

**UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
ESCOLA DE ENGENHARIA  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS**

**ESTUDO DE PRÉ VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE FOSFATO**

**PROJETO DE DIPLOMAÇÃO**

**Felipe Martins Barcelos Nascimento**

**Lauro Augusto Bundrich**

**Marchele Antunes**

**Marcos Vinícius Salvador**

**Pablo Ramon da Silveira**

**Porto Alegre, Julho de 2013.**

## Sumário

Lista de Figuras .....	5
Lista de Tabelas .....	7
1. Introdução.....	8
2. Banco de Dados.....	9
2.1. Importação .....	9
2.2. Verificação.....	11
3. Modelagem Geológica.....	14
3.1. Definição do arcabouço geológico.....	14
3.2. Interpretação das seções geológicas .....	15
3.3. Modelagem de sólidos e superfícies .....	15
3.4. Volumes dos sólidos .....	16
4. Geoestatística.....	17
4.1. Análise Exploratória dos Dados .....	17
4.2. Estatística descritiva .....	18
4.3. Estatística Uni e Bivariada.....	19
4.4. Correlação entre as variáveis .....	22
4.5. Variografia.....	23
4.5.1 Variogramas das variáveis.....	24
4.6. Estimativa de Teores.....	26
4.6.1. Modelo de Blocos.....	26
4.7. Regularização das amostras para a Krigagem .....	26
4.8. Krigagem .....	27
4.9. Validação .....	30
4.9.1. Análise de deriva .....	30
4.10. Validação cruzada .....	32
4.11. Resultados .....	33
4.12. Classificação de Recursos .....	33
4.13. Curva de parametrização .....	34
5. Planejamento de lavra.....	35
5.1. Regime de trabalho .....	35
5.2. Taxa de produção.....	36

5.3.	Método de lavra .....	36
5.3.1.	Configuração da lavra.....	37
5.4.	Premissas econômicas.....	38
5.5.	Equipamentos.....	39
5.5.1.	Critérios de seleção.....	39
5.5.2.	Equipamento de descobertura.....	40
5.5.3.	Equipamento de produção .....	41
5.5.4.	Sistema de transporte.....	42
5.5.5.	Equipamentos auxiliares.....	44
5.6.	Caracterização geomecânica.....	46
5.7.	Corte pioneiro .....	47
5.8.	Estradas .....	48
5.8.1.	Material Disponível .....	48
5.8.2.	Projeto geométrico.....	49
5.8.3.	Projeto estrutural .....	51
5.8.4.	Projeto Funcional.....	52
5.8.5.	Projeto de conservação .....	53
5.9.	Custos.....	55
5.9.1.	Custos Capitais .....	55
5.9.2.	Custos operacionais .....	56
5.10.	Teor de corte.....	57
5.11.	Investimentos e Reinvestimentos .....	58
5.12.	Sequenciamento de lavra.....	59
6.	Beneficiamento do minério .....	60
6.1.	Etapa de Escrubagem.....	65
6.2.	Peneiramento .....	66
6.3.	Bombas centrífugas.....	69
6.4.	Primeira bateria de hidrociclones .....	70
6.5.	Células de atrição.....	71
6.6.	Segunda bateria de hidrociclones .....	72
6.7.	Segunda etapa de Peneiramento.....	73
6.8.	Etapa de filtragem.....	75
6.9.	Secagem do minério.....	77
7.	Análise Econômica.....	78

7.1.	Fluxo de Caixa .....	78
7.1.1.	Investimentos.....	79
7.1.2.	Custos operacionais .....	80
7.1.3.	Valor Presente Líquido.....	81
7.1.4.	Depreciação .....	81
7.1.5.	Lucro Tributável.....	82
7.1.6.	Impostos usados.....	82
7.1.7.	Fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto.....	83
7.2.	Análise da sensibilidade.....	87
7.2.1.	Variação dos parâmetros .....	88
8.	Mineração e Meio Ambiente .....	89
8.1.	Pilha de estéril.....	90
8.2.	Barragem de rejeitos .....	92
8.3.	Fechamento da mina .....	94
8.4.	Captação da água .....	95
9.	Viabilidade do projeto .....	96
10.	Referências bibliográficas .....	97

## Lista de Figuras

Figura 1. Arquivo Assay.....	9
Figura 2. Arquivo Collar. ....	9
Figura 3. Arquivo Survey. ....	9
Figura 4. Localização dos furos de sondagem.....	10
Figura 5. Histograma Capa1.....	12
Figura 6. Histograma Capa3.....	12
Figura 7. Histograma Capa6.....	13
Figura 8. Histograma Capa7.....	13
Figura 9. Formação das camadas de fosfato.....	14
Figura 10. Seção da área apresentando as litologias modeladas. Exagero vertical de 30x. .....	15
Figura 11. Capas Modeladas. Exagero Vertical de 30x. ....	15
Figura 12. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 1.....	20
Figura 13. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 3.....	20
Figura 14. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 6.....	21
Figura 15. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 7.....	21
Figura 16. Scatter plot's da correlação entre os teores de $P_2O_5 \times CaO$ , $P_2O_5 \times SiO_2$ e $CaO \times SiO_2$ .....	22
Figura 17. Variogramas da CA1, Range máximo E; Range mínimo D. ....	24
Figura 18. Variogramas da CA3, Range máximo E; Range mínimo D. ....	24
Figura 19. Variogramas da CA6, Range máximo E; Range mínimo D. ....	25
Figura 20. Variogramas da CA7, Range máximo E; Range mínimo D. ....	25
Figura 21. Modelo de blocos da capa CA1. ....	28
Figura 22. Modelo de blocos da capa CA3. ....	28
Figura 23. Modelo de blocos da capa CA6. ....	29
Figura 24. Modelo de blocos da capa CA7. ....	29
Figura 25. Análise de deriva CA1. ....	30
Figura 26. Análise de deriva CA3. ....	30
Figura 27. Análise de deriva CA6. ....	31
Figura 28. Análise de deriva CA7. ....	31
Figura 29. Validação cruzada das capas CA1 e CA3.....	32
Figura 30. Validação cruzada das capas CA6 e CA7.....	32
Figura 31. Curva de parametrização.....	34
Figura 32. Configuração típica de lavra por Strip Mining. ....	37
Figura 33. Valor histórico do fosfato. ....	38
Figura 34. Dragline - Caterpillar 8750. ....	41
Figura 35. Surface Miner - Wirtgen 2500 SM. ....	42
Figura 36. Caterpillar 785D.....	42
Figura 37. Localização da planta e das correias transportadoras. ....	43
Figura 38. Caterpillar 623H.....	44
Figura 39. Caterpillar 16M. ....	44
Figura 40. Caterpillar D10T. ....	45

Figura 41. Caminhão mecânico e caminhão pipa.....	45
Figura 42. Simulação do Highwall. ....	46
Figura 43. Configuração do projeto geométrico.....	50
Figura 44. Sp x Gc.....	52
Figura 45. Custos x Frequência de manutenção. ....	54
Figura 46. Custos capitais – equipamentos. ....	55
Figura 47. Custos operacionais – equipamentos. ....	56
Figura 48. Distribuição dos investimentos e reinvestimentos do setor de lavra.....	59
Figura 49. Relação granulométrica da ocorrência de pellets.....	61
Figura 50. Fluxograma geral do processo. ....	62
Figura 51. Fluxograma exibindo as duas linhas de operação.....	63
Figura 52. Fluxograma de operação com os balanços de massa. ....	64
Figura 53. Scrubber do fabricante McLanahan®. ....	66
Figura 54. Esquema de peneiramento de uma peneira vibratória.....	67
Figura 55. Peneira vibratória inclinada duplo deck modelo SH 8' x 16'. ....	67
Figura 56. Tela em poliuretano para peneiras vibratórias. ....	68
Figura 57. Modelo XR 400 do fabricante Metso®, com capacidade de até 3000m <sup>3</sup> /h. ..	69
Figura 58. Bateria de hidrociclones Krebs®. ....	71
Figura 59. Células de atrição Metso® com capacidade de 10m <sup>3</sup> cada uma. ....	71
Figura 60. Esquema de circulação de polpa nas células de atrição. ....	72
Figura 61. Peneiras desaguadoras Derrick. Frequência de vibração de 3600 rpm.....	74
Figura 62. Filtro de correia BHS®. ....	77
Figura 63. Secador rotativo fabricante HXJQ®. ....	77
Figura 64. Forno rotativo do fabricante HXJQ®. ....	78
Figura 65. Gráfico da variação dos parâmetros.....	88
Figura 66. Formato e geometria da pilha de estéril. ....	91
Figura 67. Vista superior da projeção da pilha de estéril. ....	91
Figura 68. Fator de segurança da pilha de estéril. ....	92
Figura 69. Barragem à jusante.....	93
Figura 70. Pluviometria de Irecê. O eixo horizontal indica os mm e o vertical a frequência. ....	95

## Lista de Tabelas

Tabela 1. Estatística básica.....	11
Tabela 2. Volumes, espessuras e teores das capas.....	16
Tabela 3. Tabela simplificada do furo de sondagem SD0001, mostrando as variáveis e as unidades CA's.....	18
Tabela 4. Estatística básica.....	19
Tabela 5. Dados Variograficos das unidades CA's.....	23
Tabela 6. Parâmetros do modelo de blocos.....	26
Tabela 7. Parâmetros da Krigagem.....	27
Tabela 8. Médias globias do modelo krigado por unidade CA.....	33
Tabela 9. Classificação de recursos de todo o depósito.....	33
Tabela 10. Regime de trabalho dos setores da mina.....	35
Tabela 11. Parâmetros das litologias.....	46
Tabela 12. Projeto estrutural para as estradas.....	51
Tabela 13. Atividades de manutenção.....	53
Tabela 14. Intervalos de manutenção das pistas.....	54
Tabela 15. Custos capitais.....	55
Tabela 16. Vida útil dos equipamentos de lavra.....	58
Tabela 17. Material contido na descarga de cada scrubber.....	65
Tabela 18. Especificações das peneiras vibratórias.....	68
Tabela 19. Balanço de massa do material passante nas 4 peneiras vibratórias.....	69
Tabela 20. Balanço de massa em cada tanque.....	69
Tabela 21. Balanço de massa do overflow relativo aos 15 hidrociclones.....	70
Tabela 22. Balanço de massa do underflow relativo aos 15 hidrociclones.....	70
Tabela 23. Balanço de massa no tanque de 14m <sup>3</sup> .....	72
Tabela 24. Balanço de massa do overflow, relativo aos 7 hidrociclones.....	73
Tabela 25. Balanço de massa do underflow, relativo aos 7 hidrociclones.....	73
Tabela 26. Balanço de massa da fração retida das peneiras.....	74
Tabela 27. Balanço de massa da fração passante nas peneiras.....	74
Tabela 28. Balanço de massa da torta.....	75
Tabela 29. Balanço de massa do material passante pelos filtros.....	75
Tabela 30. Especificações do filtro de correia.....	76
Tabela 31. Especificações do filtro de correia.....	76
Tabela 32. Relação de investimentos feitos na lavra.....	79
Tabela 33. Relação de investimentos feitos no beneficiamento.....	80
Tabela 34. Relação dos custos operacionais.....	81
Tabela 35. Fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto.....	83
Tabela 36. Fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto continuação.....	84
Tabela 37. Fluxo de caixa com empréstimo e com imposto.....	85
Tabela 38. Fluxo de caixa com empréstimo e com imposto continuação.....	86
Tabela 39. Material descartado para a barragem de rejeitos.....	92

## 1. Introdução

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 Irecê, Bahia.

A partir dos dados de sondagem fornecidos, começamos a fazer as análises. Esse estudo abrange todas as fases do projeto, ou seja, modelagem geológica, avaliação geoestatística, planejamento de lavra, análises econômica e ambiental.

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.

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.

Os minérios de fosfatos originados de sedimentos marinhos estão localizados nos Estados Unidos, sudeste do México, Marrocos, noroeste do Saara e Oriente Médio. Já os minérios de fosfatos originários de depósitos ígneos estão presentes na África do Sul, Rússia, Finlândia e Brasil, entre outras áreas.

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

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.

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

## 2. Banco de Dados

### 2.1. Importação

Os arquivos fornecidos estavam em formato csv, todos em comum acordo com os tipos de arquivo requeridos para importação no software *Datamine Studio 3*®.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1	BHID	FROM	TO	LITO_2	MOD_2	GEOCODE	P2O5(r)	Fe2O3(r)	MgO(r)	CaO(r)	Al2O3(r)	SiO2(r)
2	SD0001	0	0.5	ARE	SAR	8	0.5014	1.86	0.94	3.24	8.68	57.73
3	SD0001	0.5	1.73	ARH	SAR	8	0.4469	1.85	0.97	3.19	8.06	54.08
4	SD0001	1.73	2.3	HAL	SAR	8	0.1199	0.7	0.51	3.62	1.91	13.15
5	SD0001	2.3	3.45	ARH	SAR	8	0.4796	1.96	0.93	3.11	8.59	57.35
6	SD0001	3.45	3.83	ARH	SAR	8	0.5995	2.2	0.95	3.19	9.12	68.81
7	SD0001	3.83	4.05	HAL	SAR	8	0.2507	1.06	0.38	1.31	3.45	30.7
8	SD0001	4.05	4.91	ARE	SAR	8	0.4796	2	0.69	2.59	9.87	69.85
9	SD0001	4.91	5.45	HAL	SAR	8	0.0327	0.13	0.06	0.17	0.46	3.21
10	SD0001	5.45	6.45	ARE	SAR	8	0.6867	2.3	0.78	3.23	11.25	70.29
11	SD0001	6.45	7.05	ARE	SAR	8	0.6649	2.24	0.75	3.38	10.46	70.94
12	SD0001	7.05	8.25	ARE	SAR	8	0.6649	2.34	0.76	3.43	9.71	68.74
13	SD0001	8.25	9.55	LUT	SAR	8	0.6213	1.97	1.65	13.67	5.56	46.63
14	SD0001	9.55	10.55	LUT	SAR	8	0.7957	1.84	1.7	13.08	5.79	47.03
15	SD0001	10.55	11.15	LUT	SAR	8	0.5559	1.42	1.84	21	3.56	37.51
16	SD0001	11.15	11.87	ARE	SAR	8	0.5995	2.01	1.14	9.48	8.3	59.63
17	SD0001	11.87	12.46	LUT	SAR	8	0.436	1.43	1.73	13.93	3.53	33.6
18	SD0001	12.46	13.46	LUH	SAR	8	0.2071	0.75	0.64	4.77	2.09	12.6
19	SD0001	13.46	14	LUH	SAR	8	0.1962	0.64	0.62	5.27	1.54	9.99
20	SD0001	14	14.36	DIS	SDI_2	8	5.0685	1.41	1.8	15.92	4.9	37.84
21	SD0001	14.36	15.2	FOD	UFS21	8	9.2541	1.29	3.87	18.56	4.2	30.25
22	SD0001	15.2	15.38	DIF	SDI_2	8	7.4338	1.17	8.78	23.61	3.29	20.82
23	SD0001	15.38	15.6	FOD	UFS22	8	10.6275	1.7	3.31	16.68	4.53	32.02
24	SD0001	15.6	16.25	DIF	UFS22	8	6.6599	2.07	2.47	10.83	5.65	40.5
25	SD0001	16.25	17.1	DIF	CA1	1	8.4366	2.37	2.71	13.9	6.33	36.08

Figura 1. Arquivo Assay.

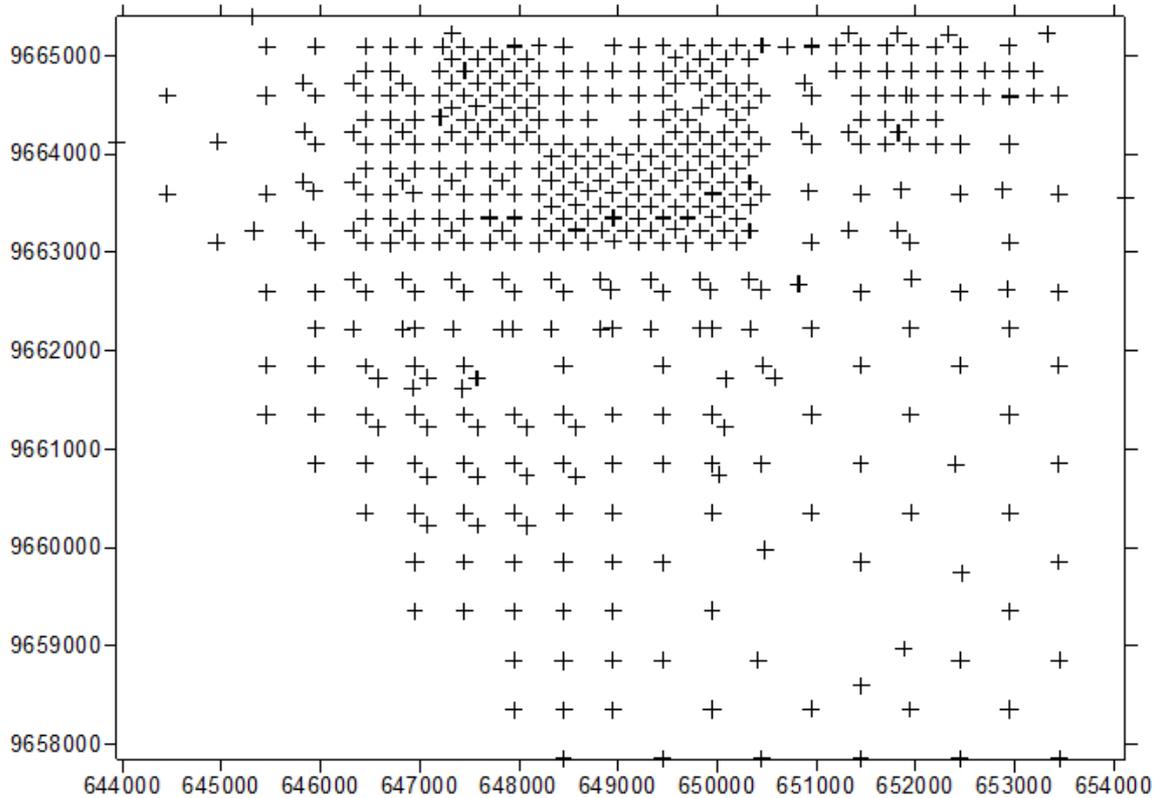
	A	B	C	D	E	F
1	BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR	LENGTH	TYPE
2	SD0001	653450.1	9657850	-23.8	65	FI
3	SD0003	652447.4	9657852	-23.71	48	FI
4	SD0005	651449.5	9657850	-23.3	46	FI
5	SD0007	650450.1	9657850	-23.34	38	FI
6	SD0009	649450.6	9657850	-23.6	38	FI
7	SD0011	648451.1	9657850	-23.66	30	FI
8	SD0013	648949.9	9658349	-23.45	25	FI
9	SD0014	648450.3	9658350	-23.45	25	FI
10	SD0015	647950.3	9658350	-16.08	25	FI
11	SD0016	647450.2	9658849	-14.16	9	FI
12	SD0018	647950.1	9658849	-15.02	13	FI
13	SD0019	648450.1	9658849	-18.56	22	FI
14	SD0021	648949.9	9658849	-22.64	23	FI
15	SD0022	649449.6	9658849	-23.49	30.6	FI
16	SD0024	650408.3	9658853	-22.82	34.5	FI
17	SD0026	651450	9658595	-22.77	41	FI
18	SD0028	652450.3	9658849	-23.69	56	FI
19	SD0030	653450.1	9658850	-23.72	66	FI
20	SD0032	648950	9659349	-19.36	39	FI
21	SD0033	648450.2	9659349	-21.69	31	FI
22	SD0034	647950.4	9659349	-19.84	27	FI

Figura 2. Arquivo Collar.

	A	B	C	D
1	BHID	AT	BRG	DIP
2	SD0001	65	0	90
3	SD0003	48	0	90
4	SD0005	46	0	90
5	SD0007	38	0	90
6	SD0009	38	0	90
7	SD0011	30	0	90
8	SD0013	25	0	90
9	SD0014	25	0	90
10	SD0015	25	0	90
11	SD0016	9	0	90
12	SD0018	13	0	90
13	SD0019	22	0	90
14	SD0021	23	0	90
15	SD0022	30.6	0	90
16	SD0024	34.5	0	90
17	SD0026	41	0	90
18	SD0028	56	0	90
19	SD0030	66	0	90
20	SD0032	39	0	90
21	SD0033	31	0	90

Figura 3. Arquivo Survey.

A localização dos furos de sondagem foi plotada utilizando o software *Surfer*, como mostrado na FIGURA 4. A campanha de prospecção cobriu uma área de aproximadamente 9,5 x 8,5 Km.



**Figura 4. Localização dos furos de sondagem.**

Foram realizadas 4 campanhas de sondagem com objetivos diferentes em cada uma delas. As campanhas foram denominadas, genericamente, como: FI, FII, FIII E FIV.

As campanhas FI e FII contemplaram as análises de todas as litologias e todos os elementos. A FIII apenas as análises das litologias CA's e unidades fosfáticas próximas, sem análise das capas CA6 e CA7. Já na FIV apenas análise de  $P_2O_5$  em unidades CA's e unidades próximas.

## 2.2. Verificação

Foram conferidos de forma manual todos os dados recebidos. A importância de conferir manualmente os dados se dá pelo fato de encontrar-se erros que podem passar despercebidos aos olhos da pessoa responsável pela construção dos arquivos que compõem a base de dados.

Assim foi excluído o furo SF4D\_0006, uma vez que ele não possuía informações no arquivo ASSAY.

Foi verificado que houve um erro, possivelmente de digitação. O furo SF4\_0003 presente no arquivo ASSAY não continha informações nos arquivos SURVEY e COLLAR. Este furo foi modificado para SF4\_0002 após ser constatado que este furo não continha informações apenas no arquivo ASSAY, conclui-se que houve um pequeno erro na denominação corrigido através da análise.

Foram analisadas quimicamente todos os 19 elementos constituintes do minério onde o presente projeto está focado somente em três óxidos de importância que são o  $P_2O_5$  e CaO e  $SiO_2$ . A escolha desses elementos é justificada em função de serem os principais contaminantes. Sabemos que os demais elementos também podem causar contaminação, porém nessa fase do projeto não inviabilizariam o mesmo. O que poderia causar inviabilidade nesta fase seria o teor de fosfato.

Em seguida, foi realizada uma estatística básica para uma estimativa inicial da ordem dos teores de fosfato nas amostras.

