

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Departamento de Engenharia de Minas

PROJETO DE DIPLOMAÇÃO

**Análise de pré-viabilidade na implantação de mina de fosfato no estado
de Minas Gerais**



Douglas Ribeiro

Luciano Barsé

Rochana Machado

Rudolf Schaarschmidt

Samanta Neves

Porto Alegre, 2009.



AGRADECIMENTOS

A Universidade Federal do Rio Grande do Sul, pela educação pública, gratuita e de qualidade.

Aos nossos pais, sempre atenciosos e preocupados;

Aos Professores do Departamento de Engenharia de Minas, pelas orientações, estímulo, dedicação e amizade.

Às (aos) companheiras (os) pela paciência, estímulo e companheirismo.

E a todos aqueles que contribuíram diretamente e indiretamente para a conclusão desse trabalho.



SUMÁRIO

AGRADECIMENTOS	II
SUMÁRIO.....	I
LISTA DE FIGURAS	V
LISTA DE TABELAS.....	II
LISTA DE SÍMBOLOS	ERRO! INDICADOR NÃO DEFINIDO.
LISTA DE SIGLAS.....	ERRO! INDICADOR NÃO DEFINIDO.
RESUMO EXECUTIVO DO PROJETO.....	I
1. INTRODUÇÃO.....	9
1.1 HISTÓRICO E ASPECTOS FISIAGRÁFICOS DA REGIÃO	10
1.2 CLIMA DA REGIÃO	10
1.3 CARACTERÍSTICAS FÍSICO-QUÍMICAS DO FOSFATO	11
1.4 USOS E APLICAÇÕES DO FOSFATO.....	12
1.4.1 FERTILIZANTE	13
1.4.2 FOSFATO ALIMENTÍCIO.....	15
2. GEOLOGIA	15
2.1 GEOLOGIA REGIONAL.....	16
2.2 GEOLOGIA LOCAL	16
2.3 CARACTERIZAÇÃO DOS TIPOS LITOLÓGICOS	16
2.3.1 COBERTURA: SOLO ARENOSO	17
2.3.2 ROCHA SEDIMENTAR FOSFATADA.....	17
2.3.3 ROCHA SEDIMENTAR ARENOSA	18
2.4 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA E GEOMECÂNICA DAS UNIDADES ESTRATIGRÁFICAS.....	18
2.4.1 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA.....	18
2.4.2 CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA	19
3. BANCO DE DADOS.....	20
3.1 ANÁLISE DO BANCO DE DADOS	22
4. AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO	23



4.1	MODELAMENTO GEOLOGICO	23
4.2	GEOESTATÍSTICA.....	26
4.2.1	ANÁLISE EXPLORATÓRIA DOS DADOS	26
4.2.1.1	ESTATÍSTICA DESCRITIVA	26
4.2.1.1.1	REGULARIZAÇÃO DAS AMOSTRAS POR CAMADA – <i>PROTOTYPE</i>	26
4.2.1.1.2	ESTATÍSTICA BÁSICA DAS VARIÁVEIS EM ESTUDO	32
4.2.1.1.3	CORRELAÇÃO ENTRE AS VARIÁVEIS	36
4.2.2	ANÁLISE ESTRUTURAL.....	36
4.2.2.1	VARIOGRAFIA.....	36
4.2.2.2	VARIOGRAMAS DAS VARIÁVEIS.....	37
4.2.3	ESTIMATIVAS DE TEORES	41
4.2.3.1	MODELO DE BLOCOS.....	41
4.2.3.2	KRIGAGEM.....	42
4.2.3.2.1	ANÁLISE DE DERIVA	43
4.2.3.2.2	VALIDAÇÃO CRUZADA	46
5.	PLANEJAMENTO DE LAVRA	48
5.1	DEFINIÇÃO DE TAXA DE PRODUÇÃO E REGIME DE TRABALHO	48
5.1.1	DEFINIÇÃO DO REGIME DE PRODUÇÃO NA LAVRA	48
5.1.2	REGIME DE TRABALHO NO BENEFICIAMENTO.....	49
5.1.3	REGIME DE TRABALHO NO SETOR ADMINISTRATIVO	49
	O SETOR ADMINISTRATIVO TRABALHARÁ 8 HORAS/DIA DURANTE 11 MESES DO ANO, TOTALIZANDO 1760 HORAS/ANO TRABALHADAS.....	49
5.1.4	DEFINIÇÃO E TAXA DE PRODUÇÃO DE LAVRA	49
5.2	MÉTODO DE LAVRA.....	50
5.2.1	DEFINIÇÃO E MÉTODO E ESTRATÉGIA DE LAVRA.....	51
5.2.2	DIMENSIONAMENTO DE CORTE PIONEIRO.....	52
5.2.3	DIMENSIONAMENTO DOS CORTES SUBSEQÜENTES	56
5.2.4	ESTUDOS DE ESTABILIDADE DE TALUDES: RUPTURA CIRCULAR	57
5.3	SEQUENCIAMENTO DE LAVRA	58
5.3.1	POSICIONAMENTO DAS INSTALAÇÕES DE EMPREENDIMENTO	58



5.3.2	AVANÇOS E INCREMENTO DA DISTÂNCIA MÉDIA DE TRANSPORTE	58
6.	EQUIPAMENTOS.....	60
6.1	CRITÉRIOS DE SELEÇÃO	60
6.2	EQUIPAMENTOS UTILIZADOS PARA REMOÇÃO DE COBERTURA.....	61
6.2.1	SCRAPERS	61
6.2.2	ESCAVADEIRAS	63
6.2.3	DRAGLINE/SHOVEL	64
6.3	EQUIPAMENTOS UTILIZADOS PARA REMOÇÃO DO <i>INTERBURDEN</i>	65
6.3.1	CARREGADEIRAS	65
6.3.2	DOZER COM ESCARIFICADOR	66
6.4	EQUIPAMENTOS UTILIZADOS NA LAVRA DO MINÉRIO.....	67
6.4.1	MINERADORES DE SUPERFÍCIE.....	67
6.4.2	CAMINHÕES.....	70
6.5	EQUIPAMENTOS AUXILIARES.....	70
6.5.1	CAMINHÕES TANQUE.....	70
6.5.2	CAMINHÕES DE SERVIÇO MECÂNICO	71
6.5.3	VEÍCULOS DE APOIO E TRANSPORTE DE PESSOAL.....	71
6.5.4	MOTONIVELADORAS.....	72
6.6	ESTIMATIVAS DE INVESTIMENTOS E CUSTO OPERACIONAL DE LAVRA.....	72
6.6.1	CRITÉRIOS	72
6.6.2	INVESTIMENTOS E REINVESTIMENTOS	73
6.6.3	RECURSOS HUMANOS	75
6.6.4	CUSTOS OPERACIONAIS DE LAVRA	76
7.	PROJETO DE INSTALAÇÕES INDUSTRIAIS E INFRA-ESTRUTURA.....	77
7.1	CIRCUITO DE BRITAGEM E PENEIRAMENTO	77
7.2	PROJETO DA PILHA DE HOMOGENEIZAÇÃO.....	78
7.3	CIRCUITO DE MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO.....	79
7.4	DIMENSIONAMENTO E SELEÇÃO DE EQUIPAMENTOS	80
7.4.1	BRITADORES CÔNICOS HP 800 E HP 500 – METSO MINERALS	81



7.4.2	PENEIRA VIBRATÓRIA HORIZONTAL LOW HEAD – METSO MINERALS®.....	72
7.4.3	STACKER DE DUAS LANÇAS MÓVEL SOBRE TRILHOS COM TRIPPER - ISOMONTE®.....	73
7.4.4	RETOMADOR TIPO PONTE RTP1000/52 – ISOMONTE.....	73
7.4.5	MOINHO DE BARRAS E MOINHOS DE BOLAS – METSO MINERALS	75
7.4.6	HIDROCICLONES - KREBS®.....	76
7.4.7	COLUNAS DE FLOTAÇÃO	76
7.4.8	ESPESSADORES – DORR-OLIVER®	75
7.4.9	FILTRO DE DISCO – DORR-OLIVER®.....	36
7.4.10	QUADRO FUNCIONAL DA USINA	37
7.4.11	CUSTOS CAPITAL E OPERACIONAL.....	38
8.	ECONOMIA MINERAL	39
8.1	INTRODUÇÃO.....	39
8.2	FLUXO DE CAIXA.....	39
8.3	NPV	41
8.4	ANÁLISE DE SENSIBILIDADE	42
9.	AMBIENTAL.....	44
10-	CONCLUSÕES	50
	REFERÊNCIAS	50



Lista de figuras

FIGURA 1. VISTA EM PLANTA DOS FUROS.....	21
FIGURA 2. VERIFICAÇÃO DE ERROS NO BANCO DE DADOS.....	22
FIGURA 3. FUROS DE SONDAÇÃO EM 3D.....	23
FIGURA 4. VISTA DE UM FURO COM TODAS AS CAMADAS PRESENTES.....	24
FIGURA 5. SEÇÃO INTERPRETADA NO MINE SIGHT.....	25
FIGURA 6. RESULTADO DA MODELAGEM DA SUPERFÍCIE COM EXAGERO DE 30 VEZES.....	25
FIGURA 7. MAPAS DE ESTIMATIVA DAS UNIDADES FOSFÁTICAS NO DEPÓSITO (A) COB1 (B) COB2 (C) I12 (D) I23 (E) I34 (F) I45 (G) I56 (H) I67.....	30
FIGURA 8. HISTOGRAMAS DE ESPESURAS POR CAMADA (A) COB1 (B) CA0 (C) COB2 (D) CA1 (E) I12 (F) CA2 (G) I23 (H) CA3 (I) I34 (J) CA4 (L) I45 (M) CA5 (N) I56 (O) CA6 (P) I67 (Q) CA7.....	32
FIGURA 9. HISTOGRAMAS DE P ₂ O ₅ POR CAMADA (A) COB1 (B) CA0 (C) COB2 (D) CA1 (E) I12 (F) CA2 (G) I23 (H) CA3 (I) I34 (J) CA4 (L) I45 (M) CA5 (N) I56 (O) CA6 (P) I67 (Q) CA7.....	35
FIGURA 10. GRÁFICOS DE CORRELAÇÃO ENTRE AS VARIÁVEIS DE ESTUDO (A) P ₂ O ₅ X SiO ₂ (B) P ₂ O ₅ X CaO (C) SiO ₂ X CaO.....	36
FIGURA 11. VARIOGRAMAS DE MAIOR E MENOR ALCANCE (A) COB1 (B) CA0 (C) COB2 (D) CA1 (E) I12 (F) CA2 (G) I23 (H) CA3 (I) I34 (J) CA4 (L) I45 (M) CA5 (N) I56 (O) CA6 (P) I67 (Q) CA7.....	41
FIGURA 12. MODELO DE BLOCOS ASSOCIADO A TEORES DE P ₂ O ₅ POR CAMADAS (A) CA1 (B) CA2 (C) CA3 (D) CA4 (E) CA5 (F) CA6 (G) CA7.....	43
FIGURA 13. ANÁLISE DE DERIVA – X VERSUS P ₂ O ₅ - EM VERMELHO ESTIMADO E EM AZUL ORIGINAL.....	46
FIGURA 14. CORRELAÇÃO E HISTOGRAMAS DE FREQUÊNCIA POR CAMADA.....	47
FIGURA 15. MÉTODO STRIP MINING.....	52
FIGURA 16. STRIPPING RATIO PARA UM DETERMINADO TIPO DE MINÉRIO.....	53
FIGURA 17. DIMENSÕES DE CORTE PIONEIRO.....	56
FIGURA 18. ÁBACO SELECIONADO PARA DIMENSIONAMENTO DE TALUDES.....	57
FIGURA 19. DIMENSÕES DAS PRAÇAS NAS TIRAS SUBSEQUENTES.....	59
FIGURA 20. MODELO DE SCRAPER PARA REMOÇÃO DE COBERTURA IMEDIATA.....	62
FIGURA 21. ESCAVADEIRA CAT 375 EM OPERAÇÃO.....	63
FIGURA 22. DRAGLINE P&H MODELO 757.....	64
FIGURA 23. CAT 962G.....	66
FIGURA 24. DOZER D8R COM ESCARIFICADOR.....	67
FIGURA 25. ILUSTRAÇÃO DE CORTE COM MINERADOR DE SUPERFÍCIE, ORTOGONAL AO AVANÇO DA LAVRA.	68
FIGURA 26. ILUSTRAÇÃO DE MINERADOR DE SUPERFÍCIE OPERANDO PARALELAMENTE AO AVANÇO DA LAVRA.....	68
FIGURA 27. MINERADOR DE SUPERFÍCIE OPERANDO EM CONJUNTO COM CAMINHÃO.....	69
FIGURA 28. CAMINHÃO CAT D 400 EM SERVIÇO.....	70
FIGURA 29. CAMINHÃO TANQUE.....	71



FIGURA 30. CAMINHÃO DE SERVIÇO MECÂNICO.....	71
FIGURA 31. TOYOTA HILUX. VEÍCULO DE APOIO.	72
FIGURA 32. MOTONIVELADORA CAT, MODELO 16H.	72
FIGURA 33. FLUXOGRAMA DO CIRCUITO DE BRITAGEM.....	78
FIGURA 34. PILHA DE HOMOGENEIZAÇÃO DO MINÉRIO (DESENHO ESQUEMÁTICO).....	79
FIGURA 35. FLUXOGRAMA DO CIRCUITO DE MOAGEM.....	80
FIGURA 36. BRITADOR CÔNICO HP 800.	81
FIGURA 37. ABERTURAS DE ENTRADA DO BRITADOR CÔNICO.	81
FIGURA 38. DIMENSÕES BRITADOR CÔNICO.	71
FIGURA 39. PENEIRA VIBRATÓRIA HORIZONTAL LOW HEAD.....	72
FIGURA 40. STACKER DE DUAS LANÇAS SOBRE TRILHOS.	73
FIGURA 41. RETOMADORA TIPO PONTE.	73
FIGURA 42. MOINHO DE BOLAS.	75
FIGURA 43. HIDROCICLONE KREBS®.....	76
FIGURA 44. COLUNA DE FLOTAÇÃO.	76
FIGURA 45. ESPESSADOR.....	75
FIGURA 46. SÉRIE HISTÓRICA COM AS VARIAÇÕES NO PREÇO DO CONCENTRADO FOSFÁTICO.	39
FIGURA 47. VARIAÇÃO DO PREÇO DO CONCENTRADO FOSFÁTICO NOS ÚLTIMOS 3 ANOS.....	40
FIGURA 48. GRÁFICO COM O TEMPO DE PAYBACK E COMPARATIVO ENTRE ALTERNATIVAS DE INVESTIMENTO.....	43
FIGURA 49. GRÁFICO COM VARIAÇÃO NA TAXA DE DESCONTO X NPV. COMPARATIVO ENTRE ALTERNATIVAS DE INVESTIMENTO.....	43
FIGURA 50. ANÁLISE DE SENSIBILIDADE PARA A OPÇÃO DE INVESTIMENTO ESCOLHIDA.	43



Lista de tabelas

TABELA 1. REGIME DE PRECIPITAÇÃO MÉDIA NA REGIÃO. FONTE: INPE 2007.....	11
TABELA 2. PRODUTOS PRODUZIDOS PELA INDÚSTRIA DE FERTILIZANTES.....	13
TABELA 3. COMPOSIÇÃO MÉDIA DA COBERTURA.....	17
TABELA 4. COMPOSIÇÃO MÉDIA. ROCHA SEDIMENTAR FOSFATADA.....	17
TABELA 5. COMPOSIÇÃO MÉDIA. ROCHA SEDIMENTAR ARENOSA.....	18
TABELA 6. PARÂMETROS GEOMECÂNICOS CONFORME LITOLOGIAS ESPECÍFICAS.....	20
TABELA 7. RESUMO DA ACUMULAÇÃO DOS TEORES POR CAMADA DADOS ORIGINAIS NO SD0001.....	28
TABELA 8. RESUMO ESTATÍSTICO BÁSICO DAS VARIÁVEIS EM ESTUDO.....	33
TABELA 9. PARÂMETROS UTILIZADOS PARA VARIOGRAFIA POR CAMADA E VARIÁVEL.....	36
TABELA 10. REGIME DE TRABALHO NO SETOR DE LAVRA.....	48
TABELA 11. REGIME DE TRABALHO DAS INSTALAÇÕES.....	49
TABELA 12. PARÂMETROS UTILIZADOS NO CÁLCULO DE TAXA E REGIME DE PRODUÇÃO NA LAVRA.....	50
TABELA 13. REGIME E TAXA DE PRODUÇÃO DE LAVRA.....	50
TABELA 14. DISPOSIÇÃO DAS CAMADAS DO JAZIMENTO COM SUAS CARACTERÍSTICAS.....	50
TABELA 15. STRIPING RATIO DISCRIMINADO POR UNIDADE.....	54
TABELA 16. PRODUÇÃO CALCULADA PARA CADA UNIDADE ESTRATIGRÁFICA.....	54
TABELA 17. PARÂMETROS DE PRODUTIVIDADE DA DRAGLINE.....	55
TABELA 18. DEFINIÇÃO DOS ÂNGULOS DE TALUDE PARA A SEQUÊNCIA MINÉRIO/INTERBURDEN.....	58
TABELA 19. TEMPO DE INÍCIO DOS TRABALHOS E FIM DA LAVRA COMPLETA DA TIRA 1.....	59
TABELA 20. DIMENSÕES DE PRAÇAS E AVANÇOS.....	60
TABELA 21. PARÂMETROS DE CÁLCULO E MODELO DE SCRAPER ESCOLHIDO (CAT, 1999).....	62
TABELA 22. PARÂMETROS DE SELEÇÃO E CARACTERÍSTICAS. ESCAVADEIRA CAT 375 BL.....	63
TABELA 23. PARÂMETROS DE SELEÇÃO E CARACTERÍSTICAS. DRAGLINE P&H MODELO 757.....	65
TABELA 24. SELEÇÃO DE CARREGADEIRA PARA CAMADA I12.....	66
TABELA 25. PARÂMETROS DE SELEÇÃO E DIMENSIONAMENTO DE MINERADOR DE SUPERFÍCIE PARA A CAMADA 1 (CA1) DA JAZIDA.....	69
TABELA 26. FROTA COMPLETA UTILIZADA NA OPERAÇÃO.....	73
TABELA 27. CUSTOS, DISPONIBILIDADE E VIDA ÚTIL PARA EQUIPAMENTOS NOVOS E REBUILD.....	74
TABELA 28. REINVESTIMENTOS ESTIMADOS PARA OS PRINCIPAIS EQUIPAMENTOS DE LAVRA.....	75
TABELA 29. ENCARGOS E SALÁRIOS DA EQUIPE DE LAVRA.....	76
TABELA 30. CUSTOS TOTAIS DE MÃO DE OBRA.....	76
TABELA 31. CAPACIDADE DO BRITADOR CÔNICO.....	81
TABELA 32. SELEÇÃO DE CÂMARA DO BRITADOR CÔNICO.....	81
TABELA 33. ESPECIFICAÇÕES DO BRITADOR CÔNICO.....	71
TABELA 34. DIMENSÕES DO BRITADOR (MM).....	71
TABELA 35. LIMITES PRÁTICOS DE APLICAÇÃO DAS PENEIRAS LOW-HEAD.....	72
TABELA 36. ESPECIFICAÇÕES DA PENEIRA LOW-HEAD.....	72



TABELA 37. ESPECIFICAÇÕES DO STACKER.	73
TABELA 38. ESPECIFICAÇÕES DA RETOMADORA DE PILHA.	73
TABELA 39. CARACTERÍSTICAS DOS MOINHOS SELECIONADOS.	75
TABELA 40. CARACTERÍSTICAS OPERACIONAIS DOS HIDROCICLONES.	76
TABELA 41. CARACTERÍSTICAS DAS COLUNAS DE FLOTAÇÃO.	76
TABELA 42. DIMENSÕES DOS ESPESSADORES DORR-OLIVIER.	75
TABELA 43. CARACTERÍSTICAS DOS FILTROS DE DISCO.	36
TABELA 44. QUADRO FUNCIONAL NA USINA DE BENEFICIAMENTO DA EMPRESA.	37
TABELA 45. CUSTOS DE BENEFICIAMENTO.	38
TABELA 46. PRODUÇÃO DE MINÉRIO E ESTÉRIL (COBERTURA E INTERBURDEN).	40
TABELA 47. IMPOSTOS CONSIDERADOS.	41
TABELA 48. FLUXO DE CAIXA COM EMPRÉSTIMO E COM IMPOSTO.	41
TABELA 49. PARÂMETROS DE QUALIDADE DA AVALIAÇÃO ECONÔMICA.	44
TABELA 50. PARÂMETROS A SEREM ANALISADOS PAR AROCHAS FOSFÁTICAS EM TODAS AS FASES DO PROJETO. RETIRADO DE NBR12649/1992	45
TABELA 51. LIMITES DE CONCENTRAÇÃO DOS PARÂMETROS PARA ÁGUAS DE CLASSE 1. FONTE: CONAMA 357/2005	47
TABELA 52. LIMITES DE CONCENTRAÇÃO DOS PARÂMETROS PARA ÁGUAS DE CLASSE 2. FONTE: CONAMA 357/2005	48



Lista de siglas

m: metros

t: toneladas

Mi t: milhões de toneladas

t/ano: toneladas por ano

dias/ano: dias por ano

t/t: tonelada por tonelada

turnos/dias: turnos por dia

h/turno: horas por turno

DEMIN: Departamento de Engenharia de Minas

UFRGS: Universidade Federal do Rio Grande do Sul



RESUMO EXECUTIVO DO PROJETO

O presente projeto analisa a pré- viabilidade técnica e econômica para implantação de uma mina a céu aberto em uma jazida de fosfato, localizada no município de Lagamar, Minas Gerais.

Mineral: Apatita

Composição química do mineral: $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{OH}, \text{Cl}, \text{F})$

Formato do depósito: Camadas tabulares

Profundidade máxima: 65 m

Teor médio *in situ*: 17,2% de P_2O_5

Método de lavra: *Strip Mining*

Reserva provada: 639.212.120 Mi t

Teor médio diluído: 16,3% de P_2O_5

Massa de P_2O_5 : 104.191.576 Mi t

Recuperação Global: 75%

Taxa de produção ROM: 5.049.000 t/ano

REM global: 5,7 t/t

Vida útil da mina: 127 anos

Dias de operação: 336 dias/ano

Turnos de trabalho: 3 turnos/dia

Regime de trabalho: 8 h/turno

Taxa de produção de P_2O_5 : 1.700.000 t P_2O_5 /ano

Beneficiamento: Britagem, Moagem, Classificação, Flotação

Teor do concentrado: 35% de P_2O_5

Investimento total: US\$ 178.500.000,00

Custo operacional de lavra: US\$ 5,11/t

Custo operacional da usina de beneficiamento: US\$ 3,30/t

Valor de venda do concentrado: US\$ 93,16/t

Tempo de retorno: 5,5 anos

Valor presente líquido: US\$ 126.140.000,00



1. INTRODUÇÃO

Este estudo tem por objetivo avaliar a pré-viabilidade técnica e econômica da abertura de um empreendimento mineiro envolvendo um suposto depósito de fosfato. Com caráter educativo e de desenvolvimento técnico dos alunos concluintes do curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Por este motivo, foram fornecidos apenas alguns dados sobre o depósito, dados considerados como sendo essenciais para a elaboração de um estudo de pré-viabilidade.

Esta jazida é caracterizada por sete camadas principais de fosfato que possuem variações de espessura ao longo do depósito, possuindo espessuras entre 0,5 m e 2,0 m. Possui também sete camadas consideradas como *interburdens* por possuírem teor baixo de fosfato. No entanto, unidades fosfáticas foram caracterizadas na litologia, com teores lavráveis, porém não existe continuidade das mesmas ao longo da jazida, englobando as mesmas como *interburdens*, ou seja, estéril.

Distribuídas ao longo de 65 m de profundidade, as camadas fosfáticas possuem teor médio de 17,2% P_2O_5 , 19,5% CaO e 16,0% SiO_2 , os dois últimos considerados como contaminantes.

Com os dados fornecidos, foram realizados o modelamento do corpo mineralizado, as estimativas de recursos, reservas e teores do depósito, o que possibilitou a escolha do *strip mining* como método de lavra. Posteriormente seguiu-se com a escolha de formas de acesso, taxas de produção, seqüenciamento de lavra, forma de tratamento do minério e posterior fim ao rejeito da planta de beneficiamento.

Por fim, foram calculados os investimentos necessários, custos de lavra e de beneficiamento e receitas geradas a partir da venda do produto com a finalidade de se analisar a viabilidade econômica do projeto.

Cabe salientar que não foi informado o local onde foi executada a etapa de sondagem, o que poderá impactar muito forte nas tomadas de decisão pelos fatores políticos, climáticos e de infra-estrutura.



1.1 HISTÓRICO E ASPECTOS FISIOGRAFICOS DA REGIÃO

Brasil situa-se no continente americano, é um país com grande área superficial da ordem de 8.514.876,599 km² (47% do território sul-americano), formado por 26 Estados federados e o Distrito Federal (Capital do país). Foi colonizado a partir de 1500 d.c. pelos portugueses e conquistou sua independência em 1822 e, em 1889 por um golpe militar, encerrou-se o imperialismo dando origem à República que persiste atualmente.

Mesmo com problemas sociais e econômicos, o país exerce certa liderança na América do sul, contestada por países como México e Argentina, e mesmo assim busca uma cadeira permanente no conselho de segurança das Nações Unidas. Além disso, a economia encontra-se relativamente estável com juros e inflação controlados pelo governo apesar de variações pequenas devido às crises mundiais.

O estado de Minas Gerais é a quarta maior unidade federal em área superficial, localiza-se na região sudeste do país e faz divisa com São Paulo a sudoeste, Goiás a noroeste, Mato Grosso do sul a oeste, Espírito Santo a leste e uma pequena divisa com o Distrito Federal. A capital política é Belo Horizonte e o estado possui o 3º maior PIB do país possui forte ligação com a mineração desde a época do império onde os bandeirantes desbravaram a região em busca de ouro e pedras preciosas para enviar à Coroa Portuguesa.

O município de Lagamar fica situado a 494 km da capital, na mesoregião noroeste do estado de minas gerais, pertencente também a microrregião Paracatu com uma população estimada em aproximadamente 7. 400 habitantes em 2006 (FONTE: IBGE). Conhecido caminho dos romeiros que almejaram visitar o município de Vazante por volta de 1930, em 17 de dezembro de 1939 foi emancipada.

1.2 CLIMA DA REGIÃO

O clima da região é temperado médio. A umidade relativa do ar varia entre as médias de 60 a 70%, segundo classificação de Koppen. O clima caracterizado como subtropical úmido. Apresenta temperaturas entre 35 e 16°C, com média anual de 22°C. O índice médio pluviométrico anual é de 1517 mm distribuídos ao longo do ano conforme a tabela abaixo:

Tabela 1. Regime de precipitação média na região. Fonte: INPE 2007

Precipitação		
	Diária, mm	Mensal, mm
Janeiro	9	279
Fevereiro	7	196
Março	7	217
Abril	3	90
Maiο	1	31
Junho	1	30
Julho	1	31
Agosto	1	31
Setembro	1	30
Outubro	3	93
Novembro	7	210
Dezembro	9	279
Média, mm	4,2	126,4
Anual, mm		1517

1.3 CARACTERÍSTICAS FÍSICO-QUÍMICAS DO FOSFATO

O fósforo é o elemento químico de número atômico 15 da Tabela Periódica dos Elementos, encontrado em abundância no globo terrestre, sendo reativo com diversos compostos importantes. É um mineral não metálico, que não se encontra livre na natureza e pelas funções ou papéis que desempenha na vida animal ou vegetal, não tem sucedâneo e nem reposição para ele.

