, no teor de corte e, conseqüentemente, nas reservas lavráveis e atratividade do empreendimento.

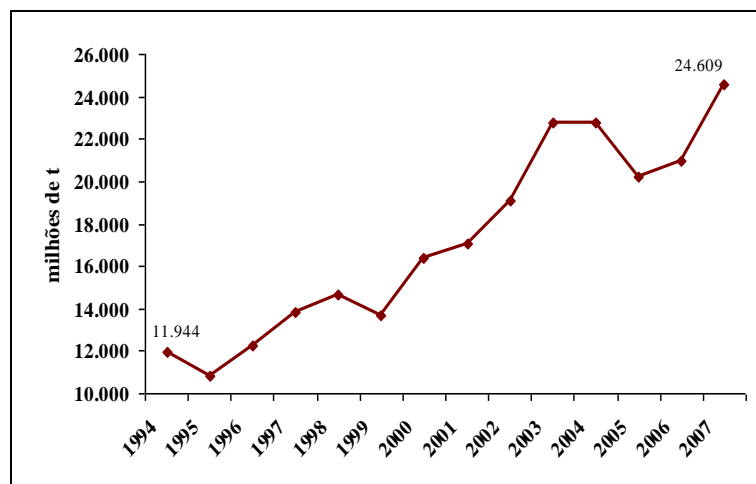


Figura 35. Demanda por fertilizantes fosfatados entre 1994 e 2007 no Brasil. (3).

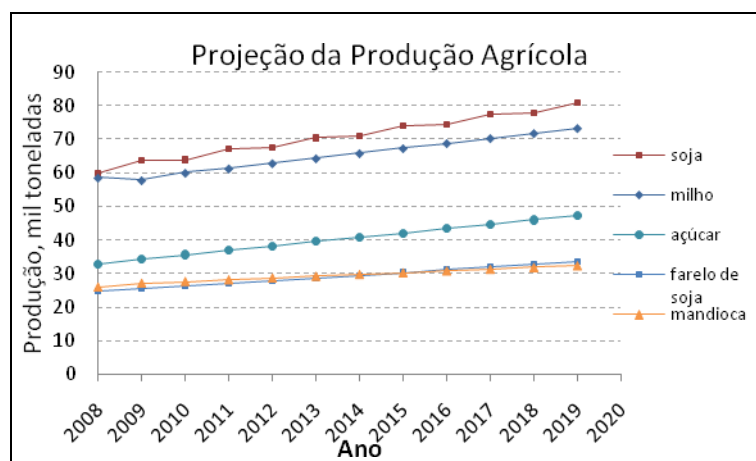


Figura 36. Produção agrícola projetada para os próximos 10 anos no Brasil. Adaptado (4).

A Figura 37a apresenta o preço de venda do concentrado (US\$/t FOB) produzido e comercializado no Brasil e também do concentrado importado, entre 1994 e 2007 (2). A Figura 37b apresenta o preço trimestral médio mundial nos últimos 4 anos (5). Ambos os gráficos indicam tendência de alta nos preços, tese reforçada pelos dados anteriores de aumento na produção de alimentos e conseqüente aumento na demanda por fertilizantes para garantir a produção agrícola.

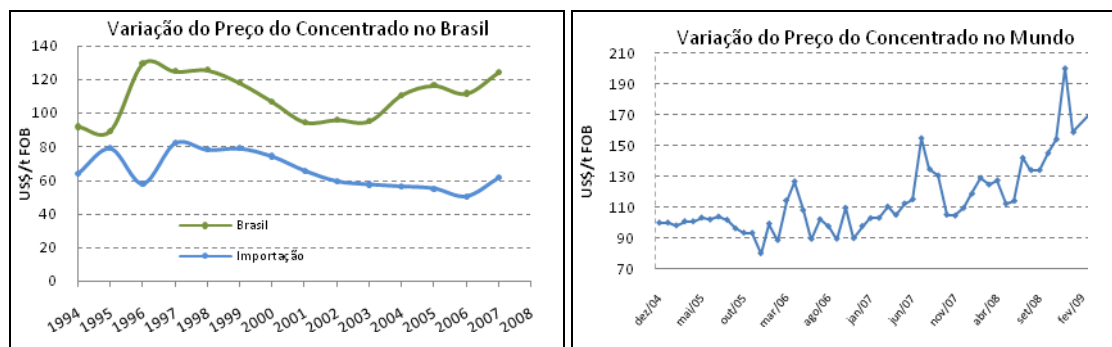


Figura 37. Preço de venda do concentrado, US\$/t FOB. No Brasil entre 1994 e 2007 (a) e no mundo, entre dezembro de 2004 e março de 2009. Adaptado de (3) e (5).

A análise de toda essa conjuntura nos levou a estabelecer em US\$200/t FOB o preço de venda do concentrado com 35% de P₂O₅. A partir da definição da quantidade de produto que pretendemos colocar no mercado e o preço de venda estipulado, passamos para a etapa de estimativa dos custos capitais e operacionais.

9.2. ESTIMATIVA DE CUSTOS

As estimativas dos custos capitais (investimentos totais) e operacionais dependem da escala de produção adotada, da utilização ou não de explosivos e da quantidade deles no desmonte de rocha, do sistema de carregamento e transporte escolhido, dentre outros fatores. Para este estudo de pré-viabilidade, foram fixados diversos fatores que vão influenciar diretamente no cálculo da taxa de produção de minério (ROM) e na quantidade de concentrado produzida. As escolhas sempre levaram em conta os estudos de mercado, o modelo geológico construído e também as pesquisas bibliográficas sobre minas de fosfato no Brasil. Alguns dos parâmetros previamente definidos são mostrados na Tabela XII:

Tabela XII. Parâmetros pré-definidos para as estimativas de Custos.

| | Mina | Usina de Beneficiamento |
|--------------------------|----------|-------------------------|
| Dias Trabalhados / ano | 300 | 340 |
| Horas / dia | 14 | 24 |
| Horas Efetivas / dia | 12 | 24 |
| Diluição na Lavra | 4% | - |
| Teor na Entrada da Usina | - | 8.65% |
| Teor do Concentrado | - | 35% |
| Recuperação Global | - | 70% |
| Preço de Venda (US\$/t) | - | 200 |
| ROM | 6 Mt/ano | - |
| REM | <1 (t/t) | - |
| Produção de Concentrado | - | 1.038 Mt/ano |

Com estes parâmetros estipulados, optou-se por consultar o guia de estimativas chamado *Mine and Mill Equipment Costs*, publicado em 2003 pela empresa de consultoria *Western Mine Engineering Inc.*

O guia apresenta estimativas de custos operacionais de lavra e beneficiamento, além dos custos capitais, para diversas taxas de produção e diversas relações estéril/minério. A menor REM analisada é 1:1 (t/t) e foi a partir dos dados para esta REM que os custos para este empreendimento foram estimados. Neste guia os custos de lavra foram estimados através do *SHERPA Mine Cost Estimating Aplicativo*, com base no mercado dos Estados Unidos. Já os custos do beneficiamento do guia foram cedidos por outra empresa de consultoria, em parceria com a *Western Mine*. Os custos são sempre apresentados em US\$/t FOB.

A partir das informações fornecidas pelo guia, foi construída uma curva que aproxima os custos operacionais (Figura 38a) para as diferentes taxas de produção simuladas, de forma a demonstrar a diminuição de custos associada ao aumento da taxa de produção (“efeito escala”). Também foi construída uma curva de aproximação para evidenciar o aumento dos custos capitais em função do aumento na escala de produção (Figura 38b), a partir dos resultados apresentados no guia. Os valores já estão atualizados para US\$ de 2009.

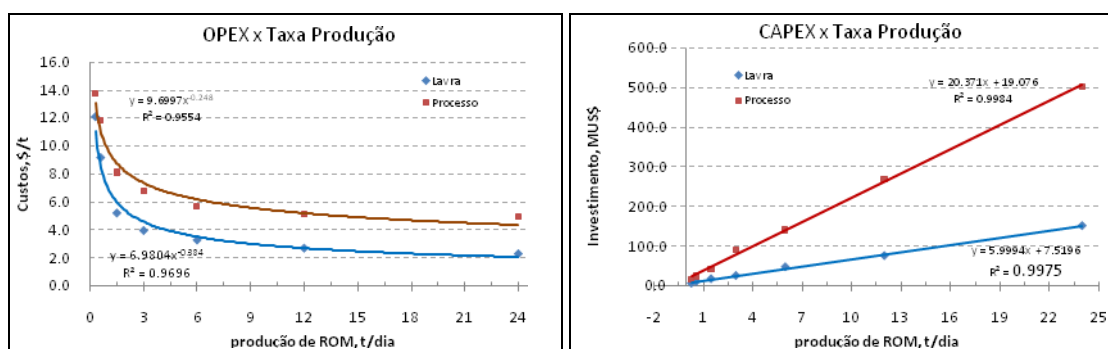


Figura 38. Custos operacionais (a) e investimento (b) associados à lavra e ao beneficiamento de minérios para diferentes taxas diárias de produção. Adaptado de (6).

Sabendo que a produção de ROM é 6 Mt/ano, foram considerados os valores tabelados pelo guia, fazendo-se alguns ajustes julgados pertinentes para aproximar da realidade brasileira. A Tabela XIII apresenta os custos totais considerados no cálculo da função benefício.

Tabela XIII. CAPEX e OPEX assumidos para o projeto Fosfato Metassedimentar.

| Custos Operacionais | US\$/t FOB de minério |
|--------------------------------|-----------------------|
| Lavra | 3.27 |
| Processo | 5.73 |
| G&A | 0.10 |
| Venda | 1.0 |
| Custo Operacional Total | 10.10 |
| Custos Capitais | MUS\$ |
| Investimento Mina | 58 |
| Investimento Usina | 142 |
| Investimento Total | 200 |

Após a definição dos custos totais associados ao projeto, pode-se fazer o cálculo da função benefício (FB) dos blocos e estimar o teor mínimo que remunera o investimento. Para o cálculo do teor de corte (BCOG), devemos calcular o teor para o qual os custos são iguais às receitas. Para o projeto em questão este valor é 7.25%. Abaixo é apresentada a fórmula geral para cálculo do teor de corte (BCOG):

Equação 5: fórmula geral para cálculo do teor de corte.

$$\text{BCOG (\%)} = (\text{C.O}) / \text{R} * (\text{Pv} - \text{Cv}) \text{ onde,}$$

- BOG é o teor de corte (*Breakeven Cutoff Grade*);
- C.O é o custo operacional total;
- Pv é o preço de venda do concentrado e,
- Cv é o custo de venda (adotamos Cv igual a 1% do Pv).

De posse do teor de corte, pode-se calcular a função benefício para cada bloco do modelo gerado para o depósito. Esta função simplesmente calcula o lucro de um bloco com teor acima do BCOG ou o custo da lavra de um bloco com teor abaixo do BCOG.