<b>Número de amostras</b>	26.493
<b>Número de furos</b>	456
<b>Teor Médio</b>	15,09
<b>Teor Mínimo</b>	0,02
<b>Teor Máximo</b>	31,18
<b>Variância</b>	42,80
<b>Coefficiente de Variação</b>	0,97

Tabela 1. Estatística básica.

Posteriormente, plotou-se os histogramas:

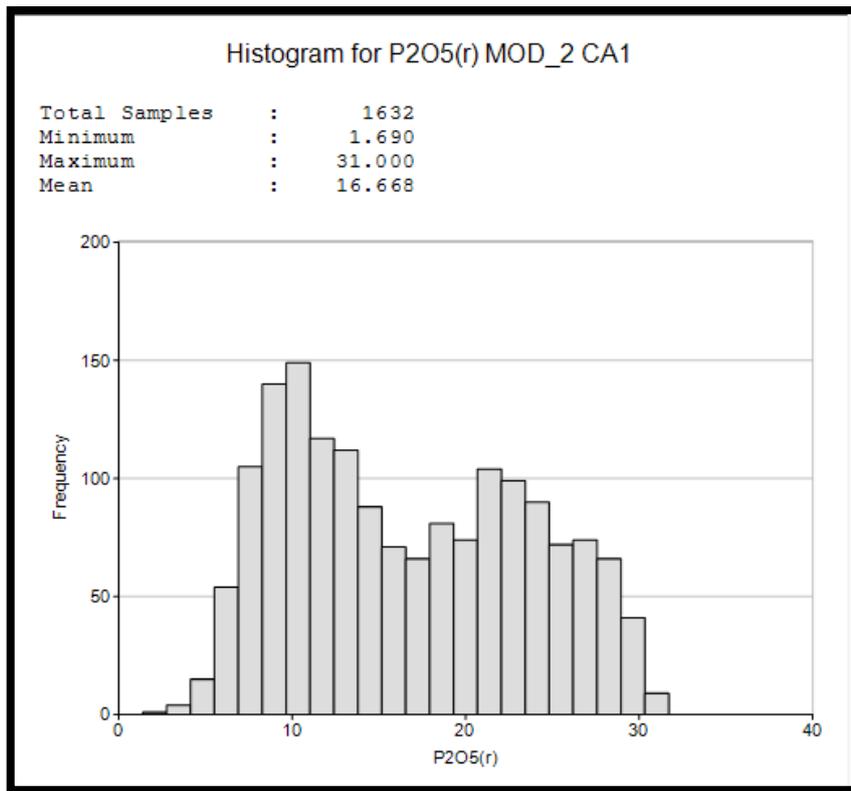


Figura 5. Histograma Capa1.

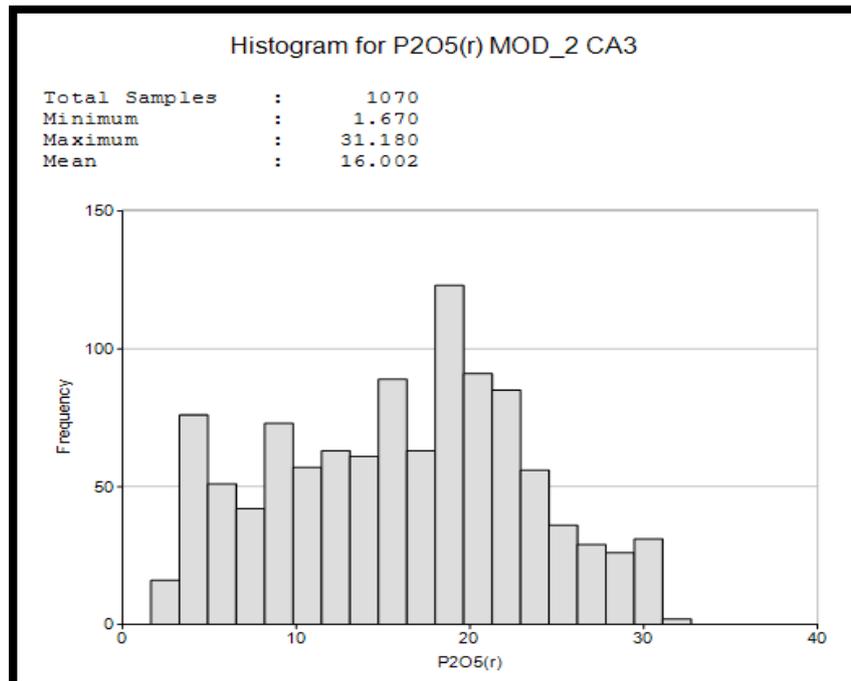
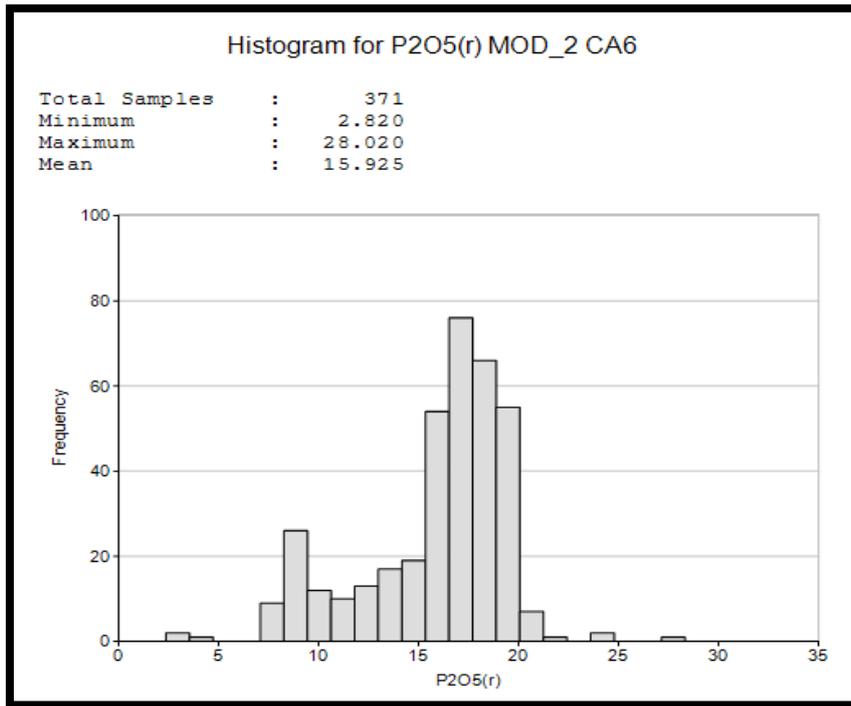
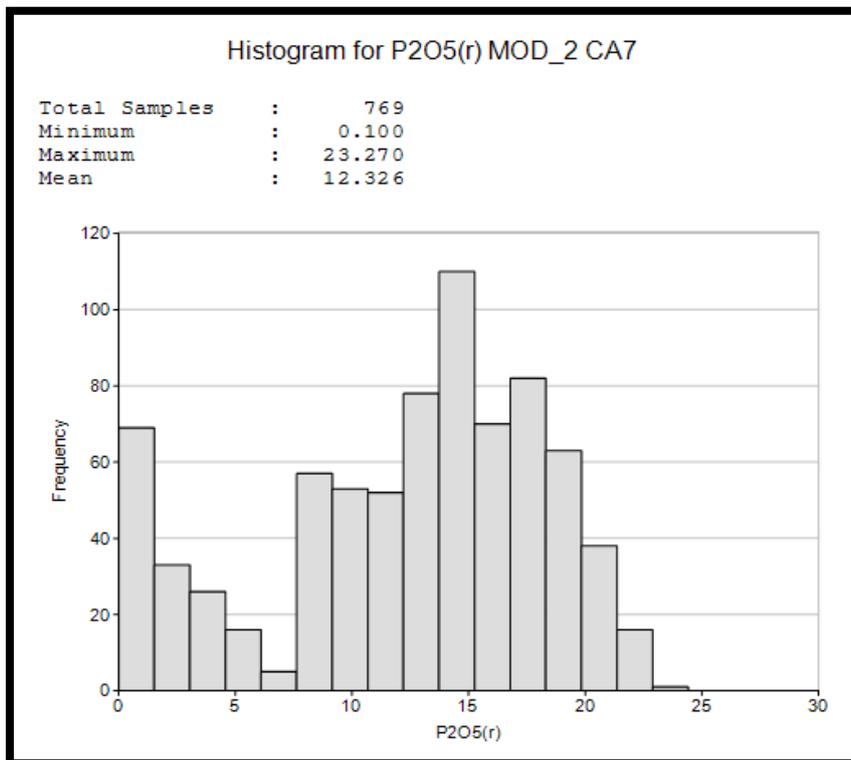


Figura 6. Histograma Capa3.



**Figura 7. Histograma Capa6.**



**Figura 8. Histograma Capa7.**

### 3. Modelagem Geológica

Optou-se por realizar a modelagem do corpo por litologia após o resultado dos histogramas.

#### 3.1. Definição do arcabouço geológico

O subsistema sedimentar marinho, a deposição associada a correntes marinhas ascendentes formam o corpo de minério em camadas intercaladas.

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.

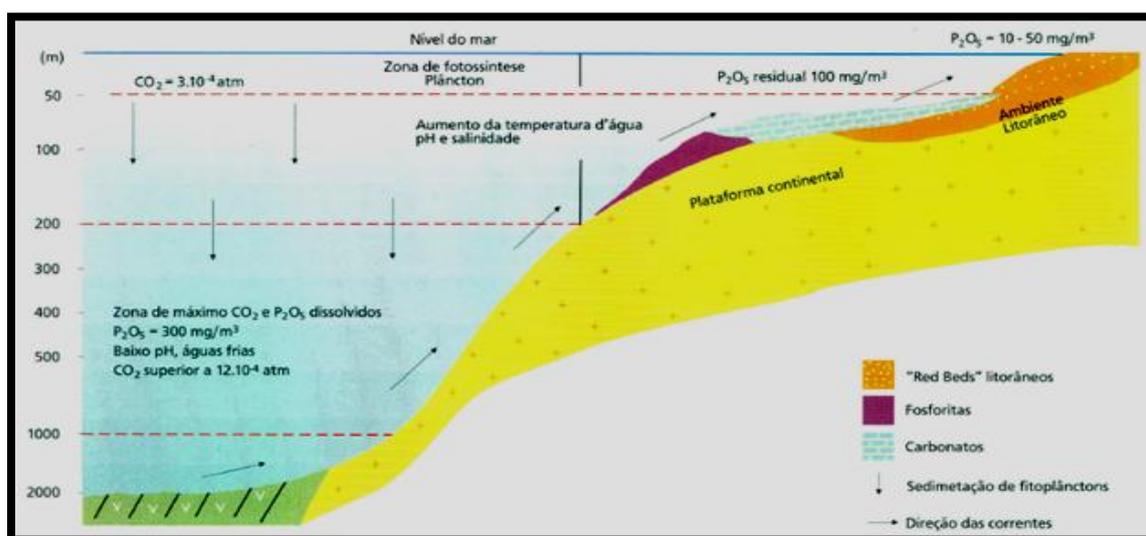


Figura 9. Formação das camadas de fosfato.

A conclusão veio a partir dos seguintes fatores:

1. 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.
2. São sete camadas de fosfato de espessuras variáveis entre 0,2 e 2,5 metros.
3. Entre as camadas estão os interburdens, que contém fosfato, porém estes fosfatos presentes em menor porcentagem.

### 3.2. Interpretação das seções geológicas

A partir das seções, pode-se observar uma continuidade espacial dos corpos, o que facilitou a modelagem das capas. A malha de sondagem era de aproximadamente 500 por 500 metros.

A mineralização possui um corpo tabular verticalizado com espessura bastante variada.

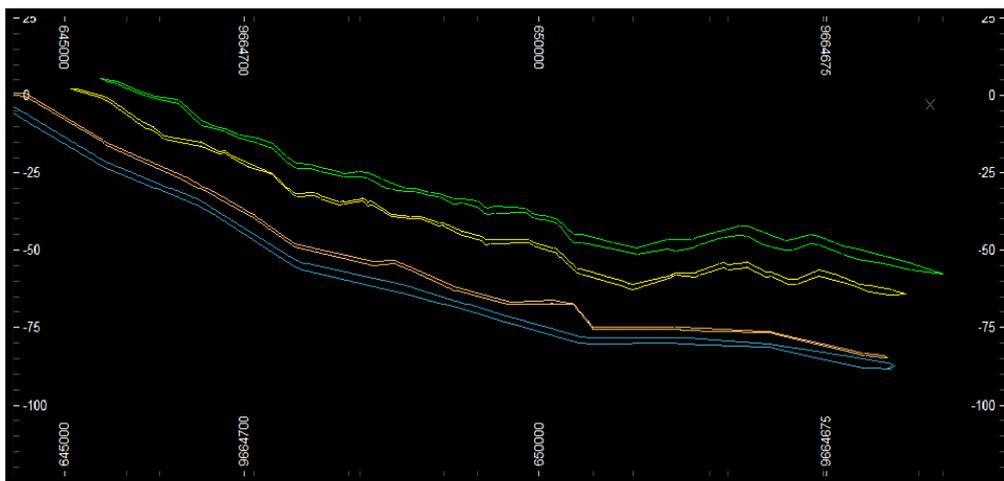


Figura 10. Seção da área apresentando as litologias modeladas. Exagero vertical de 30x.

### 3.3. Modelagem de sólidos e superfícies

A FIGURA 11 mostra as camadas modeladas. Essas camadas foram escolhidas em função da sua espessura média ser superior a 0,5 metros. Esta espessura propicia a lavra das mesmas, uma vez que em valores abaixo de 0,5 metros as perdas por diluição seriam muito elevadas.

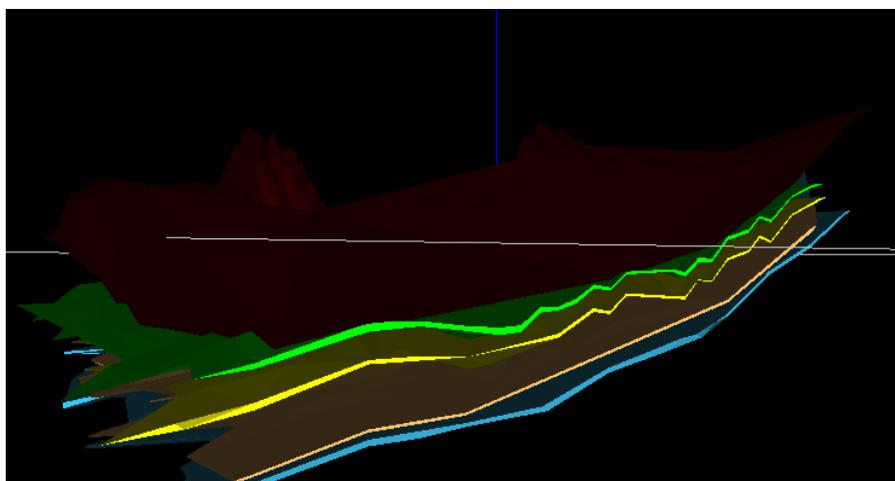


Figura 11. Camadas Modeladas. Exagero Vertical de 30x.

### 3.4. Volumes dos sólidos

Todos os corpos foram modelados com secções que cobriam uma extensão de aproximadamente 9 km, e todas as camadas abrangeram essa extensão. Em seguida, a partir de histogramas que só buscaram furos interceptados pela modelagem, encontramos uma média inicial de teores de fosfato para cada camada.

**Tabela 2. Volumes, espessuras e teores das capas.**

<b>LITOLOGIA</b>	<b>VOLUME (x10<sup>6</sup> m<sup>3</sup>)</b>	<b>ESPESSURA MÉDIA (m)</b>	<b>TEOR de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (%)</b>
<b>CA1</b>	54.5	1.66	16.668
<b>CA3</b>	47.7	1.07	16.002
<b>CA6</b>	49.1	0.90	15.925
<b>CA7</b>	123.5	2.03	12.326

## 4. Geoestatística

### 4.1. Análise Exploratória dos Dados

O arquivo *assay*, entregue como banco de dados para essa avaliação continha seis variáveis  $P_2O_5$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $MgO$ ,  $CaO$ ,  $Al_2O_3$  e  $SiO_2$ . As quais foram reduzidas para apenas  $P_2O_5$ ,  $CaO$  e  $SiO_2$ , respectivamente: rocha fosfática, como minério e seus contaminantes associados carbonato de cálcio e sílica. A Sílica e o carbonato foram escolhidos por interferirem na concentração do produto final, tais parâmetros foram determinados a partir de exigências da usina de beneficiamento.

O banco de dados continha ao todo 457 sondagens, totalizando quase 37707 análises, divididas em quatro campanhas distintas denominadas genericamente de FI, FII, FIII e FIV, tendo distâncias de malha amostral diferentes assim como distintas quantidades de elementos amostrados.

Foi dada uma maior ênfase aos resultados da variável  $P_2O_5$  por se tratar da variável de interesse, porém tanto a variável  $SiO_2$  quanto o  $CaO$  foram igualmente trabalhadas e seus resultados constam no corpo do trabalho.

Para a análise geoestatística das variáveis  $P_2O_5$ ,  $CaO$  e  $SiO_2$ , utilizou-se apenas as amostras que se encontravam dentro do corpo geológico modelado (CA's 1,3,6 e 7), as análises foram feitas com o auxílio de dois diferentes softwares (SgemS e Studio 3), os mesmos possibilitaram a análise estatística das variáveis e os resultados obtidos no trabalho advém inteiramente dos mesmos.

## 4.2. Estatística descritiva

O Software SgemS foi usado para gerar a estatística básica dos dados e a variografia em 2D, sendo um depósito sedimentar de grande extensão lateral e pouca espessura, essa abordagem mostrou-se válida, sendo que os dados variográficos seriam usados mais tarde na Krigagem usando o software Studio 3.

Tabela 3. Tabela simplificada do furo de sondagem SD0001, mostrando as variáveis e as unidades CA's.

BOREID	FROM	TO	LITO_2	MOD_2	P2O5(r)	CaO(r)	SiO2(r)
SD0001	0	0.5	ARE	SAR	0.5014	3.24	57.73
SD0001	16.25	17.1	DIF	CA1	8.4366	13.9	36.08
SD0001	17.1	18.24	FOD	CA1	9.4285	14.91	33.74
SD0001	18.24	19.53	FOS	CA1	18.7262	27.44	23.8
SD0001	29.35	30	FOS	CA3	16.2192	23.09	27.41
SD0001	45.3	46.13	FOS	CA6	19.2167	28.14	22.31
SD0001	50.27	51.5	FOS	CA7	13.8648	22.27	26.1
SD0001	51.5	51.65	TUF	CA7	1.1772	3.54	58.45
SD0001	51.65	52.42	FOS	CA7	21.2986	30.32	19.17
SD0001	63.75	65	DIM	IDI	0.8066	14.52	29.18

### 4.3. Estatística Uni e Bivariada

A estatística univariada faz inferências sobre a realidade reduzindo o número de variáveis e trabalhando com cada uma isoladamente.

A análise univariada é recomendada quando as variáveis são independentes, logo quando é possível interpretar um fenômeno complexo através do comportamento de poucas variáveis que não estabelecem relações mútuas.

Foi realizado um levantamento estatístico das variáveis de interesse, por camada, utilizando o software SgemS no qual consta o número total de amostras, desvio padrão e variância dos dados analisados, os mesmos se encontram na TABELA 4.

Tabela 4. Estatística básica.

	Variável	Nº amostras	Mínimo	Máximo	Média	Variância
<b>CA1</b>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	368	6.54	29.2	19.95	16.75
	CaO	245	13.62	44.27	30.13	35.98
	SiO <sub>2</sub>	245	7.62	54.64	24.27	67.68
	Espessura	245	0.12	4	1.7	0.58
<b>CA3</b>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	399	6.62	28.69	17.91	11.75
	CaO	268	11.67	44.31	27.62	25.49
	SiO <sub>2</sub>	268	5.85	59.38	29.71	43.85
	Espessura	399	0.16	2.86	1.06	0.15
<b>CA6</b>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	277	7.78	21.41	16.92	3.99
	CaO	264	1.03	35.22	28.53	11.87
	SiO <sub>2</sub>	264	13	46.8	24.69	13.13
	Espessura	277	0.1	2.08	0.91	0.06
<b>CA7</b>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	285	1.79	19.74	14.93	5.48
	CaO	270	11.65	33.85	25.92	8.15
	SiO <sub>2</sub>	271	14.39	39.04	26.83	18.59
	Espessura	288	0.58	3.64	2.03	0.24

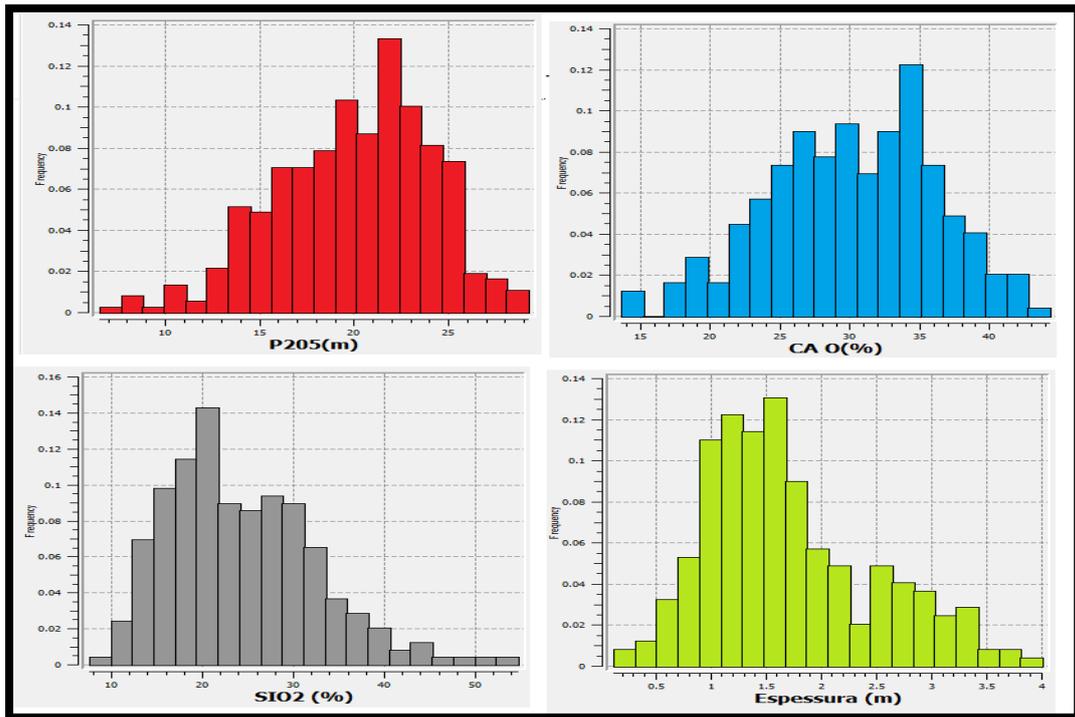


Figura 12. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 1.