O fosfato se refere a um dos três nutrientes primários juntamente com o nitrogênio e o potássio, é elemento fundamental no processo de conversão da energia solar em alimento, fibra e óleo pelas plantas sendo também um componente dos fertilizantes.

Em termos mundiais, o fosfato está contido nas rochas de depósitos de origens sedimentares, ígneos e biogénéticos.

Os depósitos sedimentares e os depósitos de origem ígnea são os mais importantes do ponto de vista econômico. Os depósitos biogénéticos, que são concentrações orgânicas nitrogenadas originadas pelos dejetos de aves, se constituem de menor importância econômica.



A maioria dos minérios de fósforo dessas rochas pertence ao grupo da apatita, representado pela fórmula: $\text{Ca}_5 (\text{F}, \text{Cl}, \text{OH}) (\text{PO}_4)_3$ – que é um fosfato cristalino de cálcio com flúor, de cor variável, brilho vítreo, dureza cinco, densidade entre 3,1 a 3,2 g/cm³, com teor de P_2O_5 nesse tipo de depósito oscilando de 4 a 15%.

A mineralogia do fosfato é complexa havendo inúmeras substituições e trocas iônicas durante a formação dos depósitos sendo assim impossível estabelecer uma única fórmula para muitos dos minerais fosfatados.

1.4 USOS E APLICAÇÕES DO FOSFATO

O emprego do fosfato se restringe ao uso como fertilizantes na agroindústria e no uso alimentício. O ácido fosfórico é a matéria-prima utilizada na produção de fertilizantes fosfatados de alta concentração e também em nutrição animal. Obtém-se por dois processos: via úmida e via térmica. Na via úmida faz-se reagir a rocha (ou o concentrado) fosfática com um ácido (H_2SO_4 , HNO_3 , HCl), separando-se e concentrando-se posteriormente o ácido fosfórico. Utiliza-se a via térmica quando o objetivo é a obtenção de ácido fosfórico de grau alimentar. No ácido fosfórico obtém-se uma concentração de P_2O_5 da ordem de 52-54%.

Para comercialização, o ácido fosfórico é produzido com várias concentrações, dependendo do processo de fabricação, impurezas e fim a que se destina:

Ácido fosfórico industrial ou ácido fosfórico técnico – Designação geral para o ácido fosfórico utilizado no fabrico de fosfato de sódio e outros fosfatos não utilizados na alimentação.

Ácido fosfórico de grau alimentar (“Feed grade acid”) – Ácido fosfórico de baixo teor de F, As e metais pesados. Utilizado na alimentação do gado e na avicultura. **Ácido fosfórico para alimentação (“Food grade acid”)** – Ácido de alta pureza, obtido por via térmica, apenas com traços de As, Fé e metais pesados). Utilizado em produtos alimentares e farmacêuticos.

Ácido polifosfórico ou superfosfórico – Em sistemas purificados, a desidratação molecular dá origem à formação de cadeias de moléculas de polimorfos. É utilizado em aplicações que exijam alta pureza e elevado teor de fósforo.

Ácido fosfórico via úmida, purificado – As impurezas são removidas por extração por solventes. Aplicações análogas às do anterior.

1.4.1 FERTILIZANTE

A apatita, principal mineral de fósforo, é utilizada predominantemente na indústria dos fertilizantes. Como se trata de um mineral insolúvel há necessidade de transformá-lo em produtos que possam liberar fósforo para as plantas. A principal aplicação da apatita é na fabricação do ácido fosfórico para fertilizantes, campo que absorve cerca de 90% do total produzido.

Ácido fosfórico, ou mais corretamente, ácido ortofosfórico (H_3PO_4), é um importante composto químico na indústria dos fertilizantes, intermediário entre os minérios fosfatados e os principais produtos utilizados na agricultura. As principais matérias-primas na produção de ácido fosfórico são o concentrado fosfático e o ácido sulfúrico.

Compõem a cesta dos produtos intermediários para fertilizantes, fosfatados, os fosfatos diamônio, monoamônio, superfosfato simples, superfosfato triplo, termofosfato e fosfato natural de aplicação direta.

Tabela 2. Produtos produzidos pela indústria de fertilizantes.

Produtos produzidos pela Indústria Nacional de Fertilizantes – 2000			
I – Fosfatados	Natural	Solúveis Químicos	Solúveis Térmicos
	<ul style="list-style-type: none">- Fosfato natural (aplicação direta como material fertilizante)- Concentrado fosfático / ou rocha (30 - 36% P_2O_5) para indústria de fosfato e seus componentes	<ul style="list-style-type: none">- SSP/SS - Superfosfato simples (18-20% P_2O_5)- Ácido fosfórico (30,2; 50 e/ou 54% P_2O_5)- FSP - Superfosfato simples (44 - 52% P_2O_5)- FB - Fosfato bicalcio (20-40% P_2O_5)- Fosfato parcialmente acidulado- STPP - Tripoli fosfato de sódio- Superfosfato concentrado (até 30% de P_2O_5)- SSG - Super simples granulado- GTSP - Superfosfato triplo granulado- NP - Fertilizantes mistos em P e N	<ul style="list-style-type: none">TF - Termofosfato



Principais produtos comerciais de fertilizantes fosfatados

Concentrado fosfático: Depois do beneficiamento a rocha fosfática atinge concentrações de P₂O₅ que variam entre 32% e 38%. Os valores de BPL oscilam, normalmente, entre 55 e 77% e a umidade, limitada a 3%, raramente excede 1,5% nos produtos comerciais.

Concentrado Fosfático Seco Microgranulado (“Rocha Fosfática Seca”): 90 a 95% <200#, é comercializado, para aplicação direta, com base nos teores de P₂O₅.

Rocha Fosfática sem Umidade: é comercializada tendo como base o teor de Ca₃(PO₄)₂

Rocha Fosfática com Umidade: é aplicada na produção de fertilizantes de aplicação direta.

Superfosfato Simples (SSP): é o principal ingrediente de fertilizantes mistos. Resulta da acidulação da rocha fosfática. A presença de Fe e Al na produção de superfosfato aumentam o consumo de ácido sulfúrico na acidulação, dando origem, além disso, a um produto de menor qualidade. Por outro lado, teores elevados de Fe são indesejáveis em fornos elétricos porque o ferro, combinando-se com o fósforo, origina o ferrofósforo, produto de difícil venda.

Superfosfato Simples Amoniado (SSPA): Aplicações: Fertilizante.

Superfosfato Simples (SSP) Farelado: Aplicações: Fertilizante.

Superfosfato Triplo (TSP) Granulado: Aplicações: Fertilizantes.

Superfosfato Triplo (TSP) Farelado Grosso: Aplicações: Fertilizantes.

Fosfato Diamônico (DAP): É aplicado em fertilizantes, no tratamento de efluentes e em fermentação alcoólica.

Fosfato Monoamônico (MAP): Aplicações em fertilizantes, no tratamento de efluentes e em fermentação alcoólica.



1.4.2 FOSFATO ALIMENTÍCIO

Os compostos de fosfato são constituintes naturais de quase todos os alimentos, sendo impossível o consumo de qualquer tipo de alimentos sem que esses compostos estejam presentes. Os fosfatos têm por função aumentar a capacidade de retenção da água e proteger contra a rancidez oxidativa, o que se traduz por melhoria na qualidade do produto final, garantindo uma sensível melhora no sabor. Possuem, ainda, capacidade de seqüestrar íons de metais polivalentes, como o Fe^{+3} , importante catalisador das reações de rancidez, e íons cálcio.

Compostos como fosfato de sódio são usados na produção de queijos, como estabilizador na cor de ovos sob congelamento, em gelatinas, na lavagem de frutas e verduras (como agente que evita a oxidação), como nutriente para microorganismos em processos de fermentação (leveduras), em misturas de pós-efervescentes, na limpeza e tratamento de superfícies metálicas, no tratamento de efluentes, em processos da indústria farmacêutica.

Compostos como fosfato de cálcio são usados em produtos derivados do leite e também como suplemento nutricional e também utilizado na indústria alimentícia como tamponante, agente fixador, fermento químico, suplemento mineral e nutriente.

2. GEOLOGIA

Esta etapa compreende a definição do contexto geológico em que a ocorrência mineral alvo do estudo encontra-se inserido, a descrição do fenômeno responsável pela acumulação dessa ocorrência e das unidades formadoras desta, seguindo critérios de afinidade geoquímica e geológica para a subdivisão dos vários grupos litológicos constantes na base de dados da campanha de sondagem em unidades estratigráficas. Para uma correta interpretação das informações obtidas na campanha, foram usadas comparações desta com exemplos de depósitos minerais, em especial brasileiros, de origem e conteúdo semelhante, contidos na literatura pesquisada. Esta medida foi adotada devido ao fato de não haver conhecimento da localização exata da ocorrência mineral em questão. Assim, as questões acima citadas serão, aqui, abordadas genericamente.

2.1 GEOLOGIA REGIONAL

A região compreende um depósito em arcabouço sedimentar pertencente a uma formação cratônica formada no período paleoproterozóico (entre 2,5 e 0,5 bilhões de anos) a partir da aglutinação de blocos cratônicos de idade arqueana (entre 3,8 e 2,5 bilhões de anos) Exemplos de grupos inseridos nesse contexto são os grupos Bambuí, Una, Rio Pardo, Ibiá, Vazante, Miaba, Canudos, Vasa Barris e Macaúbas. Todos esses contidos no cráto São Francisco (Sanches A. L. *et al*, 2007).

2.2 GEOLOGIA LOCAL

O Recurso encontra-se inserido em um pacote formado por sucessões carbonáticas e siliclásticas, em forma de lentes com dimensão de 8 X 12 Km, depositadas em ambientes estáveis e formadas a partir de eventos extensionais ocorridos entre 600 e 900 milhões de anos. Podem ser relacionados a este ambiente geotectônico os grupos Bambuí, na bacia do São Francisco, Una, nas bacias de Irecê e Uma-Tinga e Rio Pardo, na bacia do Rio Pardo.

O mecanismo de correntes marinhas ascendentes é considerado a mais importante fonte dos vários depósitos de fosfato da região. Sabe-se que a água do mar é parcialmente saturada em íons fosfato, alcançando cerca de 0,3 ppm de PO_4^{2-} em águas frias e profundas e 0,1 ppm para águas superficiais, mais quentes. A solubilidade dos íons decresce com o aumento da temperatura e pH da água, assim, onde águas oceânicas profundas e frias encontram águas superficiais mais quentes. Assim, o fosfato tende a ser quimicamente precipitado.

2.3 CARACTERIZAÇÃO DOS TIPOS LITOLÓGICOS

Através de pesquisa bibliográfica e comparações com alguns depósitos de origem semelhante foi possível descrever e caracterizar tecnologicamente os estratos que formam o pacote de rochas objeto deste estudo. A descrição levou em conta o contexto em que cada litologia estava inserido conforme a interpretação das seções geológicas já feitas e a composição destas com base na mediana dos dados encontrados na amostragem de teores da campanha de sondagem, obtida através da divisão dos prototypes definidos na modelagem geológica em quatro unidades principais. As

mesmas são definidas como: Cobertura, Rocha Sedimentar Fosfatada e Rocha Sedimentar Arenosa. Foram calculados também, nesta fase, as médias e desvios-padrão dos mesmos, que confirmando o relacionamento entre as lentes selecionadas para os constituintes principais de cada unidade, permitem a descrição estratigráfica da forma já relatada.

2.3.1 COBERTURA: SOLO ARENOSO

A Tabela 3., abaixo, apresenta a composição média desta unidade.

Tabela 3. Composição média da cobertura.
Composição Média – Cobertura (%)

	P2O5	FE2O3	MGO	CAO	MNO	AL2O3	SIO2	TIO2	BAO	NA2O	K2O	LOI
Média	3.15	2.50	2.19	8.84	0.03	8.80	54.74	0.38	0.04	5.17	1.47	11.48
Desvio Padrão	3.46	0.82	2.35	6.91	0.02	2.78	15.31	0.15	0.16	6.28	0.43	8.20
Mediana	1.75	2.53	1.38	6.34	0.03	9.27	56.47	0.38	0.04	3.43	1.52	10.06

A cobertura é composta principalmente por um solo arenoso, de granulação média a grossa sujeito a intemperismo de alto grau, com espessura média de 14 m. Os minerais predominantes são o quartzo e os feldspatos. A visualização dessa unidade no modelo geológico revelou existir em algumas regiões da área estudada um aumento gradual da concentração de P_2O_5 , formando pequenas lentes no meio dessa unidade.

2.3.2 ROCHA SEDIMENTAR FOSFATADA

A Tabela 4. apresenta a composição média desta unidade.

Tabela 4. Composição média. Rocha Sedimentar Fosfatada.
Composição média – Rocha Sedimentar Fosfatada (%)

	P2O5	FE2O3	MGO	CAO	MNO	AL2O3	SIO2	TIO2	BAO	NA2O	K2O	LOI
Média	15.54	1.39	1.93	26.27	0.02	4.50	29.70	0.16	0.02	4.34	0.85	14.08
Desvio Padrão	6.42	0.51	1.36	9.28	0.01	2.90	12.95	0.06	0.02	1.91	0.72	4.63
Mediana	16.45	1.30	1.61	27.42	0.01	3.85	26.81	0.14	0.02	3.98	0.65	13.48

Esta unidade é formada por um tipo de calcário magnesiano impuro ($Mg < 3\%$ e aproximadamente 30% de CaO) com alto grau de sílica, por vezes, gradando a arenito. Macroscopicamente encontra-se na forma granular pouco compactado, com granulação média (Jr S. B., 1992).

2.3.3 ROCHA SEDIMENTAR ARENOSA

Esta unidade encontra-se disposta no pacote intercalada com a anterior e também na base da ocorrência, podendo ser definida como interburden e piso. A Tabela 5. Composição média. Rocha Sedimentar Arenosa. A Tabela 5 apresenta a sua composição média.

Tabela 5. Composição média. Rocha Sedimentar Arenosa.

	P2O5	FE2O3	MGO	CAO	MNO	AL2O3	SIO2	TIO2	BAO	NA2O	K2O	LOI
Média	4.89	1.43	3.79	12.58	0.01	3.94	48.39	0.16	0.02	4.56	0.72	17.95
Desvio Padrão	3.64	0.43	2.42	6.34	0.01	1.94	12.26	0.06	0.01	2.49	0.37	5.43
Mediana	4.07	1.33	3.21	11.69	0.01	3.42	49.19	0.14	0.01	3.72	0.66	17.78

A unidade é formada por arenitos predominantemente, mas também por pelitos e diamictitos (rocha sedimentar formada por fragmentos siliclásticos em matriz argilosa). Estes níveis são, na sua maioria, mais grosseiros em relação às camadas acima e também apresentam-se menos coesos em comparação com os níveis ricos em P_2O_5 , traduzindo as baixas densidades encontradas disponíveis no banco de dados da campanha de prospecção.

2.4 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA E GEOMECÂNICA DAS UNIDADES ESTRATIGRÁFICAS

2.4.1 CARACTERIZAÇÃO TECNOLÓGICA

A caracterização tecnológica constitui a etapa onde serão descritas as unidades já definidas em termos de mineralogia, obtendo, assim, a informação necessária para o correto dimensionamento do circuito de beneficiamento do empreendimento. O estudo

direcionou-se, nessa etapa, aos calcários e arenitos constituintes dos níveis intercalados do recurso em questão.

Mineralogicamente os calcários anteriormente descritos são compostos principalmente por quartzo, feldspato calcossódico, calcita, e carbonato-apatitas (ou francolitas deficitárias em flúor). Secundariamente, apenas a ocorrência da caulinita pode ser considerada de certa relevância. Quanto à granulometria, os minerais encontram-se dispostos predominantemente na fração arenosa (entre 60 e 70% do peso entre 420 e 590 μm) com o restante do peso situados na frações silte, este de material constituído essencialmente por quartzo, com baixo teor de P_2O_5 . A relação $\text{CaO}/\text{P}_2\text{O}_5$ relativamente alta (aproximadamente 1.7) indica a presença de CaO sob a forma de minerais associados ao fosfato. As carbonato-apatitas descritas possuem grau de liberação de 95% (Neto A. M. M. & Amaral A. J. R., 1984 e Jr S. B., 1992).

Os arenitos constiuintes do interburden são formados predominantemente por quartzo e calcita ou carbonato-apatitas; ocorrem num segundo plano feldspato calcossódico, dolomita e caulinita. A granulometria dos níveis é mais grosseira do em relação as camadas ricas em P_2O_5 , com aproximadamente 40% do peso retido nas amostra na fração acima de 500 μm , esse, com teor reduzido de P_2O_5 , sendo que as densidades obtidas nos estudos de campo indicam alto grau de desagregação dos fragmentos destas. A possível presença em pequenas quantidades de caulinita na composição mineralógica destas camadas indica a ocorrência de intemperismo de baixo grau, nessas litologias. A mineralização do fosfato nas litologias assim descritas ocorre como cimento dos grãos arenosos. O grau de liberação das apatitas da litologia descrita chega a 93% (Neto A. M. M. & Amaral A. J. R., 1984 e Jr S. B., 1992).

2.4.2 CARACTERIZAÇÃO GEOMECÂNICA

Esta etapa é considerada de suma importância para o bom desenvolvimento da lavra da mina, tanto em termos produtivos. O estudo compreende a definição dos parâmetros geomecânica da jazida que serão empregados nas operações de lavra e, em parte, no beneficiamento. Para isso, considerou-se a gênese e a composição mineralógica das litologias descritas anteriormente, e, a partir dessas informações será feito o dimensionamento das estruturas que compõem a parte de lavra do empreendimento.

As condições geomecânicas do depósito foram descritas com base em pesquisa bibliográfica, interpretação das seções geológicas e a caracterização petrográfica e mineralógica já feitas. Acredita-se que a semelhança na composição estratos reflita condições geomecânicas semelhantes, assim, foi respeitada a interpretação das seções geológicas descrita no início deste estudo para esta fase do empreendimento.

A partir disso, as características geomecânicas referentes a cada litologia foram resumidas nos três grupos principais de litotipos considerando o comportamento médio dos dados obtidos em campo e as informações encontradas na bibliografia específica. A tabela a seguir descreve essas propriedades (Hoek, E. & Bray, J.W., xxxx e Hartmann, H., 1992).

Tabela 6. Parâmetros geomecânicos conforme litologias específicas.

Litologia	Peso Específico (t/m³)	Fator de Empolamento (%)	UCS (MPa)	Coesão MPa	Ângulo de Atrito (°)	Ângulo de repouso (°)
Solo arenoso	1.01	10	-	-	-	38
Calcario	1.33	10	30	10	35	38
Arenito	0.92	5	5	5	25	40

Na tabela acima, pode-se observar que o depósito em questão é composto principalmente por rochas com propriedades relacionadas a solos residuais, muito porosas, de textura granular média, com muito pouca água entre os poros e pouco coesas. Considerando a afirmação acima e a respectiva tabela, espera-se que a ruptura circular ocorra, visto que a possibilidade do material aqui descrito apresentar planos de ruptura bem definidos é pequena com base nas suas propriedades.

3. BANCO DE DADOS

O banco de dados, origem e ponto de partida deste trabalho, foi fornecido pelo DEMIN – Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, sem alguma indicação da localização da mina nem da empresa

responsável pelo desenvolvimento desta sondagem. Não se teve conhecimento nem houve acesso ao que foi feito dessas informações ou se este local está sendo atualmente minerado, com o intuito de desenvolver um trabalho totalmente novo de estudo de pré- viabilidade do local em um projeto independente de qualquer já existente para este local.

Tendo em vista que não foram fornecidos dados completos, foi possível ter uma total autonomia para suposições e a aplicação de hipóteses com base na litologia fornecida.

Portanto, o banco de dados é composto por 145 furos de sondagem distribuídos numa malha amostral regular de 500 x 500 m, cujos testemunhos de sondagem foram analisados quimicamente para 19 elementos. A Figura 1 mostra em plano os furos de sondagem desta campanha.

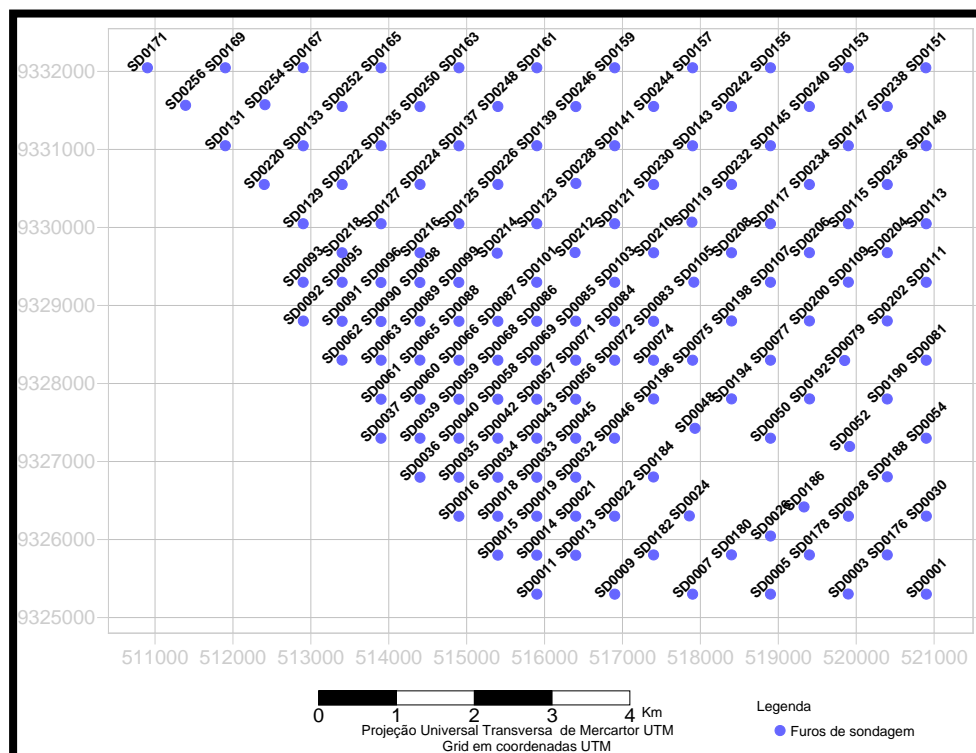


Figura 1. Vista em planta dos furos.

Foram disponibilizados quatro arquivos contendo as seguintes informações:

- ASSAY: Contém a identificação de cada furo, início da seção avaliada, término da seção avaliada, comprimento da seção avaliada, teor dos minerais analisados;
- COLLAR: Contém a identificação do furo e as coordenadas X, Y e Z em UTM;

- SURVEY: Contém a identificação da inclinação e do azimute do furo;
- ZONE: Contém a litologia e a densidade de cada camada.

3.1 ANÁLISE DO BANCO DE DADOS

A verificação do banco de dados é um ponto importante na detecção de possíveis problemas na importação dos dados. A consistência dos dados foi realizada em duas etapas:

- Verificação do somatório das análises dos teores dos óxidos objetivando a localização de possíveis erros de digitação.

N	O	P	Q	R	S	T	U	V	W	X	Y	Z	AA
MGO	CAO	MNO	AL2O3	SiO2	TiO2	BAO	NA2O	K2O	LOI	OXIDE	CO	U	TH
0.94	3.24	0.03	8.68	57.73	0.32	0.03	9.45	1.44	14.85	99.03	1	25	2.94
0.97	3.19	0.03	8.06	54.08	0.33	0.03	11.76	1.32	17.32	99.35	0.07	25	2.94
0.51	3.62	0.01	1.91	13.15	0.09	0.01	34.2	0.35	44.72	99.38	4	68	2.94
0.93	3.11	0.04	8.59	57.35	0.34	0.03	9.96	1.39	15.72	99.86	0.07	25	2.94
0.95	3.19	0.04	9.12	68.81	0.38	0.04	5.93	1.6	6.75	99.56	0.07	25	2.94
0.38	1.31	0.02	3.45	30.7	0.2	0.02	24.43	0.66	36.69	99.15	3	54	2.94

Figura 2. Verificação de erros no banco de dados

- 2- Verificação de erros de inconsistência no “FROM-TO” utilizando uma rotina de verificação no software Excel.

Foram analisadas quimicamente 19 constituintes no qual neste projeto será focada em somente três óxidos de importância que são o P_2O_5 e CaO e SiO_2 .

A escolha desses elementos é justificada pela observação feita com relação aos outros constituintes analisados não possuem teores que pudessem representar alguma contaminação.

Na Figura 3 mostra uma imagem com os furos de sondagem numa visão 3D da reserva.

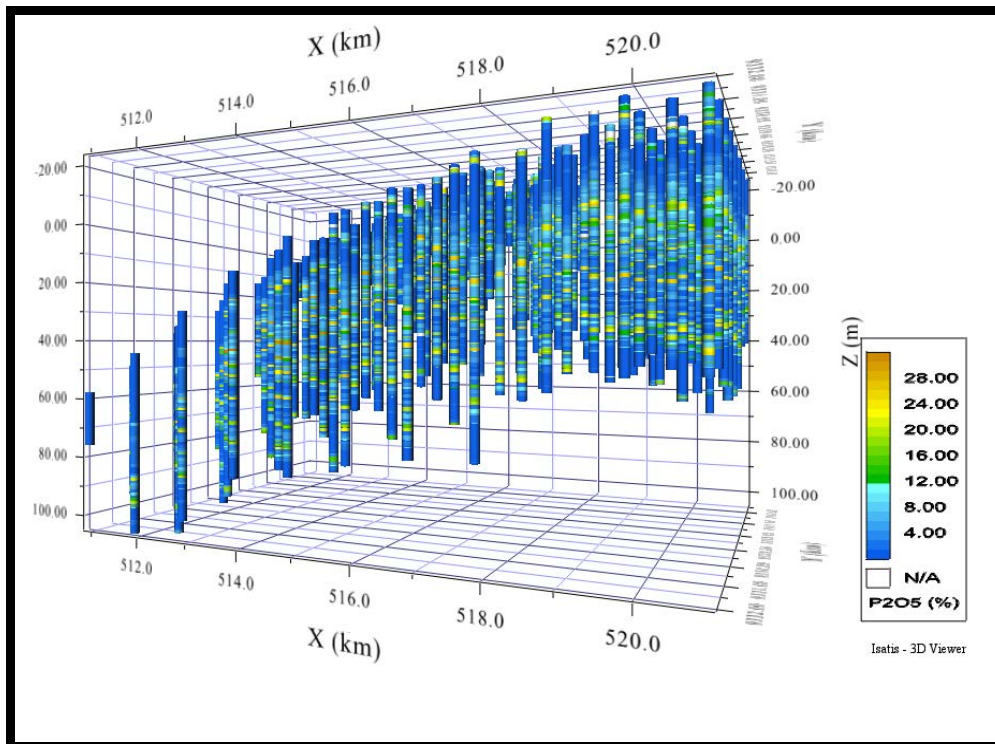


Figura 3. Furos de Sondagem em 3d

4. AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO

4.1 MODELAMENTO GEOLOGICO

O software de modelamento geológico escolhido para este projeto é o MineSight®. A escolha do método de modelagem geológica por geração e empilhamento de camadas (GSM) baseou-se na visualização preliminar do banco de dados e a constatação do comportamento acamadado do depósito. Foi observado que a litologia **FOS**, do arquivo Assay, continha os maiores teores de fosfato e, portanto, a compartimentação seria por camadas ricas de fosfato com intercalações de camadas pobres no composto analisado.

As características do depósito são:

- São sete camadas de fosfato de espessuras variáveis entre 0,2 e 2,5 metros.
- Entre as camadas estão os interburdens, que contem fosfato, mas em menor porcentagem.

- Acima se encontra a cobertura. Um pouco mais espessa, com variações de espessura entre poucos centímetros a mais de 10 metros.