Para tanto criou-se uma expressão condicional (*booleana*) no *aplicativo* escolhido para a construção do modelo de blocos. Esta expressão analisa os blocos que estão acima ou abaixo do teor de corte e atribui um valor referente à extração do bloco para envio à usina de beneficiamento ou à pilha de estéril. Para este estudo, foi criado no modelo de blocos um atributo chamado FB para armazenar o valor econômico do bloco. A seguinte expressão genérica foi aplicada apenas aos blocos dentro do domínio litológico classificados como

reserva medida:

$SE[\text{Teor do Bloco} < BCOG, FB = \text{Custo de Lavra}; FB = \text{Teor do Bloco} * \text{Recuperação Global} * \text{Preço de Venda} - \text{Custo Total}]$

Com o valor econômico de cada bloco atribuído passou-se então à geração das cavas ótima e operacional para que se pudesse conhecer de fato a massa de minério recuperável (recursos provados), a massa de estéril movimentada e, a partir da taxa de produção estipulada, determinar a vida útil do projeto. As informações a respeito da cava ótima e operacional estão detalhadas em seção específica na página 48.

Considerando que neste estudo a taxa de produção estipulada é 6Mt/ano de ROM, a vida útil do projeto será 44 anos. No entanto, o horizonte de análise econômica é de 25 anos para os estudos de fluxos de caixa, análises de sensibilidade e tempo de retorno do projeto.

Os estudos consideraram dois cenários. O primeiro assumindo que os investimentos serão feitos apenas com capital próprio, sem a necessidade de empréstimos bancários. O segundo cenário considera um empréstimo bancário equivalente a 40% do total investido, a uma taxa de juros de 8% a.a para o pagamento do empréstimo. Em ambos os cenários foi considerada a incidência de impostos (30% sobre os lucros). A Tabela XIV abaixo lista alguns dados técnicos e econômicos iniciais para os dois cenários estudados.

Tabela XIV. Dados técnicos e econômicos gerais para os cenários estudados.

| Dados Técnicos | | Dados Econômicos | |
|------------------------------|-------|-------------------------------------|--------|
| Recursos (Mt) | 262.3 | Investimento inicial (MUS\$) | 200 |
| Produção Anual de ROM (Mt/a) | 6.00 | Tempo de Investimento (anos) | 2 |
| Vida útil (anos) | 44 | Reinvestimento no ano 12 (MUS\$) | 100 |
| Horizonte de Análise (anos) | 25 | Depreciação do Investimento (%a.a) | 20 |
| REM (t/t) | 0.52 | Taxa de Desconto (%a.a) | 15 |
| Teor de Corte (%) | 7.25 | Taxa sobre vendas (%a.a) | 15 |
| Teor na Usina (%) | 8.65 | Imposto sobre o lucro (%a.a) | 30 |
| Recuperação Metalúrgica (%) | 70 | CFEM (%a.a) | 2.0 |
| Produção Concentrado (MT/a) | 1.038 | Custo operacional (US\$/t minério) | 10.10t |
| - | - | Teor de p2o5 no concentrado (%) | 35 |
| - | - | Preço do Concentrado (US\$/t FOB) | 200 |
| - | - | Empréstimo (% do Capital Investido) | 40 |
| - | - | Carência do Empréstimo (anos) | 2 |
| - | - | Prazo para Pagamento (anos) | 3 |
| - | - | Juros do Empréstimo (%a.a) | 8 |

A taxa de atualização aplicada é alta (15%). Taxas conservadoras como esta, são comuns em estudos de pré-viabilidade das grandes empresas mineradoras em função do alto risco de investimento associado a este tipo de empreendimento.

9.3.FLUXO DE CAIXA E ANÁLISE DE SENSIBILIDADE

De posse das informações listadas acima, procedeu-se à montagem do fluxo de caixa para os cenários estudados, utilizando o Microsoft Excel 2007. Os resultados de ambos os cenários são mostrados nas figuras e tabelas abaixo. A Figura 39 mostra o tempo de retorno do investimento (tempo de Payback). A Figura 40 mostra o fluxo de caixa para o cenário sem investimento (a) e a com investimento (b) considerando diferentes taxas de atualização.

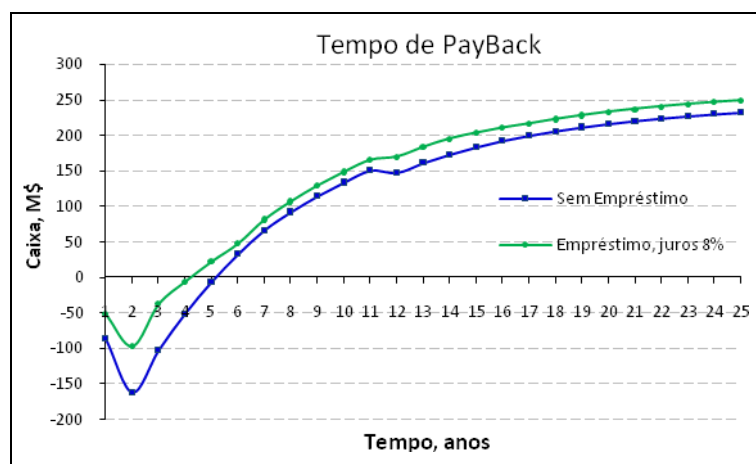


Figura 39. Tempo de retorno do investimento.

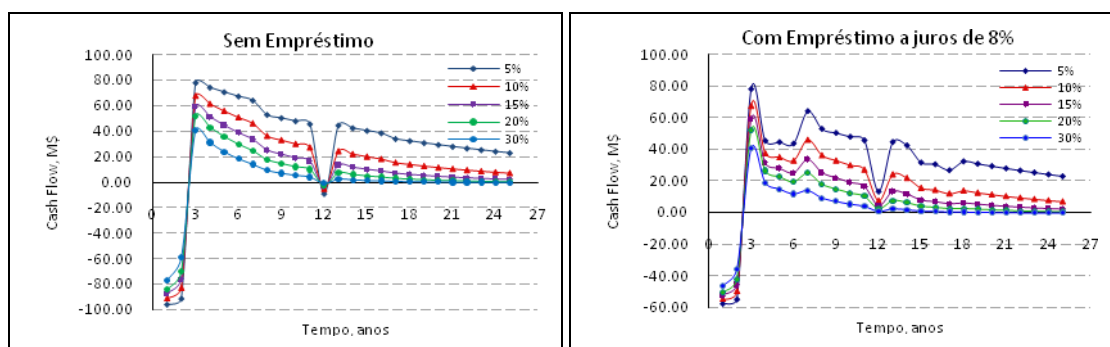


Figura 40. Fluxo de caixa considerando diversas taxas de atualização para os dois cenários estudados: sem empréstimo (a) e com empréstimo (b).

Outra etapa importante é a análise de sensibilidade do projeto, onde pode-se identificar o quão sensível o empreendimento é às oscilações de algumas variáveis importantes, que podem determinar a viabilidade ou não do projeto. A Figura 41 mostra a

variação do NPV de acordo com a variação percentual de alguns parâmetros em torno do valor-base estipulado anteriormente. O 100% se refere aos valores atuais dos parâmetros em questão.

Pode-se notar que para custos operacionais acima de 16 US\$/t (1.6 vezes o custo atual), o empreendimento deixa de ser lucrativo. O mesmo acontece para investimentos que superem 560MUS\$ (2.8 vezes o investimento atual) ou para preços de venda menores que 120 US\$/t FOB. Os percentuais diferem muito pouco nos dois cenários estudados.

O preço que faz o NPV =0 é chamado de *Breakeven Price Variation Factor*. Já o preço que gera NPV capaz de pagar apenas os investimentos (NPV= - Investimentos) é chamado de *Cash Breakeven Price Variation Factor*.

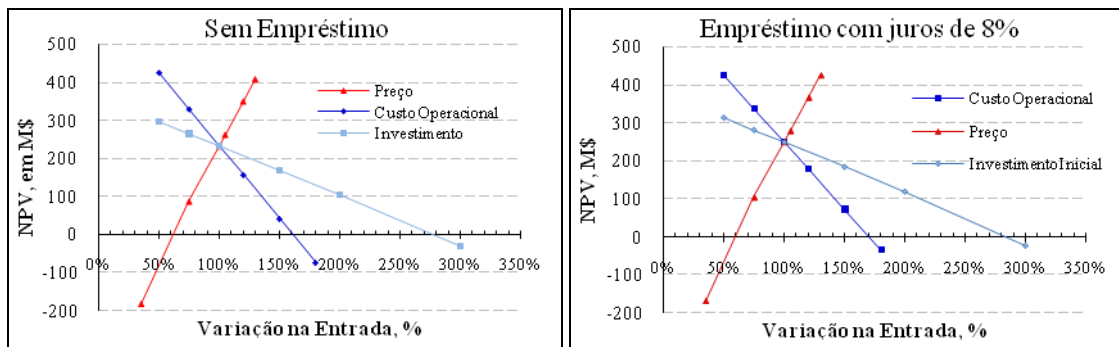


Figura 41. variação do NPV de acordo com a variação de parâmetros decisivos, considerando o cenário sem imposto (a) e com imposto (b).

Como última parte da análise de sensibilidade, a Figura 42 mostra a influência da taxa de desconto no valor presente líquido do projeto e a Tabela XV faz um pequeno resumo dos dados obtidos em cada cenário estudado. Na tabela são incluídos parâmetros importantes como a Margem Operacional do empreendimento ($[(\text{Receita}-\text{Custos})/\text{Receita}]$) e a Intensidade de Capital ($[\text{Investimento Total}/\text{Receita anual}]$).

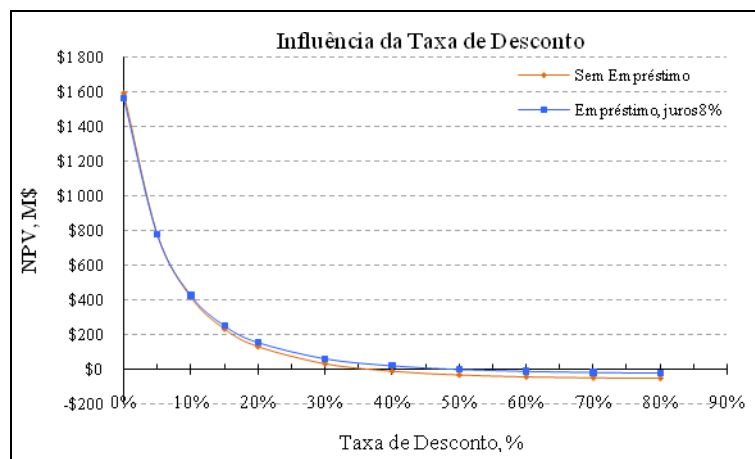


Figura 42. variação do NPV de acordo com a taxa de desconto aplicada para os dois cenários estudados.