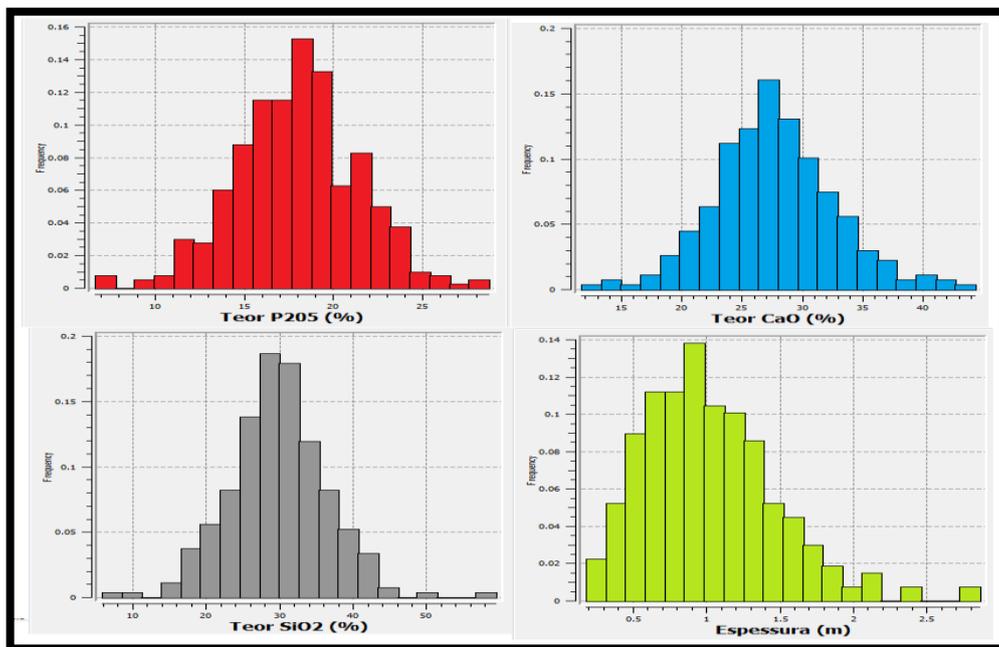


Figura 13. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 3.

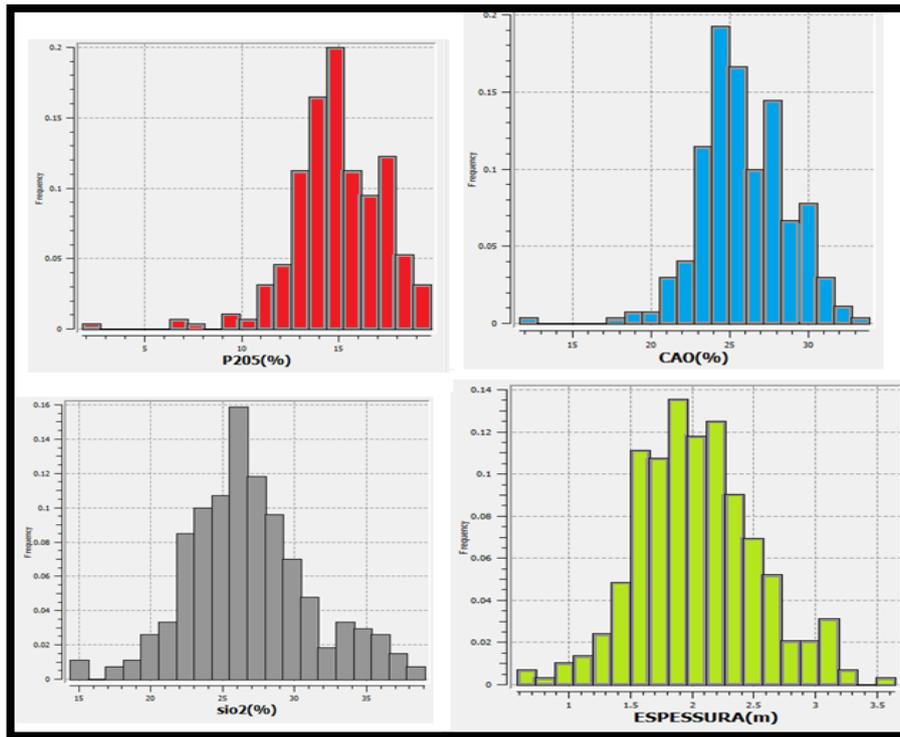


Figura 14. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 6.

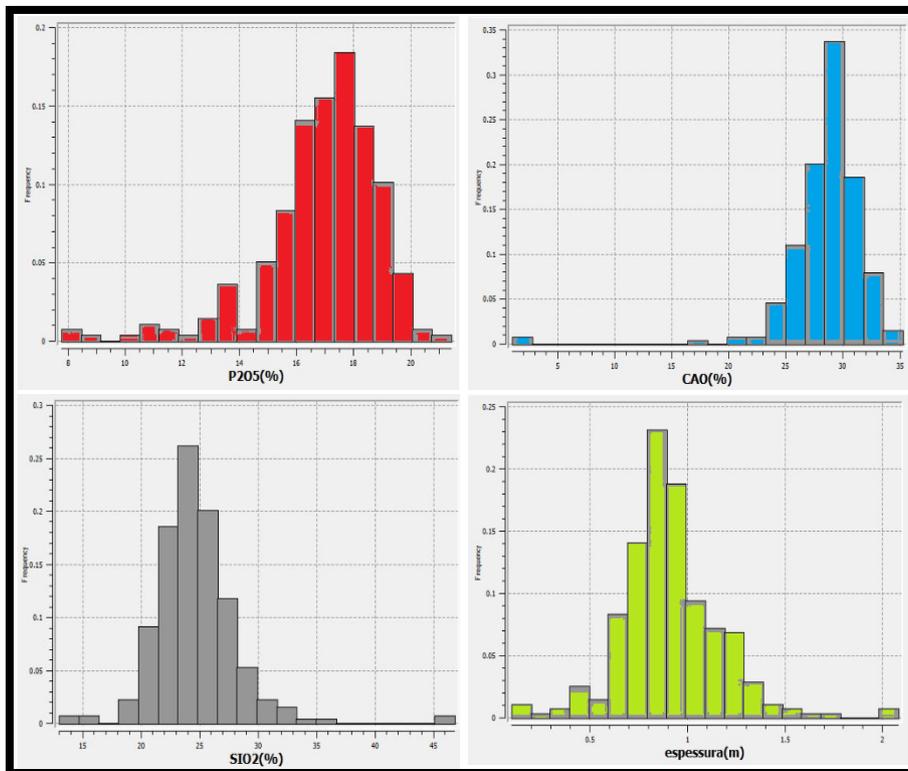


Figura 15. Histogramas das variáveis de estudo na Camada 7.

#### 4.4. Correlação entre as variáveis

As técnicas estatísticas univariadas são insuficientes quando um fenômeno apresenta muitas variáveis e existem relações que produzem efeitos mútuos, antagônicos ou sinérgicos entre essas variáveis.

Já a análise multivariada é uma ferramenta estatística que possibilita uma visão global de um fenômeno através de estudos das relações entre as variáveis, bem como seus comportamentos, indicando a totalidade do fenômeno.

Foi estudada a correlação entre as variáveis que se mantiveram constantes nas 4 camadas. Na FIGURA 16 foram demonstradas as correlações da CA3.

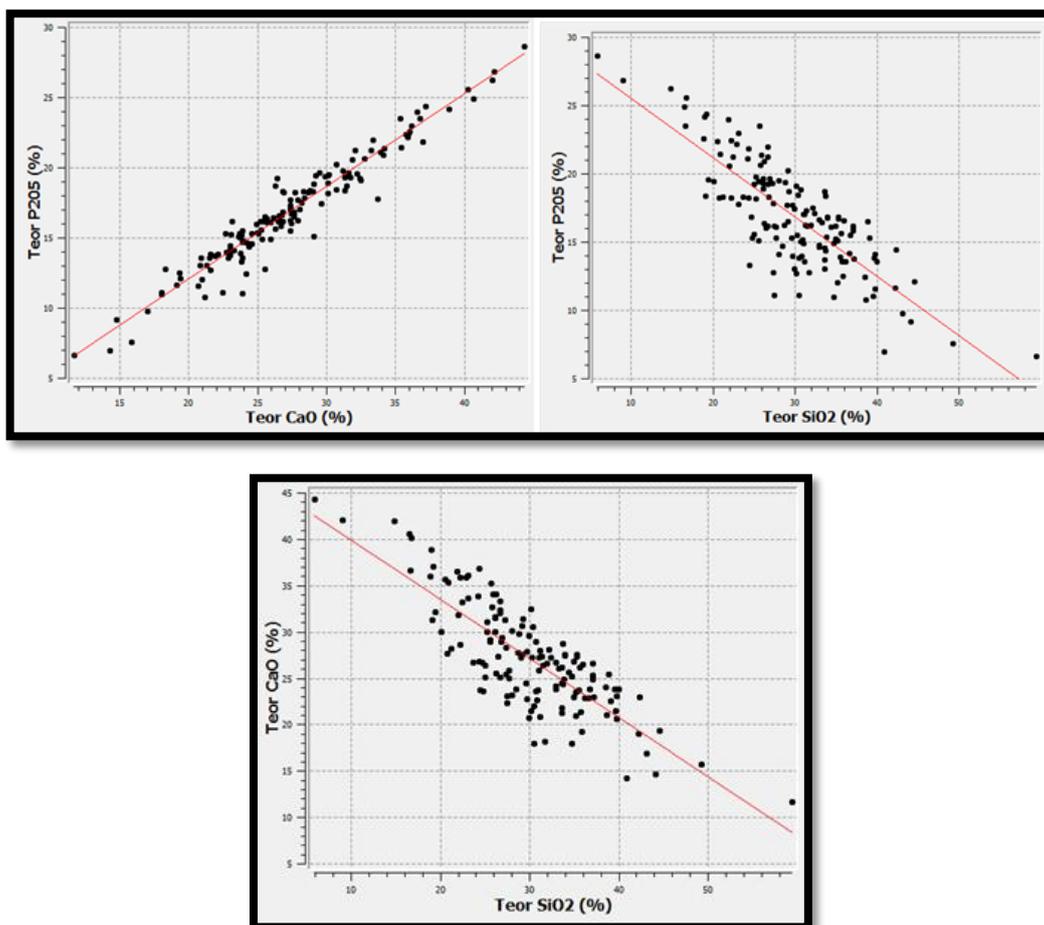


Figura 16. Scatter plot's da correlação entre os teores de  $P_2O_5 \times CaO$ ,  $P_2O_5 \times SiO_2$  e  $CaO \times SiO_2$ .

A partir dos gráficos pode-se concluir que:

- As variáveis  $P_2O_5 \times CaO$  tem correlação positiva, isto é, quando na amostra os valores de  $P_2O_5$  forem altos, valores de  $CaO$  serão altos, logo diretamente proporcionais 96%, provavelmente devido a origem biológica do  $P_2O_5$  sempre associado ao carbonato.

- As variáveis  $P_2O_5$  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 81%.

- Devido à alta correlação das variáveis  $P_2O_5$  x  $CaO$ , o comportamento da relação entre as  $SiO_2$  x  $CaO$  é quase idêntico ao da relação  $P_2O_5$  x  $SiO_2$ .

#### 4.5. Variografia

Variografia é uma ferramenta estatística usada para medir a continuidade espacial de um banco de dados, a mesma é expressa na forma de Variogramas (representações gráficas das funções de distribuição de teores).

Estas funções expressam o aumento da variância com o aumento da distância na amostragem logo, pontos próximos têm variância menor que pontos mais distantes.

Para determinar a direção de maior alcance variográfico foram construídos variogramas omnidirecionais e direcionais com intervalos de  $22.5^\circ$ . Com o variograma omnidirecional obteve-se a variância máxima e o efeito pepita, que a princípio foi superestimado porem ao final foi possível estimar um efeito pepita menor que 5% da variância total. Devido as características desse tipo de depósito e a alta regularidade foram determinados grandes alcances variográficos. Os parâmetros utilizados para a variografia estão resumidos na TABELA 5.

**Tabela 5. Dados Variograficos das unidades CA's.**

					RANGE MAXIMO		RANGE MINIMO	
		Nugget	Sill -1	Sill-2	Sill -1	Sill-2	Sill -1	Sill-2
CA1	$P_2O_5$	3	80	62	3000	1350	1650	375
	CaO	9	110	51	3540	1780	2880	1520
	$SiO_2$	16	150	140	1530	4350	1050	3855
	Espessura	0.01	0.13	0.07	3505	1525	3870	1643
CA3	$P_2O_5$	2	29	22	1350	1950	1050	1125
	CaO	8	80	60	4350	225	1950	225
	$SiO_2$	15	120	165	1125	3675	5205	3150
	Espessura	0.01	0.12	0.07	4500	1050	2850	1050
CA6	$P_2O_5$	4	32	25	1350	1650	1875	900
	CaO	8	75	63	3250	1230	2650	750
	$SiO_2$	14	130	150	2760	1305	1740	980
	Espessura	0.01	0.12	0.11	850	3420	150	1560
CA7	$P_2O_5$	2	38	21	2475	1575	1875	525
	CaO	8	65	100	825	2700	375	2550
	$SiO_2$	13	120	170	2000	1875	125	1750
	Espessura	0.01	0.13	0.1	750	3125	125	1250

### 4.5.1 Variogramas das variáveis

Estão demonstrados os variogramas de maior e menor alcance de  $P_2O_5$  nas camadas.

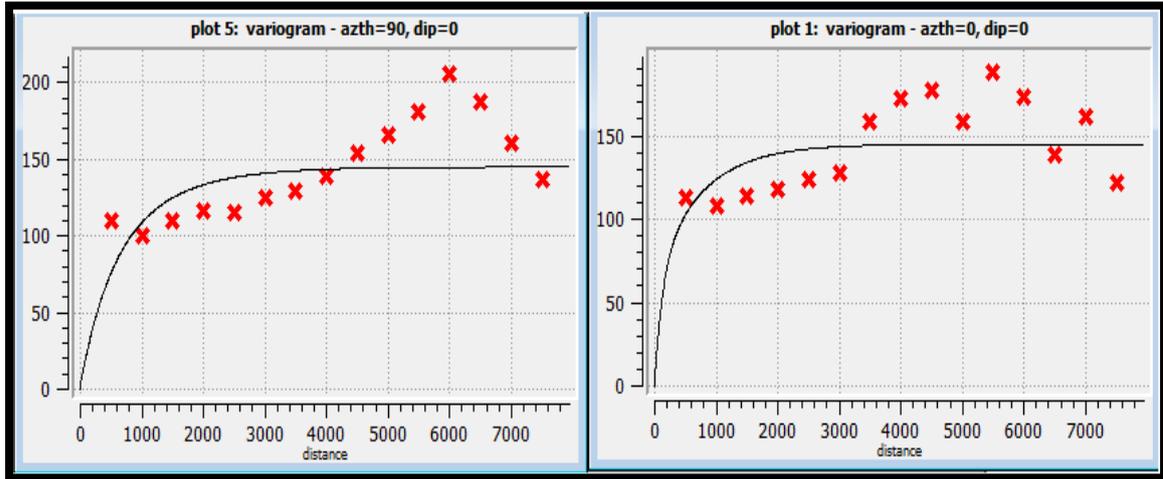


Figura 17. Variogramas da CA1, Range máximo E; Range mínimo D.

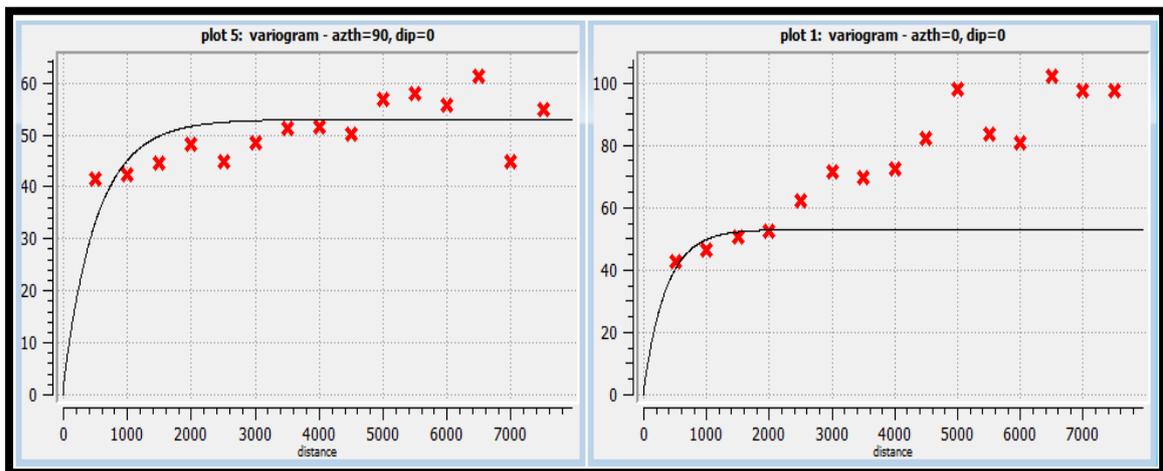


Figura 18. Variogramas da CA3, Range máximo E; Range mínimo D.

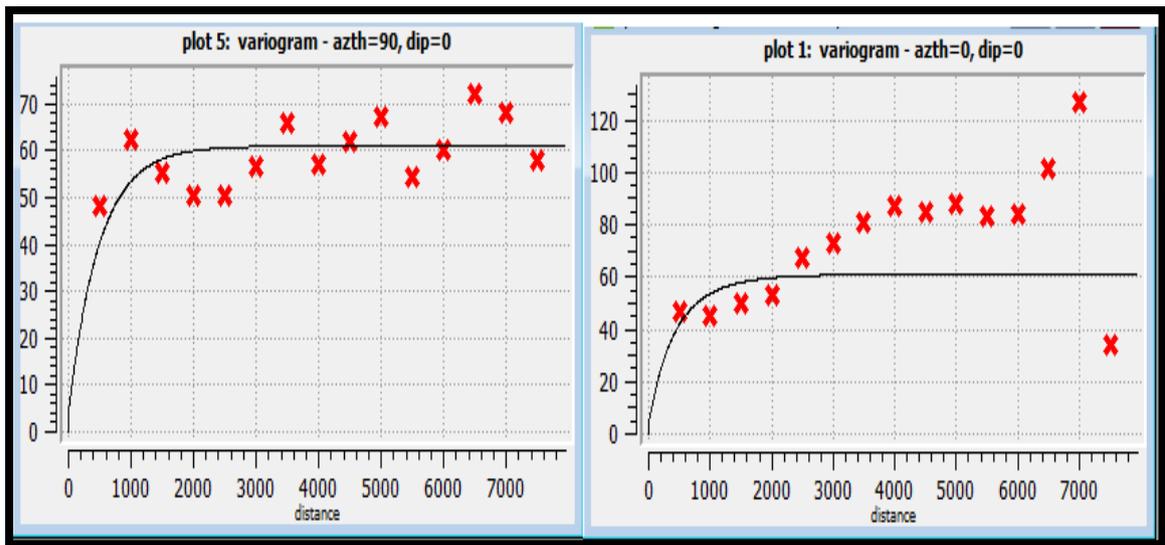


Figura 19. Variogramas da CA6, Range máximo E; Range mínimo D.

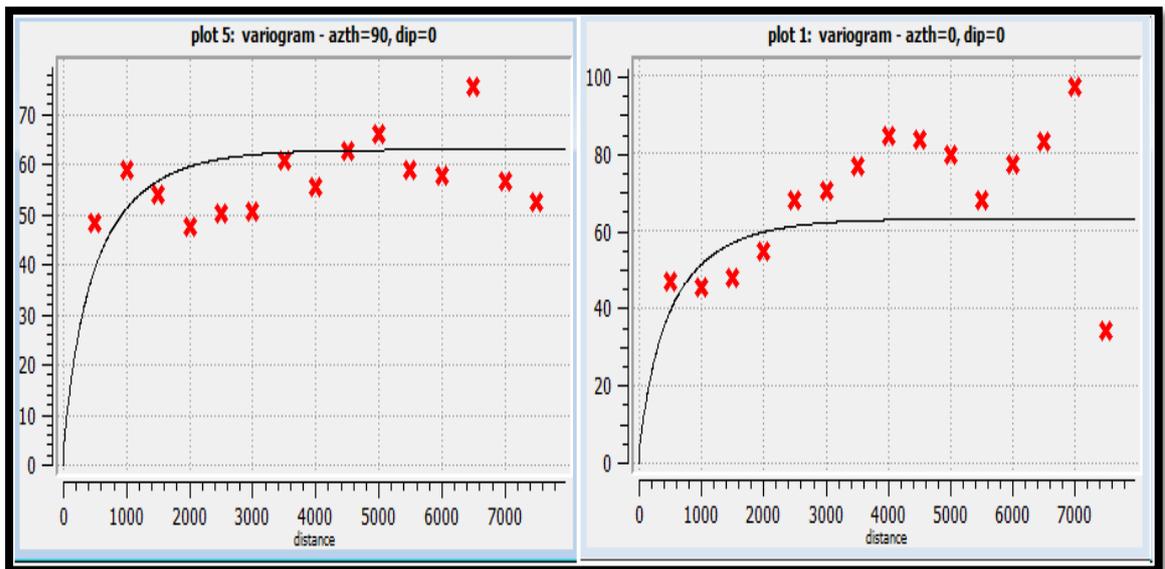


Figura 20. Variogramas da CA7, Range máximo E; Range mínimo D.

## 4.6. Estimativa de Teores

### 4.6.1. Modelo de Blocos

A construção do modelo de blocos foi realizada nos *softwares Sgems e Studio 3*, onde primeiramente se optou por uma krigagem em 2D com os teores acumulados pela espessura, utilizando o software SgemS para determinar um modelo de blocos com tamanho apropriado, devido as características da malha de sondagem o bloco de tamanho ideal teria 125m X 125m, algo que se mostrou impossível utilizando o software Studio 3 já que foi necessário criar muitos sub-blocos devido a exigência de aderência entre as superfícies do modelo geológico e os blocos. Ao se utilizar blocos de 125 x 125m no modelo 3D, se constatou que os sólidos das camadas não seriam estimados corretamente, pois os mesmo possuíam preenchimentos dos seus volumes entre 60 e 50%.