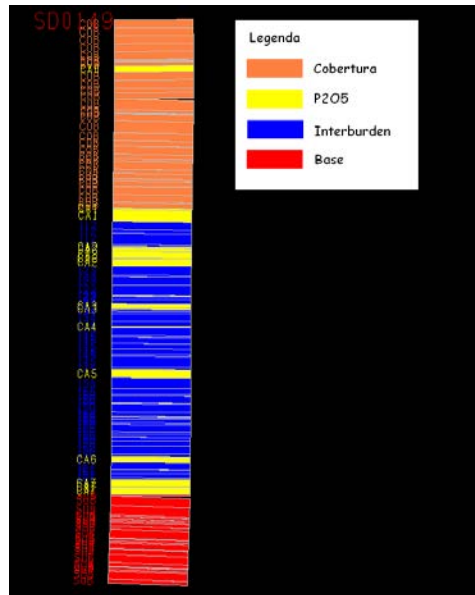


Figura 4. Vista de um furo com todas as camadas presentes.

Os domínios de fosfato e estéril foram interpretados no MineSight®, através da interpretação das seções verticais e composição dos dados por camada. O método de geração e empilhamento de camadas foi o do Gradiente, através do GSM (Gridded Seam Model), que é subproduto do software utilizado. Foi realizada a interpretação manual das seções, pois assim teve o controle maior sobre a interpretação e o melhor entendimento das interfaces honrando os limites entre camadas. A Figura 5 mostra como foi realizado essa interpretação.

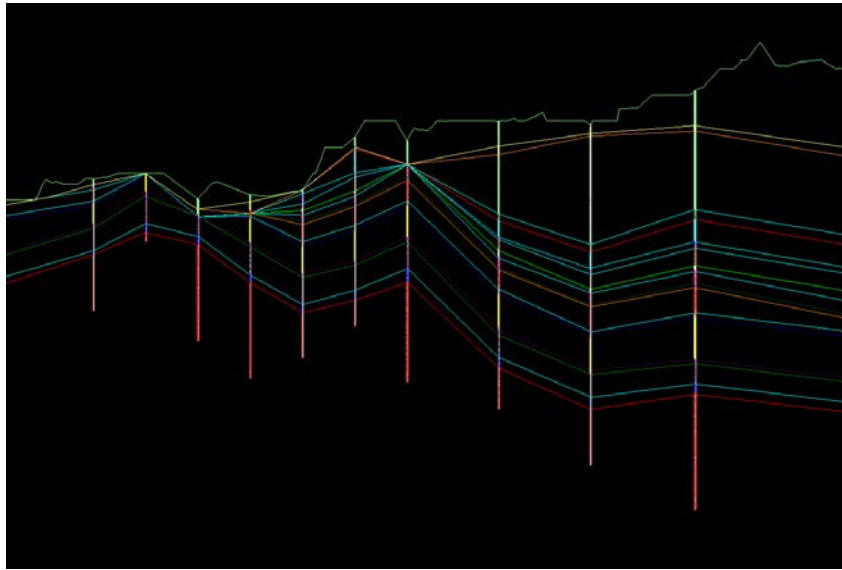


Figura 5. Seção interpretada no MineSight.

A interpretação das seções foi feita ligando os limites entre camadas de cada furo. Furos que havia falta de alguma camada foram interpretados como se houvesse a camada no local convergindo a string para a camada existente subjacente a camada que faltou para que o MineSight entender que há a camada mesmo que seja espessura zero para posterior criação da wireframe. A figura 6 mostra as camadas criadas.

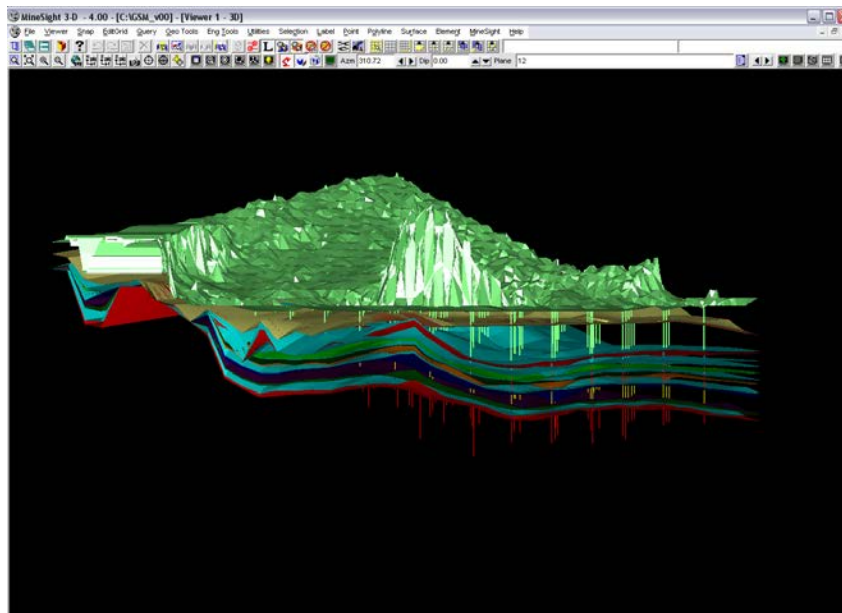


Figura 6. Resultado da modelagem da superfície com exagero de 30 vezes.

4.2 GEOESTATÍSTICA

4.2.1 ANÁLISE EXPLORATÓRIA DOS DADOS

O arquivo *assay*, entregue como banco de dados para essa avaliação consta de 19 variáveis. As variáveis de estudo são rocha fosfática, como minério e seus contaminantes associados sílica e carbonato de cálcio. Esses contaminantes foram escolhidos por interferir na concentração do produto final, tal parâmetro foi determinado a partir de exigências da usina de beneficiamento.

Os resultados gráficos das análises de P_2O_5 apresentam-se detalhadas no corpo deste estudo, já que é o material de interesse. Porém, não menos importantes, são as outras duas variáveis CaO e SiO_2 que apresentam-se resumidas em forma de tabelas. Tal decisão se mostrou conveniente, já que o volume de resultados gráficos gerados foi abundante.

4.2.1.1 ESTATÍSTICA DESCRITIVA

4.2.1.1.1 Regularização das amostras por camada – *prototype*

Os dados utilizados para análise geoestatística foram apenas amostras dentro do corpo geológico modelado. As análises foram feitas com auxílios de *softwares*, que possibilitam estimar os teores a partir de informações das amostras localizadas. Estes *softwares* não ponderam os teores das amostras conforme o seu comprimento e como apresentavam tamanhos muito diferentes, foi necessária uma acumulação dos teores, com auxílio do Excel®. A regularização deste parâmetro é necessária já que quanto melhor for a distribuição das amostras, mais próxima da realidade serão as médias de teores.

O valor escolhido para o tamanho das amostras foi determinado pelo *prototype*, ou seja, foi feito o somatório dos comprimentos amostrados até encontrar um *prototype* diferente – uma camada diferente - essa metodologia foi repetida para todos 145 furos e para as três variáveis em estudo, P_2O_5 , CaO e SiO_2 .

O banco de dados processado no *software Isatis* ® para estimativas de teores, foi com os dados acumulados, posteriormente a estimativa dos teores das variáveis por krigagem, foram desacumulando pela espessura também krigada. Porém na AED, os



resultados apresentados equivalem aos teores originais (acumulados) desacumulados pela espessura (acumulada). O termo desacumular, equivale a dividir valores de teor pela espessura. A Tabela 7 resume a acumulação dos teores pela espessura.

Nota-se ainda, a coluna designada *Zone*, onde estão presentes as variáveis UFOxx, INTxx e FOSxx, respectivamente, unidade fosfática – teor de fosfato médio, *interburden* (estéril) – teor de fosfato baixo e fosfato – teor de fosfato alto. O valor de xx, corresponde à camada analisada.



Tabela 7. Resumo da acumulação dos teores por camada dados originais no SD0001.

BHID	X (m)	Y (m)	ESPESSURA	SOM. ESPESSURA	PROTYPE	ZONE	% P2O5	%P2O5 ACC	% P2O5 DACC	% CAO	% CAO ACC	% CAO DACC	% SIO2	%SIO2 ACC	%SIO2 DACC
SD0001	520900,060	9325300,000	0,500	0,500	COB1	INTCOB1	0,46	0,23		3,24	1,62		57,73	28,87	
.....															
SD0001	520900,060	9325300,000	0,360	14,360	COB1	INTCOB1	4,65	8,06		15,92	96,22		37,84	683,41	
SD0001	520900,060	9325300,000	0,840	15,200	COB1	UFOCOB1	8,49	15,19		18,56	111,81		30,25	708,82	
SD0001	520900,060	9325300,000	0,180	15,380	COB1	INTCOB1	6,82	16,41		23,61	116,06		20,82	712,57	
SD0001	520900,060	9325300,000	0,220	15,600	COB1	UFOCOB1	9,75	18,56		16,68	119,73		32,02	719,61	
SD0001	520900,060	9325300,000	0,650	16,250	COB1	INTCOB1	6,11	22,53		10,83	126,77		40,50	745,94	
SD0001	520900,060	9325300,000	0,850	17,100	COB1	INTCOB1	7,74	29,11		13,90	138,58		36,08	776,60	
SD0001	520900,060	9325300,000	1,140	18,240	COB1	UFOCOB1	8,65	38,97	2,14	14,91	155,58	8,53	33,74	815,07	44,69
SD0001	520900,060	9325300,000	1,290	1,290	CA1	FOS1	17,18	22,16	17,18	27,44	35,40	27,44	23,80	30,70	23,80
SD0001	520900,060	9325300,000	1,000	1,000	I12	INT12	6,23	6,23	6,23	9,96	9,96	9,96	42,19	42,19	42,19
.....															
SD0001	520900,060	9325300,000	0,710	3,670	I12	INT12	6,44	21,31	5,81	17,00	39,47	10,75	29,24	149,75	40,80
SD0001	520900,060	9325300,000	0,590	0,590	CA2	FOS2	15,82	9,33	15,82	25,93	15,30	25,93	23,00	13,57	23,00
SD0001	520900,060	9325300,000	1,310	1,310	I23	INT23	7,24	9,48	7,24	12,21	16,00	12,21	37,95	49,71	37,95
.....															
SD0001	520900,060	9325300,000	0,330	3,240	I23	UFO23	11,31	20,77	6,41	19,24	36,64	11,31	28,62	124,88	38,54
SD0001	520900,060	9325300,000	1,050	5,560	I23	INT23	4,57	31,01	5,58	7,74	55,37	9,96	41,34	219,96	39,56
SD0001	520900,060	9325300,000	0,650	0,650	CA3	FOS3	14,88	9,67	14,88	23,09	15,01	23,09	27,41	17,82	27,41
SD0001	520900,060	9325300,000	0,190	0,190	I34	INT34	0,90	0,17	0,90	3,63	0,69	3,63	57,58	10,94	57,58



Continuação

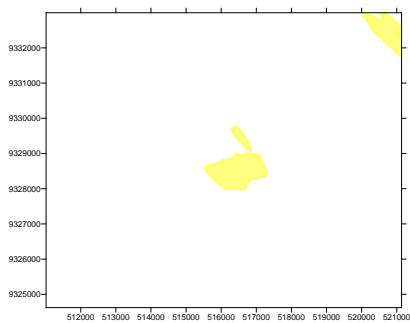
SD0001	520900,060	9325300,000	1,260	1,450	I34	INT34	4,64	6,02	4,15	10,07	13,38	9,23	38,23	59,11	40,77
SD0001	520900,060	9325300,000	0,500	1,950	I34	INT34	3,69	7,86	4,03	8,68	17,72	9,09	39,29	78,76	40,39
SD0001	520900,060	9325300,000	0,400	0,400	CA4	FOS4	16,53	6,61	16,53	25,66	10,26	25,66	24,41	9,76	24,41
....															
SD0001	520900,060	9325300,000	1,040	3,740	I45	INT45	3,08	7,08	1,89	15,69	25,77	6,89	28,32	156,95	41,96
SD0001	520900,060	9325300,000	0,770	0,770	CA5	FOS5	21,63	16,66	21,63	34,46	26,53	34,46	13,78	10,61	13,78
SD0001	520900,060	9325300,000	1,000	1,000	I56	INT56	3,40	3,40	3,40	10,83	10,83	10,83	37,86	37,86	37,86
.....															
SD0001	520900,060	9325300,000	1,000	7,680	I56	INT56	1,96	21,86	2,85	9,98	77,13	10,04	34,40	238,86	31,10
SD0001	520900,060	9325300,000	0,760	8,440	I56	INT56	3,43	24,47	2,90	9,93	84,68	10,03	37,00	266,98	31,63
SD0001	520900,060	9325300,000	0,830	0,830	CA6	FOS6	17,63	14,63	17,63	28,14	23,36	28,14	22,31	18,52	22,31
.....															
SD0001	520900,060	9325300,000	1,400	4,140	I67	INT67	3,49	15,73	3,80	9,65	44,15	10,66	39,01	160,00	38,65
SD0001	520900,060	9325300,000	1,230	1,230	CA7	FOS7	12,72	15,65	12,72	22,27	27,39	22,27	26,10	32,10	26,10
SD0001	520900,060	9325300,000	0,150	1,380	CA7	FOS7	1,08	15,81	11,45	3,54	27,92	20,23	58,45	40,87	29,62
SD0001	520900,060	9325300,000	0,770	2,150	CA7	FOS7	19,54	30,85	14,35	30,32	51,27	23,85	19,17	55,63	25,88

Sendo

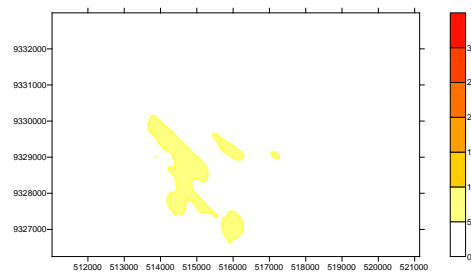
ACC: acumulado

DACC: desacumulado

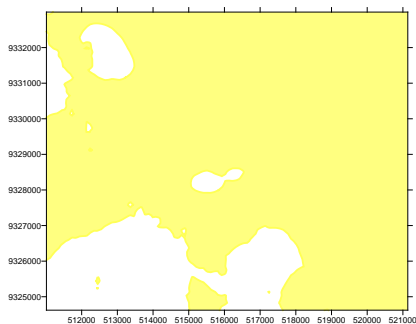
A partir da presença de “UFOS” com teor lavrável no meio dos *interburdens*, surgiu há necessidade de avaliação das mesmas. Antes de avaliar esses teores por krigagem, foi realizado, pelo algoritmo inverso da distância, menos sofisticados mas de fidelidade considerável, a continuidade dessas unidades. Conforme mostra **Figura 1**, as “UFOS” não são contínuas no depósito, assim, a proposta de lavar parte dos *interburdens*, a princípio considerados como rejeito, com intuito de aproveitar essas frações foi descartada. No entanto, estimativas dos *interburdens* foram realizadas afim de comprovar que, no todo, seus teores são inferiores aos determinados à entrada na usina de beneficiamento.



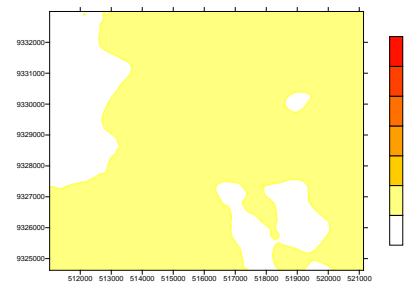
(a)



(b)



(c)



(d)

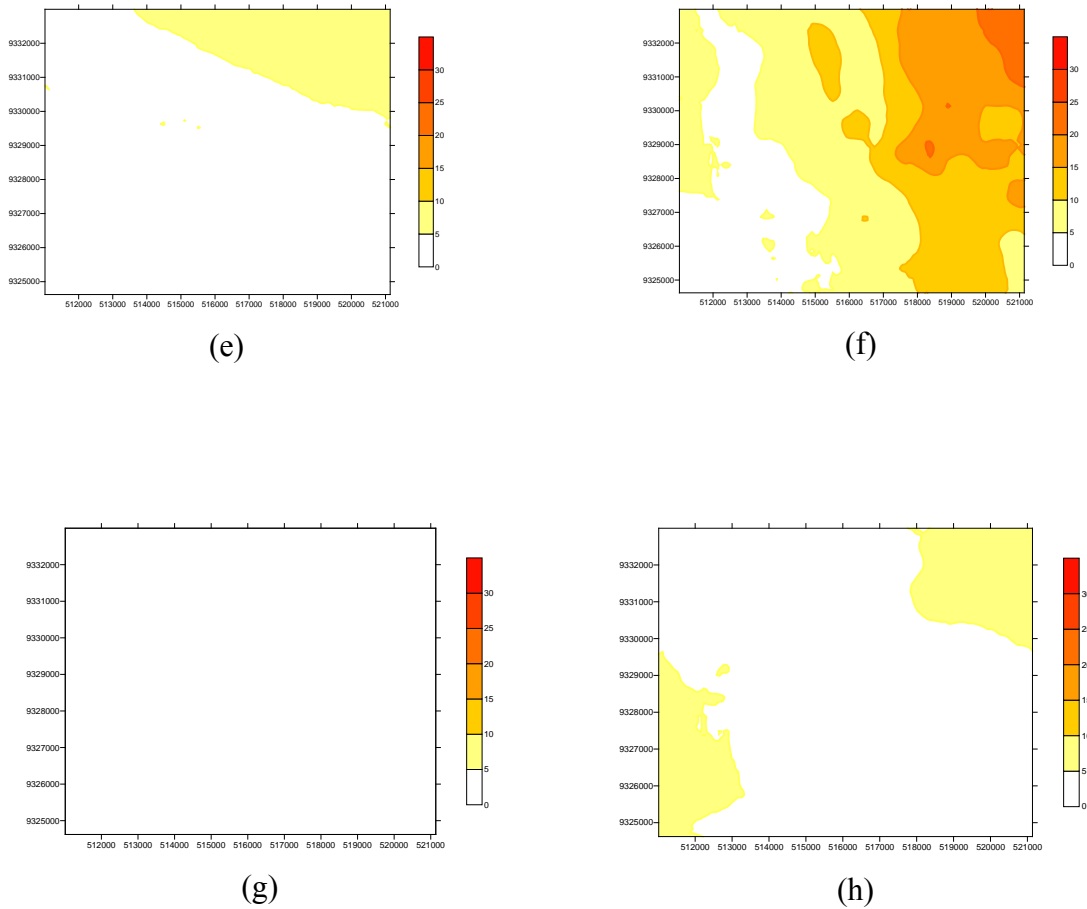
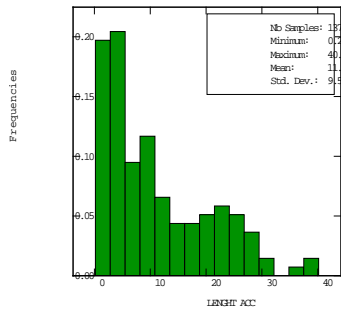
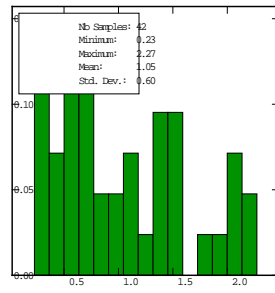


Figura 7. Mapas de estimativa das unidades fosfáticas no depósito (a) COB1 (b) COB2 (c) I12 (d) I23 (e) I34 (f) I45 (g) I56 (h) I67.

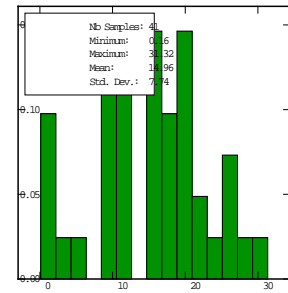
Para definição de melhor estratégia de lavra, as variações das espessuras em todas as camadas foram caracterizadas. Através dos histogramas representados na Figura 8, obtêm-se essas informações.



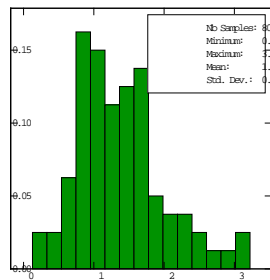
(a)



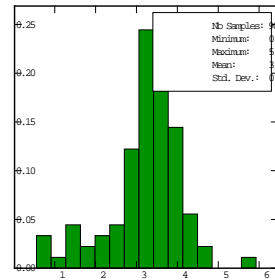
(b)



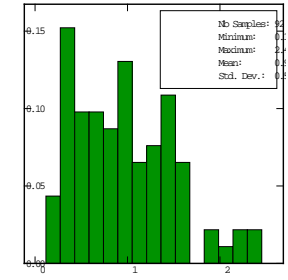
(c)



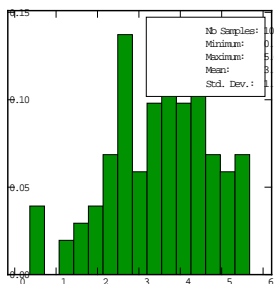
(d)



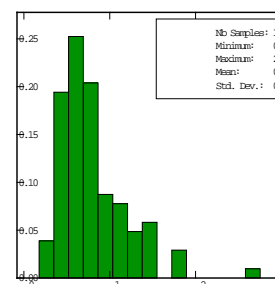
(e)



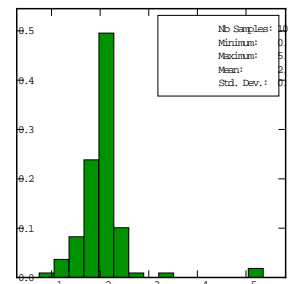
(f)



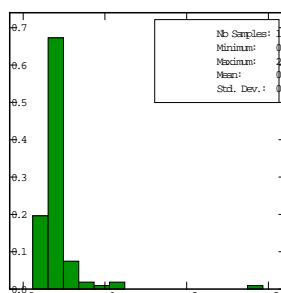
(g)



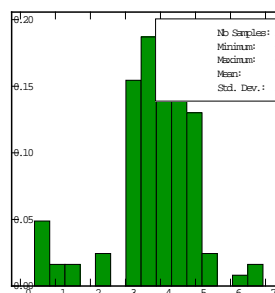
(h)



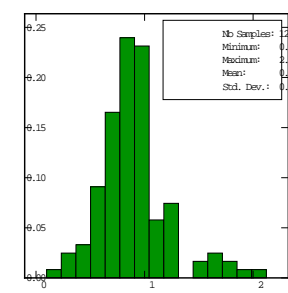
(i)



(j)



(l)



(m)

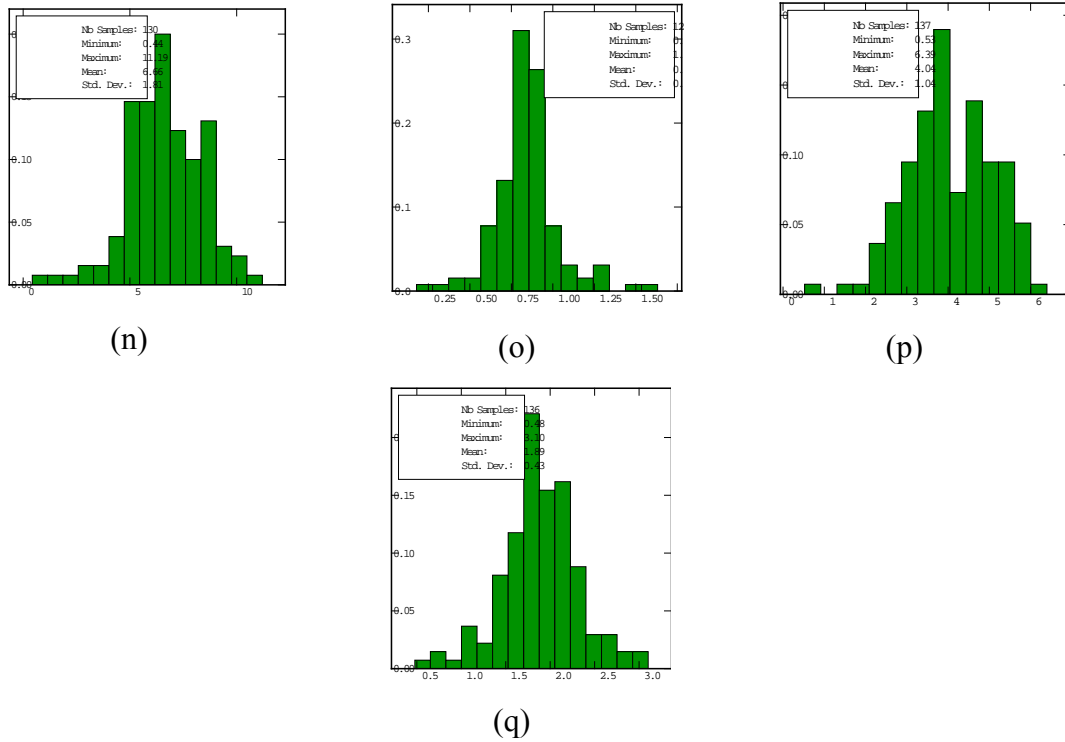


Figura 8. Histogramas de espessuras por camada (a) COB1 (b) CA0 (c) COB2 (d) CA1 (e) I12 (f) CA2 (g) I23 (h) CA3 (i) I34 (j) CA4 (l) I45 (m) CA5 (n) I56 (o) CA6 (p) I67 (q) CA7.

4.2.1.1.2 Estatística básica das variáveis em estudo

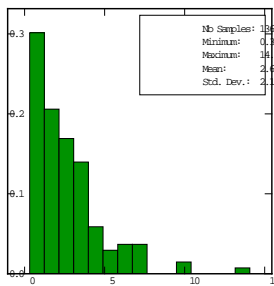
Foi realizado um levantamento estatístico das variáveis de interesse, por camada, no qual consta o número total de amostras, desvio padrão e variância dos dados analisados, resumidos na Tabela 8.

Tabela 8. Resumo estatístico básico das variáveis em estudo.

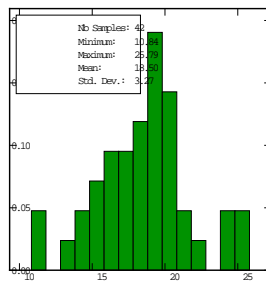
	Variável	Nº amostras	Mínimo	Máximo	Média	Desvio Padrão	CV
COB1	P2O5	136	0,33	14,06	2,66	2,19	0,825
	SiO2	136	0,02	75,62	10,42	14,95	1,435
	CaO	131	0,01	20,97	2,22	3,52	1,585
COB2	P2O5	41	2,19	7,90	3,85	1,22	0,318
	SiO2	41	0,29	38,27	4,49	7,35	1,636
	CaO	41	0,16	33,27	2,06	5,93	2,881
CA0	P2O5	42	10,84	25,79	18,50	3,27	0,177
	SiO2	42	1,73	42,39	19,46	9,95	0,511
	CaO	42	2,70	42,50	23,04	12,00	0,521
CA1	P2O5	80	8,57	31,00	20,11	4,58	0,228
	SiO2	80	1,26	51,04	13,82	10,49	0,759
	CaO	80	1,33	47,36	20,01	13,11	0,655
CA2	P2O5	91	8,34	31,89	16,00	4,02	0,251
	SiO2	91	1,27	44,80	21,34	9,43	0,442
	CaO	91	2,73	45,52	18,22	10,41	0,571
CA3	P2O5	103	9,17	29,12	18,18	3,89	0,214
	SiO2	103	2,80	44,12	21,56	9,67	0,449
	CaO	103	2,20	44,31	23,59	10,28	0,436
CA4	P2O5	106	8,39	22,24	15,84	2,73	0,172
	SiO2	106	4,67	55,27	29,09	7,79	0,268
	CaO	106	7,07	34,46	25,47	5,07	0,199
CA5	P2O5	120	8,30	26,16	19,10	4,38	0,229
	SiO2	120	1,80	35,95	17,90	7,61	0,425
	CaO	120	3,04	41,16	29,60	8,52	0,288
CA6	P2O5	129	8,44	24,43	17,38	2,21	0,127
	SiO2	129	0,66	46,80	23,64	5,81	0,246
	CaO	129	2,06	37,85	28,38	5,48	0,193
CA7	P2O5	136	6,92	22,30	15,15	2,46	0,163
	SiO2	136	0,49	30,28	8,87	4,89	0,551
	CaO	136	0,80	31,23	12,63	5,36	0,425
I12	P2O5	90	3,44	9,68	6,08	1,14	0,188
	SiO2	90	1,07	46,89	8,73	8,76	0,969
	CaO	90	0,69	23,47	3,46	3,11	0,899
I23	P2O5	102	1,54	9,80	5,80	1,17	0,202
	SiO2	102	0,82	66,36	12,74	11,03	0,866
	CaO	102	0,29	24,06	3,28	4,05	1,232
I34	P2O5	109	2,98	8,32	4,48	0,84	0,188



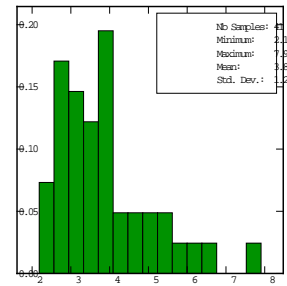
A Figura 9 mostra os histogramas da variável de interesse.