Tabela XV. Resumo de parâmetros econômicos dos cenários estudados.

| PARÂMETROS | Sem Empréstimo | Com Empréstimo |
|---|----------------|----------------|
| Taxa de Atualização Aplicada (%) | 15% | 15% |
| NPV para a T.A aplicada (MUS\$) | 232.08 | 248.74 |
| Taxa Interna de Retorno (%) | 36.50% | 48.48% |
| Intensidade de Capital | 0.96 | 0.96 |
| Investimento unitário (\$ invest./ t produz.) | 33.33 | 33.33 |
| Margem (%) | 70.82% | 70.82% |
| Payback (anos) | ~5 | ~4 |
| Breakeven Price Variation Factor (%) | 60.250% | 57.888% |
| Cash Breakeven Price Variation Factor (%) | 32.907% | 31.212% |

Apesar de ser um empreendimento de grande porte, a Intensidade de Capital requerida é relativamente baixa (0.96), o que é atípico no setor de mineração. A Margem Operacional e a Taxa Interna de Retorno mostram que o empreendimento é robusto e bastante atraente para os investidores, desde que seja mantida a tendência atual de aumento no preço de venda do concentrado.

10. PROJETO DE MINA

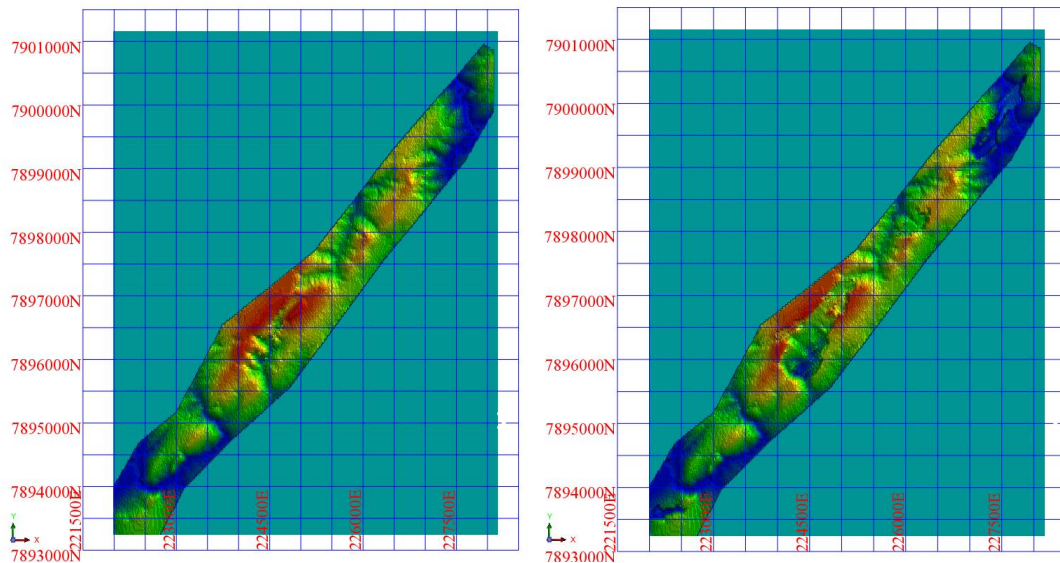
10.1. OTIMIZAÇÃO DE CAVA

Após a cubagem do corpo mineral foi gerada uma cava ótima do depósito estudado utilizando o aplicativo *NPV Scheduler*. Para este procedimento optou-se pela execução do algoritmo de Lerchs-Grossmann, maximizando o valor presente líquido (NPV) do depósito. A cava ótima a ser gerada deve levar em consideração o valor econômico de cada bloco,

condições geomecânicas (ângulo global para os setores da mina), a relação estéril/minério estimada inicialmente e a escala de produção estipulada. Nesse projeto, devido à produção não variar ao longo do tempo, não foi necessária a realização de mais de uma iteração.

Os parâmetros utilizados nessa etapa foram apresentados nas sessões Economia Mineral e Geomecânica.

De acordo com a taxa de produção estipulada e a reserva total, o aplicativo *NPV Scheduler* gerou 26 *pushbacks* (avanços) em função do tempo, sempre priorizando a maximização do NPV (valor presente líquido) do projeto. Os avanços podem ser utilizados como seqüência de lavra se julgado conveniente, porém neste projeto isto não ocorrerá devido às dimensões do corpo. A estratégia adotada será avançar a lavra do centro em direção a uma das extremidades e depois avançar para a outra extremidade. A Figura 43 abaixo mostra alguns dos avanços ao longo da vida da mina. A cor azul indica cotas (eixo Z) mais baixas e o vermelho as cotas mais altas.



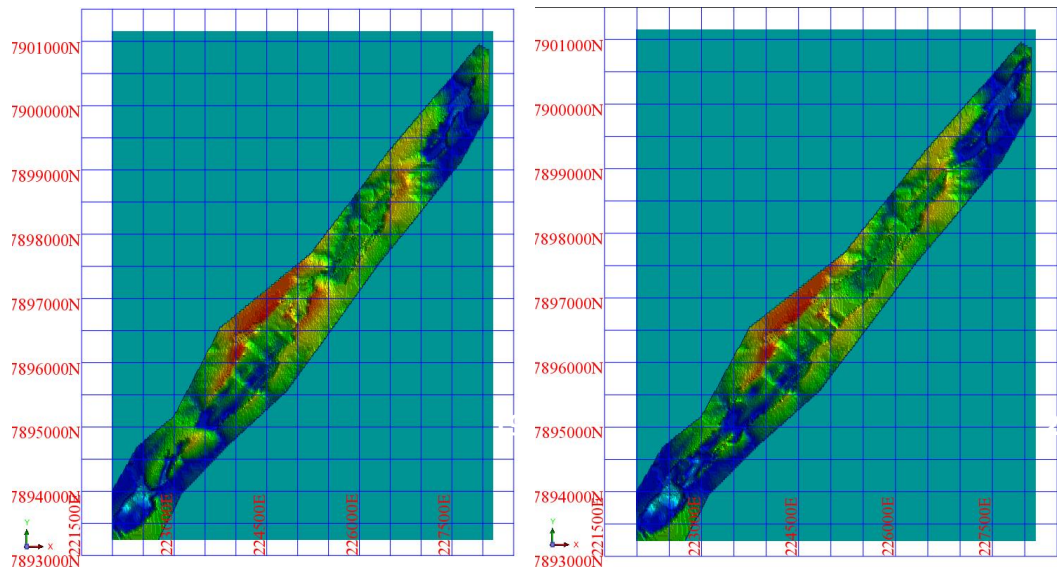


Figura 43. Avanços (*pushbaks*) 1, 10, 19 e 26 gerados pelo *NPV Scheduler* a partir do algoritmo gráfico de Lerchs-Grossmann.

Outros resultados da otimização da cava são apresentados nas figuras abaixo, mostrando que o processo de otimização foi como se esperava: uma movimentação maior de minério e menor de estéril no início do empreendimento, ocasionando um teor médio maior nos primeiros anos e menor ao final da vida útil, quando aumenta a REM.

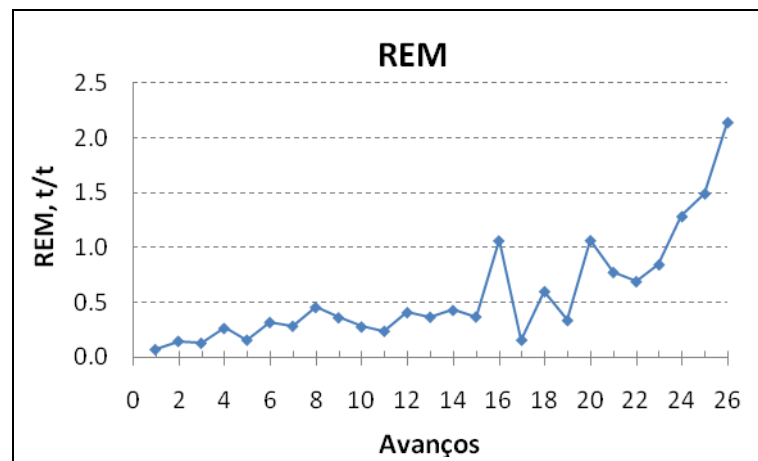


Figura 44. variação da relação estéril/minério, em t/t, ao longo dos avanços de lava.

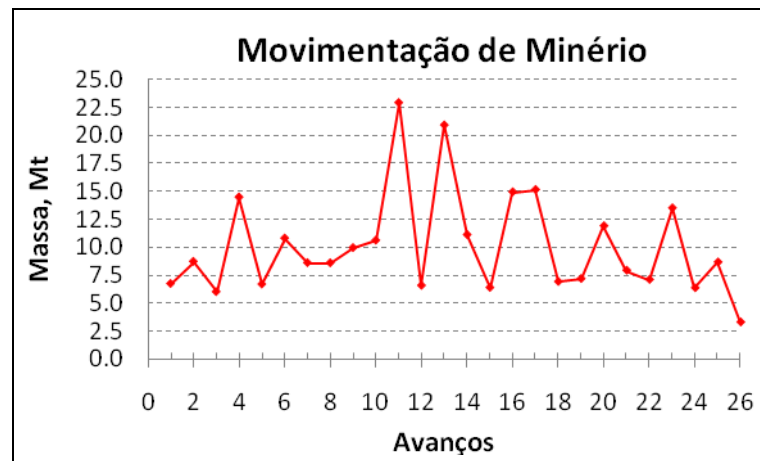


Figura 45. variação da massa de minério movimentada ao longo dos avanços de lavra.

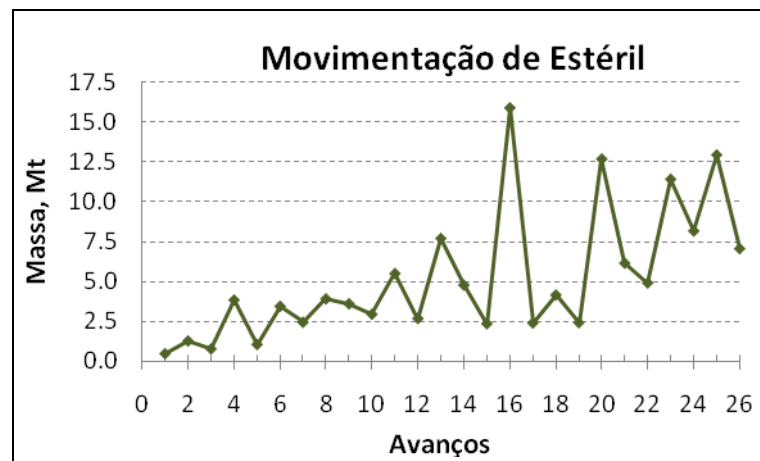


Figura 46. variação da massa de estéril movimentada ao longo dos avanços de lavra.

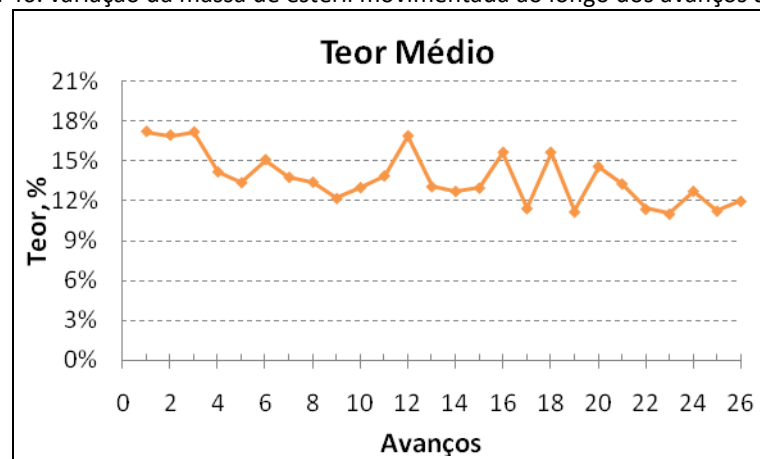


Figura 47. variação do teor médio de P_2O_5 no minério lavrado ao longo dos avanços de lavra.