Logo a estratégia de utilizar um modelo acumulado (2D) se mostrou válida pela oportunidade de cruzar informações entre o modelo 2D e 3D.

A TABELA 6 demonstra os parâmetros do modelo de blocos.

Tabela 6. Parâmetros do modelo de blocos.

	X	Y
Nº de blocos	82	68
Dimensões do bloco (m)	125	125
Origem (m)	645400	9657800

## 4.7. Regularização das amostras para a Krigagem

Os softwares Sgems e Studio 3 não possuem a opção de ponderar os teores de acordo com os comprimentos das amostras e já que as camadas possuíam espessura muito variável, foi necessário uma regularização das amostras em dois níveis.

**O primeiro nível:** foi à determinação de uma média dos teores ponderada pelos comprimentos das amostras nos furos que continham mais de uma amostra por unidade CA, para a obtenção de uma amostra única por unidade CA por furo.

**O segundo nível:** foi a acumulação dos teores pela espessura da unidade CA no furo específico, a regularização deste parâmetro é necessária já que quanto melhor for a distribuição das amostras, mais próxima da realidade serão as médias de teores. Isto para a Krigagem em 2D auxiliar realizada no software SgemS.

## 4.8. Krigagem

Krigagem é um método baseado em um conjunto de técnicas de regressão linear generalizadas assumindo que os dados recolhidos encontram-se, necessariamente correlacionados no espaço.

Diferentemente dos métodos interpoladores tradicionais que atribuem pesos aos nós dos grids considerando a distância desde o nó até a amostra, a Krigagem utiliza o dado tabular e sua posição geográfica para calcular as interpolações, utilizando também funções matemáticas para acrescentar pesos maiores ou menores dependendo dos pontos amostrais de referência.

Logo o objetivo da Krigagem é estimar teores onde não há amostragem a partir do conhecimento prévia da continuidade espacial do fenômeno.

A Krigagem foi realizada primeiramente em 2D com blocos de 125m X 125m, usando o software SgemS, para fins de comparação com o modelo 3D, depois a mesma foi repetida utilizando o software Stúdio 3.

Os parâmetros de vizinhança utilizados na Krigagem foram os mesmos dos ‘ranges’ encontrados na variografia, a TABELA 7 ilustra estes valores:

**Tabela 7. Parâmetros da Krigagem.**

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, foi gerado um modelo de blocos com o uso do software Studio 3 com os teores de cada variável para cada camada.

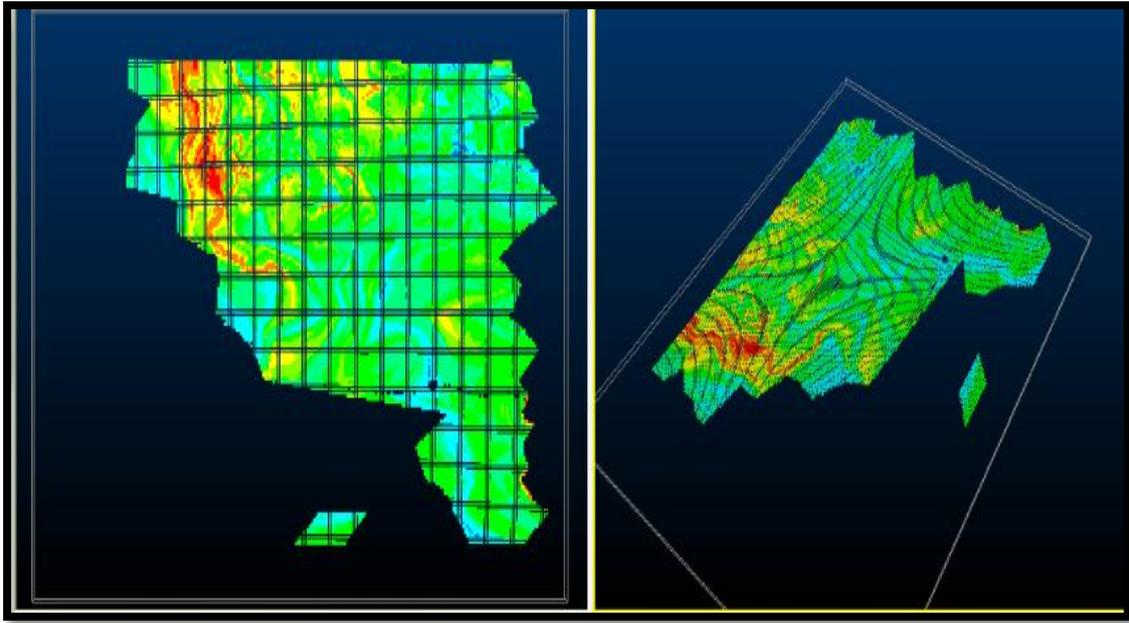


Figura 21. Modelo de blocos da capa CA1.

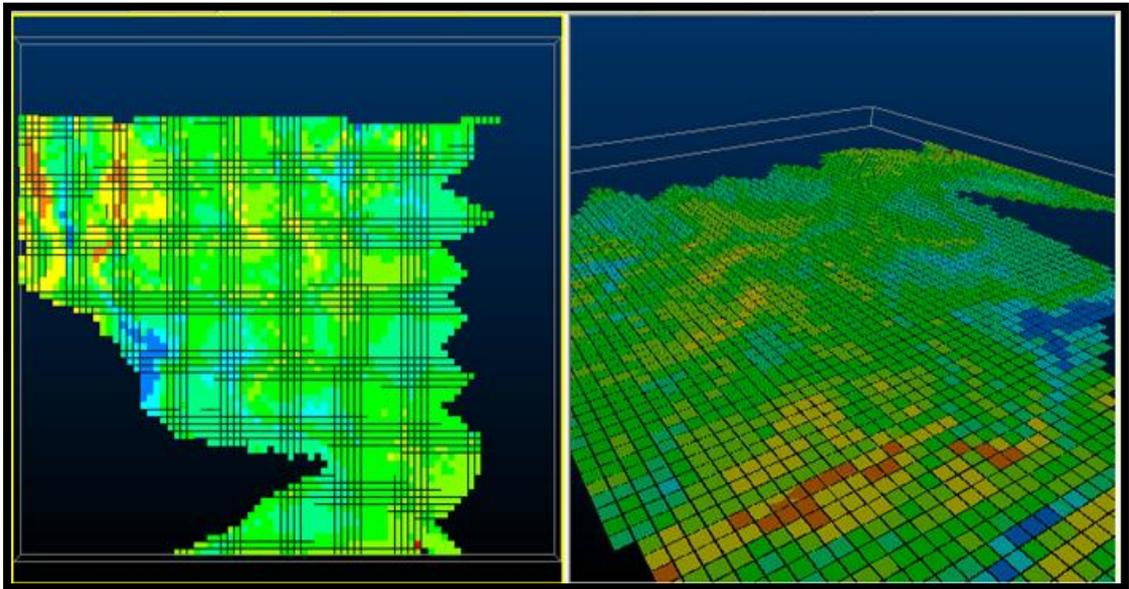


Figura 22. Modelo de blocos da capa CA3.

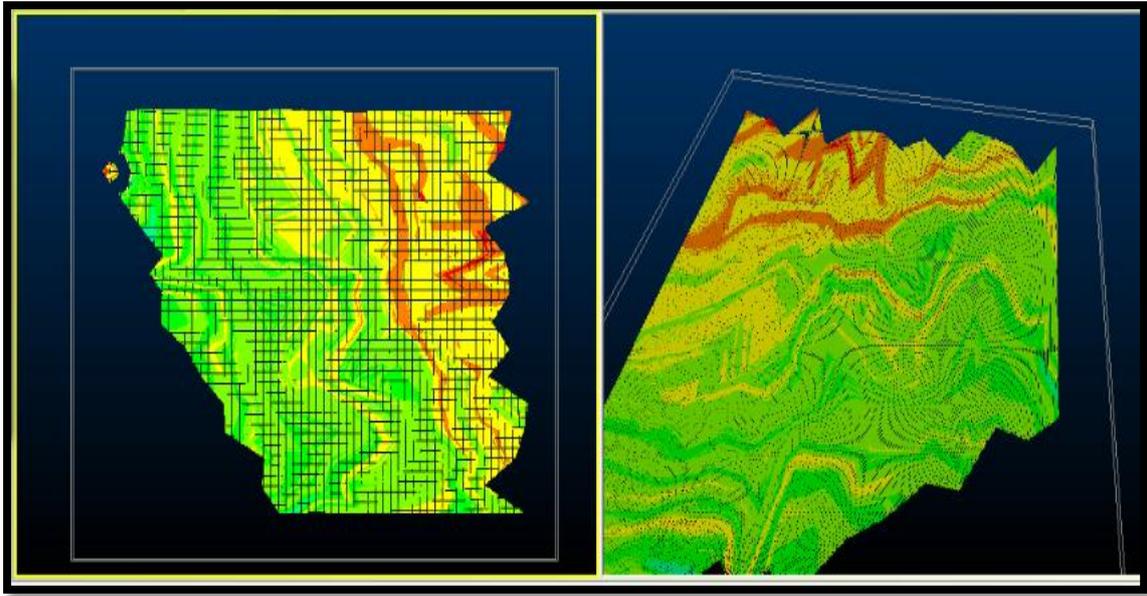


Figura 23. Modelo de blocos da capa CA6.

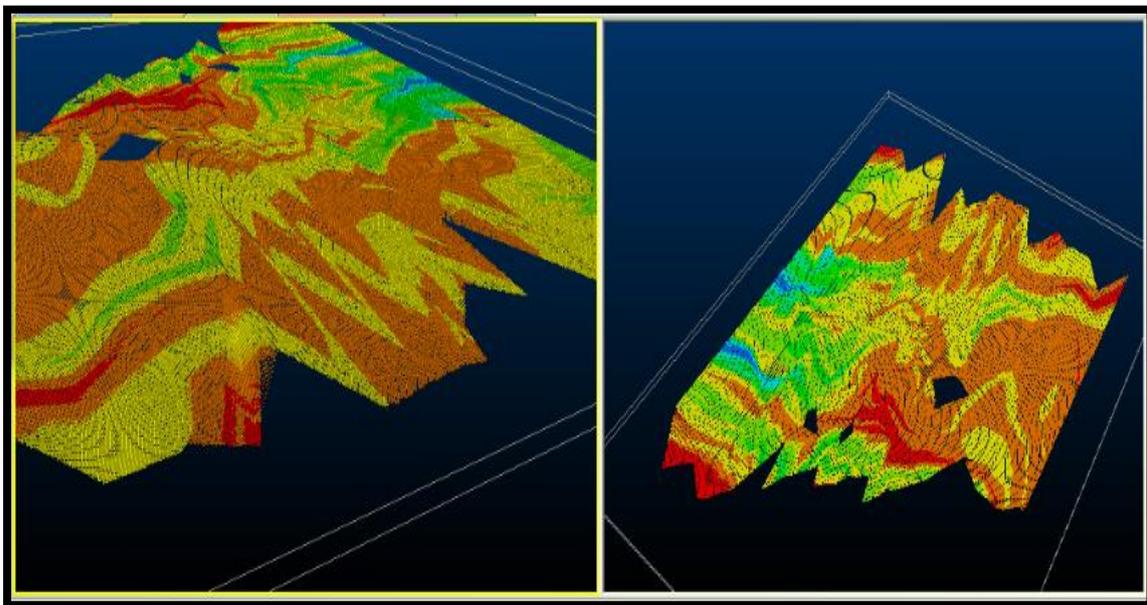


Figura 24. Modelo de blocos da capa CA7.

## 4.9. Validação

### 4.9.1. Análise de deriva

Com a finalidade de observar a aderência do modelo de blocos krigados com a realidade amostrada em termos locais e não somente na média global da área.

Foi efetuada uma análise de deriva entre os dados krigados e os dados amostrados. A análise de deriva consiste na análise gráfica das médias locais (no caso faixas de 500 metros em X e em Y) entre os dados verdadeiros e os dados estimados. A proximidade entre as linhas prova a aderência da krigagem com a realidade amostrada.

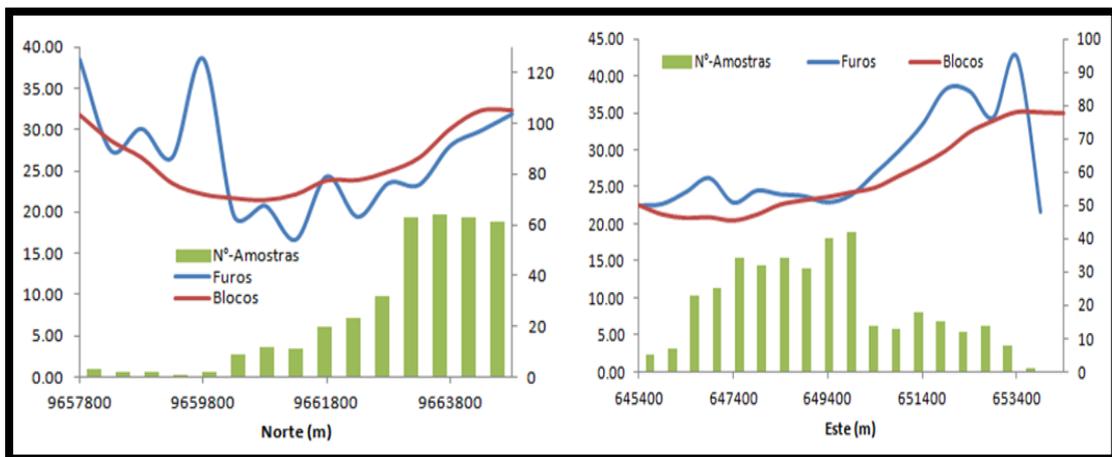


Figura 25. Análise de deriva CA1.

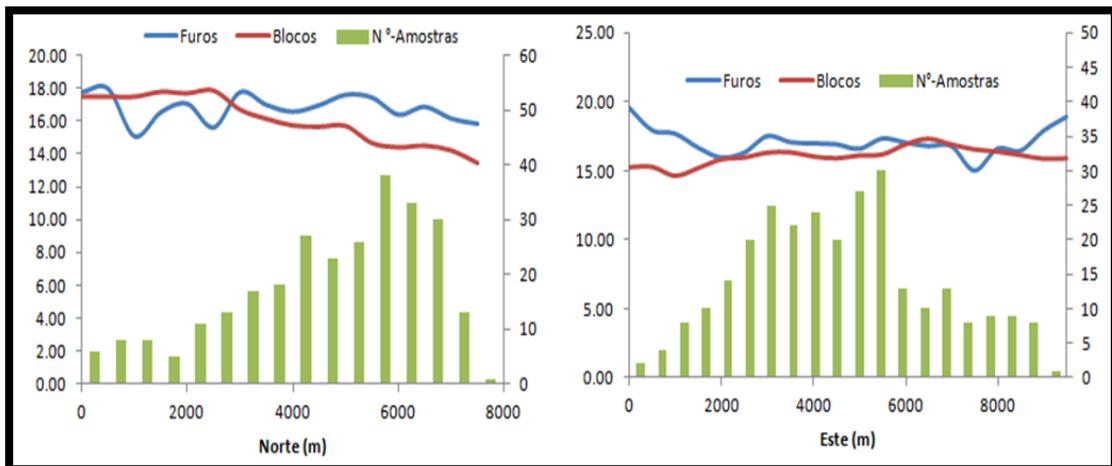


Figura 26. Análise de deriva CA3.

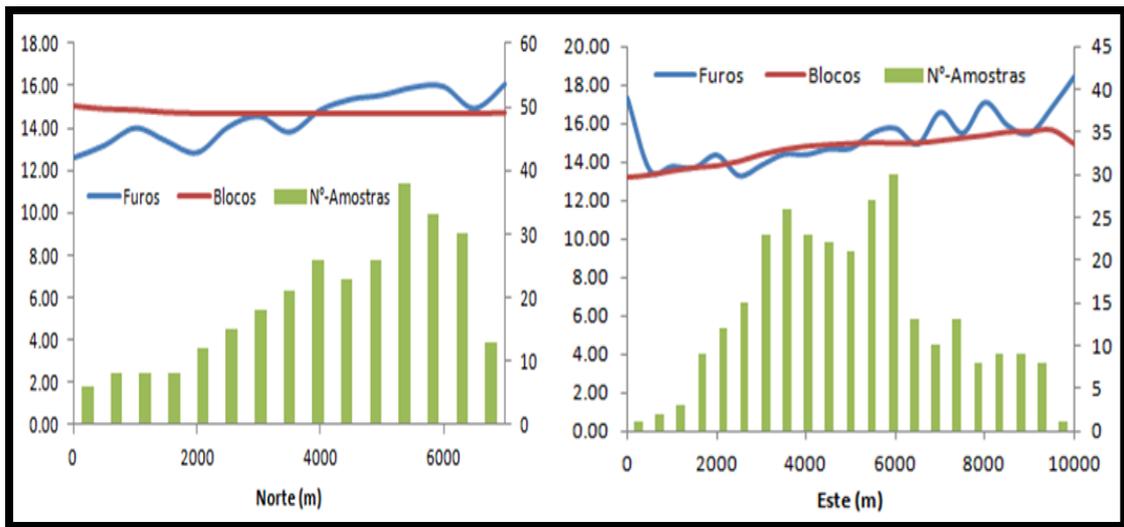


Figura 27. Análise de deriva CA6.

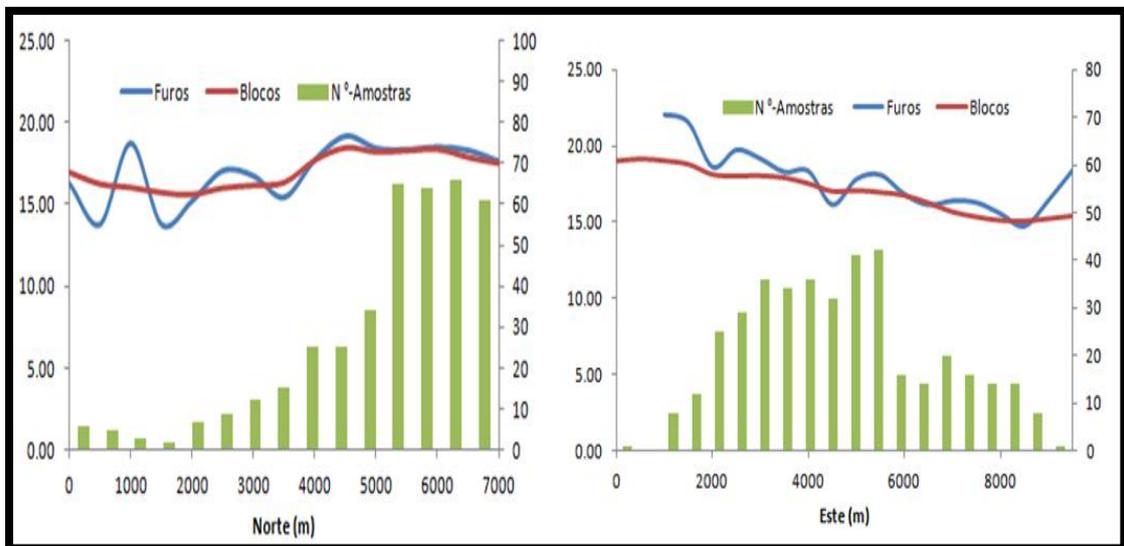


Figura 28. Análise de deriva CA7.

#### 4.10. 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 se pode visualizar nas FIGURAS 29 e 30, a correlação variou de camada pra camada. Para correlações baixas, acredita-se que tenha sido influenciado pela variedade nas espessuras.

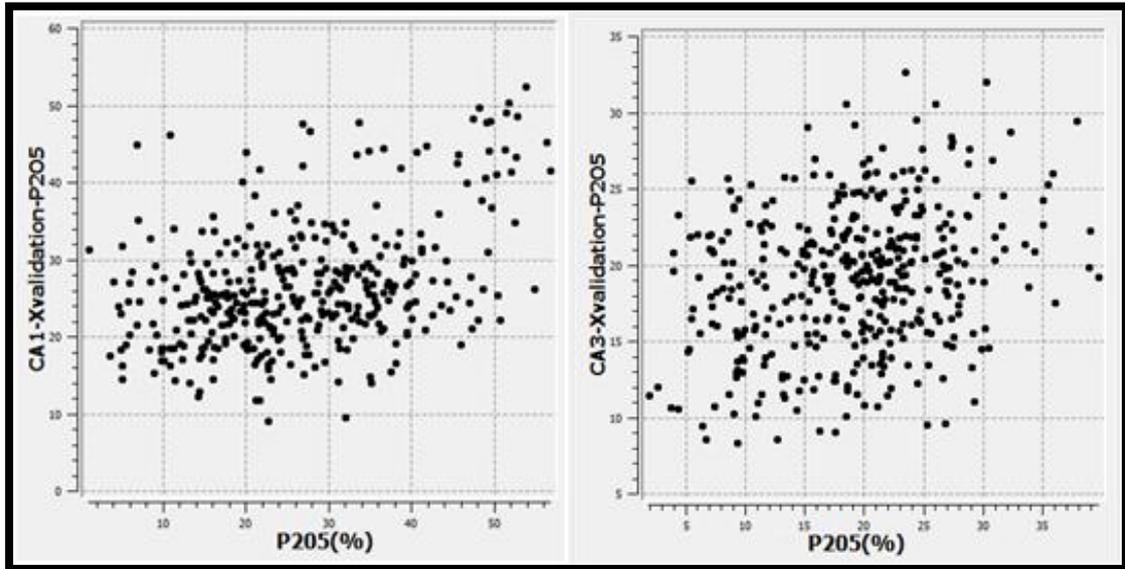


Figura 29. Validação cruzada das capas CA1 e CA3.