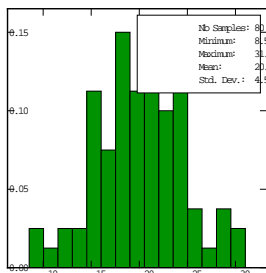
(a)



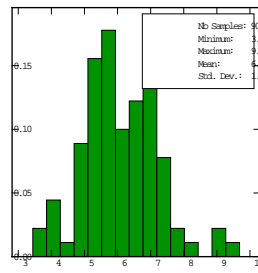
(b)



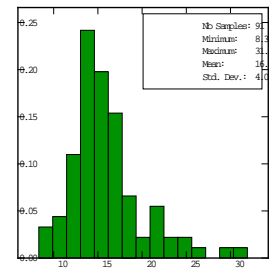
(c)



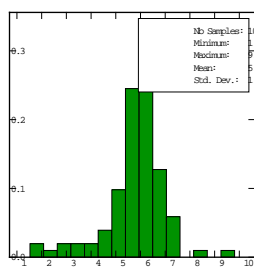
(d)



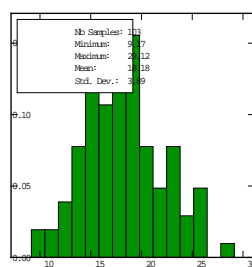
(e)



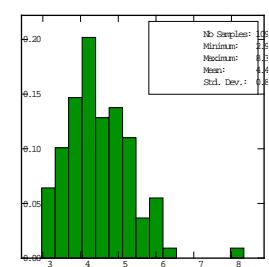
(f)



(g)

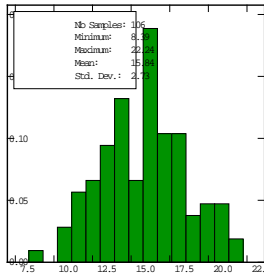


(h)

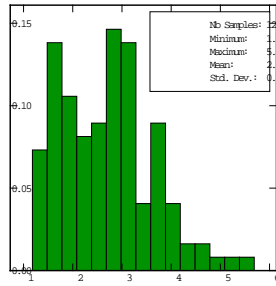


(i)

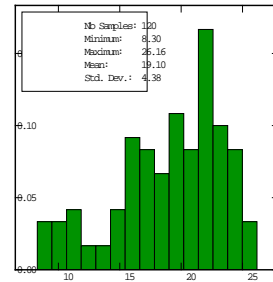
Continuação Figura 9



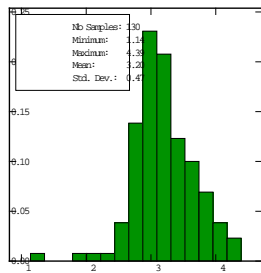
(j)



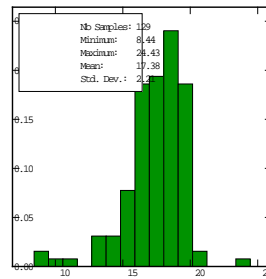
(l)



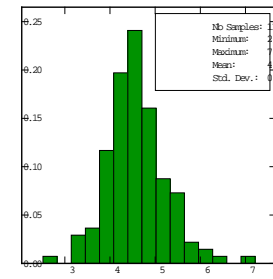
(m)



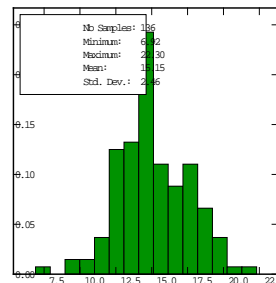
(n)



(o)



(p)



(q)

Figura 9. Histogramas de P_2O_5 por camada (a) COB1 (b) CA0 (c) COB2 (d) CA1 (e) I12 (f) CA2 (g) I23 (h) CA3 (i) I34 (j) CA4 (l) I45 (m) CA5 (n) I56 (o) CA6 (p) I67 (q) CA7.

4.2.1.1.3 Correlação entre as variáveis

A correlação entre as variáveis de estudo se mantiveram constantes em todas as camadas. Na Figura 10 foram demonstradas as correlações na camada 5.

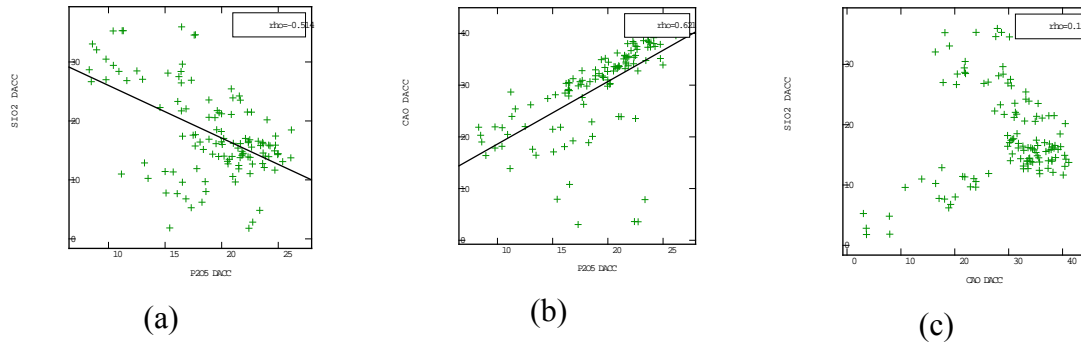


Figura 10. Gráficos de correlação entre as variáveis de estudo (a) P_2O_5 x SiO_2 (b) P_2O_5 x CaO (c) SiO_2 x CaO .

A partir dos gráficos pode-se concluir que:

- P_2O_5 x SiO_2 tem correlação negativa, isto é, quando na amostra os valores de P_2O_5 forem baixos, valores de SiO_2 serão altos, logo inversamente proporcionais 51%.
- P_2O_5 x CaO tem correlação positiva, isto é, quando na amostra os valores de P_2O_5 forem altos, valores de CaO serão baixos, logo inversamente proporcionais 62%.
- SiO_2 x CaO tem correlação próxima a nula.

4.2.2 ANÁLISE ESTRUTURAL

4.2.2.1 Variografia

A variografia foi realizada utilizando o *software Isatis* ®. Para determinar a direção de maior alcance variográfico foram feitos variogramas omnidirecionais e direcionais com intervalos de 22.5°. Com o variograma omnidirecional obteve-se a variância máxima e o efeito pepita. Os parâmetros utilizados para a variografia estão resumidos na Tabela 9.

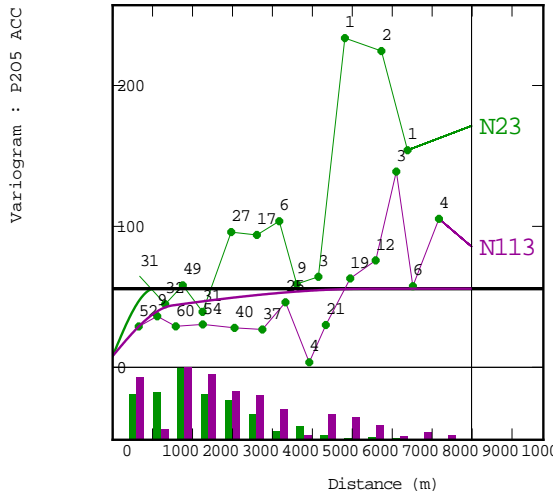


Tabela 9. Parâmetros utilizados para variografia por camada e variável.

	EFEITO PEPITA			SILL						DIREÇÃO DE MAIOR ALCANCE			DIREÇÃO DE MENOR ALCANCE			RANGE								
				1 ESTRUTURA			2 ESTRUTURA									1 ESTRUTURA			2 ESTRUTURA					
	P2O5	SIO2	CAO	P2O5	SIO2	CAO	P2O5	SIO2	CAO	P2O5	SIO2	CAO	P2O5	SIO2	CAO	MAIOR ALCANCE			MENOR ALCANCE			MAIOR ALCANCE		
																P2O5	SIO2	CAO	P2O5	SIO2	CAO	P2O5	SIO2	CAO
COB1	200	125	24	248	22	10	166	16	2	135	135	158	45	45	68	4500	3200	1500	1000	900	1000	6800	5600	5500
COB2	50	75	10	180	13	1	180	7	0	135	135	90	45	45	0	2500	2750	1359	1000	1100	500	20000	4200	3384
CA0	80	70	50	1	7	29	51	6	22	90	158	113	0	68	23	1500	1000	1500	500	250	1000	2000	1200	4000
CA1	60	85	125	34	15	28	38	16	26	45	90	113	135	0	23	5000	3500	750	1500	500	250	6500	3500	750
I12	20	100	20	16	140	6	10	102	2	135	0	0	45	90	90	1600	3141	2900	1800	1096	1200	4200	1046	1100
CA2	8	155	30	30	10	7	18	31	8	113	90	90	23	0	0	1500	6000	9000	1046	2000	1000	6500	15000	1417
I23	25	390	23	26	32	5	23	33	2	158	0	113	68	90	23	2000	2000	3775	2200	1125	1100	10000	2200	796
CA3	17	33	53	20	14	31	18	12	2	45	90	45	135	0	135	2500	1075	2500	1200	1075	1472	6700	1867	3200
I34	1	200	8	2	33	5	7	80	10	23	0	0	113	90	90	450	1000	1000	400	600	400	3100	10000	10000
CA4	3	12	9	3	3	8	17	8	9	135	45	135	45	135	45	2500	1500	1200	700	400	700	12000	3500	8000
I45	8	95	28	11	90	1	13	26	6	158	0	0	68	90	90	1600	880	1000	1700	600	2500	10000	7000	6600
CA5	8	40	23	6	3	40	25	5	19	113	135	135	23	45	45	750	1700	700	850	500	700	12000	2200	7000
I56	8	70	14	6	190	9	17	18	11	45	158	158	135	68	68	1438	1500	788	647	600	788	12293	6000	3404
CA6	8	13	14	5	12	14	1		13	23	68	90	113	158	0	2837	800	718	896	740	718	4600	5000	5278
I67	14	82	13	1	110	3	8	47	7	68	113	158	158	23	68	2000	850	660	1100	620	660	6000	4500	6203
CA7	8	16	30	15	13	4	23	6	20	113	135	113	23	45	23	780	800	775	500	700	775	10000	4000	2010

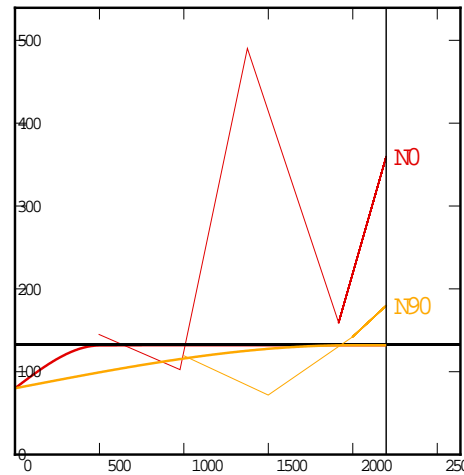
4.2.2.2 Variogramas das variáveis

Na Figura 11 estão demonstrados os variogramas de maior e menor alcance de P₂O₅ nas camadas e respectivas equações de variância.



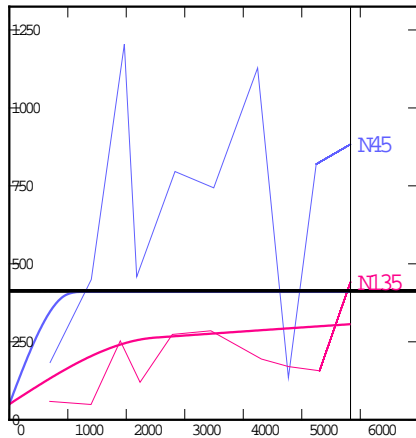
$$\gamma(h) = 200 + \left[248 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{24511}{14500} \right] \cdot \left[\frac{114511}{1000} \right] \right] + 166 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{24511}{8800} \right] \cdot \left[\frac{114511}{1800} \right]$$

(a)



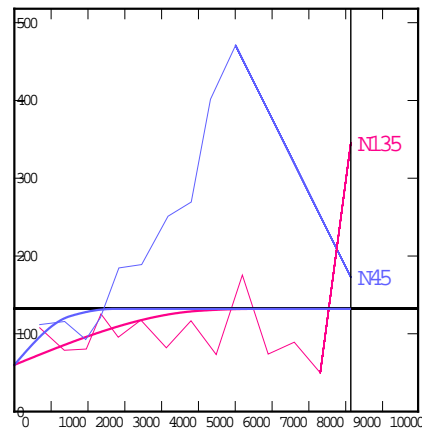
$$\gamma(h) = 80 + \left[1 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{9011}{1300} \right] \cdot \left[\frac{011}{300} \right] \right] + 51 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{9011}{3000} \right] \cdot \left[\frac{011}{3000} \right]$$

(b)



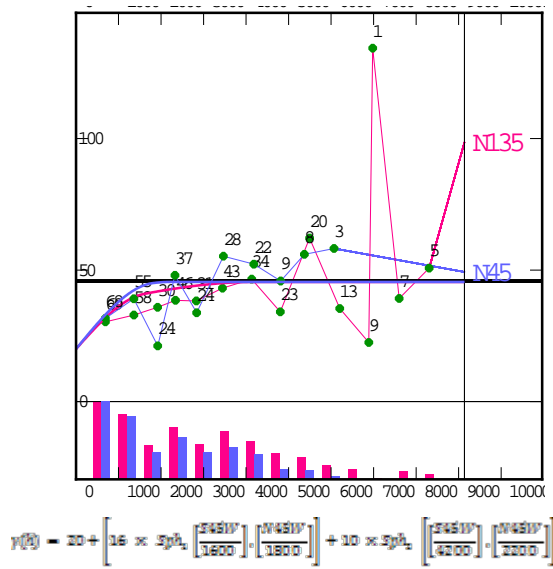
$$\gamma(h) = 50 + \left[180 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{24511}{12500} \right] \cdot \left[\frac{114511}{3000} \right] \right] + 180 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{24511}{20000} \right] \cdot \left[\frac{114511}{1200} \right]$$

(c)

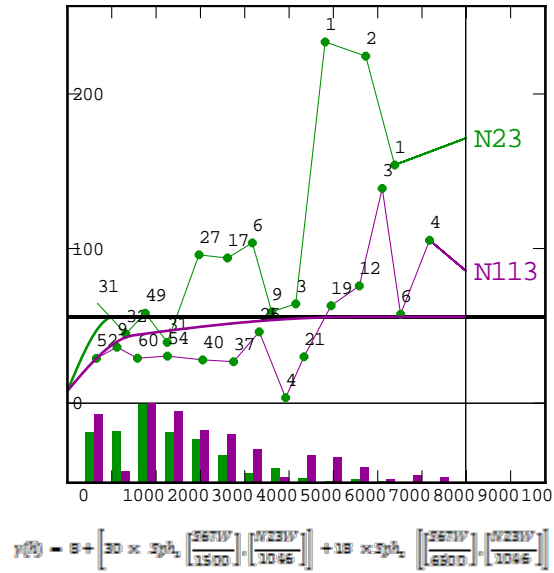


$$\gamma(h) = 60 + \left[34 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{114511}{5000} \right] \cdot \left[\frac{24511}{1500} \right] \right] + 38 \times \text{Sp}^2 \left[\frac{114511}{6500} \right] \cdot \left[\frac{24511}{2700} \right]$$

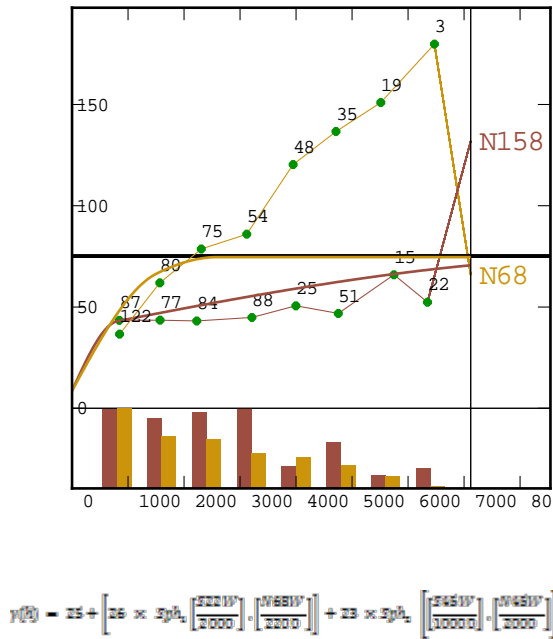
(d)



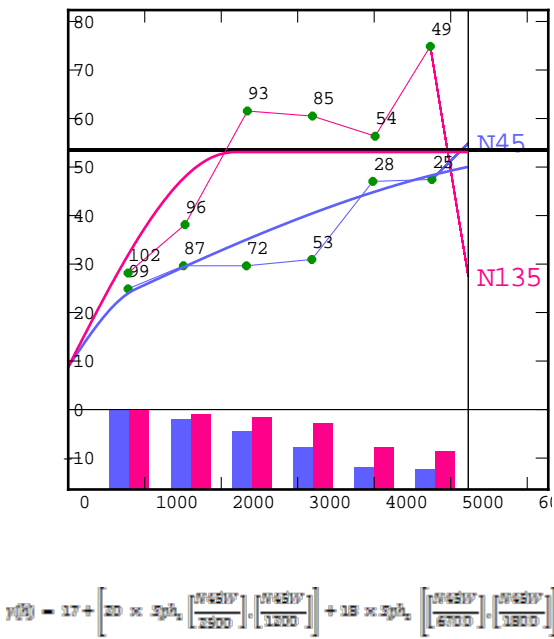
(e)



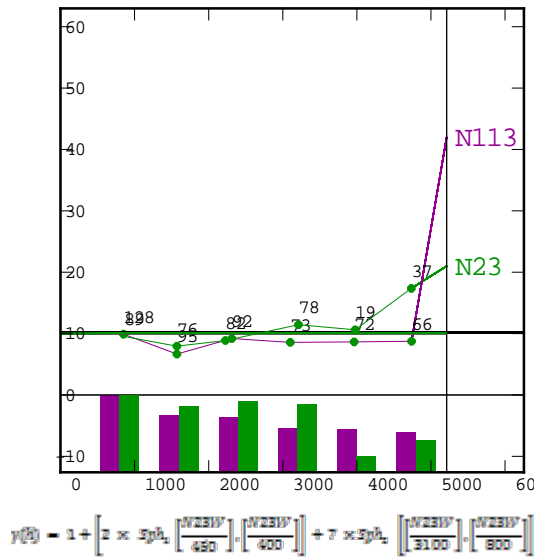
(f)



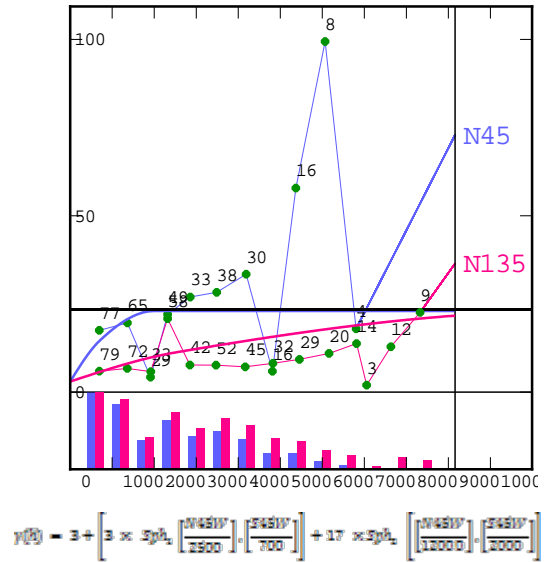
(g)



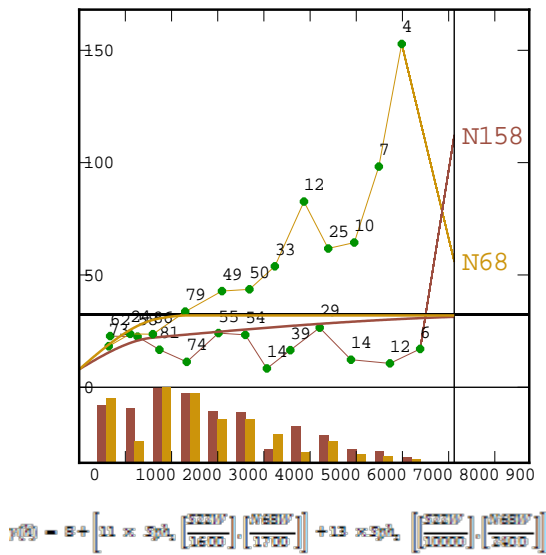
(h)



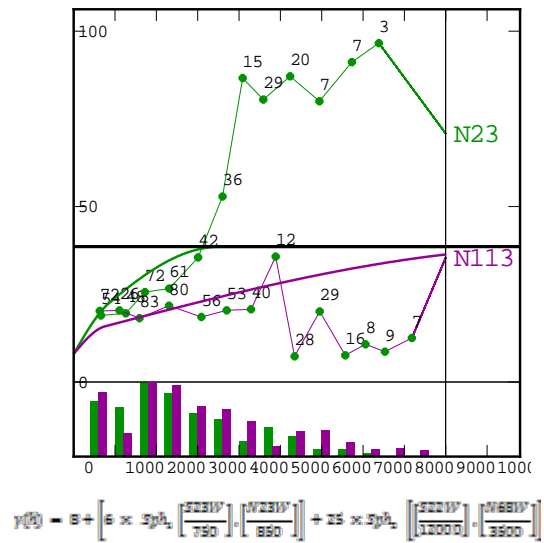
(i)



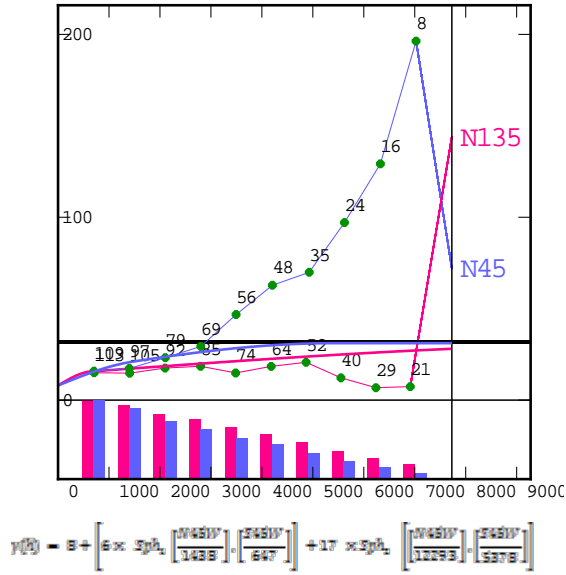
(j)



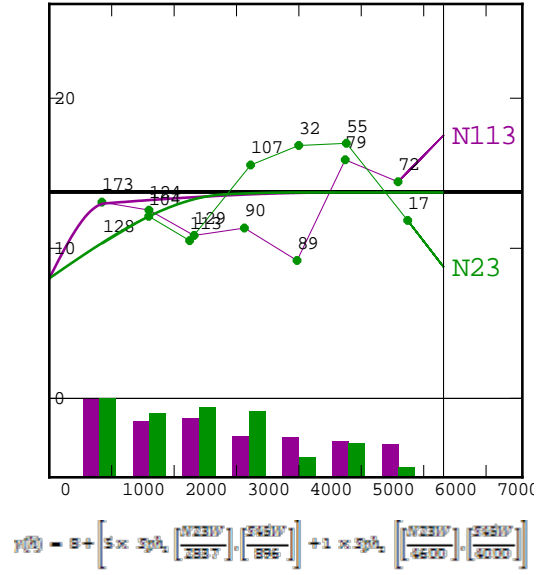
(l)



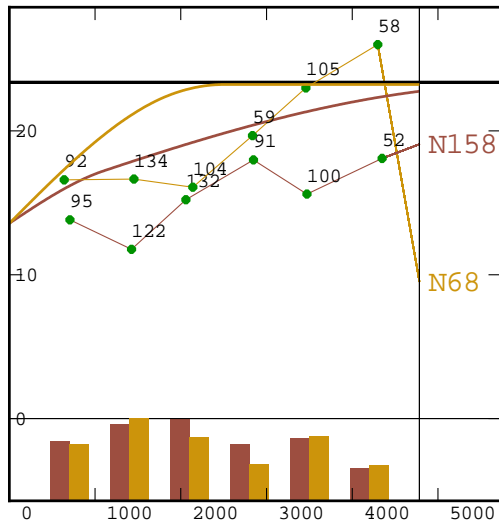
(m)



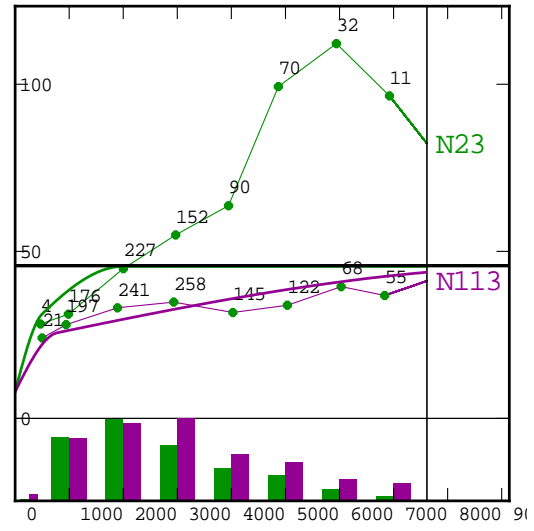
(n)



(o)



(p)



(q)

Figura 11. Variogramas de maior e menor alcance (a) COB1 (b) CA0 (c) cob2 (d) CA1 (e) I12 (f) CA2 (g) I23 (h) CA3 (i) I34 (j) CA4 (l) I45 (m) CA5 (n) I56 (o) CA6 (p) I67 (q) CA7.

4.2.3 ESTIMATIVAS DE TEORES

4.2.3.1 Modelo de Blocos

A construção do modelo de blocos foi realizada no *software MineSight®*, sem utilizar sub-blocos, com blocos de 125x125 em x,y e z variável conforme espessura da camada em questão. A Tabela 10 demonstra os parâmetros do modelo de blocos.

Tabela 5. Parâmetros utilizados para variografia por camada e variável.