10.2. OPERACIONALIZAÇÃO DA CAVA ÓTIMA

A cava ótima foi então operacionalizada, ou seja, a partir da superfície do último avanço gerado, foram construídas as rampas, taludes e bermas para a configuração de *pit* final, com um ângulo de bancada de 60°, uma berma de 5m de largura, taludes de 10m de altura e ângulo global de 45°, como definido anteriormente na seção Geomecânica. Na construção desta cava levou-se em conta também uma área mínima de praça de 50mX50m em cada fundo de cava projetado ao longo do *pit*.

As rampas foram projetadas de acordo com o tamanho dos equipamentos de transporte e carregamento utilizados na mina. As pistas têm gradiente de 10% e 15 metros de largura. A Figura 48 apresenta as características de uma pista típica para este projeto.

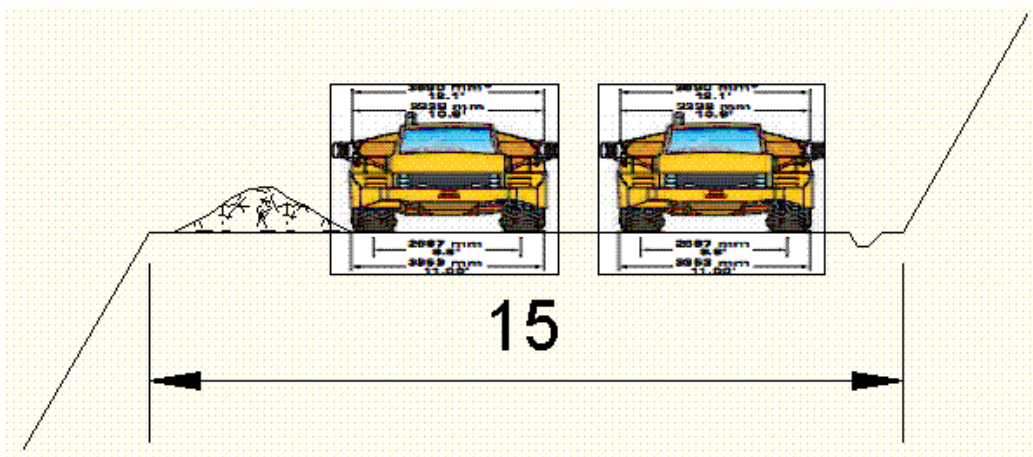


Figura 48. Características da pista projetada para a circulação dos equipamentos de transporte.

Após a construção da cava operacional foram definidos os locais das instalações industriais, das pilhas de material estéril e da barragem de rejeito.

Optou-se por construir três pilhas de estéril ao longo da vida útil da mina. Estas pilhas serão dispostas no setor leste da cava, em pontos estratégicos para que a distância média de transporte do material estéril proveniente das frentes de trabalho não seja superior a 2km. Desta forma, as pilhas serão distribuídas uma para o setor sul do *pit*, outra para o setor central e a última para o setor norte do *pit*.

As instalações industriais também serão colocadas no lado leste do *pit*, mais próximas ao setor central. Em função desta locação, a barragem de rejeitos do

beneficiamento também será alocada no lado leste do pit, aproveitando a formação topográfica favorável à sua construção.

11.DESMONTE DE ROCHAS

Desmonte de rochas é a etapa responsável pela fragmentação de material, tanto estéril quanto minério, a fim de facilitar seu transporte. O desmonte pode ser realizado de forma mecânica (em rochas de baixa qualidade) ou com a utilização de explosivos.

O desmonte deve atender as necessidades de produção da mina e deve ser adequado ao tipo de equipamento que está sendo utilizado. Além disso, deve estar de acordo com normas e exigências ambientais.

O dimensionamento de um plano de fogo deve iniciar utilizando fórmulas empíricas, e ao longo do tempo promover melhorias. Não existem fórmulas que possam prever corretamente o resultado de um desmonte, todas elas são uma estimativa inicial.

Ao longo do tempo testes de desempenho, refinamento, medidas de qualidade devem ser realizadas para se adequar a melhor situação. Sempre que possível o plano de fogo deve ser realizado aproveitando-se das condições geológicas.

11.1. BANCADAS E EQUIPAMENTOS

As bancadas projetadas pela mecânica de rochas têm 5 metros de altura e ângulo de 50°. O desmonte segue o tamanho de blocos definido anteriormente para o estudo (15X30X5).

O equipamento de carregamento dimensionado é carregadeira frontal sobre rodas. Dessa forma, a pilha de material desmontado deve seguir o modelo da Figura 49.



Figura 49. Modelo de pilha de material desmontado.

O diâmetro do furo está relacionado com altura de bancada, taxa de produção,

fragmentação e seletividade. Serão utilizados furos de 76 mm de diâmetro para a blocos de produção e 54 mm de diâmetro para blocos de descobertura.

O equipamento utilizado para realizar os furos está descrito no item relativo a dimensionamento de equipamentos.

11.2. PLANO DE FOGO

Nesse projeto estão previstos, inicialmente, dois padrões de plano de fogo. Um atende as necessidades da produção (mais rigorosa) e outro atende as necessidades de remoção de cobertura e blocos de estéril. Ambos projetos utilizaram fórmulas empíricas. A Tabela XVI apresenta os parâmetros do desmonte da rocha fosfática, referente a blocos de produção.

Tabela XVI. Parâmetros de desmonte para rocha fosfatica.

| | Explosivo | EMULSÃO |
|------|--------------------------------|---------|
| K | Altura (m) | 5m |
| d | Diâmetro (mm) | 74 |
| lb | Concentração carga (kg/m) | 5 |
| w | Largura da bancada (m) | 150 |
| y | Berma bancada(m) | 17 |
| Bmax | <i>Burden</i> (m) | 3.2 |
| U | Subfuração (m) | 1 |
| H | Profundidade furo (m) | 6.3 |
| E | Erro de perfuração (m) | 0.3 |
| B | Correção do <i>Burden</i> (m) | 3.0 |
| S | Espaçamento (m) | 4 |
| M | Malha (m ²) | 11 |
| W | Ajuste largura (m) | 40 |
| | n° de espaços entre furos | 41 |
| | número de furos | 42 |
| Y | Ajuste bancada (m) | 3 |
| | n° de espaços entre furos | 4 |
| | número de furos | 5 |
| T | Tampão(m) | 2 |

| | | |
|----|-------------------------------------|------|
| h | Altura de carga (m) | 4,3 |
| Q | Peso de carga (kgf) | 21 |
| RC | Razão de Carga (kg/m ³) | 0,39 |
| VT | Produção total (m ³) | 8940 |

O desmonte de rocha estéril seguirá o mesmo padrão, porém com menor volume desmontado. Utilizando os parâmetros calculados acima foi definida uma malha de desmonte, a malha inicial será a mesma para minério e esteril. Serão utilizados retardos de 10, 20 e 50 ms. O fogo será iniciado através de tubo de choque.

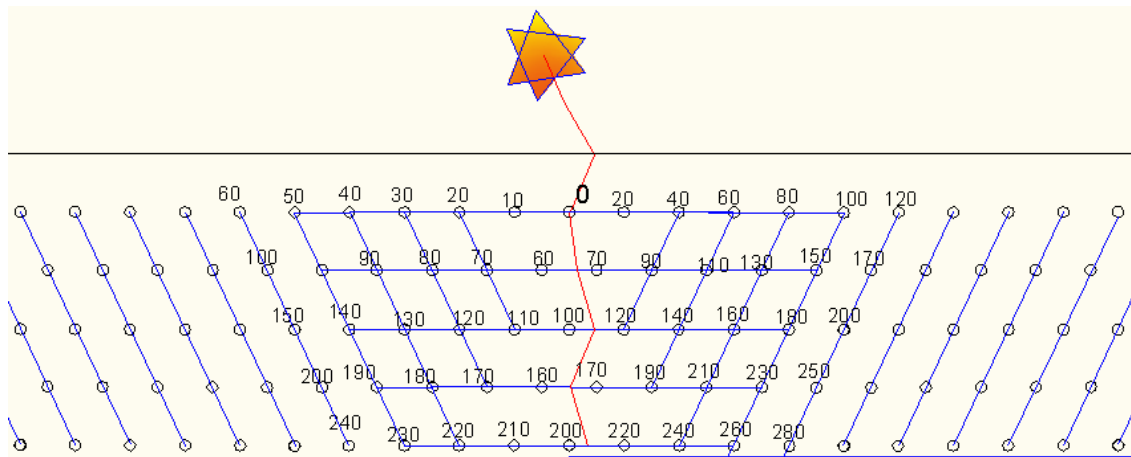


Figura 50. Malha de desmonte.

12. DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS DE LAVRA

Devido ao método de lavra e à geometria do corpo mineral os equipamentos selecionados serão carregadeiras *Front end Loader*, caminhões articulados de médio porte, perfuratrizes de médio porte, correia transportadora, unidade semi-móvel DS de britagem primária, além dos equipamentos auxiliares à lavra. O local de produção contará com atividades de perfuração, carregamento e transporte. A Figura 51 apresenta um esquema das operações.

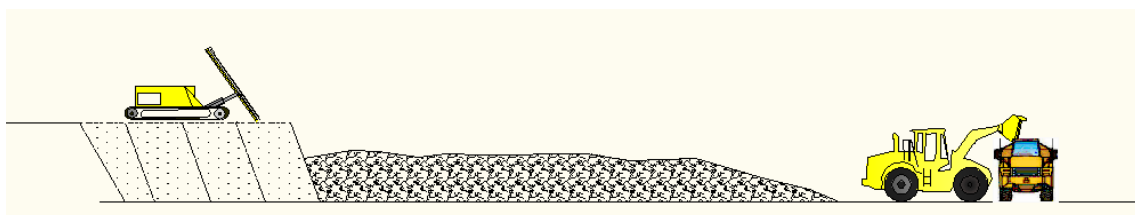


Figura 51: Modelo esquemático das operações.

12.1. EQUIPAMENTOS DE CARREGAMENTO

O sistema de carregamento de minério e estéril será realizado com carregadeiras do tipo *Front end Loader 980H Caterpillar*. Essa carregadeira é considerada de médio porte, baixo custo operacional e grande produtividade. O dimensionamento da carregadeira para a lavra de minério, juntamente com os fatores utilizados é apresentado na Tabela XVII.