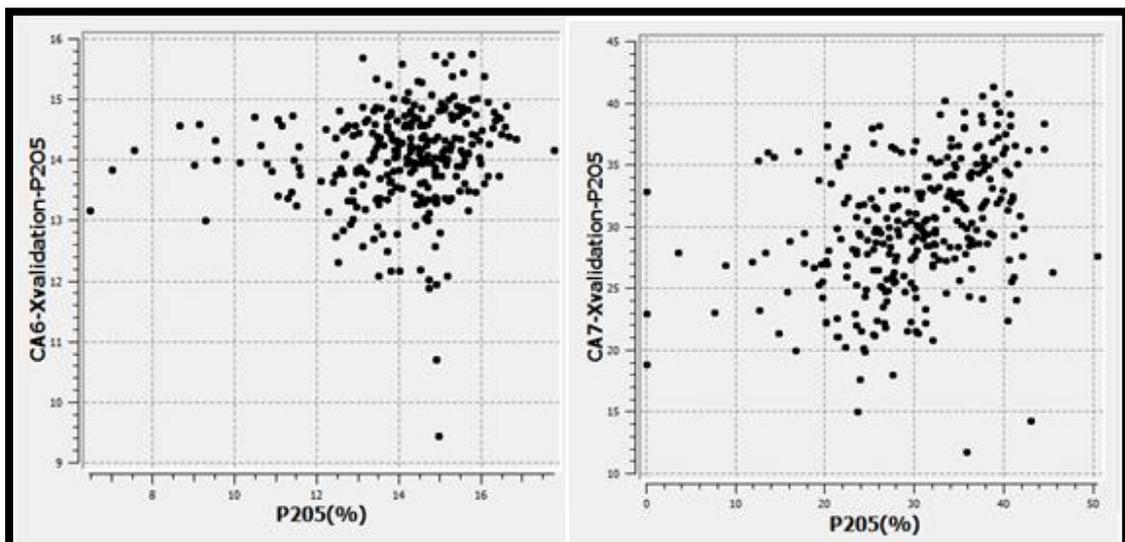


Figura 30. Validação cruzada das capas CA6 e CA7.

#### 4.11. Resultados

Após comprovada a representatividade dos teores Krigados em comparação com as amostras, foi possível vislumbrar a estatística do depósito Krigado, que na teoria se diferencia um pouco dos teores amostrais, devido ao efeito de “Normalização” típico da Krigagem os teores muito altos ou muito baixos são normalizados. O que se pode observar na TABELA abaixo.

Tabela 8. Médias globias do modelo krigado por unidade CA.

	CA1	CA3	CA6	CA7
<b>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> (%)</b>	17.01	17.06	16.03	14.73
<b>CaO (%)</b>	30.44	26.2	33	25.85
<b>SiO<sub>2</sub> (%)</b>	32.33	28.59	23.51	27.85
<b>Espessura (m)</b>	1.58	0.97	0.88	2.01

#### 4.12. Classificação de Recursos

Como o software Studio 3, possui a opção de realizar raios de busca com ranges variográficos diferentes foi possível criar uma hierarquia de valores Krigados dependendo da “dificuldade” para encontrar amostras nas redondezas do ponto a ser krigado, criaram-se três classes (Inferido, Indicado e Medido).

- 80-100% do Range Variográfico Máximo **Inferido**
- 65-80%, do Range Variográfico Máximo **Indicado**
- < 65% do Range Variográfico Máximo **Medido**

A partir dessas classes foi possível classificar com maior eficácia os recursos do depósito tanto em porcentagem total do minério quanto em Mt totais.

Tabela 9. Classificação de recursos de todo o depósito.

Recursos	Indicado	Inferido	Medido
(%)	6.53	20.35	73.12
<b>Mt</b>	24.88	77.53	278.59
<b>Espessura (m)</b>	1.58	0.97	2.01

### 4.13. Curva de parametrização

O passo seguinte na busca de uma maior compreensão do depósito foi à construção de uma curva de parametrização que possibilita se a visualização rápida da distribuição dos recursos quanto a variável teor.

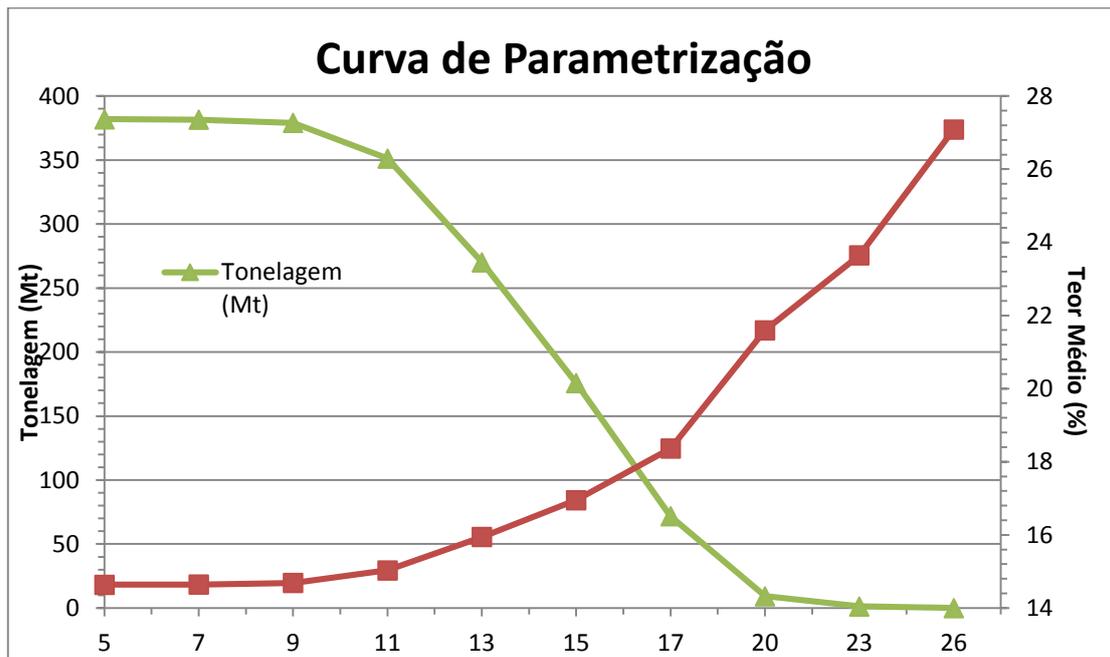


Figura 31. Curva de parametrização.

## 5. Planejamento de lavra

Planejamento e design de mina a céu aberto é um processo de tomada de decisões que leva a um plano realista e factível para a exploração rentável de recursos minerais. O Planejamento pode ser realizado por uma vasta gama de intervalos de tempo desde o muito curto, por exemplo, atividades do próximo turno de mineração, até o mais longo, por exemplo, a extração rentável durante toda a vida útil da mina (Whittle, D., 2011).

Deve-se, a partir do modelo geológico e das reservas definidas, definir a maneira de exploração da jazida. Para tanto, uma série de parâmetros devem ser anteriormente definidos, os quais serão abordados neste capítulo e englobam as definições do regime de trabalho do setor de lavra, beneficiamento e administrativo, escolha do método de lavra, dimensionamento dos equipamentos e sequenciamento de lavra. Também serão abordadas nesta etapa as características geomecânicas e as definições dos taludes.

É evidente a importância e o impacto do Planejamento de lavra no projeto e na futura decisão de viabilizar o mesmo ou não. Além da óbvia influência econômica desta etapa, deve-se ressaltar o impacto operacional que pode ser gerado, por exemplo, ao se dimensionar de forma errônea os equipamentos.

### 5.1. Regime de trabalho

Os regimes de trabalho dos diferentes setores da mina foram definidos conforme apresentados na TABELA 10:

**Tabela 10. Regime de trabalho dos setores da mina.**

<b>Setor</b>	<b>Dias trabalhados por ano</b>	<b>Turnos</b>	<b>Horas por turno</b>
<b>Administrativo</b>	365	1	8
<b>Beneficiamento</b>	365	3	8
<b>Lavra</b>	365	3	8

Como se pode notar a mina irá operar 365 dias ao ano. Estas definições são baseadas no alto potencial de produção da jazida uma vez que as reservas foram avaliadas em 381 Mt.

## **5.2. Taxa de produção**

Definiu-se a tonelagem anual de concentrado a ser produzido pela mina a partir da necessidade atual do mercado interno brasileiro. Fonseca e Silva (2012) relatam no sumário mineral realizado pelo Departamento Nacional de Produção Mineral um forte crescimento na importação de fosfatos por parte do mercado brasileiro, onde alguns produtos fosfáticos tiveram destaque como os fertilizantes que aumentaram em mais de 100% as toneladas importadas. Neste contexto, a produção da mina foi definida como sendo da ordem de 3.4 Mtpa, volume que visa suprir o mercado interno nacional e competir com os grandes exportadores mundiais, como o Marrocos. Para que se possa produzir 3.4 Mtpa de concentrado fosfático deverão ser movimentadas 16.4 Mtpa de minério, este valor é devido à baixa recuperação mássica obtida nos processos de beneficiamento que é da ordem de 43%. Assim, a vida útil da mina será de 23.4 anos.

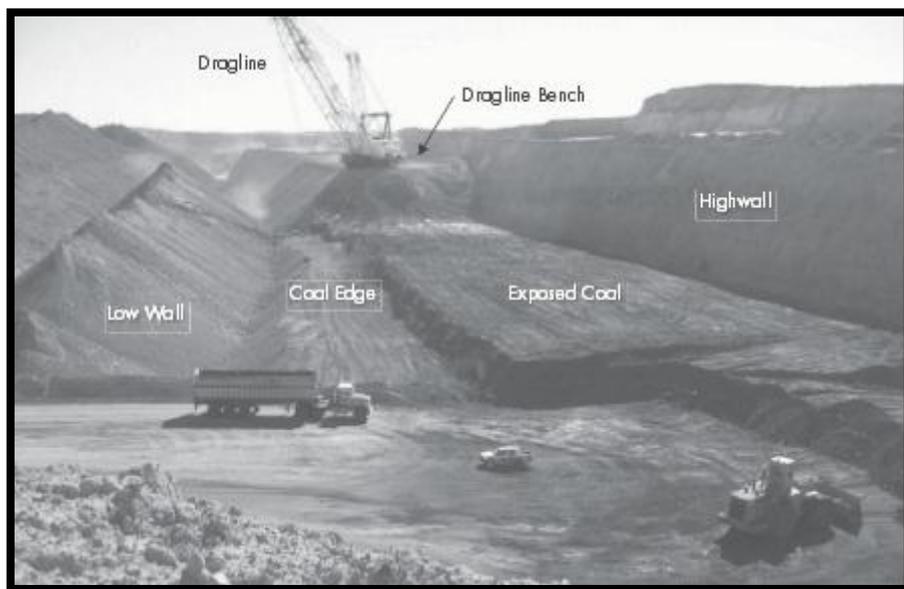
Atualmente, o mercado nacional é amplamente dominado pela empresa Vale Fertilizantes que produz cerca de 70% do fosfato nacional. O preço da rocha fosfática nacional é superior aos valores internacionais, portanto este projeto tem como objetivo estabelecer concorrência frente a Vale e assim diminuir a dependência da importação de rochas fosfáticas.

## **5.3. Método de lavra**

A jazida, segundo o modelo geológico, é um corpo tabular de grande extensão e pouca espessura, sendo composto por diversas camadas intercaladas com estéril. Pode-se ainda analisar a existência de uma espessa camada de overburden, cobrindo a primeira capa lavrável. Quanto ao minério, trata-se de sedimentos marinhos com baixa resistência mecânica, o mesmo pode ser dito em relação ao estéril.

A primeira conclusão, e bastante óbvia, é em relação à utilização de métodos de lavra a céu aberto ou lavra subterrânea. A capa 7, que é a mais profunda, atinge cotas máximas entre 90 e 95 m o que não justifica a utilização de métodos de lavra subterrânea. Deve-se agora definir o método a céu aberto a ser utilizado, lavra em cava (Open Pit Mining) ou lavra em tiras (Strip Mining). As condições geológicas favorecem a utilização da lavra em tiras além da vantajosa recuperação da área degradada, onde pelo fato de a tira anterior ser imediatamente preenchida com o material retirado do corte seguinte torna este método muito mais atrativo do ponto de vista de custos ambientais em relação a outros métodos de lavra a céu aberto.

O Strip Mining é o típico método que envolve a escavação de solo, rocha e outros materiais para descobrir um corpo tabular, lenticulado ou acamadado depositado horizontal ou sub-horizontal. A FIGURA 32 apresenta uma configuração típica do método.



**Figura 32. Configuração típica de lavra por Strip Mining.**

### **5.3.1. Configuração da lavra**

A configuração adotada para a lavra das capas de fosfato consiste na remoção do material de cobertura (overburden) através da utilização de grandes equipamentos, como Dragline e Bucket Wheel Excavator, expondo a primeira capa. As demais capas serão lavradas de forma semelhante, porém as camadas de estéril que cobrem as capas posteriores serão lavradas pelos mesmos equipamentos utilizados para a remoção dos fosfatos. A espessura do estéril existente entre as capas de fosfato (interburdens) não justifica não possibilita a utilização dos grandes equipamentos que removem o overburden, pois as mesmas possuem pequena espessura e a utilização destes equipamentos não permitiria seletividade na lavra destas camadas gerando assim perdas de minério que seriam lavrados juntamente com os interburdens.

Existe a preocupação de se avaliar a relação estéril-minério econômica, isto é, o valor máximo de REM que pode ser lavrado de forma lucrativa. Esta questão está geralmente relacionada à mineração de carvão onde o minério possui valor de venda relativamente baixo, porém ao se avaliar, as relações estéril-minério frente aos valores atuais da commodity do fosfato, notou-se que não existem áreas onde a presença de material estéril impediria a lavra das capas. Os altos valores recentes da commodity, que serão apresentados posteriormente, permitem a lavra das capas em toda a área da mina.

## 5.4. Premissas econômicas

Atualmente o grande produtor mundial de fosfato é o Marrocos, país detentor das maiores reservas do mundo. A base de cálculo para se determinar o valor de venda do concentrado de fosfato também é gerada em função dos produtores marroquinos.

Alguns parâmetros devem ser avaliados para a determinação do valor de venda do concentrado, como o BPL. No presente estudo será o único parâmetro a ser avaliado, pois as outras variáveis se referem à concentração de contaminantes, onde os mesmos não foram avaliados e estimados no presente projeto. BPL (Bone Phosphate of Lime): As rochas fosfáticas são cotadas segundo este parâmetro. O BPL equivale a  $2.185 \times \% P_2O_5$  do concentrado. Possui grande impacto no valor do concentrado, pois é definido a partir de um valor de base, atualmente 70% BPL, onde existe uma penalização para rochas fosfáticas com valores de BPL inferiores ao de base. Este desconto é da ordem de 1 US\$/ton por cada variação percentual. Da mesma forma, concentrados com valores superiores ao de base recebem acréscimo de 1 US\$/ton para cada variação percentual.

Análises dos valores históricos foram realizadas onde a metodologia adotada para determinação do preço a ser utilizado é semelhante à de grandes empresas como à Vale Fertilizantes, na qual o preço assumido é uma média dos últimos três anos. Para este projeto então, fica estipulado um valor de 160 US\$/ton. Pode-se observar na FIGURA 33 que os valores dos últimos três anos do concentrado de fosfato estão acima dos 160 US\$/ton, porém tais valores foram considerados muito otimistas para esta fase de projeto.

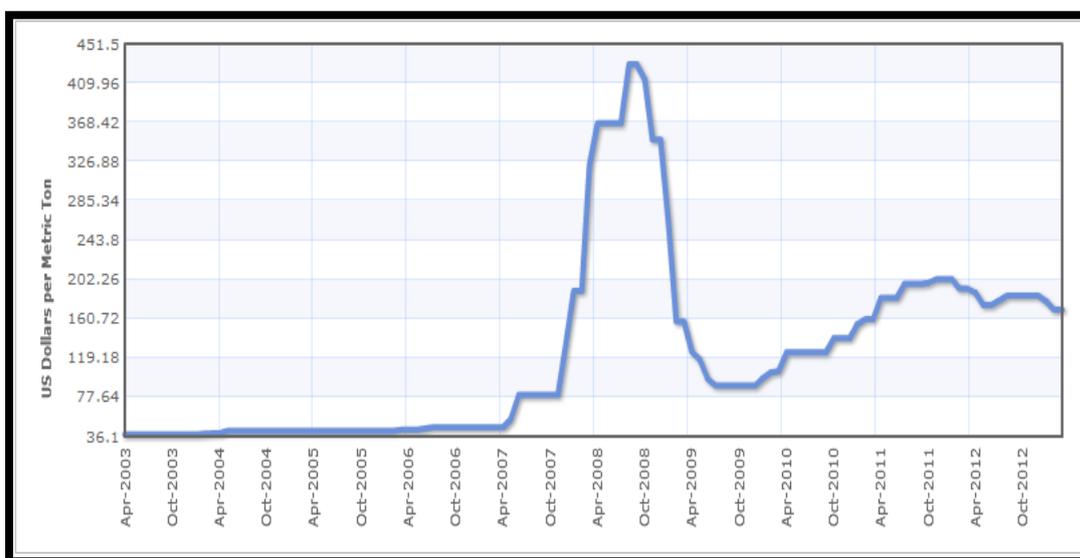


Figura 33. Valor histórico do fosfato.

Também se devem determinar os custos de transporte, ou frete, deste concentrado. Será transportado de duas maneiras: caminhões e trens. Primeiramente será transportado através de caminhões, por 305 km até Senhor do Bonfim, gerando um custo de 18.95 US\$/ton. Em Senhor do Bonfim o concentrado será transportado por trens através Ferrovia Centro-Atlântica por 390 km até o porto de Salvador, com um custo de 2.42 US\$/ton. Os custos totais de transporte do concentrado ficaram em 21.37 US\$/ton.

O teor final do concentrado a ser obtido é de 30% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, que gera um BPL de 65.55%, levando o valor final a ter um desconto de 4.45 US\$/ton. Portanto o valor final do concentrado de fosfato será de:

$$160\text{US\$/ton} - 4.45\text{US\$/ton} - 21.37\text{US\$/ton} = \mathbf{134.18\text{ US\$/ton}}$$

## **5.5. Equipamentos**

### **5.5.1. Critérios de seleção**

A necessidade de se movimentar grandes massas de material anualmente e a pequena flexibilidade permitida pelo método de lavra deixam poucas opções para a seleção dos equipamentos. A grande questão envolvendo a seleção dos equipamentos neste projeto se dá em função da seguinte escolha: Flexibilidade operacional x Custos operacionais. O método permite pouca ou quase nenhuma flexibilidade operacional, onde a partir da locação do corte pioneiro as opções de avanço são mínimas, analisando este ponto pode-se optar por equipamentos que possibilitem certa flexibilidade operacional, porém a custos operacionais mais elevados. A necessidade de se movimentar grandes massas de material sugere a utilização de grandes equipamentos, onde os mesmos possuem flexibilidade operacional mínima, neste ponto deve-se optar por uma série de equipamentos para realizar a movimentação do material com custos operacionais bastante elevados ou pela utilização de grandes equipamentos a custos operacionais baixos.

Deve-se lembrar de que atualmente no Brasil a produção de concentrados de fosfato é dominado pela Vale Fertilizantes, e os preços do mercado interno são superiores aos valores dos concentrados importados. Tendo em vista esta questão se devem minimizar os custos operacionais ao máximo e desta forma permitir que a empresa possua condições de competir com estes grandes produtores.

### 5.5.2. Equipamento de descobertura

A escolha do equipamento de descobertura fica limitada a poucas opções devido à escolha de se minimizar os custos operacionais. Foram analisadas três opções de equipamentos, sendo eles:

- Dragline;
- Bucket Wheel Excavator;
- Cable Shovel

Dentre os três os que se mostravam mais adequados para este projeto, e foram analisados de forma mais criteriosa, são a Dragline e o Bucket Wheel Excavator. A Cable Shovel foi descartada na análise inicial por necessitar de caminhões para a movimentação do material de descobertura para o preenchimento da tira anterior, se tornando assim a opção de maior custo operacional e fugindo assim do objetivo deste projeto.

Dragline e Bucket Wheel Excavator possuem custos operacionais semelhantes, porém a Dragline se mostrou como a melhor opção para este projeto. Apesar de possuir um custo operacional um pouco superior ao da Bucket Wheel, sua flexibilidade operacional é superior. Um fator determinante na escolha foi o fato de não existir no país tradição na utilização da Bucket Wheel, havendo também falta de mão de obra especializada para a operação e manutenção deste equipamento.

Berkhimer (2011) apresenta a seguinte fórmula para dimensionamento de Dragline:

**Equação 1. Capacidade de concha da Dragline.**

$$Q = \frac{P \times SF \times T}{3.6 \times BF \times A \times E}$$

Onde:

Q = capacidade da concha (m<sup>3</sup>)

P = Produção necessária (m<sup>3</sup>/hora)

SF = fator de empolamento

T = tempo de ciclo (hora)

BF = fator de enchimento

A = disponibilidade mecânica

E = eficiência de operação

A capacidade de concha necessária encontrada segundo a fórmula 34 foi de 86.86 m<sup>3</sup>. A Dragline escolhida foi uma Caterpillar modelo 8750, atualmente a maior disponível no mercado.



**Figura 34. Dragline - Caterpillar 8750.**

### **5.5.3. Equipamento de produção**

A pequena espessura das capas de fosfato é o fator determinante para a seleção dos equipamentos de produção. Deve-se optar por equipamentos com seletividade razoável para minimizar as diluições. As análises comparativas foram realizadas entre equipamentos do tipo Surface Miner e Shovel. A utilização de Shovels tornaria menor a frota de caminhões necessários para o transporte do minério, pois seus tempos de ciclo são inferiores aos obtidos com Surface Miner, porém não possui boa seletividade ocasionado diluições. Ao se comparar os custos operacionais, foi constatada uma superioridade do Surface Miner.

A opção que se mostrou mais adequada foi à utilização de Surface Miner, onde este equipamento fará a remoção das capas de minério e dos interburdens. Os equipamentos selecionados para este projeto são semelhantes aos utilizados na lavra de bauxita em Paragominas, aonde os mesmos vêm apresentando resultados satisfatórios.

O modelo selecionado é da fabricante Wirtgen, Drum type 2500 SM. A seleção deste equipamento é função de três variáveis: Largura da lâmina, profundidade de escavação e velocidade de avanço. Como não podemos variar a lâmina a todo o momento, e a profundidade de escavação é função da lâmina, a velocidade de avanço é o parâmetro determinante da taxa de produção do equipamento. O fabricante deve fornecer em seus manuais a velocidade operacional máxima e mínima atingida pelo equipamento.



**Figura 35. Surface Miner - Wirtgen 2500 SM.**

#### **5.5.4. Sistema de transporte**

Algumas considerações devem ser feitas em relação ao dimensionamento dos equipamentos. Primeiramente se deve ter o cuidado de considerar as tonelagens a serem movimentadas em função da densidade do material in situ, dados os altos teores de umidade presentes nas litologias. Também se deve estar atento ao fato de que a altura do caminhão deve ser compatível com as alturas alcançadas pela correia. O modelo selecionado é o 785D de 150 toneladas, da fabricante Caterpillar.