	X	Y	Z
Nº de blocos	82	68	variável
Dimensões do bloco (m)	125	125	variável
Origem (m)	510950	9324560

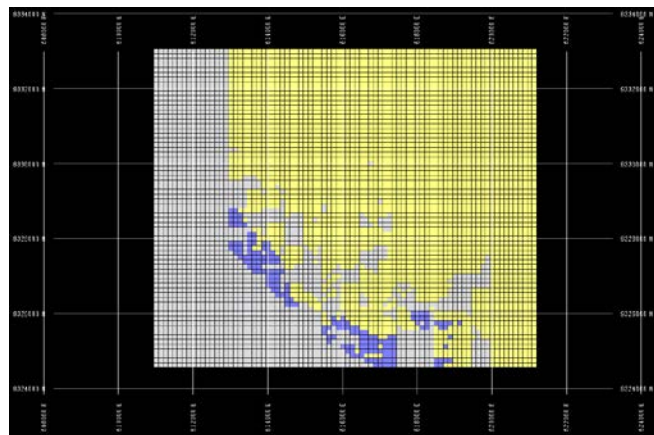


Figura 6. Vista em planta do modelo de blocos com o corpo modelado.

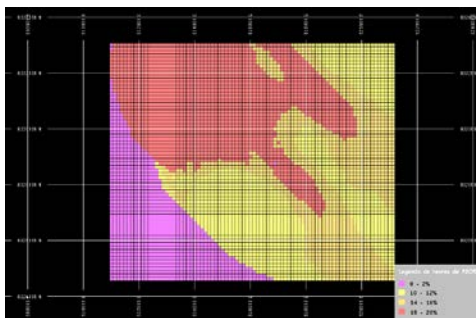
4.2.3.2 Krigagem

Os parâmetros de vizinhança utilizados na Krigagem foram os mesmos dos ‘ranges’ encontrados na variografia, a Tabela 6 ilustra estes valores:

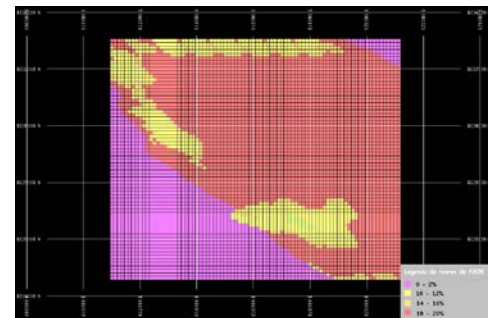
Tabela 6. Parâmetros utilizados para variografia por camada e variável.

Nº mínimo de amostras	3
Nº de setores angulares	8
Nº ótimo de amostras por setor	4
Alcance máximo (m)	variável por camada
Alcance mínimo (m)	variável por camada
Direções preferenciais	variável por camada

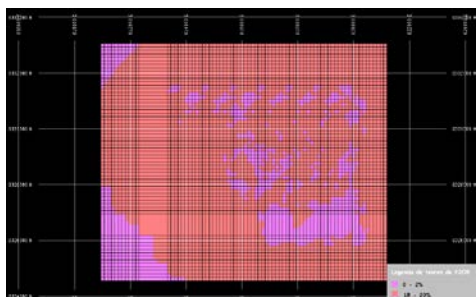
Após a krigagem, foram gerados arquivos no formato .txt de cada camada e variável. Após importação dos arquivos.txt no *software MineSight®*, ocorreu a associação dos teores estimados em cada bloco. Na Figura 12 é ilustrado o modelo de blocos, com teores de P_2O_5 por camadas.



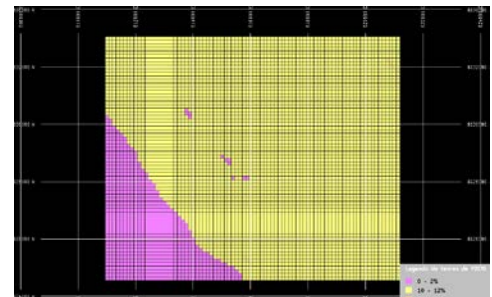
(a)



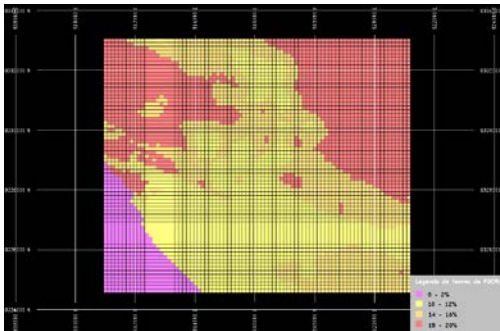
(b)



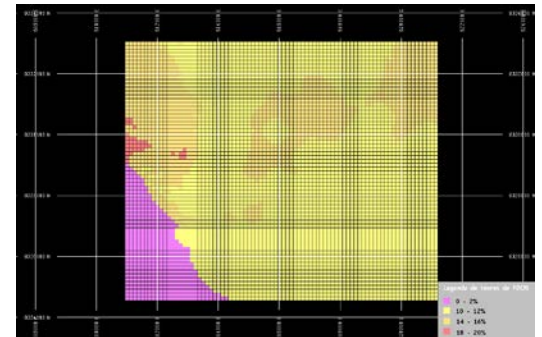
(c)



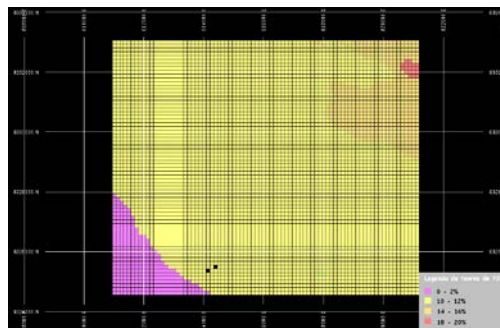
(d)



(e)



(f)

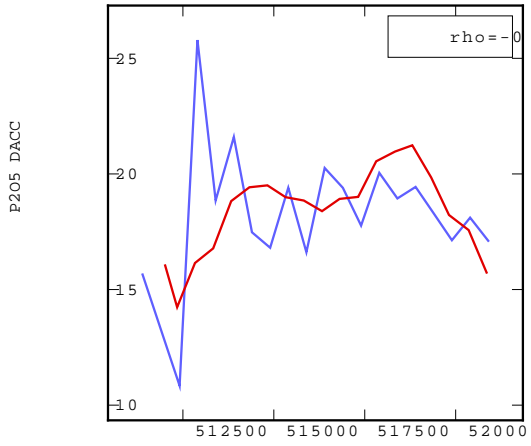


(g)

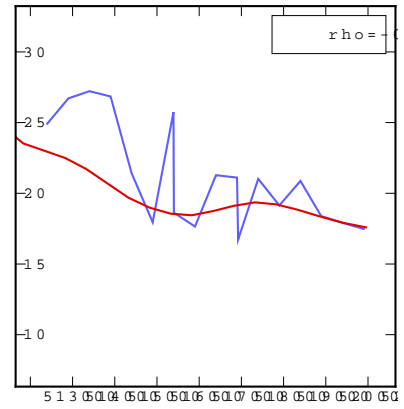
Figura 12. Modelo de blocos associado a teores de P_2O_5 por camadas (a) CA1 (b) CA2 (c) CA3 (d) CA4 (e) CA5 (f) CA6 (g) CA7.

4.2.3.2.1 Análise de deriva

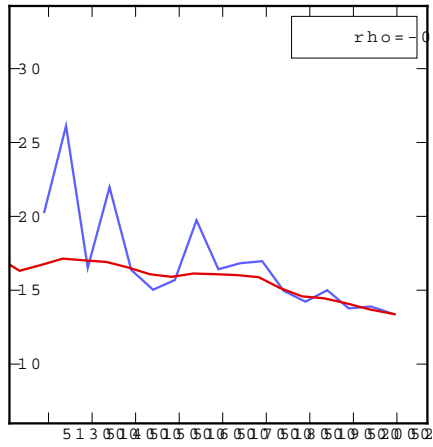
Para a validação do modelo de blocos, foi utilizado o método da análise de deriva, que consiste em gerar um ‘*scatter diagram*’ entre a variável que buscamos e o eixo x, a partir disto, é gerada uma linha média entre todos os dados. Isto é feito para as amostras e para os blocos gerados da krigagem, e as linhas geradas são sobrepostas para a verificação. Como podemos ver na Figura 13 a seguir, sendo os resultados bastante satisfatórios.



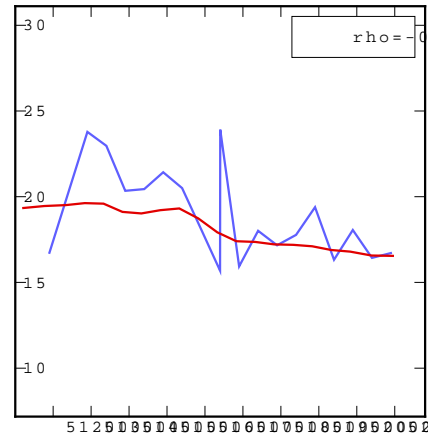
(a)



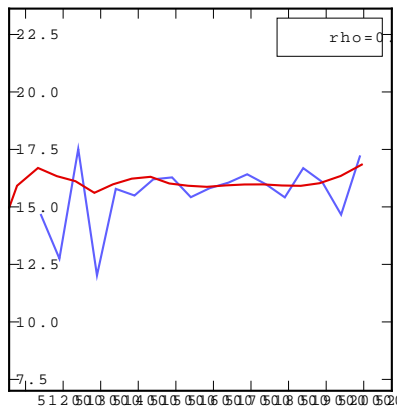
(b)



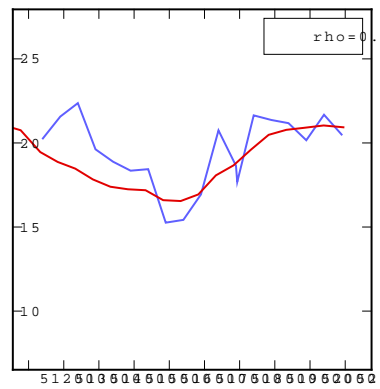
(c)



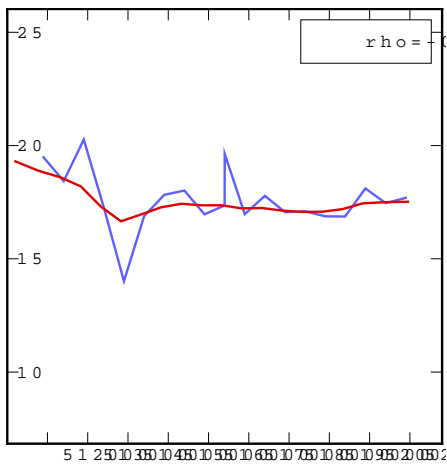
(d)



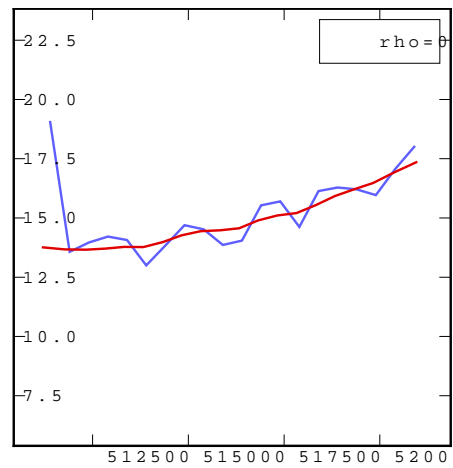
(e)



(f)



(g)

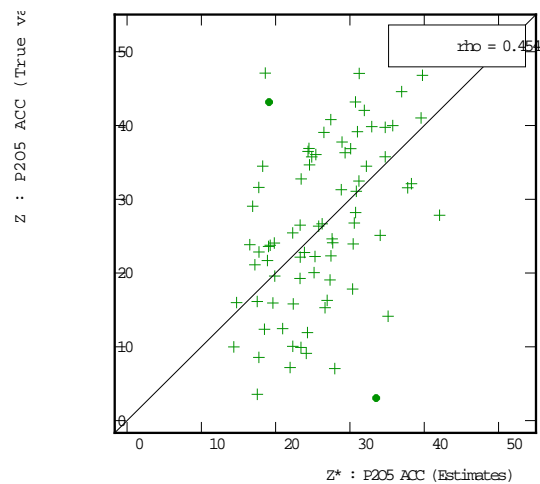
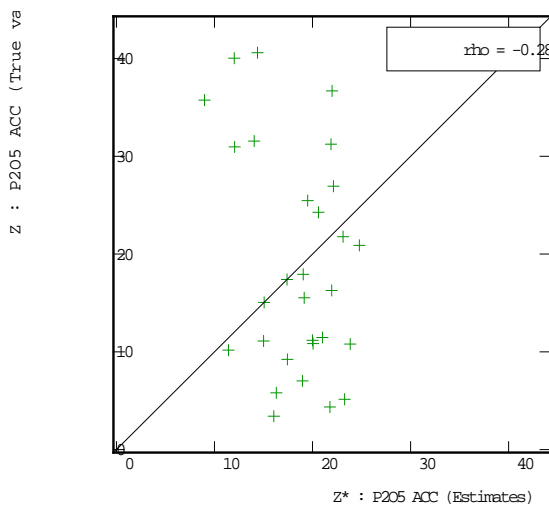


(h)

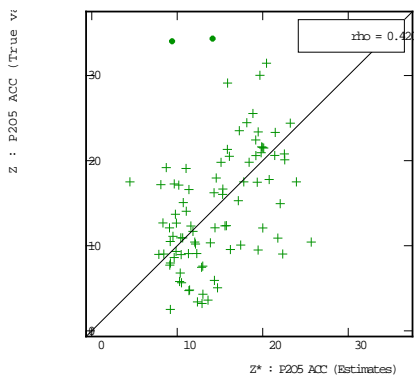
Figura 13. Análise de deriva – X versus P₂O₅ - em vermelho estimado e em azul original
CA0 (b) (c) CA1 (d) CA2 (e) CA3 (f) CA4 (g) CA5 (h) CA6 (i) CA7.

4.2.3.2.2 Validação cruzada

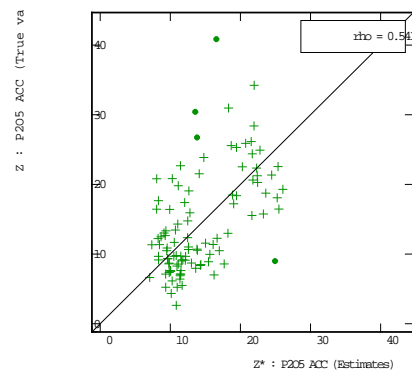
A validação cruzada (ou “*cross validation*”) é uma estimativa para a krigagem, levando em consideração apenas as amostras e os modelos gerados. Como podemos ver na Figura 14, a correlação variou de camada pra camada. Para correlações baixas, acreditamos que tenha sido influenciado pela variedade nas espessuras.



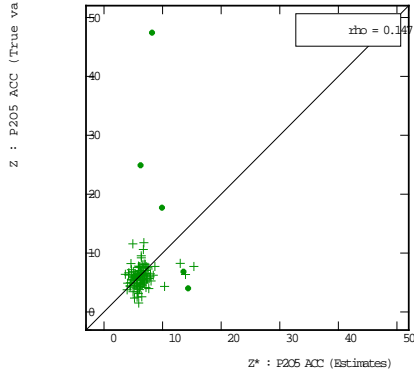
(b)



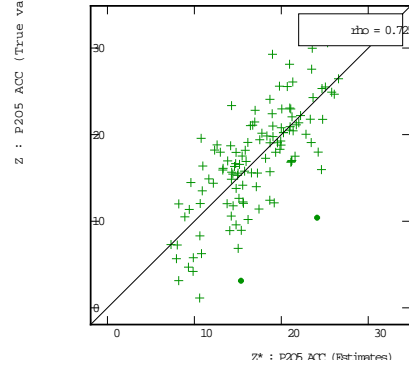
(c)



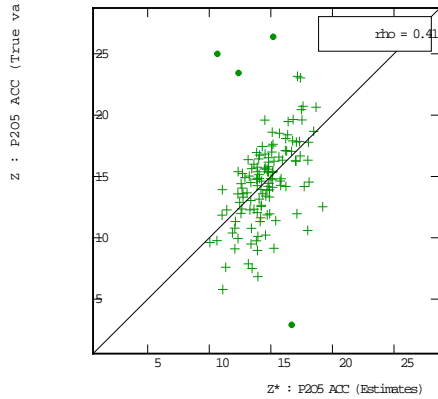
(d)



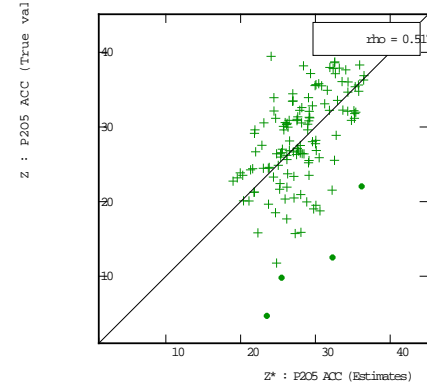
(e)



(f)



(g)



(h)

Figura 14. Correlação e histogramas de frequência por camada CA0 (b) CA1 (c) CA2 (d) CA3 (e) CA4 (f) CA5 (g) CA6 (h) CA7.



5. PLANEJAMENTO DE LAVRA

A etapa a seguir engloba a definição dos regimes de trabalho do setor de lavra, beneficiamento e administrativo, o regime de produção de lavra, a definição do método de lavra seus parâmetros geométricos e, após isso, o seqüenciamento da lavra com a definição do posicionamento das instalações formadoras da mina e os avanços anuais inclusos no projeto de lavra. Essa fase tem influência direta no resultado econômico do projeto, visto que a definição e seleção correta de método de lavra e taxa de produção influenciam a seleção dos equipamentos e, conseqüentemente, os custos de lavra, assim como esses exercem influência sobre outros tópicos abordados neste estudo. Portanto, pode-se afirmar que o encadeamento das etapas, aqui, se torna mais evidente.

5.1 DEFINIÇÃO DE TAXA DE PRODUÇÃO E REGIME DE TRABALHO

5.1.1 Definição do regime de produção na lavra

Para determinar o regime de trabalho na lavra foram descontados feriados nacionais e tempo de troca de turno. Também foram considerados a eficiência de trabalho e o fator climático local encontrado na região da mina, segundo o qual se define um desconto no total de horas por anos trabalhadas devido a interrupções na operação por causa desse fator (Kennedy, B. A., 1992). A Tabela 12, abaixo, apresenta o regime de trabalho na lavra.

Tabela 10. Regime de trabalho no setor de Lavra.

TOTAL DE DIAS TRABALHADOS POR ANO NA LAVRA	336.3
FERIADOS	11
HORAS TRABALHADAS POR TURNO	8
HORAS EFETIVAS POR TURNO	7.50
NUMERO DE TURNOS	3
DIAS DE TRABALHO POR SEMANA	7
EFICIÊNCIA DE TRABALHO (%)	0.83
FATOR PARA PERDAS ANUAIS	0.95
HORAS POR ANO TRABALHADAS	6305.63

5.1.2 Regime de trabalho no beneficiamento

A usina de beneficiamento funcionará durante os três turnos diários, à exceção das instalações de britagem que terão suas atividades limitadas a dois turnos.

Tabela 11. Regime de trabalho das instalações.

Usina de Beneficiamento		Instalações de Britagem	
Dias trabalhados por ano	362	Dias trabalhados por ano	362
Horas diárias trabalhadas	24	Horas diárias trabalhadas	16
Horas totais anuais	8688	Horas totais anuais	5792
Produção, t/h	575,5	Produção, t/h	863

5.1.3 Regime de trabalho no setor administrativo

O setor administrativo trabalhará 8 horas/dia durante 11 meses do ano, totalizando 1760 horas/ano trabalhadas.

5.1.4 Definição e taxa de produção de lavra

As taxas de produção anual e horária no setor de lavra foram determinadas com base no documento mais recente do DNPM. Este, de 2008, afirma que no ano anterior o Brasil teve um déficit na produção nacional de concentrado de rocha fosfática de aproximadamente 1.75 milhões de toneladas. Optou-se, então, por dimensionar uma produção que supra essa falta do produto no mercado nacional, tornando o país auto-suficiente na produção do mesmo. As tabelas a seguir apresentam os parâmetros utilizados para cálculo da produção anual e horária de minério ROM, bem como os resultados encontrados. Alguns fatores presentes abaixo serão esclarecidos no decorrer deste relatório.



Tabela 12. Parâmetros utilizados no cálculo de taxa e regime de produção na lavra.

Densidade Média (t/m³)	Teor Médio Minério (diluído - %)	Recuperação do Beneficiamento (%)	Teor do Concentrado Final (%)
1.33	16.3	75	35

Tabela 13. Regime e taxa de produção de lavra.

	t	m³
Produção Anual – ROM	5049305.7	3805996.8
Produção Horária – ROM	801	604

5.2 MÉTODO DE LAVRA

O método de lavra foi desenvolvido com base no modelamento geológico e em curvas de nível, desenvolvidas com uso do *software Surfer*®. A visualização da distribuição dos teores e espessuras krigados no *software MineSight*® e da geometria do recurso possibilitaram a alocação da lavra nos seus anos iniciais, segundo critérios de qualidade do minério (teor) e continuidade das lentes, bem como das instalações da usina de beneficiamento, pilha de estéril e barragem de rejeitos. A tabela a seguir contém os resultados do cálculo de volumes produzido no *MineSight*®, as densidades obtidas com as sondagens e os teores krigados para cada lente que compõe o pacote com a identificação específica definida no modelamento geológico. As espessuras contidas nessa tabela correspondem a uma região de dimensões 5 x 3 km, pré-selecionada devido à boa continuidade e espessura das camadas ricas na substância objeto do estudo.

Tabela 14. Disposição das camadas do jazimento com suas características.

CAMADA	DENSIDADE	TEOR MÉDIO (%)	ESPESSURA MÉDIA	VOLUME <i>in situ</i> (m³)	MASSA (t)
COB (Solo arenoso)	1.01	-	25.00	8.34E+08	8.42E+08
CA1 (Calcário)	1.47	19.89	2.09	7.54E+07	1.11E+08
I12 (Arenito)	0.91	5.83	3.43	7.75E+08	7.04E+08



CA2 (Calcário)	1.13	15.53	1.42	5.68E+07	6.43E+07
I23 (Arenito)	0.83	5.67	3.92	9.21E+08	7.65E+08
CA3 (Calcário)	1.21	18.10	1.03	5.89E+07	7.15E+07
I34 (Arenito)	0.99	4.47	2.06	1.58E+08	1.58E+08
CA4 (Calcário)	1.09	15.90	0.52	3.12E+07	3.41E+07
I45 (Arenito)	0.99	2.55	4.44	2.02E+08	1.99E+08
CA5 (Calcário)	1.34	18.89	1.31	7.12E+07	9.56E+07
I56 (Arenito)	0.96	3.22	8.89	1.26E+08	1.20E+08
CA6 (Calcário)	1.28	17.45	0.91	7.16E+07	9.17E+07
I67 (Arenito)	1.09	4.63	3.00	2.61E+08	2.85E+08
CA7 (Calcário)	1.44	14.97	1.67	1.48E+08	2.13E+08

5.2.1 Definição e método e estratégia de lavra

O método escolhido foi o *Strip Mining*, devido à geometria e disposição da substância de interesse, que se encontra alongado e horizontalizado. O método consiste na remoção do minério em tiras dispostas paralelamente, com a deposição do estéril na tira anterior, que encontra-se sendo explotada. A figura ilustra o funcionamento do método.



Figura 15. Método Strip Mining.

A estratégia de lavra adotada consiste em remover os 7 níveis ricos apresentados na Tabela 16 simultaneamente, com equipes trabalhando paralelamente e cada um desses níveis, tanto na lavra do minério quanto na remoção de cobertura e estéril (*interburden*). Foi estudada também a opção remover a camada 4 (CA4) juntamente com o estéril das camadas I34 e I45, por ser este o menos espesso dos níveis. A comparação desta com a opção adotada não resultou em vantagens do ponto de vista econômico e operacional.

5.2.2 Dimensionamento de corte pioneiro

O corte pioneiro foi dimensionado segundo a seleção do equipamento de descobertura. Para o setor da lavra, escolheu-se inicialmente por operar com uma Dragline, visto que esta exerce menor tensão sobre o piso em que trabalha, adaptando-se bem às características

geomecânicas do solo e reduzindo os riscos de ruptura do mesmo. Comparou-se a seleção da Dragline a de um sistema Truck/Shovel, com as mesmas dimensões de tira, afim de comparar o resultado econômico de cada seleção e talvez definir o equipamento mais adequado a ser aplicado na prática.

A primeira medida a ser tomada para a definição do modelo de Dragline a ser utilizado é a definição da produção horária de cobertura a ser removida de modo a permitir o avanço sincronizado da lavra. Para isso, houve a necessidade de definir o que cada unidade precisa produzir, afim de atingir o objetivo descrito acima. Com base nisso, a produção horária de minério ROM foi dividida entre as unidades fosfáticas que se decidiu por minerar, ponderando-se esta pela espessura de cada e, em seguida, utilizou-se o stripping ratio entre minério e interburden para a definição de quando estéril deve ser removido de maneira que seja possível a produção desejada em cada camada de minério, mantendo o avanço sincronizado.

Stripping Ratio é definido como o volume de estéril ou cobertura a ser removido para cada m³ de minério a ser liberado para a lavra do mesmo. A Figura 19, abaixo, explica graficamente o conceito.

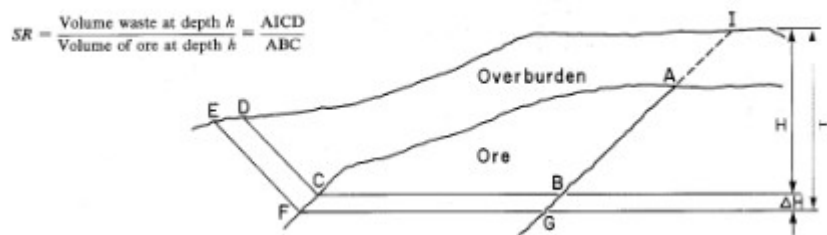


Figura 16. Stripping Ratio para um determinado tipo de minério.

Como a disposição do corpo estudado é lenticular e horizontalizado, a diferença entre os stripping ratios das unidades fosfáticas fica por conta da diferença nas espessuras de cada unidade.



Tabela 15. Striping Ratio discriminado por unidade.

Unidade	Striping Ratio (m³/m³)
COB/CA1	11.52
I12/CA2	2.41
I23/CA3	3.80
I34/CA4	4.00
I45/CA5	3.39
I56/CA6	9.75
I67/CA7	1.79

Tabela 16. Produção calculada para cada unidade estratigráfica.

Unidade	Produção (m³/h)
COB	1624.13
CA1	141.02
I12	231.17
CA2	95.82
I23	264.47
CA3	69.67
I34	138.80
CA4	34.74
I45	299.17
CA5	88.18
I56	598.82
CA6	61.39
I67	202.02
CA7	112.77

A fórmula para dimensionamento da tira é dependente das dimensões do modelo de Dragline escolhido para o trabalho e das características geomecânicas do solo:

$$OR = (H_0 / \tan(\phi_0)) + (HC / \tan(\phi_c)) + (W_0 Z H_0 FS / W_0 I \tan(\theta)) + W_0 I / 4,$$

Onde:

OR – Raio operacional da Dragline;

H₀ - Espessura de cobertura;

φ₀ - Ângulo de talude da cobertura;

HC - Espessura total minério/interburden;

φ_c - Ângulo global de talude minério/interburden;

W0Z - Largura de tira;
WOI - Distância do centro da última pilha até a crista da bancada;
TETA - Ângulo de repouso do material;
FS - Fator de segurança.

Para o referido cálculo, foi utilizado o ângulo de repouso para a cobertura, já apresentado, além de um ângulo de talude global de 50°, calculado a partir de ruptura circular, e as dimensões da Dragline modelo P&H 757. Os parâmetros para a seleção do equipamento encontram-se na tabela abaixo (Kennedy, B. A., 1990).

Tabela 17. Parâmetros de produtividade da Dragline.