Tabela XVII. Dimensionamento da carregadeira, juntamente com os fatores utilizados.

| | |
|--|------|
| Densidade empolada (t/m ³) | 1,76 |
| Fator de Enchimento | 85% |
| Ciclo, 1 Passe (s) | 30 |
| Nº ciclos por hora (C) | 120 |
| Fator de Giro (S) | 1 |
| Disponibilidade mecânica (A) | 90% |
| Disponibilidade operacional (O) | 90% |
| Eficiência Operacional (A*O) | 81% |
| Fator de Enchimento (F) | 80% |
| Fator de Empolamento (E) | 1,3 |
| Fator de Concha (Bf) | 1,1 |
| Fator de Deslocamento (P) | 1 |
| Vc (m ³) | 11 |
| nº de passes | 4 |
| Taxa de Produção (m ³ /h) | 1320 |
| Numero de Carregadeiras | 2 |
| Volume de Concha da Carregadeira | 6 |

<http://brasil.cat.com/cmms/images/C199117.pdf>

No dimensionamento desta carregadeira, também foram considerados dados geométricos do equipamento.

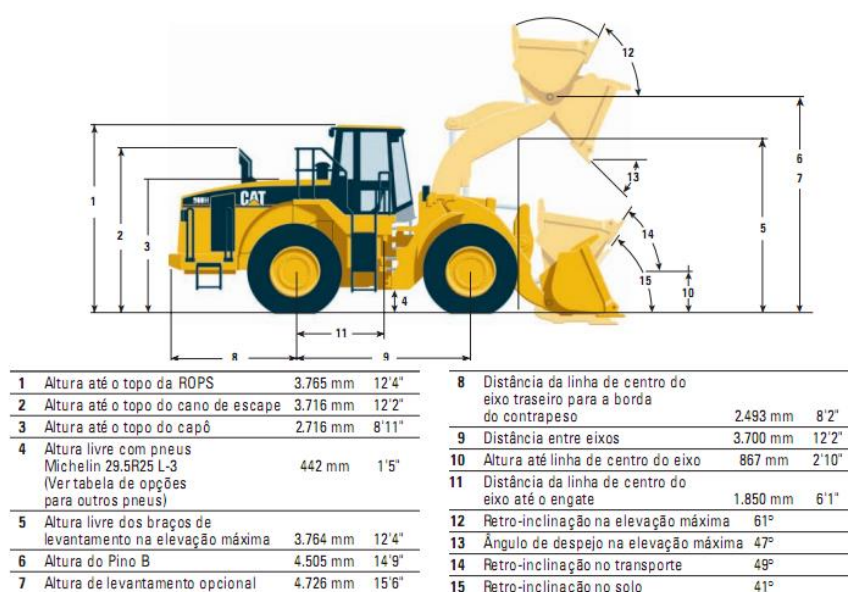


Figura 52. Dimensões da Carregadeira Caterpillar 980 H.

O carregamento de material estéril será realizado pela mesma carregadeira, porém será necessária apenas uma unidade.

12.2.EQUIPAMENTOS DE TRANSPORTE DE MINÉRIO E ESTÉRIL

O sistema de transporte será composto por caminhões articulados e correias transportadoras. Na lavra de minério, serão utilizados ambos dos sistemas, já o transporte de estéril será feito apenas por caminhões.

Devido à geometria do corpo mineral, as distâncias de transporte aumentariam significativamente ao longo da vida útil da mina. O sistema de transporte por caminhões, geralmente, é inviabilizado em distâncias superiores a 3 km. Dessa forma, a alternativa mais viável é utilizar sistema de correia transportadora.

O caminhão carregado fará um deslocamento máximo de 2 Km até a unidade semi-móvel DS de britagem primária. A unidade possui sistema de britagem, classificação e um alimentador para correia transportadora. O sistema possui uma mobilidade relativamente alta, podendo assim ser deslocado a medida de a lavra avança.

Os caminhões selecionados para o transporte do minério e estéril são Articulados, *Caterpillar* modelo 735. O caminhão possui um custo de aquisição e manutenção inferior a caminhões tipo fora de estrada e possui uma durabilidade maior que os caminhões de estrada comuns. Para a estimativa do tempo de ciclo utilizou-se as informações do manual técnico do equipamento, Figura 53 e Figura 54.

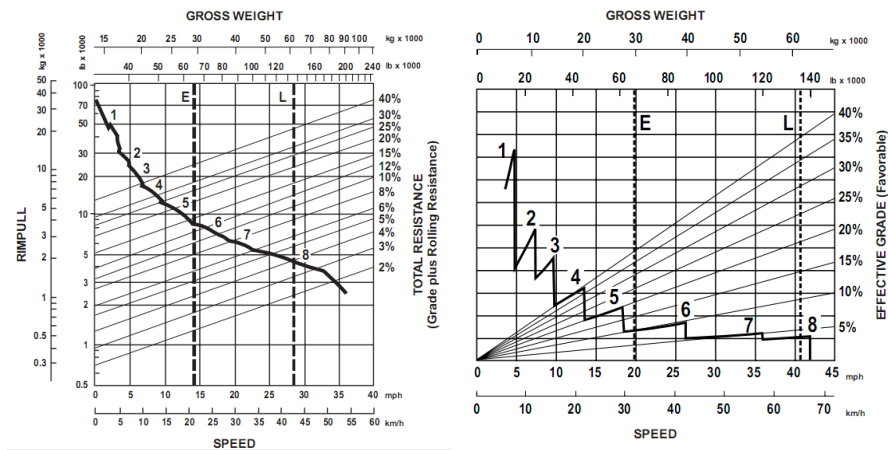


Figura 53. Resistência ao rolamento.

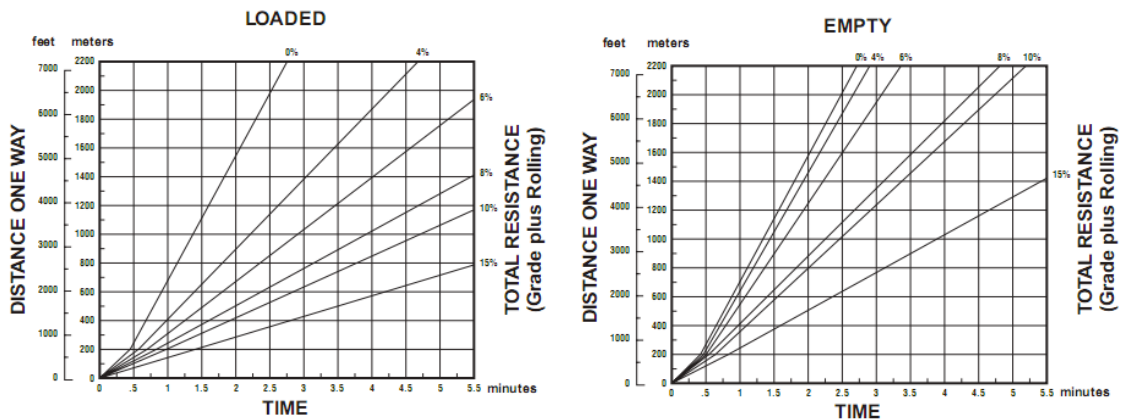


Figura 54. Tempo de deslocamento em função da distância, para diferentes gradientes.

A Tabela XVIII apresenta o dimensionamento do caminhão, juntamente com os fatores utilizados.

Tabela XVIII: Dimensionamento do caminhão, juntamente com os fatores utilizados.

| | |
|-------------------------------------|------|
| Carga útil nominal (t) | 32 |
| Volume da Caçamba (m ³) | 24,5 |
| Vel. Máx- Carregado (km/h) | 58 |
| Distância de Basculamento (km) | 2 |
| Tempo de ida (min) | 4,5 |
| Levantamento (s) | 11 |
| Baixar (s) | 7 |
| Tempo de volta (min) | 3,2 |
| Posicionamento (s) | 10 |
| Estimativa de Tempo de Ciclo (min) | 8,1 |
| Disponibilidade mecânica (A) | 90% |

| | |
|--------------------------------------|------|
| Disponibilidade operacional (O) | 95% |
| Eficiência Operacional (A*O) | 86% |
| Fator de Enchimento (F) | 100% |
| Taxa de Produção (m ³ /h) | 116 |
| Número de Caminhões | 12 |

A Figura 55 apresenta as dimensões do caminhão.

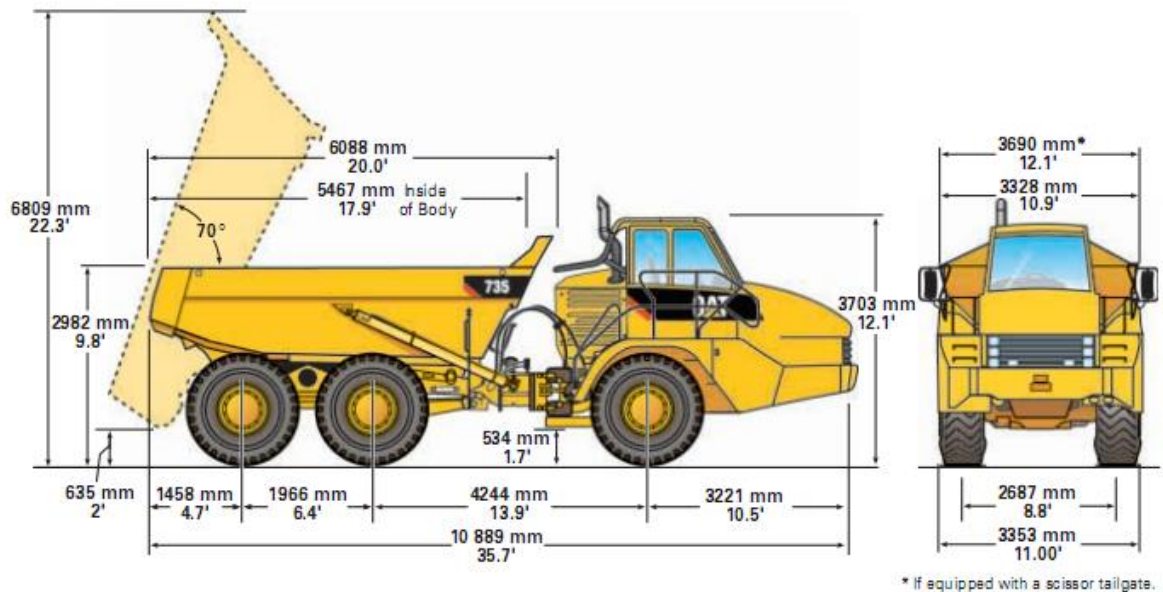


Figura 55. Dimensões do caminhão Articulado 735 Caterpillar

Para o dimensionamento dos caminhões utilizados no transporte de material estéril foram consideradas duas situações, a primeira com uma distância média de transporte de 1,5 Km e a segunda com 3 km de distância.

Utilizando os mesmos parâmetros mostrados acima, encontrou-se o número de 4 caminhões para a primeira situação e 6 para a segunda.

O sistema de correia transportadora foi dimensionado seguindo o manual da Metso. Foram considerados parâmetros físicos do material (granulometria, densidade, abrasividade, ângulo de repouso e velocidade crítica). A Tabela XIX apresenta os parâmetros utilizados e o tamanho de correia dimensionando.