**Figura 36. Caterpillar 785D.**

A ausência de material competente para a construção dos acessos irá ocasionar resistências ao rolamento altas, tal fato é um problema para o sistema de transporte por caminhões. Estimaram-se os custos operacionais de um sistema de transporte baseado somente em caminhões, e o valor encontrado representava cerca de 60% do total. Ao se avaliar a possibilidade de utilizar um sistema de correias transportadoras, os custos capital e operacional encontrados foram muito inferiores aos dos caminhões.

O sistema de transporte utilizando correias transportadoras será implantado de forma centralizada na jazida. A FIGURA 37 apresenta a localização da planta de beneficiamento e a área onde será instalado o sistema de correias.

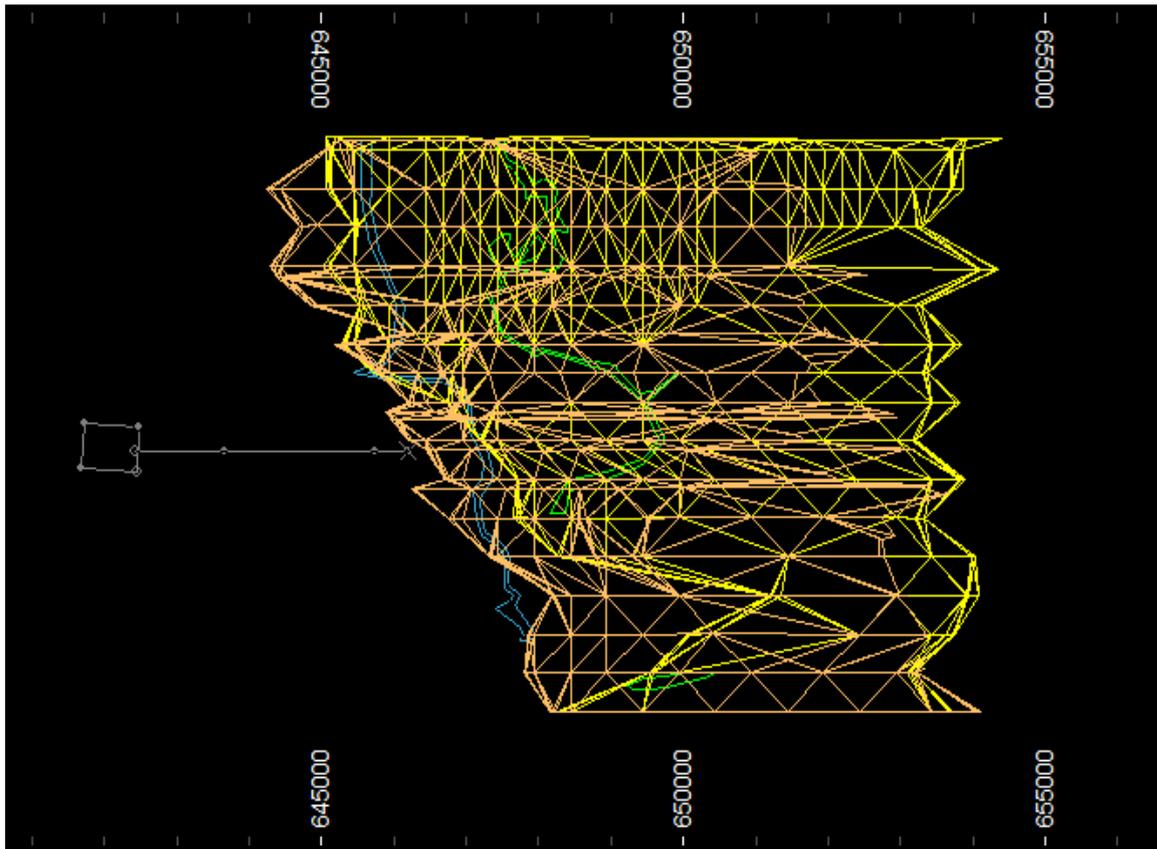


Figura 37. Localização da planta e das correias transportadoras.

### 5.5.5. Equipamentos auxiliares

Serão utilizados Scrapers para a preparação do solo onde atuará a Dragline, fazendo a remoção do solo mais superficial. O modelo selecionado é uma Caterpillar 623H.



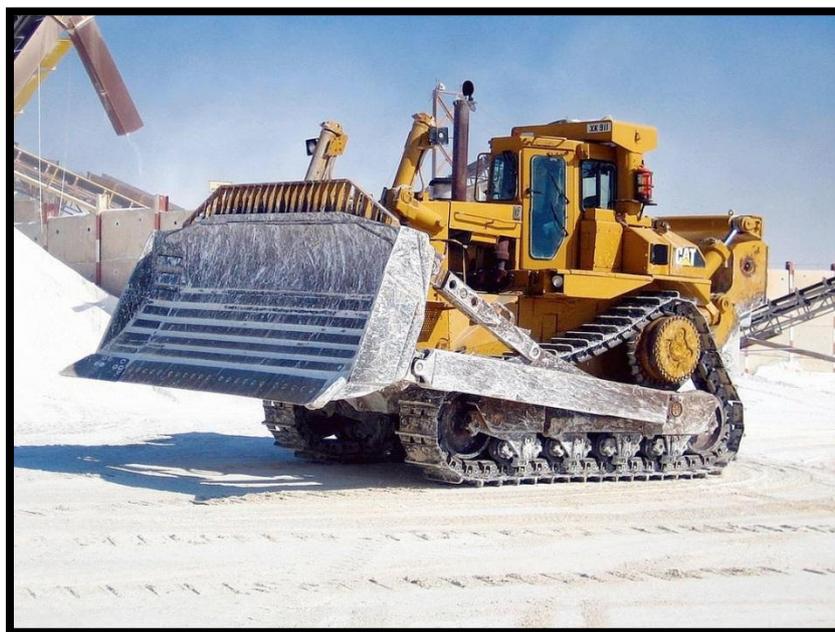
Figura 38. Caterpillar 623H.

Motos niveladoras serão adquiridas para a preparação e manutenção dos acessos. O modelo selecionado é Caterpillar 16M.



Figura 39. Caterpillar 16M.

Para a conformação topográfica e auxílio na construção dos acessos, serão adquiridos tratores. O modelo selecionado é Caterpillar D10T.



**Figura 40. Caterpillar D10T.**

Também serão adquiridos caminhões de serviço, modelo pipa para aspersão de água nos acessos e modelo mecânico para movimentação de peças para as frentes de trabalho.



**Figura 41. Caminhão mecânico e caminhão pipa.**

## 5.6. Caracterização geomecânica

As litologias presentes na jazida são sedimentos pouco consolidados, sendo mais adequada a utilização de métodos de estabilidade de taludes para solos do que para rochas. A metodologia utilizada para cálculo dos taludes é a de Mohr-Coulomb, através do software Slide 6.9. Os parâmetros das litologias são apresentados na TABELA 11:

Tabela 11. Parâmetros das litologias.

Unidade	Espessura	$\rho$ Seca	$\rho$ Saturada	Coesão	Ângulo
		(KN/m <sup>3</sup> )	(KN/m <sup>3</sup> )		(KN/m <sup>2</sup> )
<b>COB</b>	25	11	13	0	47
<b>CA1</b>	2.09	13	18	3	35
<b>I13</b>	8.77	11	13	2	45
<b>CA3</b>	1.03	13	18	4	40
<b>I36</b>	17.22	11	13	4	45
<b>CA6</b>	0.91	13	18.5	5	40
<b>I67</b>	3	11	13	6	45
<b>CA7</b>	1.67	13	18.5	7	40

As espessuras apresentadas na TABELA 11 representam uma distribuição típica das litologias. O ponto crítico do dimensionamento é em relação ao highwall, onde teremos um único talude vindo da primeira litologia até a última capa. O ângulo global de talude encontrado foi de 31°.

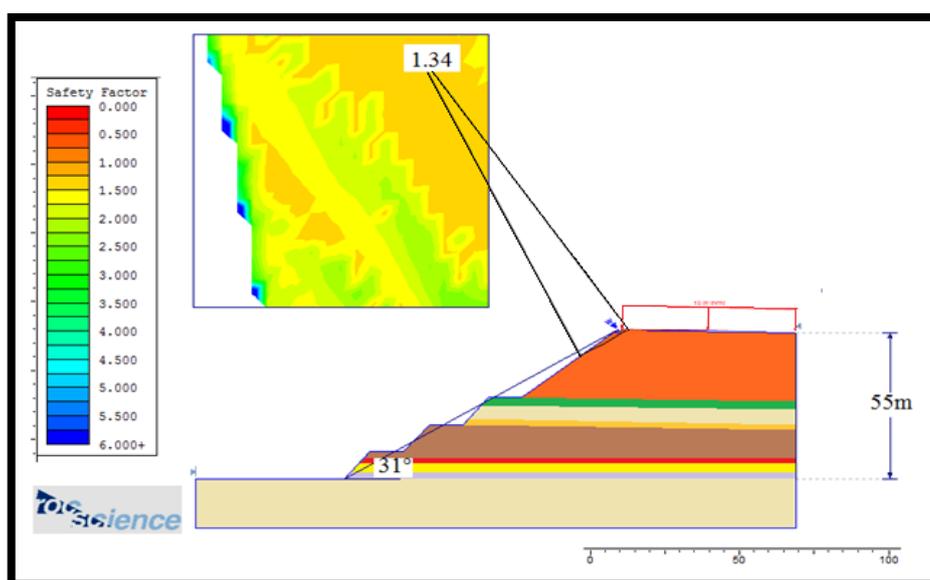


Figura 42. Simulação do Highwall.

## 5.7. Corte pioneiro

A locação do corte pioneiro será na porção noroeste da mina, onde se encontram os maiores teores das capas 1, 3 e 6. A maior dificuldade encontrada foi de conseguir compatibilidade entre as dimensões da tira largura e comprimento, onde tiras de grande comprimento aumentariam muito a distância média de transporte e a largura da tira deve ser compatível com o alcance da lança da Dragline. A fórmula apresentada por Kennedy (1990) foi utilizada para dimensionamento da tira.

### Equação 2. Dimensionamento do corte pioneiro.

$$OR = (H0/TAN(PHI 0)) + (HC/TAN(PHI C)) + (W0Z H0 FS/W0I TAN(TETA)) + W0I/4$$

Onde:

OR – Raio operacional da Dragline

H0 - Espessura de overburden

PHI 0 - Ângulo de talude da cobertura

HC - Espessura total minério/interburden

PHI C - Ângulo global de talude minério/interburden

W0Z - Largura de tira

W0I - Distância do centro da última pilha até a crista da bancada

TETA - Ângulo de repouso do material

FS - Fator de segurança

A tira terá 100m x 100m, e a Dragline terá assim um raio operacional de 122 m.

## **5.8. Estradas**

Em sistemas de transporte baseados em caminhões, a rede de estradas da mina é elemento crítico e vital no processo de produção. Como tal, um mau desempenho das estradas terá um efeito imediato na produtividade da mina e nos custos. Segurança das operações, produtividade e longevidade dos equipamentos são todos dependentes de estradas bem projetadas, construídas e mantidas (Thompson e Visser 1999).

Uma estrada bem projetada, construída e em boas condições de tráfego, permitirá um tráfego de veículos de forma segura e eficiente. Também permitirá que os caminhões operem na sua velocidade máxima segura. Como exemplo, pode-se analisar o efeito do crescimento da resistência ao rolamento em uma via, onde em uma estrada plana o acréscimo de 1% na resistência ao rolamento diminui em aproximadamente 10 km/h a velocidade trafegável dos caminhões, enquanto que em rampas este mesmo acréscimo percentual representa uma velocidade de 22 km/h menor.

O projeto de estradas envolve a definição do tipo de tráfego para as categorias de pista presentes no projeto, o projeto geométrico, o projeto estrutural, o projeto funcional e o projeto de conservação.

### **5.8.1. Material Disponível**

O ponto crítico do projeto de estradas para esta jazida é a disponibilidade de material competente para a construção de pistas com boa qualidade. A inexistência de rochas competentes na área e a dinâmica de avanço do método de lavra neste projeto dificultam a construção de pistas com qualidade adequada.

A equipe de manutenção das estradas deverá trabalhar de forma constante para assegurar a segurança das operações de transporte e garantir um valor mínimo aceitável de resistência ao rolamento, evitando desgastes excessivos dos caminhões. A opção de se utilizar correias transportadoras foi primeiramente analisada frente às dificuldades de construção das estradas, e os benefícios apresentados além dos econômicos citados anteriormente também são na questão de segurança das operações.

Todas as estradas foram classificadas como sendo de categoria III devido ao tempo de utilização das mesmas.

### 5.8.2. Projeto geométrico

O projeto geométrico de estradas de mina deve contemplar elementos que propiciem basicamente maior segurança de operação dos equipamentos que trafegam pelas vias. Deve também considerar condições que levem ao maior rendimento dos equipamentos de transporte, através de menor desgaste de pneus e do chassi, entre outros. O aumento contínuo nas dimensões dos caminhões fabricados ao longo dos anos, principalmente os fora de estrada, afeta diretamente parâmetros de projeto geométrico.

Em síntese, a geometria de uma estrada é composta de alinhamentos horizontais (segmentos de retas concordados com curvas) e verticais (linhas de declividade retas e curvas), superelevações, distâncias de visibilidade e interseções entre elementos geométricos, entre outros.

A primeira consideração a ser feita é em relação à distância de parada. Deve-se assegurar que o motorista tenha uma distância de visibilidade superior à distância necessária para frear totalmente o veículo. Em geral, temos boa visibilidade ao longo das estradas pelas as mesmas estarem planas e sem obstruções visuais. O trecho onde o projeto dará ênfase na segurança é a entrada e saída da rampa de acesso à tira de produção, uma vez que existe um cruzamento de caminhões carregados subindo e caminhões vazios descendo e ambos com pouca visibilidade. Portanto, por questões de segurança serão adotadas as seguintes medidas:

- Remoção de material da lateral da pista, entre o nível superior e a rampa, através da construção de uma bancada com inclinação entre  $60^\circ$  e  $70^\circ$  que deve gerar uma distância de visualização superior para os caminhões vazios que se encontram em um nível mais elevado;
- Redução da velocidade máxima permitida no setor para 20 km/h, visando diminuir o tempo necessário para frear completamente o caminhão;
- Sinalização indicando a velocidade máxima do trecho.

A largura da pista é determinada a partir da largura do maior caminhão, onde a pista terá 3.5 x largura do maior caminhão. O maior caminhão utilizado neste projeto é o modelo 785D da Caterpillar, com uma largura total de 6747 mm. Portanto, a pista terá uma largura total de 23.6 m. Deve-se ressaltar que esta largura não considera leiras e drenagens, onde as mesmas devem ser dimensionadas separadamente por função de outros parâmetros.

Masetti (2011) relata como medida de boas práticas que as leiras possuam altura igual a  $2/3$  do tamanho do pneu do maior caminhão. Visser (2013) indica que as leiras tenham uma relação de 2H: 1V para que se possa garantir a estabilidade e manutenção da altura das mesmas, também cita como medida de segurança que as leiras centrais possuam

uma relação de 4H: 1V para que se evitem caminhões descontrolados, pois desta forma o motorista terá tempo de alinhar corretamente o veículo na pista. Desta forma a altura das leiras centrais é igual a 2/3 do pneu do caminhão Caterpillar 785D que possui 2500 mm de altura, e a largura será função da altura da leira através da relação 4H: 1V. Para as laterais, a altura será a mesma e a largura terá uma relação de 2H: 1V. Portanto as leiras centrais terão 1.7 m de altura e 6.8 m de largura, enquanto que as leiras laterais terão 1.7 m de altura e 3.4m de largura.

Tannant e Regensburg (2001) indicam que os drenos devem seguir uma relação 3H: 1V, portanto neste projeto os drenos terão 3 m de largura e 1 m de profundidade. Para garantir que o sistema de drenagem funcione de maneira adequada a pista deve ter certa inclinação para que a água possa escoar. O projeto apresenta diferentes designs para o escoamento da água ao longo dos trechos, sendo eles:

➤ **Rampa de acesso à tira:** design tipo cross-fall, com inclinação da parte externa da rampa para a parte interna. A inclinação utilizada é de 2%;

➤ **Curva entrada para a tira:** design tipo superelevação, onde o objetivo é garantir que o caminhão mantenha a velocidade durante a execução da curva. A inclinação utilizada é de 5% (FIGURA 43). No acesso a curva será utilizado um run-out, que consiste em um trecho de transição entre um camber ou cross-fall para um trecho com superelevação, o objetivo do run-out neste trecho é de fornecer uma troca gradual da inclinação da pista para prevenir a transmissão excessiva de torção ao chassi do caminhão;

➤ **Demais trechos:** design tipo camber, onde a pista apresenta inclinação do centro para a extremidade em ambas as mãos. Visser (2013) indica que sempre que possível utilizar um design tipo camber ou cross-fall com inclinação constante. A inclinação projetada é de 2%.

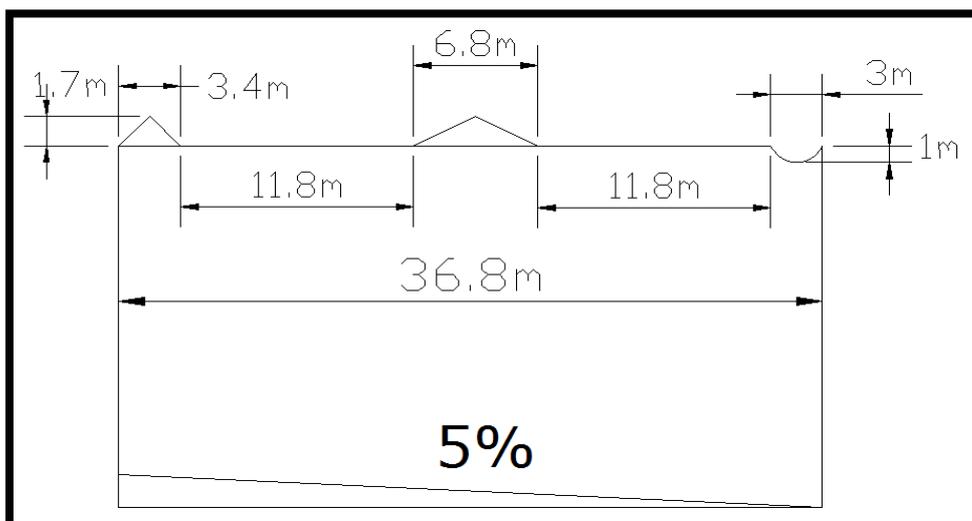


Figura 43. Configuração do projeto geométrico.

### 5.8.3. Projeto estrutural

O dimensionamento de um pavimento, foco principal do projeto estrutural, consiste na definição das espessuras das camadas que o compõe. Essas camadas devem ter capacidade de suporte tal que resistam à ruptura e não apresentem deformações ou desgastes excessivos, quando submetidas a esforços de carga devidos ao tráfego dos equipamentos. Essa configuração minimiza, na medida do possível, a necessidade de manutenções excessivas (Hugo, 2005).

Em estradas mineiras, é primordial que os materiais normalmente existentes na própria mina ou no seu entorno possam ser utilizados na construção das camadas do pavimento.

Um pavimento idealmente dimensionado é formado por camadas de revestimento, base, sub-base e reforço de subleito, projetadas e construídas acima do terreno normalmente constituído pelo subleito in situ.

A TABELA 12 apresenta o projeto elaborado para a construção das estradas.

Tabela 12. Projeto estrutural para as estradas.

Profundidade	Camada	Especificações do material	Requerimentos de compactação
0 mm	Revestimento	Material detonado selecionado	Materiais adequadamente misturados e compactados em 98% Mod. AASHTO
200 mm	Rocha selecionada	Material detonado não alterado com tamanho máximo de 2/3 da espessura da camada	Compactação com rolo vibratório até que não haja mais movimento abaixo do rolo
500 mm		Material in-situ compactado	Compactado até que não haja mais movimento abaixo do rolo
900 mm		Material in-situ alterado	

#### 5.8.4. Projeto Funcional

O projeto da camada de superfície é um pouco diferente das outras camadas porque além de cumprir os requisitos gerais, como para as outras camadas, o projeto deve cuidar das necessidades operacionais, tais como controle de poeira, a lisura do passeio, tração e resistência ao rolamento. A seleção de materiais é geralmente baseada na experiência local ou nas diretrizes relacionadas à construção de estradas públicas não pavimentadas. No entanto, a condição de serviço única vivida por estradas de transporte de minas requer o desenvolvimento de especificações adaptadas a essas necessidades particulares (Thompson e Visser, 2000).

O revestimento deverá ter granulometria adequada, onde as rochas deverão apresentar tamanho menor que 40 mm e com menos de 20% de material fino. Uma adição de 5% a 15% de água será adicionada para garantir uma boa compactação. Serão utilizadas as diretrizes baseadas nos parâmetros  $S_p$  (Shrinkage product) e  $G_c$  (Grading coefficient) para avaliar as propriedades do material de revestimento, se deseja obter um revestimento dentro das áreas apresentadas na FIGURA 44.

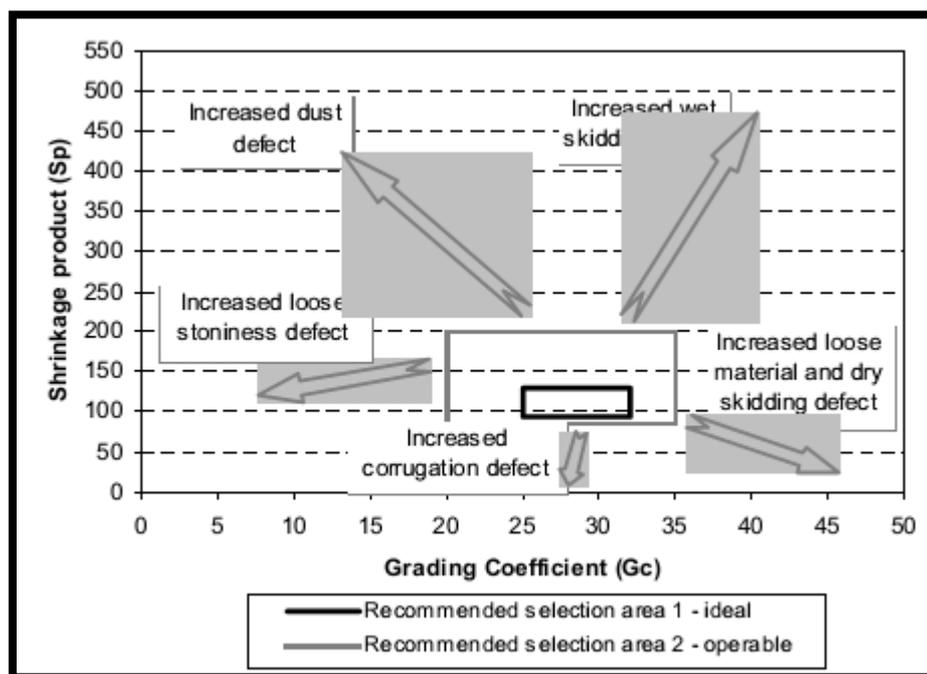


Figura 44.  $S_p$  x  $G_c$ .