DRAGLINE	
MARCA	P&H
MODELO	757.00
CAPACIDADE (m³)	36.35
DISPONIBILIDADE MECANICA	0.85
FATOR DE UTILIZAÇÃO	0.83
FATOR DE EMPOLAMENTO COB (%)	10
FATOR DE ENCHIMENTO CONCHA	0.95
BUCKET FILL FACTOR	1.06
TEMPO DE CICLO (min)	1.00
CICLOS POR HORA	60
REMOÇÃO DE COBERTURA (m³/h)	1624.13
HORAS EFETIVAS TRABALHANDO	4449

O posicionamento do equipamento de remoção de cobertura encontra-se na figura abaixo. Este foi escolhido pois foi o que melhor se adaptou às dimensões da Dragline (comprimento de lança e raio operacional) e às dimensões da pilha necessárias ao avanço sincronizado desta com a remoção do *overburden*. As características do equipamento seleccionado se encontram na seção “*seleção de equipamentos*”.

As dimensões do corte pioneiro encontram-se na figura abaixo. Parâmetros não relacionados aqui, como ângulo global e específico de talude serão explicados na seção destinada ao estudo de estabilidade de taludes da mina.

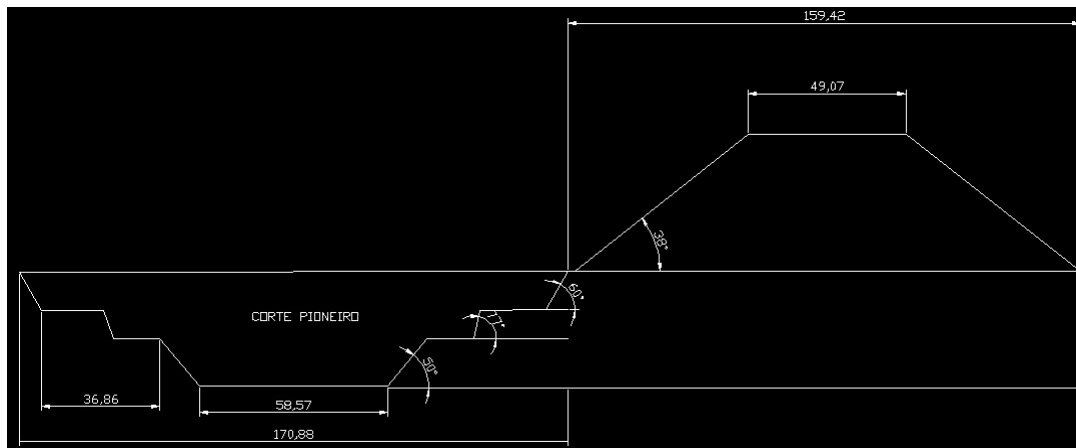


Figura 17. Dimensões de corte pioneiro.

A maior dificuldade encontrada no dimensionamento foi o de adaptar a largura da tira com a espessura da cobertura na região do corte pioneiro, a espessura da sequência minério/*interburden* e a espessura das unidades fosfáticas. Uma tira larga possibilita a redução das DMT's e, assim, a redução nos investimentos e custos com caminhões, porém, inviabiliza o uso da Dragline, pois suas dimensões excedem o alcance desta. Uma tira muito estreita poderia criar problemas para a entrada e manobra dos equipamentos dentro desta, além de aumentar muito a DMT, para as dimensões e a disposição das camadas ricas encontrada no corpo de minério. Para a primeira tira, chegou-se a um valor para o avanço de 0.39 m/h com praças de 45 m de comprimento, para permitir a entrada dos equipamentos o mais rápido possível. O comprimento definido para esta foi de 3.616 m.

5.2.3 Dimensionamento dos cortes subseqüentes

Para os cortes subseqüentes foram mantidos os parâmetros geométricos do corte pioneiro, com isso, a lavra terá um avanço de 1.15 m/h de forma sincronizada e praças de 100 m, permitindo tempo suficiente para a troca ou conserto de equipamentos com a manutenção da lavra.

5.2.4 Estudos de estabilidade de taludes: Ruptura Circular

Os parâmetros definidos nas seções anteriores, bem como a definição de ângulos individuais de talude e largura das bermas para as tiras descritas foram definidos utilizando a possibilidade de ruptura circular dos taludes da mina. Foi definido o fator de segurança de 1.3, o que garante a manutenção dos taludes por tempo suficiente para os trabalhos dentro de cada corte. Além disso, foi feita a divisão dos taludes dentro da tira em pacotes e definidas larguras de berma segundo o ângulo geral de talude calculado para a operação.

O método utilizado consiste em extrair de ábacos o ângulo de talude segundo a relação entre seus respectivos eixos, sendo estes dependentes dos parâmetros definidos na caracterização geomecânica e do fluxo de água no solo ou rocha sedimentar usado no estudo. De modo a manter certo conservadorismo na estimativa dos ângulos de talude, considerou-se a pior situação, ou seja, quando o talude encontra-se saturado. A figura abaixo mostra o ábaco escolhido (Hoek, E. & Bray, J. W., 1981).

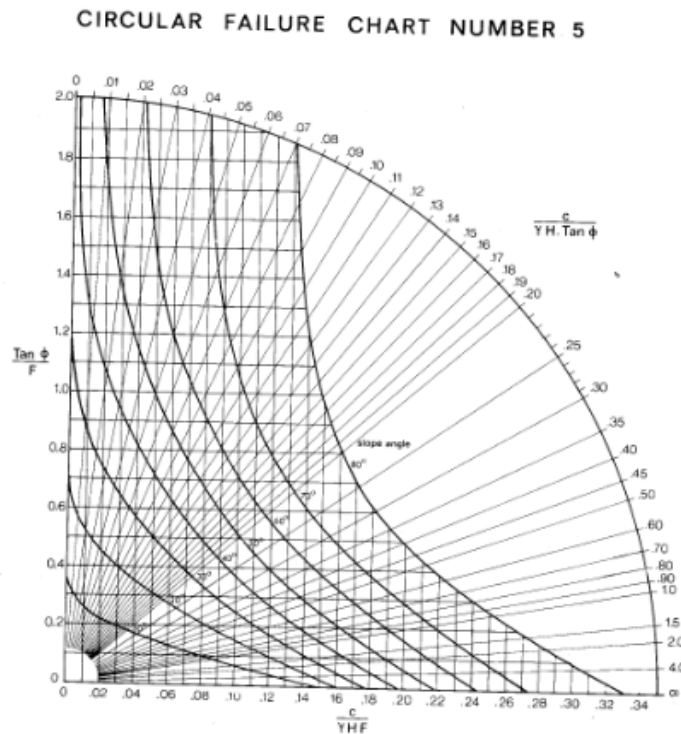


Figura 18. Ábaco selecionado para dimensionamento de taludes.

Abaixo, apresentam-se os parâmetros e os ângulos de talude. Como já dito, o ângulo global de talude da seqüência ficou em 50°.

Tabela 18. Definição dos ângulos de talude para a seqüência minério/interburden.

Unidade	Espessura (m)	Espessura do Pacote (m)	$\tan(\phi)/F$	$c/\text{dens} \cdot H \cdot F$	Ângulo de Talude (°)
COB	25.00				38.00
CA1	2.09	11.90	0.26	0.18	60.00
I12	3.43				
CA2	1.42				
I23	3.92	8.32	0.26	0.22	74.00
CA3	1.03				
I34	2.06	14.47	0.26	0.15	50.00
CA4	0.52				
I45	4.44				
CA5	1.31				
I56	8.89				
CA6	0.91				
I67	3.00				
CA7	1.67				

5.3 SEQUENCIAMENTO DE LAVRA

5.3.1 Posicionamento das instalações de empreendimento

As estruturas que formam a operação como um todo encontram-se na Figura 38, uma planta com o seqüenciamento da lavra feita no software *MineSight*®. Decidiu-se por localizar a planta de beneficiamento a uma distância máxima de 500 m da primeira tira e centralizada com relação ao comprimento desta. Este posicionamento garantiu as menores DMT's possíveis para o dimensionamento da frota de caminhões.

5.3.2 Avanços e incremento da distância média de transporte

As dimensões do corte pioneiro fazem com que este avance mais lentamente, como demonstrado. O resultado do projeto dos cortes é o corte pioneiro atuando como fase de preparação do empreendimento, assim com os níveis de produção abaixo do projetado, e, a

partir do fim deste, inicia-se a etapa de lavra propriamente dita, com as equipes produzindo a totalidade do que foi estimado.

Para o início do corte pioneiro foram dimensionadas 3 escavadeiras, que serão alugadas, pois serão usadas por pouco tempo, e 10 caminhões que, trabalhando em 3 bancadas de 8 m de altura, farão o avanço da descobertura suficiente para a colocação da dragline. Em seguida, o equipamento trabalhará sozinho até que seja aberta a área mínima para a entrada da primeira equipe. Esta vantagem inicial foi estipulada em 100 m, para o corte pioneiro. Assim que o comprimento de para a primeira tira, de 45 m, é aberto, as equipes seguintes iniciam os trabalhos. A dragline foi dimensionada para trabalhar com folga em relação às equipes que mineram as unidades fosfáticas e removem o estéril nos *interburdens*, caso seja necessário acelerar a remoção de overburden e alcançar uma vantagem que não prejudique a lavra em caso de parada.

As demais tiras terão praças de 100 m de comprimento e uma vantagem da dragline em relação às equipes de lavra e remoção de estéril de cerca de 800, garantindo uma margem de tempo de aproximadamente um mês para uma eventual troca de peça ou qualquer outro tipo de parada. Os *design* das praças para os cortes subsequentes é mostrado abaixo.

Figura 19. Dimensões das praças nas tiras subsequentes.

Os tempos de preparação e avanços anuais são descritos nas tabelas abaixo.

Tabela 19. Tempo de início dos trabalhos e fim da lavra completa da tira 1.

	HORAS	DIAS
Corte Pioneiro com Escavadeiras	419.01	18.62
Tempo de Início de Lavra(CA1)	673.66	29.94
Tempo de Início de Lavra (CA7)	1794.11	79.74
	HORAS	ANOS
Lavra Completa da Primeira Tira	11025.89	1.75



Tabela 20. Dimensões de praças e avanços.

TIRA 1		DEMAIS TIRAS	
Praça entre Dragline e CA1 (m)	100.00	Praça entre Dragline e CA1 (m)	800.00
Praça entre Unidades (m)	45.00	Praça entre Unidades (m)	100.00
Avanço da Lavra no Ano 1 (m)	1771.66	Avanço da Lavra Regular (m)	7250.00
Avanço da Lavra no Ano 2 (m)	3676.59		

As DMT's utilizadas para dimensionamento da frota ficaram entre 600 e 2300 m, na tira 1, com incremento de 200 por ano, admitindo o cálculo de lavra de 2 tiras por ano após o tempo de preparo da operação.

6. EQUIPAMENTOS

6.1 CRITÉRIOS DE SELEÇÃO

A etapa a seguir descreve os equipamentos que foram selecionados para os trabalhos de lavra e suas características. A geometria do corpo de minério e disposição de suas camadas levam à adoção de uma lavra seletiva para e a remoção dos interburdens com as equipes removendo cada um desses corpos paralelamente e sincronizado, como já dito. As diferenças nas espessuras e, conseqüentemente nas produções de cada unidade, levam a configurações distintas de equipamentos que se adaptam a cada situação. O que se tentou fazer foi padronizar os modelos de equipamentos conforme o tipo de unidade (se em minério ou coberura/estéril) em que se trabalha, de modo que se obtenha a melhor adaptação possível.

Em função disso, foram dimensionadas configurações, considerando o carregamento nesses estratos com escavadeiras, carregadeiras, uma composição com os dois equipamentos (este, em unidades que necessitam de maior remoção horária de estéril) além de mineradores de superfície para trabalhar no minério. As opções apresentadas nas próximas seções são as que melhor se enquadraram com o método escolhido e a estratégia de lavra adotada segundo critérios como a produção, parâmetros geomecânicos da camada lavrada ou removida e adequação com os equipamentos de transporte.



Em relação ao desmonte, a possibilidade de uso de explosivos foi considerada para esta etapa, porém, decidiu-se pelo desmonte mecânico, visto que este, apesar de ser um método eficaz e muito usado, mesmo em lavra seletiva, poderia apresentar uma diluição acima do esperado, pois se obriga a realizar o desmonte de minério e estéril simultaneamente e, além disso, se reduz a gama de equipamentos de carregamento que podem ser aplicados com sucesso nesse sentido. Além disso, as condições geomecânicas do corpo de minério são favoráveis ao uso de desmonte mecânico com eficiência e produtividade máximas, que, por se tratarem de solos ou rochas pouco coesas, poderiam prejudicar a operação por problemas de fechamento de furo de desmonte.

A seleção feita encontra-se nas próximas seções e foi dividida conforme o tipo de uso na etapa de lavra. São esses: equipamentos para remoção de cobertura, equipamentos para remoção de *interburden*, equipamentos para a lavra do minério e equipamentos auxiliares.

6.2 EQUIPAMENTOS UTILIZADOS PARA REMOÇÃO DE COBERTURA

6.2.1 *Scrapers*

Os *Scrapers* serão utilizados para o decapeamento inicial. Estes farão a remoção da camada de solo orgânico de 0.9 m , preparando a área para o avanço do equipamento de descobertura e também para a disposição de estéril.



Figura 20. Modelo de Scraper para remoção de cobertura imediata.

Tabela 21. Parâmetros de cálculo e modelo de scraper escolhido (CAT, 1999).

Marca	CAT
Modelo	631E
Produção (m³/h)	61.065
Distância média de transporte (km)	3
Resistência ao rolamento (%)	3
Tempo de ida carregado (min)	4
Tempo de volta vazio (min)	1.75
Tempo de Carregamento (min)	0.6
Tempo de despejo (min)	0.7
Tempo total de ciclo (min)	7.05
Ciclos / Hora	8.51
Fator Utilização	0.85
Disponibilidade Mecânica	0.8
Volume caçamba (m³)	16.1
Nº de Equipamentos	0.66

6.2.2 Escavadeiras

Foram dimensionadas três escavadeiras para o início do corte pioneiro e preparo da tira para a entrada do equipamento de descobertura. Esta, irá operar em conjunto com dez caminhões para início dos trabalhos.



Figura 21. Escavadeira CAT 375 em operação.

Tabela 22. Parâmetros de seleção e características. Escavadeira CAT 375 BL.

MARCA	CAT
MODELO	375BL
CAPACIDADE (m³)	5.6
DISPONIBILIDADE MECANICA	0.90
FATOR DE UTILIZAÇÃO	0.90
FATOR DE EMPOLAMENTO COB (%)	10
FATOR DE ENCHIMENTO CONCHA	0.95
BUCKET FILL FACTOR	1.06
TEMPO DE CICLO TOTAL (min)	0.83
CICLOS POR HORA	72.29
PRODUÇÃO REQUERIDA (m³/h)	1620.06
HORAS EFETIVAS TRABALHANDO	5107.64

6.2.3 Dragline/Shovel

A Dragline foi selecionada como equipamento principal para a descobertura da tira e como base par cálculo das dimensões da mesma. O mesmo dimensionamento foi realizado com uma shovel, como um comparativo do resultado econômico apresentado por estes. Este comparativo pode ser visto na seção dedicada ao estudo de viabilidade econômica do empreendimento.



Figura 22. Dragline P&H modelo 757.



Tabela 23. Parâmetros de seleção e características. Dragline P&H modelo 757.

MARCA	P&H
MODELO	757.00
CAPACIDADE DE CONCHA REQUERIDA (m ³)	36.35
DISPONIBILIDADE MECANICA	0.85
FATOR DE UTILIZAÇÃO	0.83
FATOR DE EMPOLAMENTO COB (%)	10
FATOR DE ENCHIMENTO CONCHA	0.95
BUCKET FILL FACTOR	1.06
TEMPO DE CICLO (min)	1.00
CICLOS POR HORA	60
PRODUÇÃO (m³/h)	1624.13
HORAS EFETIVAS TRABALHANDO	4449

6.3 EQUIPAMENTOS UTILIZADOS PARA REMOÇÃO DO *INTERBURDEN*

Os equipamentos a seguir farão a remoção do estéril (*interburdens*) da mina. As características geomecânicas dos arenitos destas unidades foram decisivas para a seleção de tais equipamentos.

6.3.1 Carregadeiras

Estes equipamentos se mostraram os mais adaptados ao carregamento do estéril. Em comparação com o sistema com escavadeiras, estes, reduzem o numero de caminhões necessários ao transporte do mesmo. O dimensionamento foi feito para número de passes entre 3 e 6 e com esse ajuste foi possível adotar o modelo 962G da CAT, trabalhando com folga para algumas camadas. Apenas na unidade xx não foi possível selecionar este modelo, que para esta, ficou sendo o CAT 980F.



Figura 23. CAT 962G.

Tabela 24. Seleção de carregadeira para camada I12.

MARCA	CAT
MODELO	962G (3.3 m ³)
CAPACIDADE (m³)	2.02
DISPONIBILIDADE MECANICA	0.90
FATOR DE UTILIZAÇÃO	0.90
FATOR DE EMPOLAMENTO COB (%)	10
FATOR DE ENCHIMENTO CONCHA	0.95
BUCKET FILL FACTOR	1.06
TEMPO DE CICLO TOTAL (min)	0.45
CICLOS POR HORA	133.33
PRODUÇÃO (m³/h)	231.17

6.3.2 Dozer com escarificador

Os Dozer serão utilizados para a manutenção das pistas e, além disso, em regiões onde as rochas são mais competentes ocorrerá o uso de seu escarificador, para desagregar essas e prepará-las para o carregamento.



Figura 24. Dozer D8R com escarificador.

6.4 EQUIPAMENTOS UTILIZADOS NA LAVRA DO MINÉRIO

6.4.1 Mineradores de superfície

Os mineradores de superfície operam com resistência a compressão uniaxial entre 10 e 60 MPa sem perda de produtividade, em distâncias de corte de no mínimo 45 m. Este irá operar na primeira tira ortogonalmente em relação ao avanço da lavra e, nas demais, de maneira paralela ao referido avanço. O sistema funcionará com os caminhões acompanhando o corte da unidade fosfática. O corte com o minerador de superfície produz partículas de tamanho abaixo de 10 cm, na maior parte dos casos.

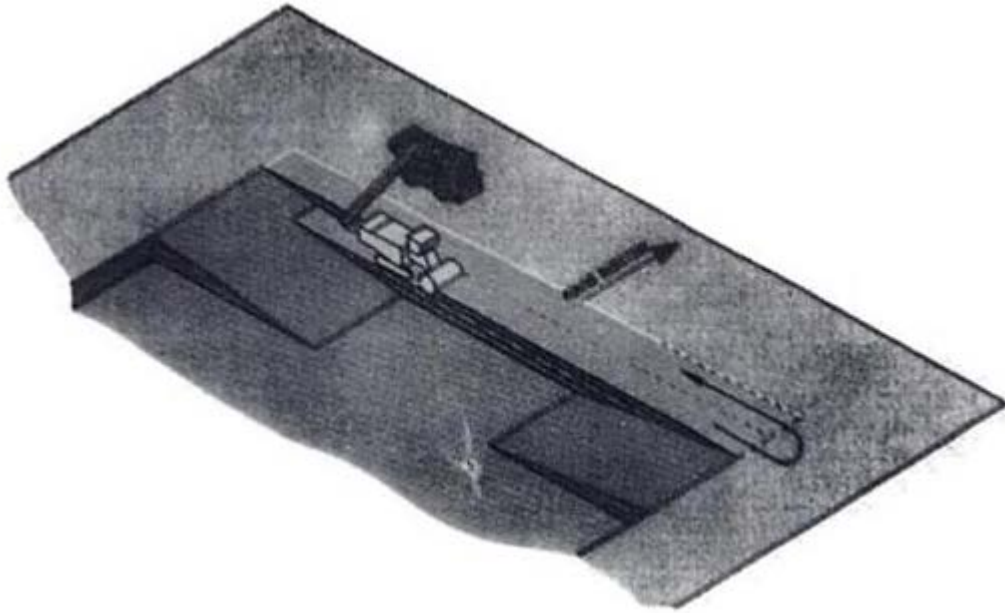


Figura 25. Ilustração de corte com minerador de superfície, ortogonal ao avanço da lavra.

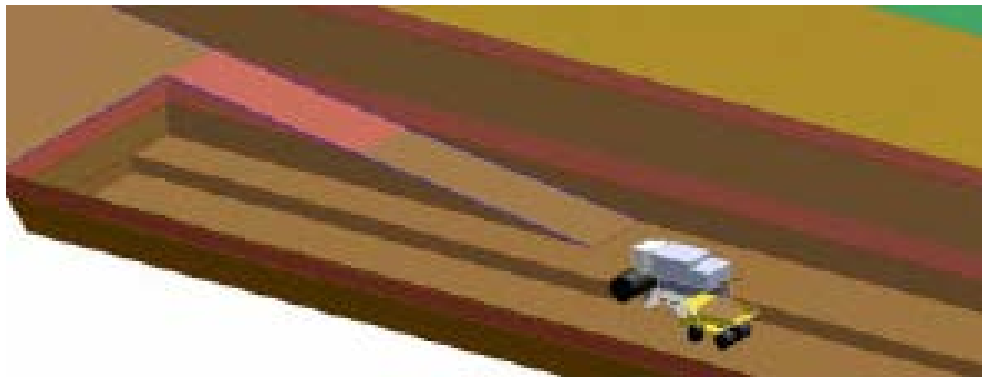


Figura 26. Ilustração de minerador de superfície operando paralelamente ao avanço da lavra.



Figura 27. Minerador de superfície operando em conjunto com caminhão.

Tabela 25. Parâmetros de seleção e dimensionamento de minerador de superfície para a camada 1 (CA1) da jazida.

MARCA	WIRTGEN
MODELO	2100SM
CAPACIDADE DE PRODUÇÃO (m³/h)	280.00
PROFUNDIDADE DE CORTE (m)	0.30
LARGURA DE CORTE	2.10
VOLUME A PRODUZIR (m³/h)	206.87
ESPESSURA DA CAMADA (m)	1.36
LARGURA DE TIRA (m)	38.00
AVANÇO (m/h)	
VELOCIDADE DE CORTE (m/h)	29.55
VELOCIDADE (m/min)	35.00
DISPONIBILIDADE MECANICA	0.85
FATORA DE UTILIZAÇÃO	0.85

6.4.2 Caminhões

Foi possível o dimensionamento de um único modelo de caminhão para trabalho tanto em estéril quanto em minério. Foi feito o comparativo entre caminhões rígidos e articulados, tanto do ponto de vista econômico quanto operacional. O modelo articulado mostrou-se mais barato e ajusta-se melhor às dimensões dos equipamentos de carregamento e das pistas.



Figura 28. Caminhão CAT D 400 em serviço.

6.5 EQUIPAMENTOS AUXILIARES

6.5.1 Caminhões tanque

Utilizados para aspergir água nas pistas de rolamento e praças de trabalho reduzindo o nível de poeira no ar. Serão duas unidades com capacidade para 20.000 litros de água.



Figura 29. Caminhão tanque.

6.5.2 Caminhões de serviço mecânico

Adquiridos com a finalidade de transportar peças e pneus para os equipamentos de lavra e manutenção dos equipamentos de iluminação.



Figura 30. Caminhão de serviço mecânico.

6.5.3 Veículos de apoio e transporte de pessoal

Serão adquiridas caminhonetes com a finalidade de transportar pessoal e pequenos equipamentos.



Figura 31. Toyota Hilux. Veículo de apoio.

6.5.4 Motoniveladoras

As motoniveladoras atuarão em conjunto com as Dozers no nivelamento das pistas.



Figura 32. Motoniveladora CAT, modelo 16H.

6.6 ESTIMATIVAS DE INVESTIMENTOS E CUSTO OPERACIONAL DE LAVRA

6.6.1 Critérios

A Tabela 28, abaixo, apresenta a frota completa, seus custos de capital e operacional extraídos de Western Mine 2004. A partir desses equipamentos serão dimensionados os



reinvestimentos para equipamentos de lavra e a estimativa de custos com recursos humanos. O custo para aquisição da Dragline foi multiplicado por 1.8, considerando custos com importação e instalação desse equipamento.

Tabela 26. Frota completa utilizada na operação.

Equipamento	Quantidade	Custo de Capital (US\$)	Custo operacional (US\$/h)
Dragline	1	70200000	986.41
Caminhões (22 m ³)	20	515000	29.4
Carregadeiras (3.3 m ³)	5	371527	38.06
Carregadeiras (5.6 m ³)	1	777300	70.11
Surface miners	6	980000	100.28
Scrapers	2	570000	83.16
Dozers	4	1200000	80
Caminhões serviço mecânico	2	118000	11.07
Caminhões tanque	2	240000	28.39
Motoniveladora	2	600000	40
Caminhonetes	4	100000	-

6.6.2 Investimentos e Reinvestimentos

Assim, o investimento inicial ficou calculado em 97.2 milhões de dólares. Cerca de 70% desse valor ficando por conta do custo com a Dragline, o que justifica a comparação com a aquisição do sistema Truck/Shovel.

A partir dos avanços de lavra foi possível estimar os reinvestimentos para os principais equipamentos utilizados na lavra. Parâmetros como vida útil dos equipamentos e vida útil de equipamento após rebuild, custos de aquisição e reinvestimentos foram determinados com base nas notas de aula da disciplina de Lavra a Céu Aberto e encontram-se a seguir a opção com rebuild e compra de equipamento novo intercalados ficou como sendo a mais vantajosa. Os reinvestimentos foram calculados para um espaço de 21 anos, considerando o início da produção no fim do ano 2 de operação (ou seja, os dois primeiros anos de preparação da mina, com a montagem da Dragline e instalação da usina de beneficiamento).



Tabela 27. Custos, disponibilidade e vida útil para equipamentos novos e rebuild.

	Caminhões	Carregadeiras (3.3 m³)	Carregadeiras (5.6 m³)	Scrapers	Dozers
Custo de Aquisição (US\$)	515,000.00	371,527.00	777,300.00	575,000.00	1,200,000.00
custo de rebuilt (US\$)	206,000.00	148610.80	310,920.00	230,000.00	480,000.00
vida útil eq. Novo (horas)	40000	20000.00	20,000.00	16,000.00	20,000.00
vida útil eq. Rebuild (horas)	15000	8000.00	8,000.00	6,400.00	8,000.00
disponibilidade e eq novo	0.95	0.90	0.90	0.90	0.90
disponibilidade e eq. Rebuild	0.9	0.85	0.85	0.85	0.85
regime de operação (eq novo horas)	5690	5674.50	5,674.50	5,674.50	5,674.50
regime de operação (eq rebuilt horas)	5391	5359.25	5,359.25	5,359.25	5,359.25



Tabela 28. Reinvestimentos Estimados para os principais equipamentos de lavra.

ANO	VALOR INVESTIMENTO (US\$)					TOTAL
	TRUCKS	CARREGADEIRAS	DOZERS	SACRAPERS		
0						
1						
2						
3						
4	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
5	0.00	0.00	0.00	0.00	575,000.00	575,000.00
6	0.00	300,400.00	310,920.00	1,920,000.00	0.00	2,531,320.00
7	515,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	515,000.00
8	206,000.00	751,000.00	777,300.00	4,800,000.00	230,000.00	6,764,300.00
9	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
10	4,120,000.00	0.00	0.00	0.00	575,000.00	4,695,000.00
11	0.00	300,400.00	310,920.00	1,920,000.00	0.00	2,531,320.00
12	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
13	10,300,000.00	751,000.00	777,300.00	4,800,000.00	575,000.00	17,203,300.00
14	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
15	0.00	0.00	0.00	0.00	575,000.00	575,000.00
16	0.00	300,400.00	310,920.00	1,920,000.00	0.00	2,531,320.00
17	515,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	515,000.00
18	206,000.00	751,000.00	777,300.00	4,800,000.00	230,000.00	6,764,300.00
19	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
20	4,120,000.00	0.00	0.00	0.00	575,000.00	4,695,000.00
21	0.00	300,400.00	310,920.00	1,920,000.00	0.00	2,531,320.00
22	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
23	10,300,000.00	751,000.00	777,300.00	4,800,000.00	575,000.00	17,203,300.00
24	515,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	515,000.00

6.6.3 Recursos Humanos

Foi feita também a estimativa dos custos com recursos humanos considerando a frota descrita acima. Os resultados encontram-se resumidos na tabela abaixo. Foi feita a discriminação entre os três tipos básicos de unidades que serão removidas (cobertura, minério, estéril). Foi utilizado também o costing hours, variável, que determina o número de horas ano que podem ser contabilizadas como custo operacional (Kennedy, B. A., 1990).