Tabela XIX: Parâmetros utilizados no dimensionamento da correia transportadora.

| | |
|---|-------|
| Distância do material à borda da correia (dp) | 3.54" |
| Largura total da correia transportadora (B) | 48" |
| Capacidade Nominal (m ³ /h) | 967.1 |
| CT (m ³ /h) | 509 |

| | |
|------------------------------|--------|
| V (m/s) | 2 |
| K | 0.95 |
| Produção (t/h) | 1642 |
| Produção (m ³ /h) | 965.90 |

12.3. EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO E DESMONTE

Foram selecionadas duas perfuratrizes para a tarefa de perfuração, uma atuará em blocos de minério e a outra no estéril. O dimensionamento das perfuratrizes foi baseado na altura de bancada, dureza e abrasividade da rocha. A Perfuratriz Atlas Copco Roc D7 será utilizada no minério. O equipamento realiza furos de 65 a 115 mm de diâmetro e possui máxima eficiência em profundidades até 28 metros.

A outra perfuratriz selecionada é a Perfuratriz Atlas Copco Roc D3, que será utilizada na perfuração da rocha estéril. O equipamento realiza furos de 48 a 89 mm de diâmetro e possui máxima eficiência em profundidades até 16 metros.

Além desses equipamentos, também será utilizado um Caminhão Carregador de Emulsão.

12.4. EQUIPAMENTOS AUXILIARES

Além dos equipamentos listados acima, está prevista a utilização de:

- 2 unidades de Moto Niveladora 4m. Serão utilizadas na manutenção de estradas e pistas;
- 3 Manipuladores D8T WH. Um destinado a trabalhos nas pilhas de estéril, e os demais em serviços gerais da mina;
- Um Caminhão Pipa 18000 L. Utilizado no abatimento de poeiras geradas pelo transito de equipamentos;
- 3 Caminhões Mercedes 730. Serão utilizados no abastecimento (transporte de ferramentas, peças etc);
- 5 caminhonetes serão utilizadas como veículos de apoio.

13. BENEFICIAMENTO

Nem sempre os minerais apresentam-se na natureza na forma em que serão consumidos pela indústria, quer seja por suas granulometrias (tamanhos) quer por estarem associados a outros minerais, que não têm interesse ou são indesejáveis para o processo industrial a que se destinam. É exatamente para a adequação dos minerais aos processos industriais que se utiliza o beneficiamento dos minérios (5).

A usina de beneficiamento projetada terá capacidade para tratar 6Mt/ano de ROM e é constituída das etapas de britagem, moagem e concentração. O minério alimentado ao beneficiamento possui teor médio de 8.65% de P_2O_5 .

Os valores de recuperação em cada etapa e da recuperação global foram estimados com base em valores comumente encontrados nas usinas de beneficiamento de fosfato do Brasil. Não é possível garantir precisão nos valores de recuperações ou balanço de massas de cada etapa para o minério estudado, pois não há informações suficientes no banco de dados recebido e nem mesmo nas referências consultadas que permitam o projeto de uma usina real.

13.1. BRITAGEM

13.1.1. BRITAGEM PRIMÁRIA

O minério proveniente da lavra é alimentado, a uma vazão mássica de 957 t/h, à uma unidade semi-móvel de britagem primária. Nesta etapa, o material é descarregado em uma moega com alimentador vibratório modelo MV60128 e é conduzido para uma etapa de escalpe realizada por uma grelha com abertura de 225mm.

O material retido nesta grelha, aproximadamente 75%, segue para o britador de mandíbulas de um eixo da marca Metso, modelo DS-125, com *gape* de 1250 X 950 mm e APF (abertura posição fechada) de 225mm.

O produto do britador de mandíbulas, juntamente com o material passante na grelha, segue até a britagem secundária através de correia transportadora.

13.1.2. BRITAGEM SECUNDÁRIA

Imediatamente antes de entrar à britagem secundária, o material é classificado em uma peneira com abertura de 25.4 mm, onde o material passante segue diretamente para a pilha de homogeneização e o retido é encaminhado para a britagem secundária. Essa

configuração proporciona uma maior economicidade na etapa, pois impede que o material já na granulometria correta seja alimentado na britagem secundária.

O sistema de britagem secundária é constituído por um britador cônico, da marca Metso, modelo MP1000. Seu produto possui granulometria menor que 25.4 mm.

Os britadores fecham circuito com peneira, classificando o minério de maneira que o material que já está granulometria adequada não seja alimentado ao britador. O minério devidamente britado e classificado segue para uma pilha de homogeneização que alimentará as próximas etapas.

13.2. MOAGEM

A moagem é feita primeiramente em um circuito aberto constituído por dois moinhos de barras dispostos em paralelo. A alimentação de cada moinho será de 370 t/h, gerando um produto 80% passante em 1400 μm . Os moinhos apresentam diâmetro e comprimento de 3.96m e 5.79m, respectivamente, e seus corpos moedores (barras) apresentam diâmetro de 92.5mm.

A segunda etapa de moagem é realizada por dois moinhos de bolas, também dispostos em paralelo, que apresentam 5.53m de diâmetro e 4.95m de comprimento e possuem bolas de 94 mm de diâmetro, gerando um produto 80% passante em 150 μm . Esta etapa trabalha em circuito fechado com uma bateria de 4 hidrociclones classificadores (\emptyset 26’’).

O *underflow* da ciclonagem retorna ao moinho de bolas e o *overflow* segue para a próxima bateria de 6 hidrociclones (\emptyset 20’’) que classifica o material para o circuito de flotação, sendo o overflow destinado à flotação de finos e o underflow à flotação de grossos.

13.3.FLOTAÇÃO

13.3.1. FLOTAÇÃO GROSSOS

A polpa proveniente do *underflow* dos hidrociclones será alimentada a um tanque de condicionamento onde será feita a adição dos reagentes e o condicionamento em alta intensidade (CAI) da polpa. Os reagentes adicionados nessa etapa são: NaOH (hidróxido de sódio), que tem como função aumentar o pH da polpa para 12; ácido graxo de soja a uma concentração de 60g/t, que atua como coletor da apatita e o fubá de milho na concentração de 1000g/t, que serve como depressor do ferro.

A polpa devidamente condicionada segue para etapa de flotação *rougher*. O concentrado da flotação com teor de P_2O_5 de 24% é enviado à etapa *cleaner*, enquanto que o rejeito com teor de 8% é encaminhado para a etapa *scavenger*.

Na etapa *cleaner* a flotação será feita em colunas. O concentrado desta etapa, com teor de 35%, será espessado para que seja feita a separação sólido-líquido, gerando assim o produto final. O rejeito do *cleaner*, juntamente com o concentrado do banco *scavenger*, retornam para alimentação do *rougher*. O rejeito do *scavenger* será rejeito final, sendo enviado para a barragem de rejeitos. A recuperação global do processo será de 70% e sua razão de enriquecimento global 4.

13.3.2. FLOTAÇÃO DE FINOS

A flotação de finos passa pelas mesmas etapas que a flotação de grossos e os valores de teores e recuperação são os mesmos, a única diferença é no balanço de massas. Estes podem ser observados nos fluxogramas abaixo.

13.3.3. FLUXOGRAMAS

Os fluxogramas são apresentados nas figuras a seguir:

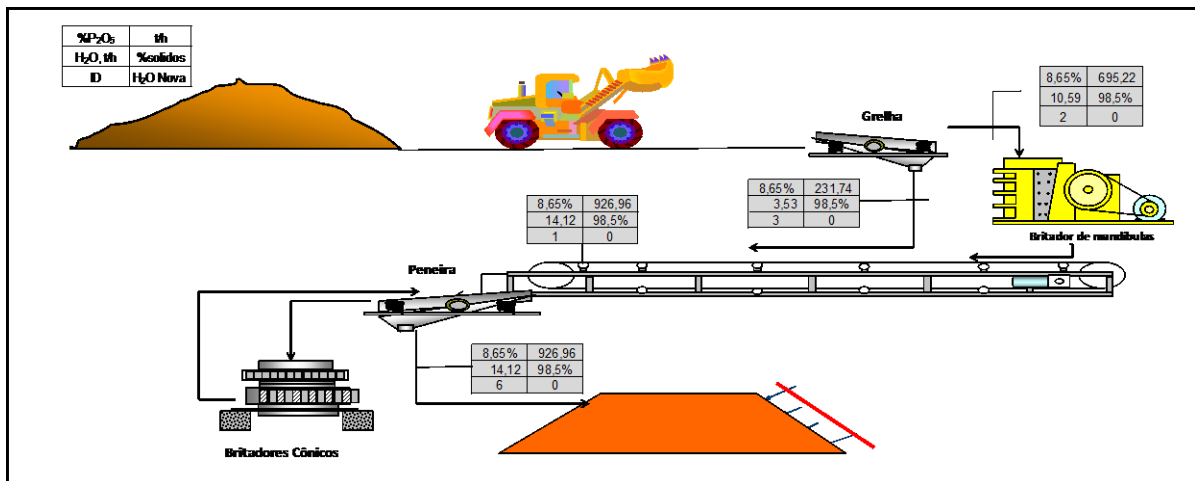


Figura 56. Fluxograma etapa de britagem.

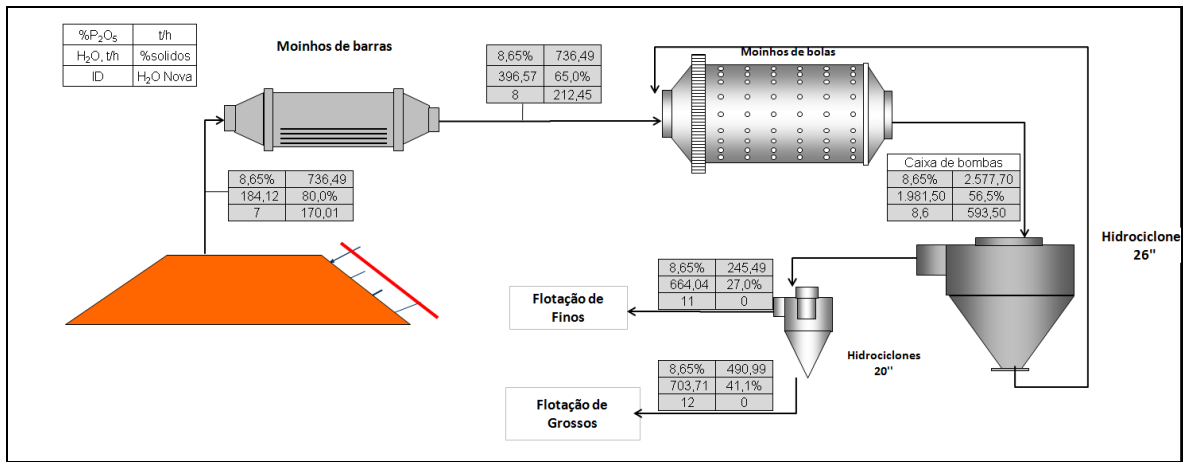


Figura 57. Fluxograma da etapa de moagem.