### 5.8.5. Projeto de conservação

A manutenção de estradas tem como objetivos conservar a superfície de rolamento razoavelmente isenta de irregularidades, firme e livre de perda excessiva de material solto, além de manter a declividade transversal do leito da estrada apropriada para assegurar o escoamento superficial das águas. É constituída por um conjunto de atividades que são executadas para minimizar os defeitos e, conseqüentemente, reduzir os custos operacionais dos caminhões, assim como para prolongar a vida útil das estradas.

A manutenção de uma estrada depende de itens como materiais que a constituem, solicitações do tráfego, esforços aplicados ao piso e intempéries. A qualidade dos materiais usados na construção das camadas influencia de forma definitiva o desempenho das estradas. Esse desempenho está relacionado com os defeitos, que são agravados à medida que a estrada é mais solicitada pelo tráfego.

As condições da superfície de uma estrada de acesso influenciam diretamente parâmetros de segurança, qualidade e custos de manutenção dos caminhões (consumo de combustível e lubrificante, desgaste dos pneus, etc.). A taxa de deterioração de uma estrada que tenha sido bem construída será menor e conseqüentemente a frequência de manutenção corretiva será mais baixa.

As seguintes atividades serão utilizadas na mina quando necessárias:

**Tabela 13. Atividades de manutenção.**

<b>Modo</b>	<b>Atividade</b>	<b>Efeito</b>
Manutenção de rotina	Reimplantação local de material	Cobrir buracos e depressões e expulsar água
	Drenagem e manutenção das bordas	Reduzir a erosão e perda de material, melhorar a drenagem da estrada
	Arraste	Redistribuir cascalho da superfície
	Laminação superficial	Cobrir menores depressões e sulcos além de diminuir a resistência ao rolamento
Repavimentação	Controle da poeira	Evitar a perda de ligação e a geração de poeira
	Total recascalhamento	Restaurar a espessura do revestimento
	Laminação profunda	Reperfilar a estrada e reduzir rugosidades. Remix do material de revestimento
Recuperação	Ripagem, recascalhamento e recompactação	Melhorar, fortalecer ou recuperar um pavimento deficiente
Aperfeiçoamento	Recuperação e melhoria geométrica	Melhorar o alinhamento geométrico e a resistência estrutural

Deseja-se obter uma relação ótima entre custos e frequência de manutenção, e para tanto será adotado o sistema MMS (Maintenance Management System) onde através de uma análise do quão rápido uma via se deteriora sob a ação do tráfego de veículos, como isto afeta os custos operacionais dos veículos e quanto custa para manter esta via, podemos encontrar um ponto ótimo de frequência de manutenção. Porém para este projeto em particular a frequência de manutenção será alta, dadas às condições apresentadas anteriormente.

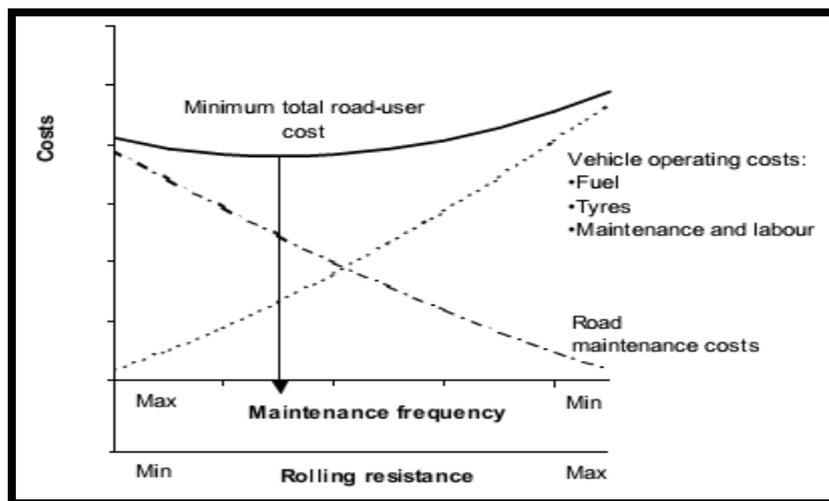


Figura 45. Custos x Frequência de manutenção.

Para o presente projeto foram definidos os intervalos de manutenção apresentados na TABELA 14:

Tabela 14. Intervalos de manutenção das pistas.

Trecho	Intervalo de manutenção
Rampa de acesso à tira	Diário
Pista lateral a tira	Diário
Pista de acesso à correia	Diário

As recomendações acima são baseadas no tráfego atual e nas toneladas produzidas. Exclui efeitos da chuva, derramamentos, falhas estruturais locais e outros problemas de desempenho das vias.

Manutenção é definida como o ciclo de aspergir água na estrada, com a posterior laminação e possivelmente ripagem da camada a uma profundidade de 50 a 100 mm em determinadas áreas a fim de restaurar o perfil da estrada como resultado da deterioração induzida pelo tráfego na camada de revestimento. Se o rip é realizado, a camada de revestimento deve ser recompactada com um rolo vibratório no material, que está igualmente úmido ou ligeiramente mais seco do que o determinado pelo OMC.

## 5.9. Custos

### 5.9.1. Custos Capitais

Os custos de investimento na aquisição de equipamentos foram determinados a partir de uma série de tabelas apresentadas em Western Mine (2004). A partir dos manuais dos fabricantes foi possível determinar a vida útil dos equipamentos e assim calcular os custos com rebuild e reaquisição.

Tabela 15. Custos capitais.

Equipamento	Custo Capital (US\$)
<b>Walking Dragline</b>	82,500,000.00
<b>Surface Miner</b>	25,000,000.00
<b>Mining Truck</b>	31,350,000.00
<b>Scraper</b>	2,280,000.00
<b>Tractor Crawler</b>	11,079,000.00
<b>Grader</b>	5,490,000.00
<b>Service Truck (Water)</b>	454,400.00
<b>Service Truck (Mechanical)</b>	118,000.00
<b>Correia transportadora</b>	1,978,900.00

O custo total é de 160.2 MUS\$, onde deste total a Dragline representa mais de 50%. A distribuição dos custos capitais pode ser observada na FIGURA 46.

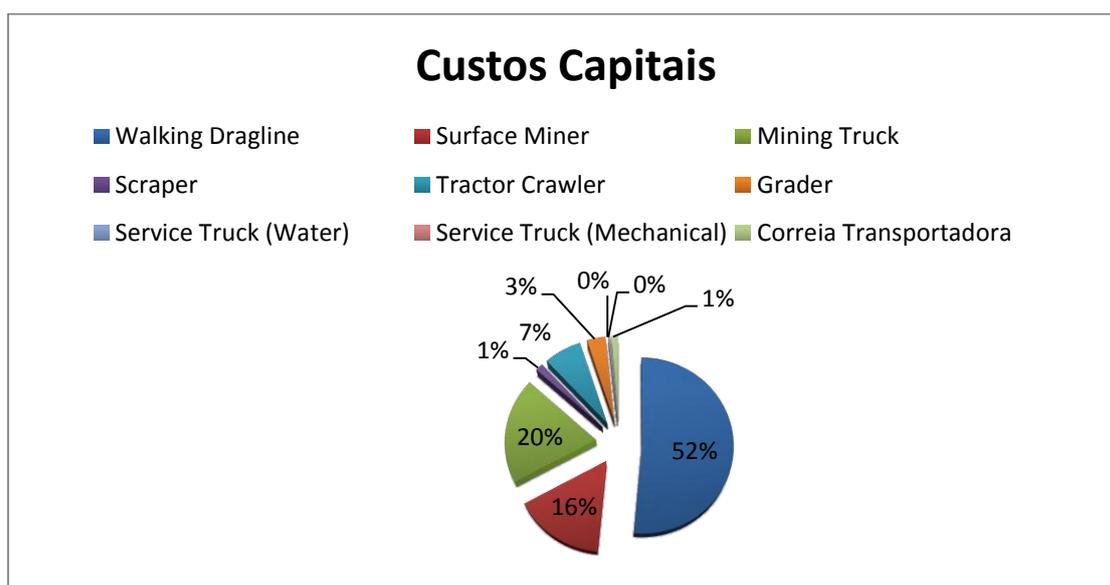


Figura 46. Custos capitais – equipamentos.

### 5.9.2. Custos operacionais

Com todos os equipamentos selecionados os custos operacionais podem ser estimados. Assim, para uma produção de 3.4 Mtpa de concentrado de rocha fosfática, o custo de lavra total será de 1.25 US\$/ton.

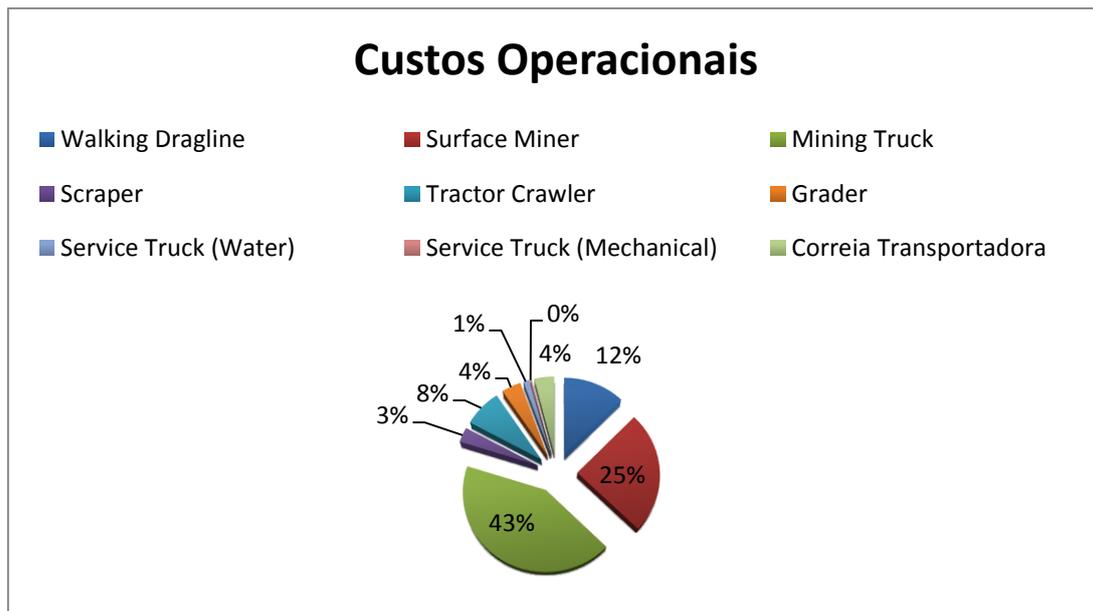


Figura 47. Custos operacionais – equipamentos.

Como se pode observar na FIGURA 47, a Dragline que representa 52% do total dos investimentos corresponde a apenas 12% dos custos operacionais. O objetivo de se minimizar os custos operacionais é claramente visualizado na distribuição dos mesmos. O Surface Miner representa apenas 8% dos custos operacionais demonstrando a rentabilidade deste equipamento. Um ponto a ser destacado é o custo operacional dos caminhões.

## 5.10. Teor de corte

O teor de corte (cut off grade) é o teor acima do qual material mineralizado é lavrado e processado economicamente. Em outras palavras, material com teores abaixo do teor de corte são estéreis, enquanto que material acima do teor de corte pode vir a ser minério se estiver nas condições adequadas. Um erro comum é considerar um valor fixo arbitrário como teor de corte e avaliar os recursos geológicos com esse valor, levando normalmente a uma superestimativa dos recursos.

O teor de corte de equilíbrio (break-even cut off grade) foi utilizado para estimativa das reservas de acordo com a EQUAÇÃO 3:

**Equação 3: Teor de corte de equilíbrio.**

$$BCOG = \frac{CustoLavra + CustoProcesso + CustoG\&A}{RecGlobal * (PreçoVenda - CustoVenda)}$$

Para o cálculo do teor de corte de equilíbrio ainda é necessário determinar os custos administrativos, que com o auxílio do software MAFMINE foram calculados como sendo da ordem de 1.56 US\$/ton. E assim o valor encontrado para o teor de corte de equilíbrio foi de 7.09%, teor bastante baixo onde menos de 3% dos blocos estimados se encontram abaixo deste valor.

O teor de corte marginal também foi calculado, segundo a EQUAÇÃO 4:

**Equação 4: Teor de corte marginal.**

$$Teor\ Marginal = \frac{CustoProcesso + CustoG\&A}{RecGlobal * (PreçoVenda - CustoVenda)}$$

O valor encontrado para o teor de corte marginal foi de 5.31%, teor que representa uma porção mínima dos blocos.

## 5.11. Investimentos e Reinvestimentos

Os equipamentos da lavra são um ponto chave na avaliação econômica devido aos altos investimentos necessários para aquisição dos mesmos. Tais investimentos devem ser considerados ao longo da vida útil da mina, pois os equipamentos possuem uma vida útil e após este período devem ser remanufaturados ou readquiridos. A TABELA 16 apresenta a vida útil dos equipamentos selecionados para o setor de lavra.

**Tabela 16. Vida útil dos equipamentos de lavra.**

<b>Tipo</b>	<b>Custo Capital (US\$)</b>	<b>Vida útil (hr)</b>	<b>Custo Rebuild unit.(US\$)</b>	<b>Vida útil rebuild (hr)</b>
<b>Walking Dragline</b>	82,500,000.00	180,000.00	22,000,000.00	72,000.00
<b>Surface Miner</b>	25,000,000.00	120,000.00	2,000,000.00	48,000.00
<b>Mining Truck</b>	31,350,000.00	50,000.00	660,000.00	20,000.00
<b>Scraper</b>	2,280,000.00	17,000.00	456,000.00	6,800.00
<b>Tractor Crawler</b>	11,079,000.00	40,000.00	1,477,200.00	16,000.00
<b>Grader</b>	5,490,000.00	15,000.00	732,000.00	6,000.00
<b>Service Truck (Water)</b>	454,400.00	40,000.00	90,880.00	16,000.00
<b>Service Truck (Mechanical)</b>	118,000.00	40,000.00	47,200.00	16,000.00
<b>Correia transportadora</b>	1,978,900.00			

Todos os equipamentos terão necessidade de serem readquiridos ao longo do projeto exceto pela Dragline que possui vida útil superior à da mina. Este equipamento justifica o seu alto valor de aquisição através dos baixos custos operacionais e da longa vida útil.

Os investimentos foram distribuídos ao longo da vida do projeto de modo que se possa fazer a análise econômica. A FIGURA 48 apresenta esta distribuição.



Figura 48. Distribuição dos investimentos e reinvestimentos do setor de lavra.

## 5.12. Sequenciamento de lavra

Peroni (2008) define sequenciamento de lavra da seguinte forma: por sequenciamento de lavra, entende-se a forma de lavrar os blocos de lavra de maneira a se obter o maior retorno econômico possível. A cava otimizada precisa ser sequenciada até o final da vida útil.

Planos de lavra podem ser de curto e longo prazo. Os mais comuns são planos diários, semanais, mensais, anuais e plano de exaustão (Life of Mine Plan). A diferença principal entre esses planos é o grau de detalhamento. Quanto menor o prazo a que o plano se refere, maior o grau de acuracidade e confiança que o desempenho real irá reproduzir as estimativas. Por exemplo, os planos diários detalham a produção durante cada turno de 24 h, enquanto que planos de longo prazo serão usados para estabelecer estimativas financeiras, contemplando a aquisição de novos equipamentos, mudanças na mão de obra, variações nos custos operacionais em virtude de aumentos de distâncias de transporte.

Neste projeto o sequenciamento foi elaborado com o objetivo de se manter constante a DMT ao longo da vida útil do projeto, mantendo desta forma também constante a frota de caminhões. A partir do corte pioneiro os avanços serão feitos em direção ao Sul até o final do depósito e então um pequeno avanço lateral para que se possa avançar novamente em direção ao Norte. Esta sequência será realizada exaustivamente ao longo da vida útil da mina até que se tenha lavrado todo o minério. Estima-se que anualmente o avanço das tiras compreenda todo o depósito na direção Norte-Sul, e um avanço lateral esperado de 100 m.

## 6. Beneficiamento do minério

As técnicas aplicadas para o beneficiamento do fosfato, dependem diretamente do tipo de minério assim como dos minerais de ganga associados. Minerais de fosfato (apatita) e minerais ricos em CaO apresentam muitas propriedades químicas e de superfície semelhantes. Fosfatos sedimentares são mais propícios à essa ocorrência, fazendo com que a aplicação de técnicas por flotação não resulte em uma boa separação entre minerais de interesse e minerais de ganga (El-gillani, 1978/1979; El-gillani et al, 1984; El-Gillani, 1992; El-Gillani e Abouzeid, 1993). Além deste problema, a técnica de flotação utilizada na recuperação fosfática conhecida como “Crago”, não é suficiente para redução do nível de impureza dolomítica para menos de 1% de MgO no minério, exigidos pela indústria do fosfato.

Mediante as características do depósito em questão, o minério será beneficiado através de concentração por métodos físicos. O objetivo principal é a separação dos pellets, ricos em  $P_2O_5$ . As operações unitárias de separação são: Escrubagem, Peneiramento, Cicloneamento, Atrição e Filtragem.

Neste depósito, o minério de fosforita é rico em apatita, que apresenta-se na forma de pellets. Estes são grãos ovoides de granulometria baixa, ricos em  $P_2O_5$ . A ocorrência de pellets foi relatada em amostras de materiais presentes na costa peruana, sul-africana, e mexicana. A mesma referência serve para nosso contexto, na bacia sedimentar de Irecê. No FIGURA 49 encontra-se uma relação granulométrica da ocorrência de pellets na costa do Peru.

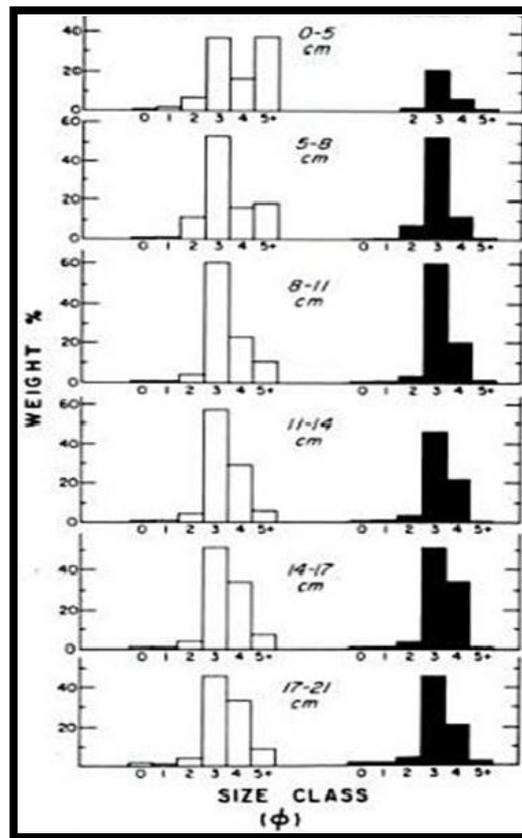


Figura 49. Relação granulométrica da ocorrência de pellets.

São 5 amostras de solo. No eixo vertical está indicado a porcentagem na amostra, no eixo horizontal as classes de tamanho. Os gráficos em cor preta, indicam os pellets. As classes de tamanho que apresentam maiores concentrações são  $2\phi$  (0,25 mm-0,5 mm),  $3\phi$  (0,125 mm-0,25 mm) e  $4\phi$  (0,063mm-0,125 mm). Desta forma, a faixa de interesse fica de 0,063mm a 0,5mm.

A planta foi projetada para operar 24 horas por dia, em 365 dias por ano. A alimentação é de 3014 toneladas por hora, com um teor de 14,64 % de  $P_2O_5$ . A recuperação mássica é de 43 %, a recuperação metalúrgica igual a 88,2 % e o teor do concentrado de 30% de  $P_2O_5$ .

O minério inicia o processo de tratamento pela etapa de escrubagem. São utilizados 2 scrubbers, a partir de cada um segue uma linha de operação para sucessivas etapas de classificação, deslamagem, filtragem e secagem do concentrado final. Na FIGURA 50 está o fluxograma geral do processo.

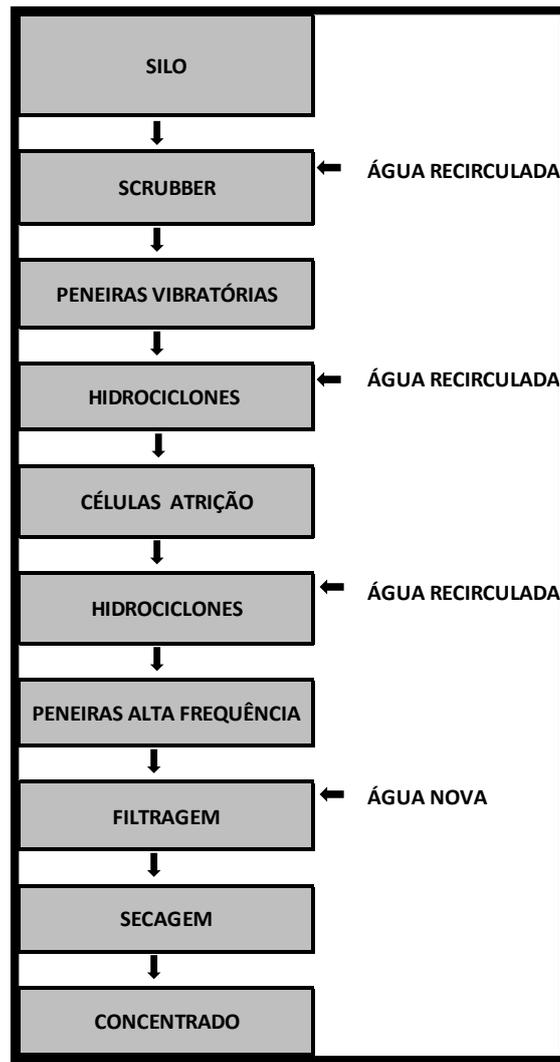


Figura 50. Fluxograma geral do processo.

O ROM entra na planta de beneficiamento através de correias transportadoras, que descarregam o minério em um silo alimentador, com capacidade de 800m<sup>3</sup>. Este compartimento funciona como uma pilha pulmão, capaz de alimentar a planta por um período de 30 minutos em caso alguma interrupção do funcionamento das correias transportadoras. São realizadas 3 entradas de água recirculada e apenas uma entrada de água nova no processo.