Tabela 29. Encargos e salários da equipe de lavra

OPERADORES	Nº Operadores	Salário (US\$)	Encargos (US\$)	Salário + Encargos (US\$)	Total (US\$)
DRAGLINE	1	1500	2100	3600	3600
CAMINHÃO	28	1000	1400	2400	67200
CARREGADEIRA	6	1000	1400	2400	14400
MINERADOR CONTÍNUO	7	1000	1400	2400	16800
SCRAPER	4	1000	1400	2400	9600
DOZER	5	1000	1400	2400	12000
TRUCK	2	500	700	1200	2400
MECÂNICO CAMINHÃO PIPA	2	500	700	1200	2400
MOTONIVELADORA	2	1000	1400	2400	4800
Outros					
MECÂNICO	12	750	1050	1800	21600
ELETRICISTA	5	750	1050	1800	9000
APOIO	16	500	700	1200	19200
MECÂNICO DRAGLINE	2	1250	1750	3000	6000
SUPERVISOR	1	1750	2450	4200	4200
ENGENHEIRO	3	2500	3500	6000	18000
GERENTE	1	5000	7000	12000	12000

Tabela 30. Custos totais de mão de obra.

Custo de mão de obra por turno (US\$)	223200
Custo de mão de obra por dia (US\$)	669600
Custo de mão de obra por ano (US\$)	8035200

6.6.4 Custos operacionais de lavra

Por fim, chega-se a um custo de lavra, para a produção calculada de minério ROM de 1.29 US\$/t, para a equipe de descobertura, 2.37, para a equipe de remoção de estéril (interburden) e 1.41 para a lavra do minério. Com o custo total de lavra chegando em 5.7 US\$/t de minério ROM.



7. PROJETO DE INSTALAÇÕES INDUSTRIAIS E INFRA-ESTRUTURA

As instalações industriais foram projetadas com base na produção anual requerida e no regime de trabalho pré-estabelecido. Com isso temos que a alimentação da britagem será de 863 t/h, enquanto nas etapas subseqüentes a produção será de 575,5 t/h. Abaixo alguns parâmetros do minério alimentado.

- Umidade: 5%;
- Teor: 16,3% P_2O_5 (considerando a diluição na lavra);
- Outros compostos: 15,2% SiO_2 , 18,5% CaO ;
- Contaminantes: 0,14% Fe_2O_3 , 0,42% Al_2O_3 , 0,20% MgO ;
- Concentrado fosfático: 35% de P_2O_5 ;
- Recuperação mássica do circuito: 75%.

Os parâmetros globais da usina foram estabelecidos através de pesquisa bibliográfica. Além de um teor mínimo de 33% de P_2O_5 , os critérios de qualidade vigentes no mercado incluem um teor de MgO menor que 1%, a razão em peso CaO/P_2O_5 não deve exceder 1,6 e a razão Al_2O_3/P_2O_5 ou Fe_2O_3/P_2O_5 deve ser menor que 0,095. Com isso verificamos que o minério já atende os critérios de qualidade em termos de contaminantes, sendo necessário somente o enriquecimento em termos de P_2O_5 .

7.1 CIRCUITO DE BRITAGEM E PENEIRAMENTO

O circuito de britagem e peneiramento é constituído por britagem primária, britagem secundária e um escalpe das frações abaixo de 1” a fim de diminuir a quantidade de minério alimentado à segunda etapa de britagem.

A alimentação desse circuito é de 863 t/h com um *top size* de 300 mm, que é controlado através da instalação de uma grelha fixa. Eventuais fragmentos maiores são quebrados por um rompedor hidráulico instalado ao lado da grelha.

A britagem primária é realizada em três britadores cônicos HP 800 tipo *standard*, que operam com um APF de 32 mm. O produto dessa britagem possui um *top size* de 60 mm, e segue para a etapa de peneiramento.

O peneiramento é realizado em três peneiras vibratórias horizontais com malha de 25 mm. O *oversize* do peneiramento compreende 52,5% do minério alimentado e constitui a alimentação da etapa de britagem secundária, enquanto o *undersize* vai para a pilha de homogeneização.

A britagem secundária é realizada em três britadores cônicos HP 500 tipo *shorthead*, que operam com um APF de 13 mm. O produto é 100% passante em 1” e une-se ao *undersize* do peneiramento na etapa de homogeneização.

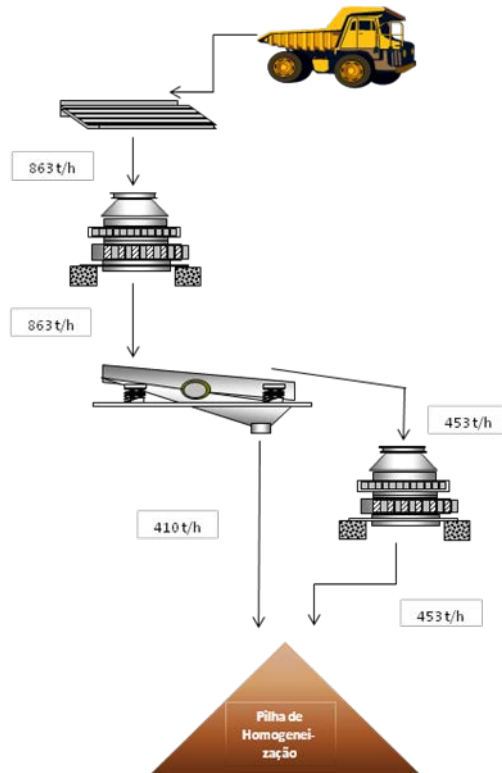


Figura 33. Fluxograma do circuito de britagem.

7.2 PROJETO DA PILHA DE HOMOGENEIZAÇÃO

A pilha de homogeneização foi dimensionada para comportar 50.000 toneladas de minério, equivalentes a três dias de produção. A estratégia de homogeneização a ser

utilizada será o método *Chevron*, que consiste na deposição do minério em intercalações sucessivas, entre minério mais rico e minério mais pobre. Dimensões da pilha: 15 m de altura, 38 m de largura e 65 m de comprimento.

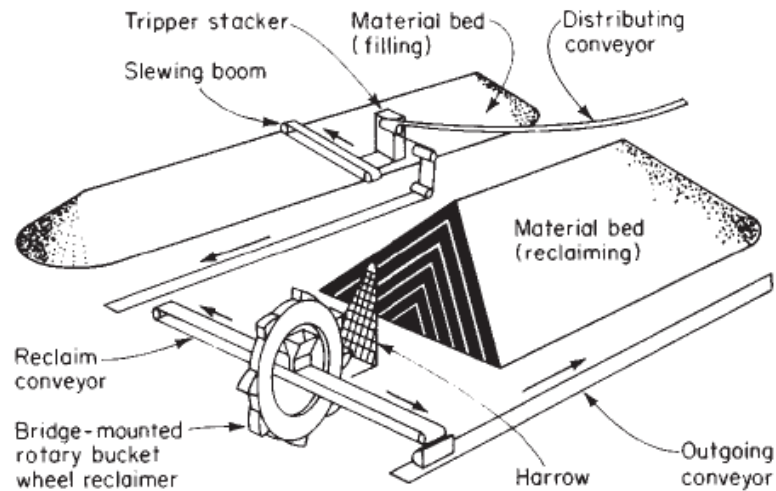


Figura 34. Pilha de homogeneização do minério (desenho esquemático).

7.3 CIRCUITO DE MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO

O circuito de moagem e classificação é um circuito barra-bolas tradicional, onde os moinhos de barras operam em circuito aberto e os moinhos de bolas operam em circuito fechado normal com uma bateria de hidrociclones, para controle da granulometria do produto.

A alimentação desse circuito é de 575,5 t/h com uma granulometria 80% passante em 14 mm e umidade do minério de 5%. Nesta etapa ocorre a primeira adição de água: são adicionados 355 m³/h a pH 12.

A moagem primária é composta de dois moinhos de barras com dimensões de 17,5 x 11,55 ft, que operam a 60% de sólidos m/m, 40% da carga de corpos moedores e 66% da velocidade crítica. Esses moinhos reduzem a granulometria do minério de 80% passante em 14,75 mm até 80% passante em 20#.

A moagem secundária é composta de dois moinhos de bolas com dimensões de 16 x 15,4 ft, que operam a 60% de sólidos m/m, 40% da carga de corpos moedores e 67,5% da

velocidade crítica. Esses moinhos, associados à etapa de classificação, reduzem a granulometria do minério de 80% passante em 20# até 80% passante em 200#.

A etapa de classificação compreende uma bateria de hidrociclones com diâmetro de 30", para efetuar um corte em 74 μ m. Antes da ciclonagem a polpa é diluída: são adicionados 3673,5 m³/h, de forma que a alimentação desta etapa possua 30% de sólidos m/m.

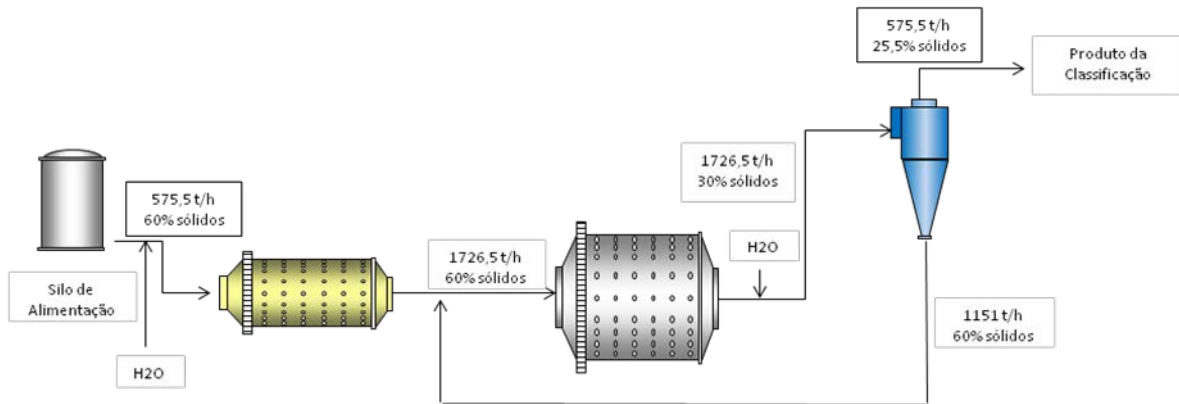


Figura 35. Fluxograma do circuito de moagem.

7.4 DIMENSIONAMENTO E SELEÇÃO DE EQUIPAMENTOS

A seleção dos equipamentos foi baseada em métodos contidos no Manual de Britagem da Metso Minerals® e no Método de Seleção de Hidrociclones publicado pela Krebs Engineers®, além de pesquisa bibliográfica e material de aula das disciplinas de tratamento de minérios da graduação.

7.4.1 Britadores Cônicos HP 800 e HP 500 – Metso Minerals

Tabela 31. Capacidade do britador cônico.

Capacidade instantânea do britador (t/h)					
APF (mm)	10	13	16	19	22
HP 500	175-220	230-290	280-350	320-400	345-430
HP 800	260-335	325-425	385-500	435-545	470-600
APF (mm)	25	32	38	45	51
HP 500	365-455	405-535	445-605	510-700	580-790
HP 800	495-730	545-800	600-950	690-1050	785-1200



Figura 36. Britador Cônico HP 800.

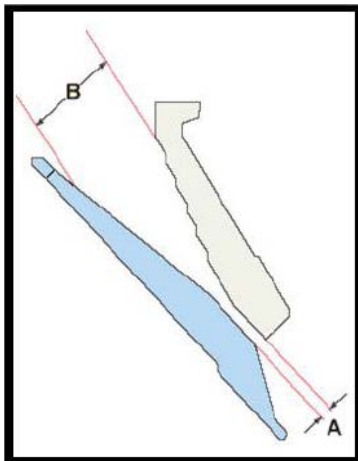


Figura 37. Aberturas de entrada do Britador Cônico.

Tabela 32. Seleção de câmara do britador cônico.

Modelo	Câmara	A (mm)	B (mm)
HP 500 SHORTHEAD	Extra Fino	6	35
	Fino	8	40
	Médio	10	57
	Grosso	13	95
	Extra grosso	-	-
HP 800 STANDARD	Extra Fino	-	-
	Fino	16	219
	Médio	25	267
	Grosso	32	297
	Extra grosso	32	353

Tabela 33. Especificações do britador cônico.

Modelo	HP 500	HP 800
Peso Britador Completo (kg)	33150	64100
Bojo, revestimento (kg)	7200	15210
Manta, placa de alimentação (kg)	5120	9300
Potência máxima (kW)	355	600
Rotação do contra-eixo (rpm)	700 a 950	700 a 950

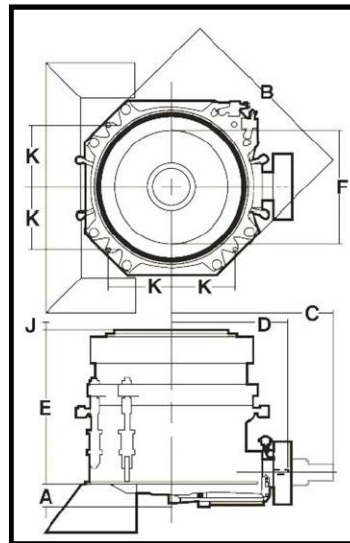


Figura 38. Dimensões Britador Cônico.

Tabela 34. Dimensões do britador (mm).

Modelo	HP 500	HP 800
A - Distância até a base da tubagem de óleo	425	722
B - Diâmetros máximos do anel de ajuste	2730	3500
C - Espaço requerido para remoção do conjunto do contra-eixo	2650	3450
D - Até o final do contra-eixo	1760	2225
E - Altura máxima até o topo	2290	3335
F - Diâmetro intero da tremonha de alimentação	1535	1863
Espaço mínimo requerido para remoção do conjunto do bojo	3300	4210
Espaço mínimo requerido para remoção do conjunto da cabeça	3165	3845
J - Levantamento da tremonha durante operação de esvaziamento	125	159
K - Localização dos furos de fixação	882	1130
Diâmetro de descarga da carcaça principal	2040	2356

7.4.2 Peneira vibratória horizontal low head – Metso Minerals®

Tabela 35. Limites práticos de aplicação das peneiras Low-Head.

Densidade do material		1 t/m ³	1.6 t/m ³	2.5 t/m ³
Tamanho máximo do material		10"	8"	6"
Abertura máxima da malha	Peneira 1 deck	2 ½"	2 ½"	2"
	Peneira 2 ou 3 decks	2 ½"	2"	2"
Abertura mínima da malha	Seco	1/8"	1/8"	1/8"
	Úmido	48#	48#	48#
Queda máxima do material na alimentação		36"	30"	24"



Figura 39. Peneira vibratória horizontal Low Head.

Tabela 36. Especificações da peneira Low-Head.

Modelo	LH 7' x 16' SD
Quantidade de decks	1
Peso total (kg)	7880
Volume export. (m3)	24.8
Vibrador (2X)	V-120
Motor (2X) hp	20
Área do deck (m2)	10.43
Dimensões do quadro (mm)	2140 x 4872

7.4.3 Stacker de duas lanças móvel sobre trilhos com tripper - Isomonte®



Figura 40. Stacker de duas lanças sobre trilhos.

Tabela 37. Especificações do stacker.

Especificações técnicas	
Capacidade teórica	1060-1450 t/h
Capacidade nominal	850-1250 t/h
Comprimento da lança	25 m
Bitola	6 m
Largura da correia lança	914 m
Tripper	914 m
Velocidade da correia lança	3,0-3,6 m/s
Peso total	128 t
Potência instalada	200/240 kW

7.4.4 Retomador tipo ponte RTP1000/52 – Isomonte

Tabela 38. Especificações da retomadora de pilha.

Especificações técnicas	
Capacidade	1000 t/h
Dimensão	ponte de 52 m
Construção	com 1 bucket wheel
Peso total	260 t
Potência instalada	280 kW
Observação	totalmente automatizada com acionamentos controlados via inversor de frequência



Figura 41. Retomadora tipo ponte.

7.4.5 Moinho de barras e moinhos de bolas – Metso Minerals



Figura 42. Moinho de bolas.

Tabela 39. Características dos moinhos selecionados.

Características		Moinho de Barras	Moinho de Bolas
Diâmetro nominal	m	3.81	4.88
	pés	12.5	16
Diâmetro (D) interno ao revestimento	m	3.61	4.69
	pés	11.55	15.4
Comprimento nominal	m	5.49	4.88
	pés	18	16
Comprimento das barras (L)	m	5.34	-
	pés	17.5	-
Tamanho das bolas	mm	-	64
	pol	-	2.5
Velocidade do moinho	rpm	14.7	13.45
	% Cs	66	68.9
	fpm	547	651
Densidade aparente da carga de barras	kg/m ³	5446	-
	lb/ft ³	340	-
Peso da carga de corpos moedores (t) relativo ao % volume de carga	35%	104	137
	40%	119	157
	45%	134	179
Potência do moinho (hp) relativo ao % volume de carga	35%	1093	2084
	40%	1173	2217
	45%	1234	2309

7.4.6 Hidrociclones - Krebs®

Tabela 40. Características operacionais dos hidrociclones.

Características operacionais		
	Classificação	Deslamagem
Diâmetro da parte cilíndrica (")	30	2
Diâmetro de alimentação (")	45	0,2
Diâmetro do apex (")	6	0,4
Diâmetro do vortex finder (")	10 1/2	0,7
Pressão de alimentação (psi)	10	15



Figura 43. Hidrociclone Krebs®.

7.4.7 Colunas de flotação



Figura 44. Coluna de flotação.

Tabela 41. Características das colunas de flotação.

Características	
Altura (m)	14,5
Diâmetro (m)	4,5
Volume nominal (m ³)	230,6
Volume útil (m ³)	184,5

7.4.8 Espessadores – Dorr-Oliver®



Figura 45. Espessador.

Tabela 42. Dimensões dos espessadores Dorr-Oliver.

Diâmetro		Área		Altura	
ft	m	ft ²	m ²	ft	m
3 a 4	0,91 a 1,22	7,07 a 12,57	0,66 a 1,17	3	0.91
5	1.52	19.63	1.82	4	1.22
6	1.82	28.27	2.63	5	1.52
8	2.44	50.27	4.67	6	1.82
10	3.05	78.54	7.3	7	2.13
12 a 18	3,7 a 5,5	113,1 a 254,5	10,51 a 23,64	8	2.44
20 a 25	6,1 a 16,8	413,2 a 2375,8	29,2 a 220,7	10	3.05
60 a 100	18,3 a 30,5	2827,4 a 7854	262,7 a 729,7	12	3.66
125 a 150	38,1 a 45,7	12279,9 a	1140,1 a	15	4.57
		17671,5	1641,7		
150 a 300	45,7 a 91,4	1271,6 a 70685,9	1641,7 a	23	7.01
			6566,9		
300 a 400	91,4 a 121,9	70685,9 a	6566,9 a	40	12.19
			125663,2		

7.4.9 Filtro de disco – Dorr-Oliver®

Tabela 43. Características dos filtros de disco.

Características	
Diâmetro dos discos (m)	3.8
Área nominal (m ²)	327
Rotação do filtro (rpm)	0.23
Razão de filtragem	24.03
Elemento filtrante	filtro de mangas - algodão
Qualidade do filtrado	límpido





7.4.10 Quadro funcional da usina

Abaixo segue o quadro funcional previsto para a usina de beneficiamento, assim como os custos de mão-de-obra.

Tabela 44. Quadro funcional na usina de beneficiamento da empresa.

	Nº funcionários	Salário	Encargos	Sal. + Enc.	Total
Operador sala de controle	5	\$ 1.200,00	\$ 1.680,00	\$ 2.880,00	\$ 14.400,00
Operador britagem	3	\$ 650,00	\$ 910,00	\$ 1.560,00	\$ 4.680,00
Operador moagem	5	\$ 650,00	\$ 910,00	\$ 1.560,00	\$ 7.800,00
Operador flotação	8	\$ 650,00	\$ 910,00	\$ 1.560,00	\$ 12.480,00
Operador filtragem	3	\$ 650,00	\$ 910,00	\$ 1.560,00	\$ 4.680,00
Operador espessamento	3	\$ 650,00	\$ 910,00	\$ 1.560,00	\$ 4.680,00
Laboratorista	10	\$ 1.200,00	\$ 1.680,00	\$ 2.880,00	\$ 28.800,00
Mecânico	8	\$ 750,00	\$ 1.050,00	\$ 1.800,00	\$ 14.400,00
Eletricista	6	\$ 750,00	\$ 1.050,00	\$ 1.800,00	\$ 10.800,00
Supervisor	1	\$ 1.750,00	\$ 2.450,00	\$ 4.200,00	\$ 4.200,00
Engenheiro	3	\$ 2.500,00	\$ 3.500,00	\$ 6.000,00	\$ 18.000,00
Gerente	1	\$ 5.000,00	\$ 7.000,00	\$ 12.000,00	\$ 12.000,00
TOTAL	56	\$ 16.400,00	\$ 22.960,00	\$ 39.360,00	\$ 136.920,00

M. O. Turno	\$ 136.920,00
M. O. Dia	\$ 410.760,00
M. O. Ano	\$ 148.695.120,00
Custos, \$/t	\$ 29,74



7.4.11 Custos capital e operacional

Tabela 45. Custos de Beneficiamento.

Quantidade	Descrição	Localização	Custo Capital	Custo Operacional, \$/h.un	Custo Operacional, \$/ano	Custo Operacional, \$/t
1	Grelha fixa	Britagem	\$ 15.200,00	\$ 1,87	\$ 10.920,80	\$ 0,0022
1	Rompedor hidráulico	Britagem	\$ 29.400,00	\$ 4,11	\$ 24.002,40	\$ 0,0048
1	Alimentador ROM	Britagem	\$ 10.000,00	\$ 0,66	\$ 3.854,40	\$ 0,0008
3	Britador Cônico HP 800	Britagem	\$ 2,520,000.00	\$ 103.39	\$ 1,811,392.80	\$ 0.3587
3	Britador Cônico HP 500	Britagem	\$ 1,500,000.00	\$ 85.10	\$ 1,490,952.00	\$ 0.2953
3	Peneira vibratória HORIZ. LH	Britagem	\$ 120,300.00	\$ 2.24	\$ 39,244.80	\$ 0.0078
1	Empilhadeira com "tripper" e correias "stacker"	Pilha homogeneização	\$ 2.712.000,00	\$ 85,10	\$ 496.984,00	\$ 0,0984
1	Retomadora "Bucket Wheel"	Pilha homogeneização	\$ 2.712.000,00	\$ 85,10	\$ 496.984,00	\$ 0,0984
2	Alimentador ROM	Moagem	\$ 19.890,00	\$ 0,85	\$ 14.769,60	\$ 0,0029
2	Moinho de barras	Moagem	\$ 2.912.000,00	\$ 201,86	\$ 3.507.519,36	\$ 0,6947
2	Moinho de bolas	Moagem	\$ 3.270.000,00	\$ 319,25	\$ 5.547.288,00	\$ 1,0986
378	Ciclone	Moagem	\$ 5.065.200,00	\$ 0,19	\$ 623.972,16	\$ 0,1236
1883	Ciclone	Deslamagem	\$ 2.824.500,00	\$ 0,02	\$ 327.190,08	\$ 0,0648
2	Dosador de reagentes	Flotação	\$ 3.396,00	\$ 0,05	\$ 868,80	\$ 0,0002
2	Tanque de condicionamento	Flotação	\$ 15.400,00	\$ 0,26	\$ 4.517,76	\$ 0,0009
10	Coluna	Flotação	\$ 2.517.000,00	\$ 7,37	\$ 640.305,60	\$ 0,1268
1	Espessador concentrado	Produto final	\$ 250.000,00	\$ 11,00	\$ 95.568,00	\$ 0,0189
1	Filtro Concentrado	Produto final	\$ 250.000,00	\$ 9,53	\$ 82.796,64	\$ 0,0164
1	Conjunto secador	Produto final	\$ 449.000,00	\$ 157,34	\$ 1.366.969,92	\$ 0,2707
1	Espessador rejeito	Rejeito	\$ 250.000,00	\$ 11,00	\$ 95.568,00	\$ 0,0189
OBS	Instalações	Geral	\$ 52.130.372,00			
TOTAL			\$ 82,335,858.00	\$ 1,086.29	\$ 16,681,669.12	\$ 3.3038

8. ECONOMIA MINERAL

8.1 INTRODUÇÃO

O estudo econômico do projeto é parte final e decisiva na decisão de partir para o estudo de viabilidade em si do mesmo, ou engavetar o mesmo e aguardar melhores condições de investimento e preços de commodities.

Com base nisso, esta seção engloba as definições estabelecidas até agora com o intuito de provar a robustez e qualidade dos métodos, analisando estes do seu ponto de vista econômico.

8.2 FLUXO DE CAIXA

O estudo inicia-se com a definição do preço de venda do concentrado fosfático. Para isso, utilizou-se a série histórica de preços ilustrada no gráfico abaixo.

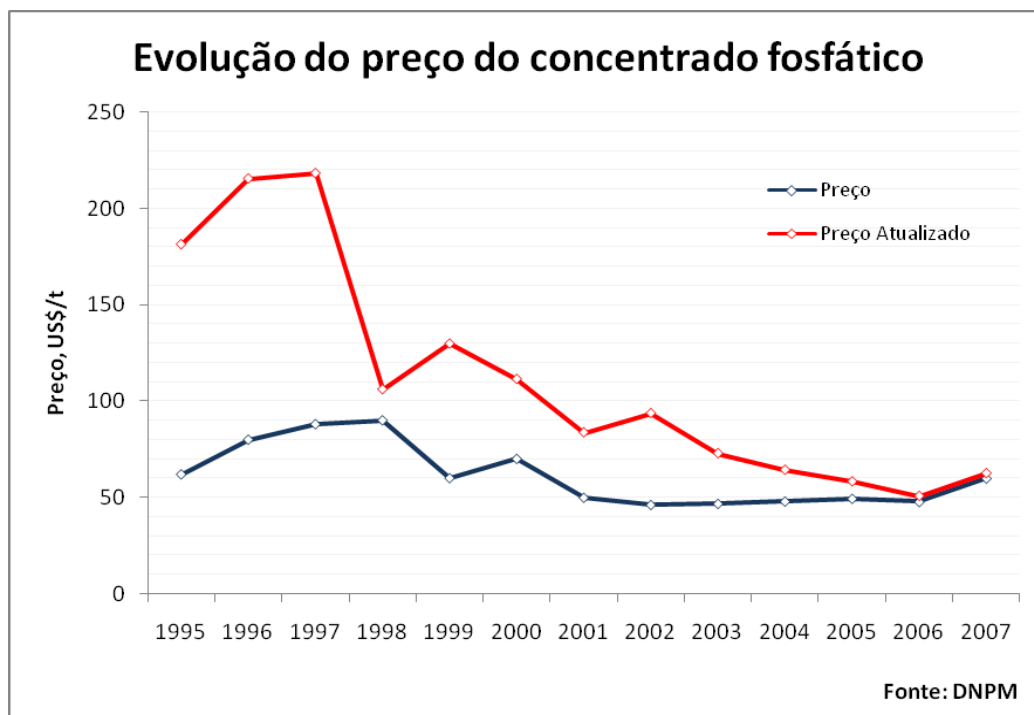


Figura 46. Série histórica com as variações no preço do concentrado fosfático.