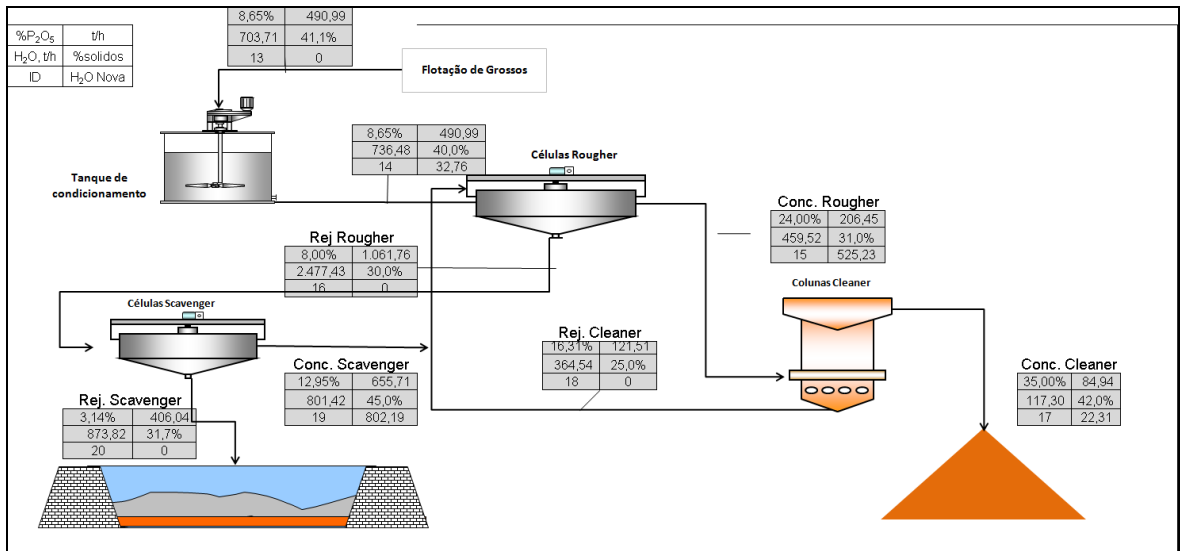


Figura 58. Fluxograma da etapa de flotação de grossos.

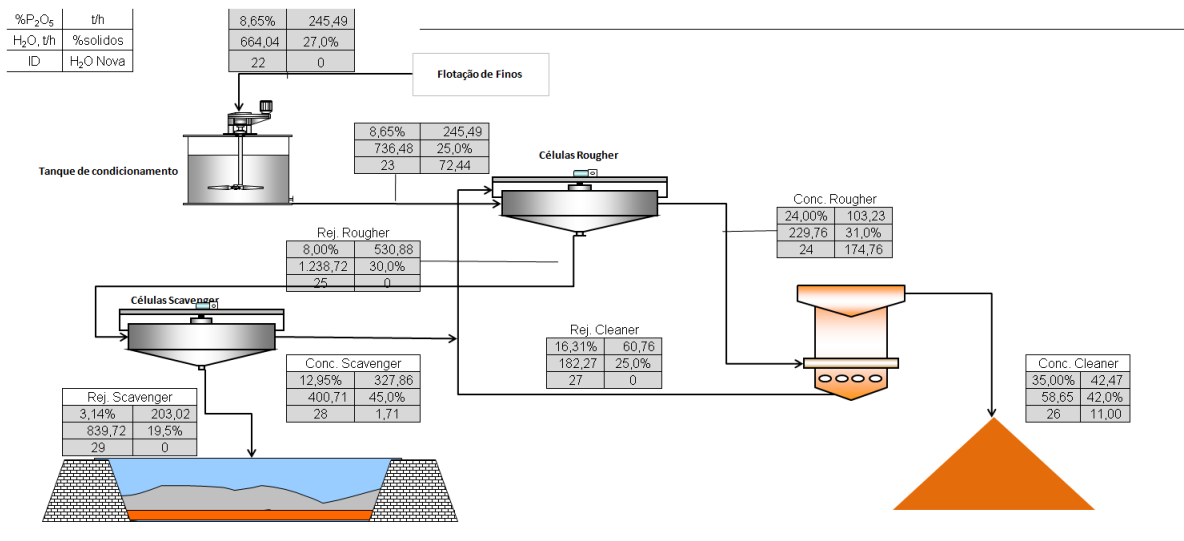


Figura 59. Fluxograma de flotação dos finos.

14. MINERAÇÃO E MEIO AMBIENTE

Recentemente o assunto meio ambiente vem sendo debatido e ocupa os centros de discussão das principais mídias. O aquecimento global, juntamente com os péssimos níveis de qualidade do ar e da água, remete cada vez mais ao pensamento de preservar o ambiente em que vivemos.

A mineração, assim com a agricultura, são atividades primárias responsáveis por grandes índices de poluição. Os problemas ambientais gerados pela mineração possuem várias interfaces e exigem soluções integradas com contribuições dos vários campos do conhecimento.

Dentre as leis que regulamentam a atividade mineira, podemos citar a Constituição Federal e o Código de Mineração. E como os principais órgãos fiscalizadores temos o IBAMA, o Ministério Público Federal e órgãos dos estados e municípios.

Inicialmente para um empreendimento mineiro, faz-se a necessidade de Licença Prévia (LP), Licença de Instalação (LI), Licença de Operação (LO), Estudo de Impacto Ambiental (EIA) e Relatório de Impacto Ambiental (RIMA). Uma vez atendida cada uma das exigências, o início da exploração está autorizado.

As exigências citadas acima contemplam um amplo estudo sobre o meio ambiente, fauna e flora e servem de parâmetro para a posterior recuperação ambiental.

Segundo o Código Florestal: “A recuperação de área degradada (RAD) significa que o local será retornado a uma forma de utilização de acordo com o plano preestabelecido para o uso do solo. Implica que uma condição estável será obtida em conformidade com os valores ambientais, econômicos, estéticos e sociais da circunvizinhança” (IBAMA, 1990).

Dessa forma, serão descritas as interfaces presentes no trabalho.

14.1. UTILIZAÇÃO DO TERRENO

Durante a preparação da área para as instalações industriais e lavra, serão tomadas medidas de forma que as obras não causem grandes impactos à região. Serão realizadas obras de drenagem para evitar erosão e assoreamento, supressão da vegetação. Além disso, o solo orgânico deverá ser retirado e estocado para posterior reúso na recuperação final.

Nessa etapa, também, serão realizados levantamentos topográficos, armazenamento de dados sobre a fauna e flora, banco de imagens da região. Se existir madeira de valor comercial ela será vendida.

14.2. HIDROGEOLOGIA E HIDROLOGIA

Para esse empreendimento, o rebaixamento do lençol freático é inevitável. Ele deve ser rebaixado, concomitantemente com o aprofundamento do *pit*. Para isso, inicialmente será realizado o mapeamento do lençol, de modo a ter conhecimento de sua profundidade e localização espacial. Após este estudo, serão construídos poços estrategicamente posicionados ao redor da cava, pilha de estéril e barragem de rejeitos. Através desses poços serão realizados o rebaixamento do lençol freático e monitoramento de possíveis contaminações. Será realizado o registro pluviométrico da região, criando um banco de dados com as recorrências das precipitações.

14.3. AVALIAÇÃO DOS CONTAMINANTES E POLUENTES

Serão realizados estudos periódicos avaliando a existência de possíveis contaminantes e poluidores. Os principais alvos serão os reagentes utilizados no beneficiamento, água drenada das bacias de rejeito e pilhas de estéril. As resoluções do CONAMA serão utilizadas como parâmetros para essa etapa.

Um potencial contaminante é o fósforo presente no material estéril, no rejeito do beneficiamento e, principalmente, na água de processo. Se descartada ou reutilizada de forma inadequada, a água pode contaminar o lençol freático da região ou as águas superficiais, ocasionando a proliferação de algas que diminuem a oxigenação da água, tornando-a imprópria para o consumo, recreação e afetando a própria fauna e flora aquática.

14.4. CONTROLE DE POEIRAS E MONITORAMENTO DA QUALIDADE DO AR

O trânsito de caminhões no *pit* gera grande quantidade de poeira (suspensão de partículas sólidas no ar), degradando a qualidade do ar. Entre as alternativas existentes está a utilização de polímeros de alto peso molecular borrifados ao longo da pista. Esses polímeros, em contato com as partículas sólidas formam flocos que sedimentam mais rapidamente.

Outra alternativa, mais tradicional, é a utilização de caminhões pipa, que de tempos em tempos circulam as vias despejando água industrial e abatendo a geração de poeira.

Serão utilizadas ambas as técnicas, sendo que no período de maior escassez de água será intensificada a utilização dos polímeros.

O monitoramento da qualidade do ar será feito com uma estação de monitoramento da qualidade do ar (EMQA). As EMQA serão equipadas com analisadores de resposta rápida,

assim será possível integrar o sistema de monitoramento ao de controle.

14.5. GRAXAS, ÓLEOS E COMBUSTÍVEIS

As manutenções e abastecimentos dos equipamentos móveis serão realizadas na oficina. O local será equipado com sistemas de coleta e armazenamento de efluentes. Nesse local também será realizada a lavagem dos equipamentos. Assim, todos efluentes contaminados por óleo serão gerados em locais apropriados e armazenados para futuro tratamento.

14.6. DEPÓSITO DE MATERIAL ESTÉRIL

Está prevista a construção de três locais de bota-fora que constituirão as pilhas de rejeito. Para isso, a NRM 19 será rigorosamente respeitada, avaliando:

- a) alternativas para o local de disposição as quais contemplem a geologia, condições meteorológicas, topografia, pedologia, lençol freático e implicações sociais e análise econômica;
- b) a geotecnia e hidrogeologia;
- c) caracterização do material a ser disposto nas pilhas;
- d) parâmetros geométricos da pilha e metodologia de construção;
- e) dimensionamentos das obras civis;
- f) avaliação dos impactos ambientais e medidas mitigadoras;
- g) monitoramento da pilha e dos efluentes percolados;
- h) medidas para abandono da pilha e seu uso futuro;
- i) reabilitação superficial da pilha.

O material depositado nesses locais será rejeito de lavra, ou seja, rochas com baixo teor de P_2O_5 . Esse material não tem potencial de geração de efluentes poluentes. De forma que o maior risco ambiental é uma possível ruptura de taludes. Esse assunto foi abordado no item referente à geomecânica.

A construção da pilha seguirá a NBR 13029. Serão construídos 3 depósitos, cada um com capacidade de 22 Mt e duração de 14 anos. A Figura 60 apresenta uma imagem com o depósito e as configurações adotadas.

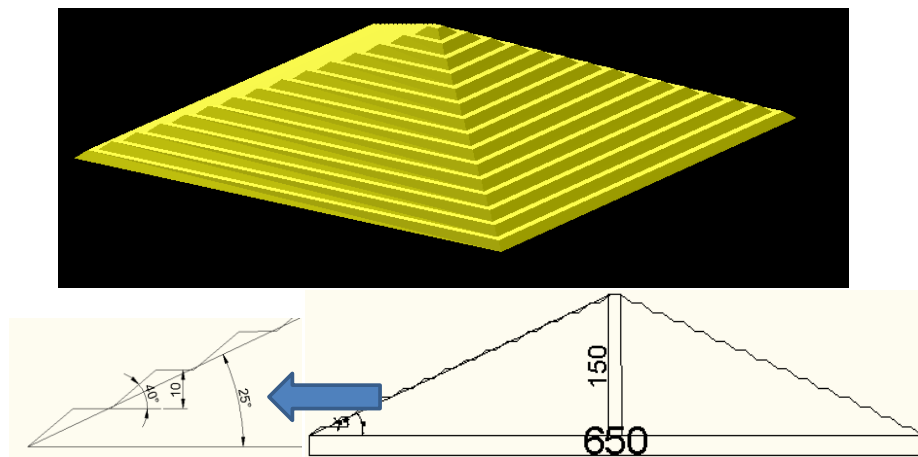


Figura 60. Depósito de estéril.

Como pode ser visto acima, as bancadas terão 10 metros de altura, bermas de 10 metros formando um ângulo global de 25° quando atingir a altura de 150 metros. A inclinação das bermas é de 2° , facilitando a drenagem. O monitoramento deve ser constante, com trabalhos de drenagem, manutenção de taludes e monitoramento geomecânico.

14.7. BARRAGENS DE REJEITO

As barragens de rejeito são vistas como as grandes vilãs da poluição causada pela mineração. Além de, geralmente, ao final da vida mineira se tornar um passivo ambiental, as barragens são responsáveis por alterações no micro clima da região. Sempre que possível, deve-se utilizar a topografia local a fim de reduzir os custos. Para isso, será seguido criteriosamente a NRM 19, avaliando:

- a) alternativas para o local da disposição do barramento as quais contemplem a bacia hidrográfica, a geologia, topografia, pedologia, estudos hidrológicos, hidrogeológicos e sedimentológicos, suas implicações sociais e análise econômica;
- b) geotecnia, hidrologia e hidrogeologia;
- c) garantias sobre o grau de confiabilidade da impermeabilização;
- d) caracterização do material a ser retido no barramento e da sua construção;
- e) descrição do barramento e dimensionamento das obras componentes do mesmo;
- f) avaliação dos impactos ambientais e medidas mitigadoras;
- g) monitoramento do barramento e efluentes;
- h) medidas de abandono do barramento e uso futuro; e
- i) cronograma físico e financeiro.

A barragem será construída acima da topografia original sem a necessidade de grande obra civil. Ela aproveitará o desnível do terreno e será construída a jusante. A capacidade da barragem é de 25 milhões de m³/ano, sendo suficiente para suprir as necessidades do empreendimento. A Figura 61 apresenta a seqüência de formação da barragem.

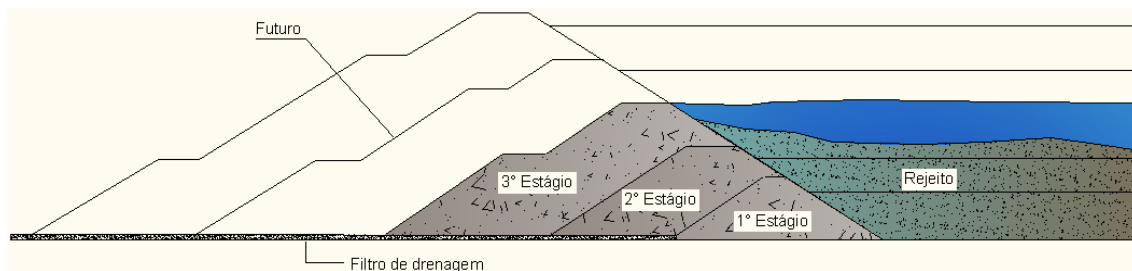


Figura 61. Barragem de rejeito. Seqüência de formação da barragem.

Será feito o monitoramento do lençol freático com a instalação de piezômetros ao longo do perímetro da barragem, onde serão realizadas coletas periódicas de água para análise química. A barragem irá receber o rejeito da flotação contendo íons dissolvidos. A flotação vai utilizar como reagentes: soda cáustica, amido de milho e óleo de soja.

A água da barragem será recirculada para a planta de beneficiamento após passar por uma Estação de Tratamento de Efluentes (ETE). Além disso, serão realizados plantios de gramíneas ao redor da barragem a fim de promover uma melhor fixação do solo.

Periodicamente serão realizadas auditorias a fim de prever e manter intacta a estrutura da barragem.

14.8. SUSPENSÃO DAS ATIVIDADES MINEIRAS

Para a suspensão das operações mineiras, após comunicação prévia, é obrigatório o pleito ao Ministro de Estado de Minas e Energia em requerimento justificativo caracterizando o período pretendido, devidamente acompanhado de instrumentos comprobatórios, nos quais constem:

- a) relatório dos trabalhos efetuados e do estado geral da mina e suas possibilidades futuras;
- b) caracterização das reservas remanescentes, geológicas e lavráveis;
- c) atualização de todos os levantamentos topográficos da mina;
- d) planta da mina na qual conste a área lavrada, a disposição do solo orgânico, estéril,

minério, sistemas de disposição, vias de acesso e outras obras civis;

e) áreas recuperadas e por recuperar;

f) medidas referentes a:

I- bloqueio de todos os acessos à mina e, quando necessário, manutenção de vigilância do empreendimento de modo a evitar incidentes e acidentes com homens e animais e garantir a integridade patrimonial;

II- proteção dos limites da propriedade mineira;

III- desativação dos sistemas elétricos;

a) riscos ambientais decorrentes da suspensão;

b) atualização dos estudos tecnológicos e de mercado dos bens minerais objeto da concessão;

c) descrição detalhada de todos os elementos de suporte mineral indicando as suas localizações em planta;

d) esquema de suspensão das atividades no qual conste:

I- plano seqüencial de desmobilização das operações mineiras unitárias e

II- eventuais reforços ou substituição dos elementos de suporte mineiral visando facilitar a ulterior retomada das operações.

14.9. CONDIÇÕES PARA FECHAMENTO

O fechamento será prosseguido conforme NRM 20. Para o fechamento de mina, após comunicação prévia, é obrigatório o pleito ao Ministro de Estado de Minas e Energia, em requerimento justificativo devidamente acompanhado de instrumentos comprobatórios nos quais constem:

a) relatório dos trabalhos efetuados;

b) caracterização das reservas remanescentes;

c) plano de desmobilização das instalações e equipamentos que compõem a infraestrutura do empreendimento mineiro indicando o destino a ser dado aos mesmos;

d) atualização de todos os levantamentos topográficos da mina;

e) planta da mina na qual conste as áreas lavradas recuperadas, áreas impactadas recuperadas e por recuperar, áreas de disposição do solo orgânico, estéril, minérios e rejeitos, sistemas de disposição, vias de acesso e outras obras civis;

- f) programa de acompanhamento e monitoramento relativo a:
 - I- sistemas de disposição e de contenção;
 - II- taludes em geral; III- comportamento do lençol freático;
 - IV- drenagem das águas;
- g) plano de controle da poluição do solo, atmosfera e recursos hídricos, com caracterização de parâmetros controladores;
- h) plano de controle de lançamento de efluentes com caracterização de parâmetros controladores;
- i) medidas para impedir o acesso à mina de pessoas estranhas e interditar com barreiras os acessos às áreas perigosas;
- j) definição dos impactos ambientais nas áreas de influência do empreendimento levando em consideração os meios físico, biótico e antrópico;
- l) aptidão e intenção de uso futuro da área;
- e) conformação topográfica e paisagística levando em consideração aspectos sobre a estabilidade, controle de erosões e drenagens;
- f) relatório das condições de saúde ocupacional dos trabalhadores durante a vida útil do empreendimento mineiro e,
- g) cronograma físico e financeiro das atividades propostas.

Além disso, após o tempo de vida útil transcorrido a barragem de rejeito será desativada. Os dois tipos de materiais contidos na bacia serão: os sólidos depositados e a água residual.

A água será tratada e liberada, já o material sólido será lacrado e a bacia será recoberta com argila e areia. Sobre esse material será recolocado o solo e plantar-se-ão espécies vegetais nativas.

As pilhas de material estéril serão cobertas com solo fértil e iniciada uma revegetação com gramíneas e arbustos. A cava será isolada e inundada para a piscicultura. No entorno serão cultivadas espécies nativas.

CONCLUSÃO

Após a análise de alguns cenários econômicos e da sensibilidade do projeto a alguns parâmetros técnicos e econômicos, pode-se concluir que o empreendimento, da forma como se apresenta, é economicamente viável e merece, posteriormente, estudos mais detalhados.

REFERÊNCIAS poucas referências.

1. **Nogueira, Gislene Santos.** *Enquadramento lito Estratigráfico, Sedimentologia e Evolução Geoquímica do Depósito Fosfático de Lagamar, MG - Formação Vazante - Proterozóico Médio.* Universidade de Brasília. Brasília, DF : UnB, 1993. p. 165, Dissertação de Mestrado.
2. **Dardenne, Marcel Auguste.** Síntese sobre a Estratigrafia do Grupo Bambuí no Brasil Central. *Congresso Brasileiro de Geologia.* 1978, Vol. 2, p. 30.
3. **DNPM.** *Sumário Mineral - 1997 a 2008/ Fosfato.* Brasília, DF : DNPM, 2009.
4. **Souza, Luis Eduardo de.** *Proposição Geoestatística para a Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores.* DEMIN, Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, RS : UFRGS, 2007. Tese de Doutorado.
5. **US Bureau of Labor Statistics.** *United States Department of Labor.* [Online] 06 20, 2009. [Cited: 06 21, 2009.] <http://www.bls.gov/>.
6. **Ministério de Minas e Energia.** PORMIN. *Ministério de Minas e Energia-Governo Federal.* [Online] [Citado em: 21 de junho de 2009.] www.pormin.gov.br.
7. **Saab, Ali Aldersi; Paula, Ricardo de Almeida.** *O Mercado de Fertilizantes no Brasil: Diagnóstico e Propostas de Políticas.* Brasília, DF : MAPA, 2008.
8. **AGE/MAPA.** *Projeções do Agronegócio - Brasil - 2008/09 a 2018/19.* Coordenação Geral de Planejamento Estratégico, Ministério da Agricultura, Pecuária e Abastecimento. Brasília, DF : MAPA, 2008. p. 36.
9. **Madalosso, A.** Considerações sobre a Paleogeografia do Grupo Bambuí na região de Paracatú, Minas Gerais. *Congresso Brasileiro de Geologia.* 1980, Vol. 2.
10. *A Indústria da Mineração e o Crescimento do Brasil.* **IBRAM.** 2007, AUDIÊNCIA DO SETOR MINERAL COM O PRESIDENTE DA CÂMARA ARLINDO CHINAGLIA, p. 15.
11. **Western Mine Engineering.** Mine Cost Model. [A. do livro] Western Mine Engineering. *Mine and Mill Equipment Cost - An Estimator's Guide.* Washington, USA : Western Mine, 2003, Vol. Cost Model.