Esta mostra uma queda acentuada do preço atualizado até 2007. Por outro lado, o gráfico abaixo, extraído do site “*Infomine*” apresenta os preços atuais dos concentrado fosfático.

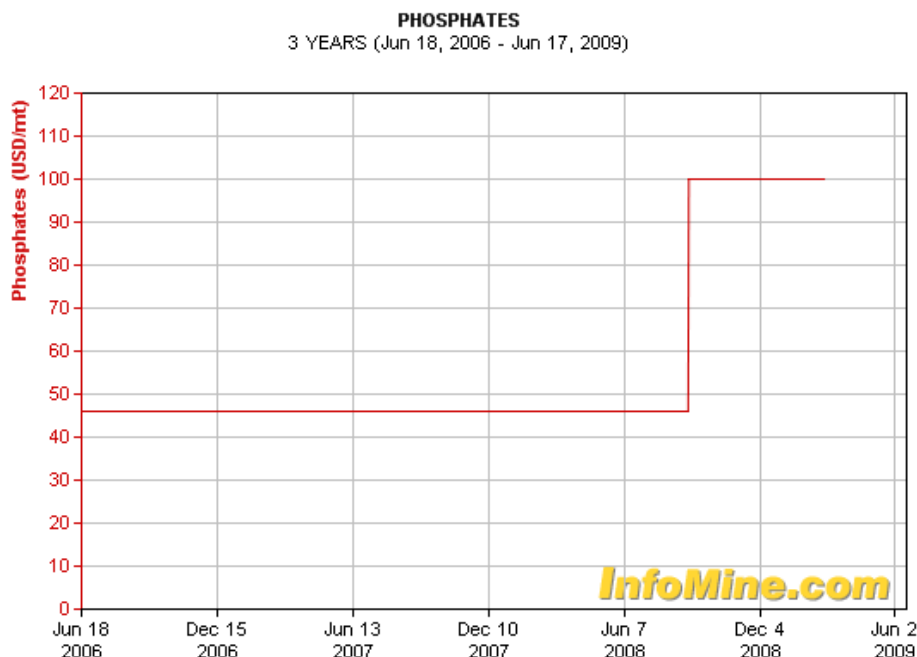


Figura 47. Variação do preço do concentrado fosfático nos últimos 3 anos

A partir desse valores, adotou o valor de 93.61 US\$/t de concentrado sendo este a mediana da série contida na Figura 51. O valor também se encontra próximo dos níveis atuais para preço do mesmo.

Utilizando os avanços anuais já calculados foi possível também estimar a produções de minério e estéril para os primeiros 25 anos de trabalho na região, como mostra a tabela abaixo. Percebe-se que o fato do avanço reduzido da tira 1 reflete diferenças na produção anual de minério e estéril. O *CutOff* foi calculado segundo a fórmula abaixo e ficou em 13% (Peroni, R. L., 2006).

$$COG = \frac{\text{Custo}_{\text{lavra}} + \text{Custo}_{\text{processo}} + \text{Custo}_{\text{G\&A}}}{\text{Rec}_{\text{global}} * (\text{Preço}_{\text{venda}} - \text{Custo}_{\text{venda e refino}} - \text{Royalties})}$$

Tabela 46. Produção de minério e estéril (cobertura e interburden).

ANO1	ANO 2	DEMAIS ANOS
PRODUÇÃO COB (t) 7380514.43	PRODUÇÃO COB (t) 10525000.97	PRODUÇÃO COB (t) 11126838.76
PRODUÇÃO INTERBURDENS (t) 2531052.96	PRODUÇÃO INTERBURDENS (t) 5170048.692	PRODUÇÃO INTERBURDENS (t) 10036641.52
PRODUÇÃO MINÉRIO (t) 1428022.76	PRODUÇÃO MINÉRIO (t) 2763067.2	PRODUÇÃO MINÉRIO (t) 5049304.703



Além das variáveis citadas acima foram considerados os seguintes impostos para o cálculo do valor presente líquido do empreendimento (www.receita.fazenda.gov.br).

Tabela 47. Impostos considerados.

IMPOSTO	ALÍQUOTA
CFEM	0.2 - 3% DA OPERAÇÃO
ROYALTIES	50% DA CFEM
IR	15% SOBRE LUCRO
ICMS	PRESUMIDO
PIS NÃO CUMULATIVO	18% VALOR DA OPERAÇÃO
COFINS NÃO CUMULATIVO	1.65% DO LUCRO
	7.65% DO LUCRO

8.3 NPV

A partir dos dados citados acima e considerando os reinvestimentos foram feitos os fluxos de caixa considerando as opções de empréstimo e sem empréstimo. A opção de empréstimo se mostrou a mais vantajosa economicamente e é mostrada a seguir.

Tabela 48. Fluxo de caixa com empréstimo e com imposto.

ANO	investimento	empréstimo	amortizações	saldo devedor	juro	receita	custo	IMPOSTOS SOBRE A RECEITA	depreciação	IMPOSTOS SOBRE LUCRO	lucro COM IMPOSTOS	SOMA FC	FCA COM IMPOSTOS
0	70200000	70200000		70200000									
1	82355858	82355858	30511171.6	122044686	7020000							-7020000	-6381818.2
2			30511171.6	91533515	12204468.64							-49735640	-41103835
3	26006954		30511171.6	61022343	9153351.48	46693128	13217730	9105160	35712562	0	24370238	-91036879	-68397355
4	R\$ 0.00		30511171.6	30511172	6102234.32	90346074	25574856	17617485	35712562	1297362	45856372	-81793913	-55866343
5	575,000.00		30511171.6	0	3051117.16	16510089246736192	32194674	35712562	11519742	74650284		-41280918	-25632202
6	2,531,320.00			0	0	16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		30096625	16988760
7	515,000.00			0	0	16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		103490487	53106984
8	6,764,300.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		170635049	79602510
9	0.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		244543912	103710491
10	4,695,000.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		313757774	120967204
11	2,531,320.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		385135316	134987579
12	0.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		459044179	146265622
13	17,203,300.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		515749741	149394329
14	0.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		589658603	155275540
15	575,000.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		662992466	158715125
16	2,531,320.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		734370008	159820310
17	515,000.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		807763870	159811775
18	6,764,300.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		874908433	157359972
19	0.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		948817295	155139210
20	4,695,000.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		1018031157	151323845
21	2,531,320.00					16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862		1089408700	147212420



22	0.00	16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862	1163317562	142908878
23	17,203,300.00	16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862	1220023124	136249935
24	515,000.00	16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862	1293416986	131314933
25	575,000.00	16510089246736192	32194674	35712562	12261164	73908862	1366750849	126145634

O resultado econômico da mina é um NPV de 126.14 milhões de dólares, para a seleção de equipamentos feita.

Afim de comparar o resultado econômico desta seleção, procedeu-se o mesmo cálculo para o sistema truck/shovel. A comparação resultou em uma diferença a favor do sistema Truck/Shove de apenas US\$ 45000. Em compensação, objete-se uma diferença no tempo de payback para essa opção de aproximadamente 6 meses, o que o credencia como alternativa a ser estudada, além da opção Dragline em um futuro estudo de viabilidade, ao menos no aspecto econômico.

8.4 ANÁLISE DE SENSIBILIDADE

A seguir são apresentados os gráficos de sensibilidade, tempo de retorno do investimento (payback) e variação na taxa de desconto X NPV considerando o comparativo entre a opção com empréstimo e sem empréstimo.

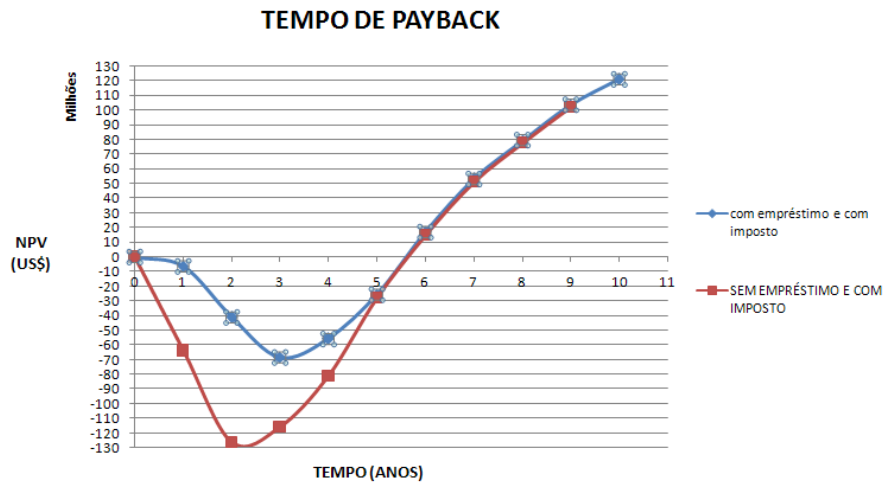


Figura 48. Gráfico com o tempo de payback e comparativo entre alternativas de investimento.
VARIAÇÃO TAXA DE DESCONTO X NPV

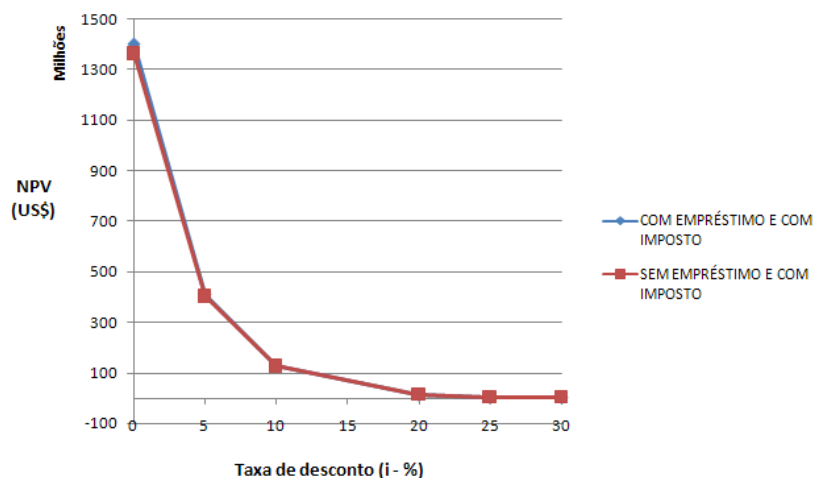


Figura 49. Gráfico com variação na taxa de desconto X NPV. Comparativo entre alternativas de investimento.

A análise de sensibilidade nos mostra que o preço do concentrado é mais decisivo no resultado econômico do empreendimento do que o custo operacional.

Análise de Sensibilidade - Com Empréstimo e com Imposto

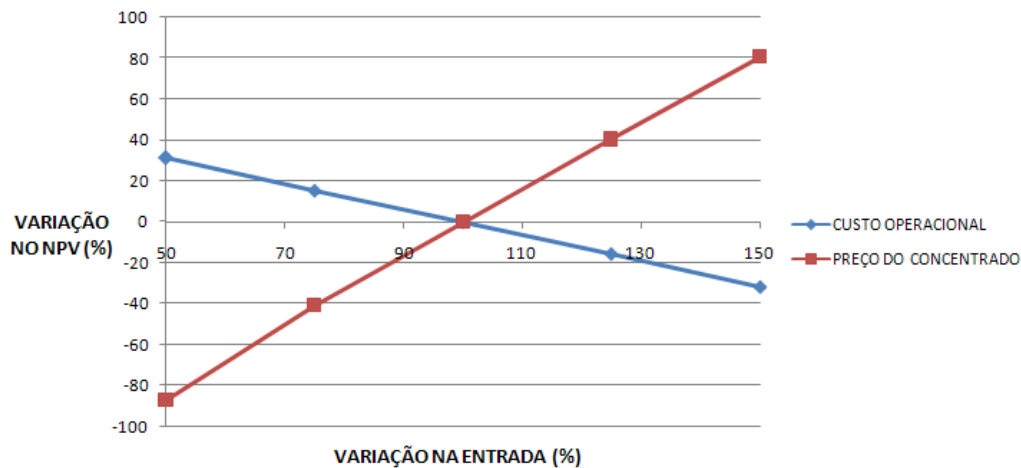


Figura 50. Análise de sensibilidade para a opção de investimento escolhida.

Percebe-se pelos valores dos parâmetros de qualidade da avaliação econômica que o projeto é robusto. A intensidade do capital investido revela-se dentro dos padrões para mina a céu aberto, situando-se perto de 1. Existe segurança também nessa afirmação pois a TIR e o Break even price apresentados são extremos, o que revela que, mesmo em tempos de crise, pode-se ter retorno razoável com o empreendimento.

Tabela 49. Parâmetros de qualidade da avaliação econômica.

DEPRECIÇÃO	0.2
JUROS (i)	0.1
MARGEM OPERACIONAL	0.72
INTENSIDADE DE CAPITAL	1.08
BREAK EVEN PRICE	1.91%
BREAK EVEN CASH (US\$/t)	41.2
TIR	0.55

9. AMBIENTAL

Atualmente qualquer empreendimento necessita se comprometer em manter o equilíbrio do eco sistema e respeitar as legislações vigentes em todos os aspectos. Visando minimizar e evitar impactos negativos tanto na fauna quanto na flora do local onde será desenvolvido esse projeto, esta parte do relatório é dedicada aos controles, monitoramentos e medidas à serem tomadas.

Aspectos Relativos à Lavra:

Inicialmente será efetuada a remoção do solo orgânico antes da lavra em todas etapas e disposição em áreas já mineradas para recuperação da área lavrada com profundidade de 0,9m em todas as etapas da lavra. Porém na execução da primeira tira o material será disposto numa pilha temporária para cobrir posteriormente a pilha de estéril gerada na lavra dessa tira.

Outro aspecto importante diz respeito à evitar a contaminação do solo com óleos e graxas e para evitar isso será disposto de kit's de reparo em locais propícios compostos por serragem para absorver óleo que eventualmente possa vazar de algum equipamento, vasilha para manter o óleo enquanto o vazamento não é reparado, um tonel para coleta dos óleo recolhido, saco de lixo e pá para remoção da serragem utilizada. Além disso, para monitorar o nível e a qualidade da água nos aquíferos antes e após a lavra está previsto a instalação de piezômetros e análise química da água segundo o Conama 357/05 e NBR 12649 que determinam as cargas poluidoras das águas na mineração e definem os limites de concentração permitidos para essas cargas. Onde a Tabela X



—
mostra os parâmetros aplicados para classe I e a tabela XX os valores aplicados para classe 2 onde os valores devem ser aditivos ou substitutivos aos da tabela X segundo a resolução do conama. Já a **Tabela 48** apresenta os itens que devem ser observados na análise da água em cada fase do projeto porém sem especificar concentrações segundo a NBR 12649/1992.

Tabela 50. Parâmetros a serem analisados por arochas fosfáticas em todas as fases do projeto. Retirado de NBR12649/1992

TABELA I - CLASSE 1 - ÁGUAS DOCES	
PADRÕES	
PARÂMETROS	VALOR MÁXIMO
Clorofila <i>a</i>	10 µg/L
Densidade de cianobactérias	20.000 cel/mL ou 2 mm ³ /L
Sólidos dissolvidos totais	500 mg/L
PARÂMETROS INORGÂNICOS	VALOR MÁXIMO
Alumínio dissolvido	0,1 mg/L Al
Antimônio	0,005mg/L Sb
Arsênio total	0,01 mg/L As
Bário total	0,7 mg/L Ba
Berílio total	0,04 mg/L Be
Boro total	0,5 mg/L B
Cádmio total	0,001 mg/L Cd
Chumbo total	0,01mg/L Pb
Cianeto livre	0,005 mg/L CN
Cloreto total	250 mg/L Cl
Cloro residual total (combinado + livre)	0,01 mg/L Cl
Cobalto total	0,05 mg/L Co
Cobre dissolvido	0,009 mg/L Cu
Cromo total	0,05 mg/L Cr
Ferro dissolvido	0,3 mg/L Fe
Fluoreto total	1,4 mg/L F
Fósforo total (ambiente lântico)	0,020 mg/L P
Fósforo total (ambiente intermediário, com tempo de residência entre 2 e 40 dias, e tributários diretos de ambiente lântico)	0,025 mg/L P
Fósforo total (ambiente lótico e tributários de ambientes intermediários)	0,1 mg/L P
Lítio total	2,5 mg/L Li
Manganês total	0,1 mg/L Mn
Mercúrio total	0,0002 mg/L Hg
Níquel total	0,025 mg/L Ni
Nitrato	10,0 mg/L N



Nitrito	1,0 mg/L N
Nitrogênio amoniacal total	3,7mg/L N, para pH ≤ 7.5
	2,0 mg/L N, para 7,5 < pH ≤ 8.0
	1,0 mg/L N, para 8,0 < pH ≤ 8.5
	0,5 mg/L N, para pH > 8,5
Prata total	0,01 mg/L Ag
Selênio total	0,01 mg/L Se
Sulfato total	250 mg/L SO ₄
Sulfeto (H ₂ S não dissociado)	0,002 mg/L S
Urânio total	0,02 mg/L U
Vanádio total	0,1 mg/L V
Zinco total	0,18 mg/L Zn
PARÂMETROS ORGÂNICOS	VALOR MÁXIMO
Acrilamida	0,5 µg/L
Alacloro	20 µg/L
Aldrin + Dieldrin	0,005 µg/L
Atrazina	2 µg/L
Benzeno	0,005 mg/L
Benzidina	0,001 µg/L
Benzo(a)antraceno	0,05 µg/L
Benzo(a)pireno	0,05 µg/L
Benzo(b)fluoranteno	0,05 µg/L
Benzo(k)fluoranteno	0,05 µg/L
Carbaril	0,02 µg/L
Clordano (cis + trans)	0,04 µg/L
2-Clorofenol	0,1 µg/L
Criseno	0,05 µg/L
2,4-D	4,0 µg/L
Demeton (Demeton-O + Demeton-S)	0,1 µg/L
Dibenzo(a,h)antraceno	0,05 µg/L
1,2-Dicloroetano	0,01 mg/L
1,1-Dicloroetano	0,003 mg/L
2,4-Diclorofenol	0,3 µg/L
Diclorometano	0,02 mg/L
DDT (p,p'-DDT + p,p'-DDE + p,p'-DDD)	0,002 µg/L
Dodecacloro pentaciclodeceno	0,001 µg/L
Endossulfan (α + β + sulfato)	0,056 µg/L
Endrin	0,004 µg/L
Estireno	0,02 mg/L
Etilbenzeno	90,0 µg/L
Fenóis totais (substâncias que reagem com 4- aminoantipirina)	0,003 mg/L C ₆ H ₅ OH



Glifosato	65 µg/L
Gution	0,005 µg/L
Heptacloro epóxido + Heptacloro	0,01 µg/L
Hexaclorobenzeno	0,0065 µg/L
Indeno(1,2,3-cd)pireno	0,05 µg/L
Lindano (γ -HCH)	0,02 µg/L
Malation	0,1 µg/L
Metolacloro	10 µg/L
Metoxicloro	0,03 µg/L
Paration	0,04 µg/L
PCBs - Bifenilas policloradas	0,001 µg/L
Pentaclorofenol	0,009 mg/L
Simazina	2,0 µg/L
Substâncias tensoativas que reagem com o azul de metileno	0,5 mg/L LAS
2,4,5-T	2,0 µg/L
Tetracloroeto de carbono	0,002 mg/L
Tetracloroeteno	0,01 mg/L
Tolueno	2,0 µg/L
Toxafeno	0,01 µg/L
2,4,5-TP	10,0 µg/L
Tributilestanho	0,063 µg/L TBT
Triclorobenzeno (1,2,3-TCB + 1,2,4-TCB)	0,02 mg/L
Tricloroeteno	0,03 mg/L
2,4,6-Triclorofenol	0,01 mg/L
Trifluralina	0,2 µg/L
Xileno	300 µg/L

Tabela 51. Limites de concentração dos parâmetros para águas de Classe 1. Fonte: Conama 357/2005

TABELA II - CLASSE 1 - ÁGUAS DOCES	
PADRÕES PARA CORPOS DE ÁGUA ONDE HAJA PESCA OU CULTIVO DE ORGANISMOS PARA FINS DE CONSUMO INTENSIVO	
PARÂMETROS INORGÂNICOS	VALOR MÁXIMO
Arsênio total	0,14 µg/L As
PARÂMETROS ORGÂNICOS	VALOR MÁXIMO
Benzidina	0,0002 µg/L
Benzo(a)antraceno	0,018 µg/L
Benzo(a)pireno	0,018 µg/L
Benzo(b)fluoranteno	0,018 µg/L
Benzo(k)fluoranteno	0,018 µg/L
Criseno	0,018 µg/L
Dibenzo(a,h)antraceno	0,018 µg/L

3,3-Diclorobenzidina	0,028 µg/L
Heptacloro epóxido + Heptacloro	0,000039 µg/L
Hexaclorobenzeno	0,00029 µg/L
Indeno(1,2,3-cd)pireno	0,018 µg/L
PCBs - Bifenilas policloradas	0,000064 µg/L
Pentaclorofenol	3,0 µg/L
Tetracloroeto de carbono	1,6 µg/L
Tetracloroeteno	3,3 µg/L
Toxafeno	0,00028 µg/L
2,4,6-triclorofenol	2,4 µg/L

Tabela 52. Limites de concentração dos parâmetros para águas de Classe 2. Fonte: Conama 357/2005

Além disso destinação adequada aos resíduos sólidos gerados na empresa utilizando coleta seletiva e promovendo a cultura da importância da reciclagem entre os colaboradores.

Por fim, o ultimo controle que diz respeito a lavra seria por conta da NBR 9653. Entretanto como o desmonte do minério e estéril será feito de forma mecânica essa NBR não se aplica ao projeto.

Aspectos Relativos à Disposição do Estéril e Barramento de Rejeito:

No que tange a construção da pilha de estéril e o barramento de rejeito primordialmente faz-se lembrar que todos parâmetros devem estar de acordo com a NBR 13029/1993 nesse aspecto serão tomadas as seguintes atitudes:

- Inspeções periódicas – elaboração de laudos, com diagnósticos e recomendações.
- Sistemas de sinalização: cercas e placas de advertência.
- Instalação de piezômetros.
- Remoção prévia do solo orgânico sob a pilha com profundidade de 0,9m, para uso posterior na re-vegetação de taludes da própria pilha e na barragem de rejeitos.
- Dimensões da pilha 180 metros de largura por três quilômetros de extensão e 10 metros de altura.
- Implantação de calhas para drenagem da água da chuva, com drenos para retenção dos sedimentos oriundos de erosão.



—
Recuperação de Áreas degradadas:

Disposição do solo orgânico removido para liberação da frente de lavra na área minerada anteriormente e revegetação dos taludes

Devolução da área em acordo entre proprietário e empresa

Sugestão da empresa: reflorestamento com árvores para reduzir o pH do solo (Ex.: Acácia) um ou dois ciclos de cultivo e após plantio de pomares possibilitando a geração de renda.

Área pertencente à empresa: construção de um EcoPark para prática de esportes radicais aproveitando o relevo natural do local, pilha de estéril, bacia de rejeito e a última tira lavrada contendo trilhas, pistas para esportes radicais, escalada e um lago para prática de esportes náuticos.



10- CONCLUSÕES

Com base nas afirmações feitas nesse relatório e nas referências consultadas, conclui-se que a ocorrência mineral estudada, depósito de fosfato sedimentar, possui condições de ser analisado em nível de viabilidade. Os parâmetros encontrados neste estudo para a qualidade das estruturas e de projeto em si encontra-se dentro do contexto da realidade da mineração do Brasil. Podendo os conceitos ser aplicados à realidade da indústria da mineração.

Salienta-se a revisão das decisões tomadas neste, como forma de confirmação e melhoria destas. As decisões tomadas aqui não são de forma alguma definitivas. Como na maioria dos projetos, são sempre revistas e reavaliadas de maneira recursiva, com o objetivo de otimização do retorno do empreendimento.

REFERÊNCIAS

Luz, A. B.; Sampaio, J. A.; Almeida, J. A. Tratamento de minérios. 4ª Edição. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2004. 867p.

Chaves, A. P. Teoria e prática do tratamento de minérios. Volumes 1, 2, 3, 4. São Paulo: Signus Editora, 1996.

Araújo, R. V. V., Sobral, L. G. S., Santos, R. L. C. Produção de fosfato no Brasil: complexo de mineração de Catalão/Ultrafertil. Contribuição Técnica ao XIX ENTMMME – Recife: CETEM/MCT, 2002. 11p.

Metso Minerals. Manual de Britagem. 6ª Edição. Publicação Técnica, 2005.

Artenburn, R. A. The sizing and selection of hydrocyclones. Menlo Park, Krebs Engineers, 1976.

Casagrande, L., Melder, B. N. Design and construction of tailing dams. Proceedings of the First International Conference on Stability in Open Pit Mining. Vancouver: November 23-25, 1970. pp 181-203.



—
Perry, R. H.; Green, D. W.; Maloney, J. O. Perry's Chemicals Engineers' Handbook. Seventh Edition. McGraw-Hill, 1997.

AusIMM. 1999. *Australasian Code for Reporting of Mineral Resources and Ore Reserves (The JORC Code)*. Joint Ore Reserves Committee of The Australasian Institute Of Mining and Metallurgy, Australian institute of Geoscientists and Minerals Council of australia. [online] Disponível em www.jorc.org.

CAT. 1999. Caterpillar Performance Handbook. Illinois, USA. 1105 pgs.

GOOVAERTS, P. 1997^a. *Geostatistics for Natural Resources Evaluation*. Oxford University Press, New York, 483 p.

Governo Federal. 2009. Impostos Incidentes Sobre a Mineração em: www.receita.fazenda.gov.br.

Gosh, S. N., 2003. *Advances in Cement Technology*. 828 pgs.

Hartmann, H. L. 1992. *SME Mining Engineer Handbook*. 2nd edition, Volume 1. 2259 pgs.

Hoek, E. & Bray, J. W. 1981. *Rock Slope Engineering*. 3rd edition. Institution of Mining and Metallurgy. 358 pgs.

ISAAKS, E.H. & SRIVASTAVA, M.R. 1989. *An Introduction to Applied Geostatistics*. Oxford University Press, New York, 561 p.

JOURNEL, A.G. & KYRIAKIDIS, P.C. 2004. *Evaluation of Mineral Reserves: A Simulation Approach*. Applied Geostatistics Series, Oxford University Press, 216p.

Jr S. B., 1992. *Petrology of Sedimentary Rocks*. University of Oregon. Macmillan Publishing Company, New York. 707 págs.



Kennedy, B. A., 1990. Surface Mining 2nd edition. Society for Mining, Metallurgy and Exploration. 1194 pgs.

Neto A. M. M., Amaral A. J. R., 1984. Depósitos de Fosfato do Nordeste Oriental do Brasil em: Principais Depósitos Minerais do Brasil. Volume 4, parte C, págs 131 – 151.

Noakes, M. & Lanz, T. 1993. Cost Estimation Handbook for the Australian Mining Industry. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. 412 pgs.

Peroni, R. L., 2008. Notas de Aula - Disciplina: Lavra a Céu Aberto.

Rzhevsky, V. V., 1985. Open Cast Mining. Technology and Integrated Mechanization. Mir Publishers, Moscow. 495 pgs.

Schröder, D. L. Large Surface Miners – Applications and Cost Calculations. Krupp Fördertechnik GmbH, Essen, Germany. 6 pgs.

SOUZA, L.E. 2007. *Proposição Geoestatística para Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores*. Tese de Doutorado. Programa de Pós-Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e de Materiais (PPGEM), Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 194 p.

Souza, J. C. et al. 2003. Considerações Sobre Desmonte de Calcário a Céu Aberto. 14 pgs.

YAMAMOTO, J.K. 1989. *Novo Método para modelagem de Jazidas e Avaliação de Reservas*. Revista Brasil Mineral, 68:52-56.