Na descarga do silo, partem duas correias transportadoras que fazem a alimentação de dois scrubbers. A planta funciona com duas linhas de operação, uma a partir de cada scrubber. Na FIGURA 51 é mostrado um fluxograma mais detalhado das duas de operação.

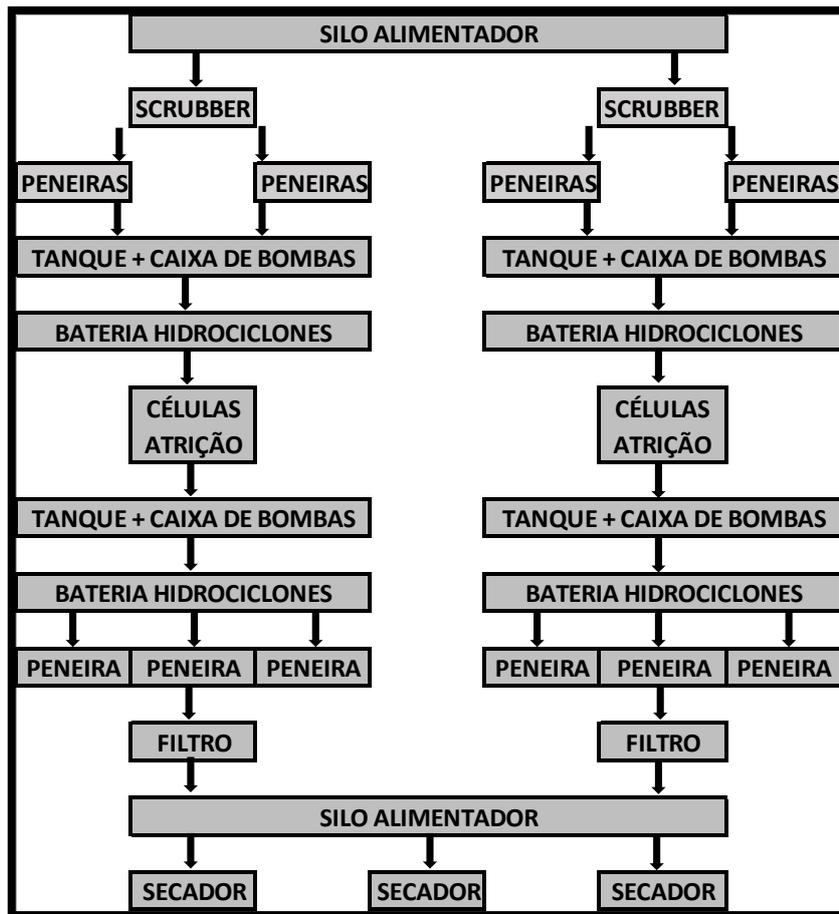


Figura 51. Fluxograma exibindo as duas linhas de operação.

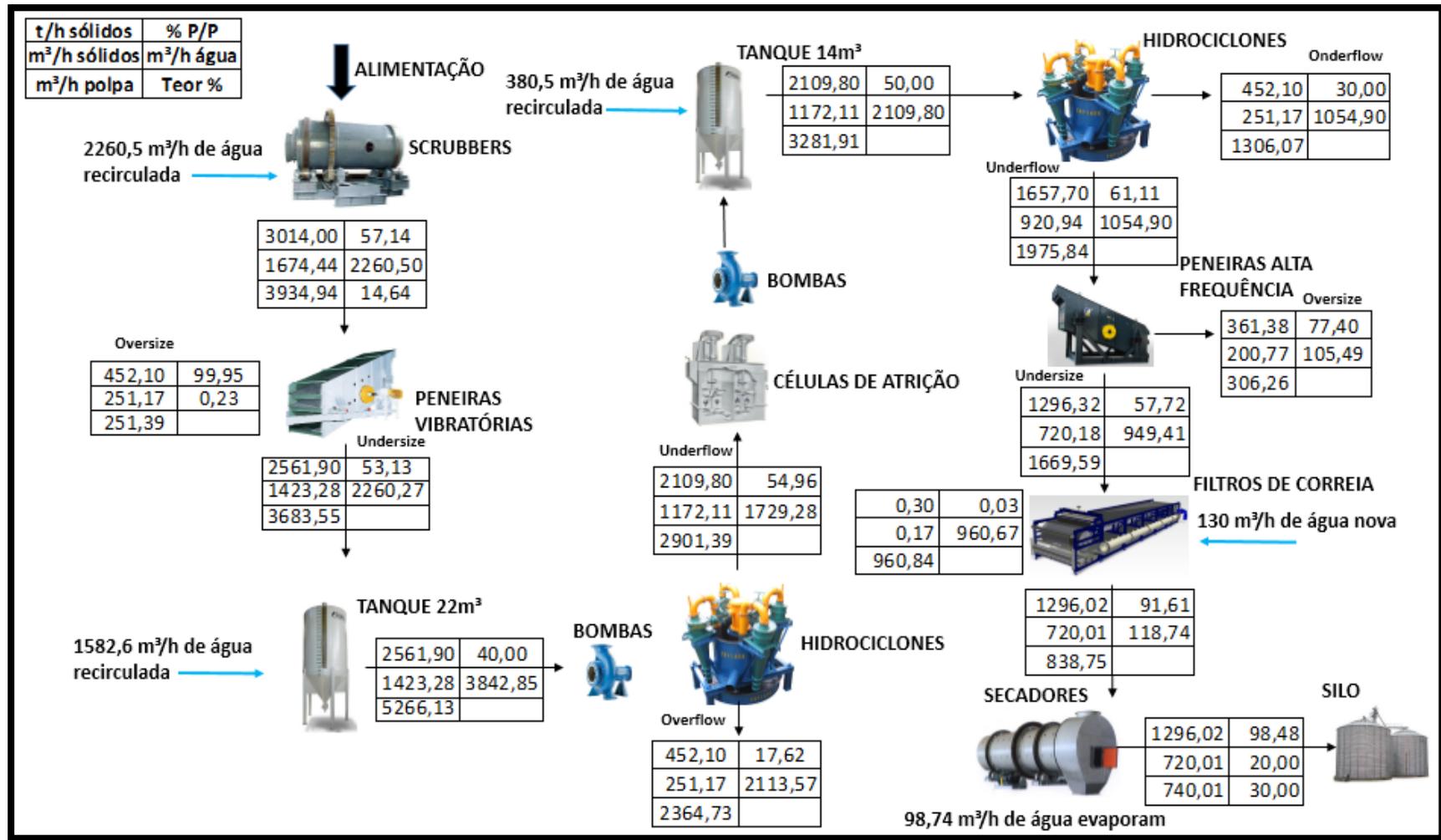


Figura 52. Fluxograma de operação com os balanços de massa.

## 6.1. Etapa de Escrubagem

Escrubagem deriva da palavra de origem inglesa, *Scrub*: *atritar, esfregar, enxaguar*. O equipamento trata-se de um cilindro que gira em torno do seu próprio eixo movimentado por engrenagens. O objetivo é atritar as partículas, umas com as outras, de maneira que ocorra a limpeza superficial das partículas de interesse. O minério entra no equipamento onde é misturado com água. Em toda superfície interna do cilindro estão distribuídas aletas, cuja função é levantar o minério e fazer com que sua movimentação seja homogênea. A concentração de sólidos na alimentação, assim como nos moinhos, afeta diretamente o tempo de residência e a eficiência na atrição das partículas. A medida que tem-se uma polpa muito viscosa e densa, a ação mecânica de desagregação das partículas diminui. Por outro lado se tiver uma polpa muito diluída, o tempo de residência do material não será suficiente para que as partículas sejam desagregadas. O tempo de residência é o tempo que certo volume de material leva para ser desagregado e sair do scrubber.

A alimentação desta etapa será de 3014 t/h de minério, como serão 2 scrubbers cada um irá processar 1507 t/h de sólidos com 1130,25 m<sup>3</sup>/h de água recirculada. Na TABELA 17 segue o material contido na saída de cada scrubber.

Tabela 17. Material contido na descarga de cada scrubber.

<b>Msólidos</b>	<b>1507,00</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>837,22</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>1130,25</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>1967,47</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>57,14</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>42,55</b>	<b>%</b>

Foram selecionados 2 equipamentos da McLanahan Corporation® com dimensões 16'x60'(4,88m de diâmetro por 18,3m de comprimento), capacidade de 1700 toneladas/hora de sólidos, 1800 rpm, potência de 700 hp e tempo de residência de 3 minutos. São adicionados 0,75m<sup>3</sup> de água para cada tonelada de sólidos.



Figura 53. Scrubber do fabricante McLanahan®.

## 6.2. Peneiramento

A descarga de cada scrubbers, em forma de polpa, alimenta duas peneiras vibratórias com objetivo de separar a fração mais grosseira do resto do minério de interesse. Serão usadas 4 peneiras de duplo deck, duas na saída de cada scrubber. O 1º deck com aberturas da malha de 25 mm reterá 6% da alimentação, o 2º deck com aberturas da malha de 6mm reterá 9% da alimentação provinda do scrubber. O objetivo desta etapa é descartar o material mais grosseiro presente no minério, possíveis seixos, galho ou até raízes. Na FIGURA 54 segue o esquema de separação para cada deck.

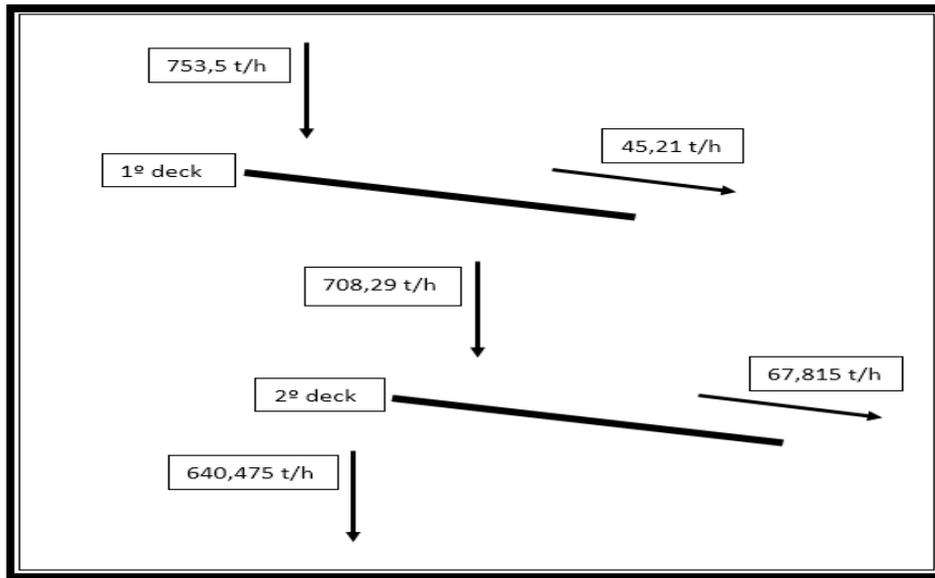


Figura 54. Esquema de peneiramento de uma peneira vibratória.

Foram seleccionadas 4 peneiras vibratórias inclinadas do fabricante Metso® modelo SH 8' x 16'.



Figura 55. Peneira vibratória inclinada duplo deck modelo SH 8' x 16'.

Tabela 18. Especificações das peneiras vibratórias.

Modelo	N.º de decks	Peso total (kg)	Vol. export. (m³)	Vibrador	Motor IV pólos (hp)	Dimensões do quadro (mm)	Área deck (m²)	Inclinação (graus)
SH 5'x14'DD	2	4420	17	V-120	20	1525 x 4270	6,5	18°
SH 5'x14'TD	3	5590	24	V-120	20			
SH 5'x14'QD	4	6430	30	V-140	30			
XH 5'x14'DD	2	5200	17	V-120	20			
SH 6'x14'DD	2	5250	21	V-120	20	1835 x 4270	7,8	18°
SH 6'x14'TD	3	7200	35	V-140	30			
XH 6'x14'DD	2	6500	25					
SH 7'x16'DD	2	6650	30	V-140	30	2140 x 4880	10,4	18°
SH 7'x16'TD	3	9000	47	V-160	40			
SH 7'x16'QD	4	10340	59					
XH 7'x16'DD	2	7900	34					
SH 8'x16'DD	2	8400	40	V-160	40	2445 x 4880	11,9	20°
SH 8'x16'TD	3	10760	60					
XH 8'x16'DD	2	9500	40					
SH 8'x20'DD	2	9250	48	V-160	40	2445 x 6100	14,9	20°
SH 8'x20'TD	3	13320	65	2xV-140	2 x 30			
XH 8'x20'DD	2	11600	48					

Telas em material de poliuretano serão usadas. São modulares e facilitam a troca. Como é usado peneiramento a úmido, a corrosão é inevitável. Usando telas de poliuretano o problema é evitado.



Figura 56. Tela em poliuretano para peneiras vibratórias.

O material retido nas peneiras, 452,10 t/h de sólidos, é descartado para a pilha de estéril. O material passante em forma de polpa segue para as etapas seguintes de separação granulométrica. Na TABELA 19 é mostrado balanço de massa do material passante nas 4 peneiras vibratórias.

Tabela 19. Balanço de massa do material passante nas 4 peneiras vibratórias.

<b>Msólidos</b>	<b>2561,90</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>1423,28</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>2260,27</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>3683,55</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>53,13</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>38,64</b>	<b>%</b>

Em seguida a polpa é direcionada para 2 tanques de 20m<sup>3</sup>, um para cada duas peneiras, onde ocorre a entrada de 1582,58 m<sup>3</sup>/h de água recirculada. Para cada tanque haverá uma bomba centrífuga que fará a alimentação dos hidrociclones com vazão e pressão controladas. O objetivo desta etapa é diluir a polpa a 40% de sólidos em peso para a entrada nos hidrociclones. Cada tanque terá um tempo de residência da polpa de 30 segundos. A TABELA 20 mostra o balanço de massa em cada tanque.

Tabela 20. Balanço de massa em cada tanque.

<b>Msólidos</b>	<b>2561,90</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>1423,28</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>3842,85</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>5266,13</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>40,00</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>27,03</b>	<b>%</b>

### 6.3. Bombas centrífugas

Foram selecionadas 3 bombas do fabricante Metso® com capacidade de até 3000 m<sup>3</sup>/h. O objetivo das bombas é fornecer vazão e pressão adequadas aos hidrociclones.



Figura 57. Modelo XR 400 do fabricante Metso®, com capacidade de até 3000m<sup>3</sup>/h.

#### 6.4. Primeira bateria de hidrociclones

A polpa proveniente das peneiras vibratórias passa por uma etapa de deslamagem. O objetivo desta etapa é a retirada de material mais fino (<60 $\mu$ m). Os hidrociclones foram dimensionados segundo a metodologia de Tarr, utilizando os parâmetros: densidade, % sólidos em volume e pressão (Psi).

Foram selecionados 15 hidrociclones de 20" com 25 Psi de pressão, operando a 40% de sólidos em massa e  $d_{95} = 60\mu$ m. O overflow dos hidrociclones é descartado para barragem de rejeitos, o underflow segue para as etapas seguintes de classificação. Os balanços de massa desta etapa são mostrados nas TABELAS 21 e 22, respectivamente.

Tabela 21. Balanço de massa do overflow relativo aos 15 hidrociclones.

<b>Msólidos</b>	<b>452,10</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>251,17</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>2113,57</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>2364,73</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>17,62</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>10,62</b>	<b>%</b>

Tabela 22. Balanço de massa do underflow relativo aos 15 hidrociclones.

<b>Msólidos</b>	<b>2109,80</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>1172,11</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>1729,28</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>2901,39</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>54,96</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>40,40</b>	<b>%</b>



**Figura 58. Bateria de hidrociclones Krebs®.**

### **6.5. Células de atrição**

A polpa descarregada pelo underflow dos hidrociclones, chega por gravidade às células de atrição. Nesta etapa ocorre uma nova atrição do material, com objetivo de liberar os pellets das partículas finas que ainda não foram removidas. Foram dimensionadas 8 células de atrição do fabricante Metso®, cada uma com capacidade de 10 m<sup>3</sup> dispostas em um tanque onde a polpa circula. O tempo de residência do material é de 1,4 minutos.



**Figura 59. Células de atrição Metso® com capacidade de 10m<sup>3</sup> cada uma.**

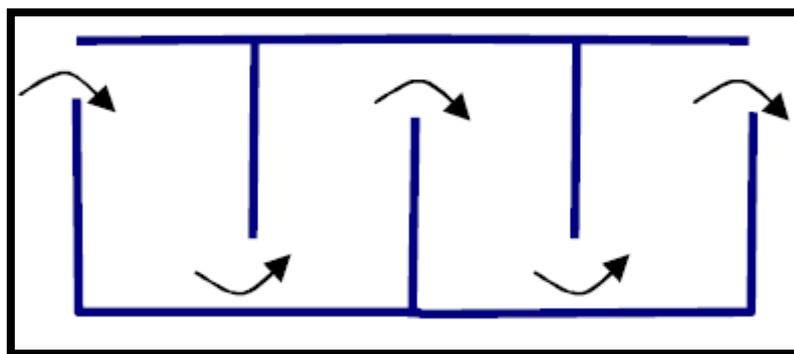


Figura 60. Esquema de circulação de polpa nas células de atrição.

Em seguida a polpa é direcionada para 1 tanque de 14m<sup>3</sup>, onde ocorre a entrada de 380,5 m<sup>3</sup>/h de água recirculada. O tempo de residência da polpa de 30 segundos. Haverá uma bomba centrífuga que fará a alimentação dos hidrociclones com vazão e pressão controladas. O objetivo desta etapa é diluir a polpa a 50% de sólidos em peso para a entrada nos hidrociclones. A TABELA 23 mostra o balanço de massa na saída do tanque.

Tabela 23. Balanço de massa no tanque de 14m<sup>3</sup>.

<b>Msólidos</b>	<b>2109,80</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>1172,11</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>2109,80</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>3281,91</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>50,00</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>35,71</b>	<b>%</b>

## 6.6. Segunda bateria de hidrociclones

A partir do tanque de 14m<sup>3</sup>, uma bomba centrífuga faz alimentação dos hidrociclones na 2<sup>a</sup> etapa de deslamagem. Através da metodologia de Tarr foram dimensionados 7 hidrociclones de 20" e 38 Psi de pressão, operando com um d<sub>95</sub>= 60µm. O objetivo desta etapa é retirar a fração fina menor que 60µm do restante do material de interesse.

O material proveniente do overflow da hidrociclonagem parte para a barragem de rejeitos, enquanto o material do underflow segue para as seguintes etapas de classificação. As TABELAS 24 e 25, mostram os balanços de massa desta etapa.

**Tabela 24. Balanço de massa do overflow, relativo aos 7 hidrociclones.**

<b>Msólidos</b>	<b>452,10</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>251,17</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>1054,90</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>1306,07</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>30,00</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>19,23</b>	<b>%</b>

**Tabela 25. Balanço de massa do underflow, relativo aos 7 hidrociclones.**

<b>Msólidos</b>	<b>1657,70</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>920,94</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>1054,90</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>1975,84</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>61,11</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>46,61</b>	<b>%</b>

## **6.7. Segunda etapa de Peneiramento**

As peneiras são alimentadas pela descarga do underflow dos hidrociclones secundários. Foram selecionadas 6 peneiras desaguadoras de alta frequência Derrick<sup>®</sup>, com abertura de 0,5 mm e capacidade de 400 t/h de sólidos. Estes equipamentos contam com 2 motores de 3600 rpm, responsáveis pela alta frequência de vibração. Objetivo desta etapa é descartar a fração de granulometria maior que 0,5 mm, respectiva a faixa de interesse dos pellets. O material retido nas peneiras, é descartado para a barragem de rejeitos. A fração passante segue para a filtragem. Nas TABELAS 26 e 27 são mostrados os balanços de massa desta etapa.

Tabela 26. Balanço de massa da fração retida das peneiras.

<b>Msólidos</b>	<b>361,38</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>200,77</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>105,49</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>306,26</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>77,40</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>65,55</b>	<b>%</b>

Tabela 27. Balanço de massa da fração passante nas peneiras.

<b>Msólidos</b>	<b>1296,32</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>720,18</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>949,41</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>1669,59</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>57,72</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>43,14</b>	<b>%</b>



Figura 61. Peneiras desaguadoras Derrick. Frequência de vibração de 3600 rpm.

## 6.8. Etapa de filtração

Foram dimensionados 2 filtros de correia do fabricante BHS<sup>®</sup>, cada um com 136 m<sup>2</sup> de filtração, dimensões de 4m x 34m e 10 cm de torta. Ao entrar na área filtrante, o minério recebe 130m<sup>3</sup>/h de água pressurizada com função de lavagem da torta para a eliminação de sais e cloretos. Nesta etapa ocorre a única entrada de água nova. A fração passante pelos filtros é composta basicamente por água, com menos de 1% de sólidos e será descartada na barragem de rejeitos. A torta, com menos de 10 % de umidade será direcionada a fornos rotativos de secagem. Nas TABELAS 28 e 29 são mostrados os balanços de massa nesta etapa.

Tabela 28. Balanço de massa da torta.

<b>Msólidos</b>	<b>1296,02</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>720,01</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>118,74</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>838,75</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>91,61</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>85,84</b>	<b>%</b>

Tabela 29. Balanço de massa do material passante pelos filtros.

<b>Msólidos</b>	<b>0,30</b>	<b>t/h</b>
<b>Vsólidos</b>	<b>0,17</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vágua</b>	<b>960,67</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>Vpolpa</b>	<b>960,84</b>	<b>m<sup>3</sup>/h</b>
<b>P/P</b>	<b>0,03</b>	<b>%</b>
<b>V/V</b>	<b>0,02</b>	<b>%</b>

Tabela 30. Especificações do filtro de correia.

Type	Active filter width	Active filter length	Active filter area	Drive power	Dimensions		
					Length	Width	Height
BFR 120	1,050 mm	6 - 11 m	6 - 12 m <sup>2</sup>	1.1 - 7.5 kW	10.1 - 15.5 m	2.2 m	2.3 m
BFR 160	1,450 mm	6 - 15 m	9 - 22 m <sup>2</sup>	3 - 15 kW	10.1 - 18.5 m	2.6 m	2.3 m
BFR 200	1,850 mm	10 - 18 m	18 - 33 m <sup>2</sup>	5.5 - 22 kW	14.1 - 21.5 m	3 m	2.3 m
BFR 240	2,250 mm	10 - 22 m	22 - 50 m <sup>2</sup>	11 - 30 kW	15 - 27 m	3.5 m	2.5 m
BFR 320	3,050 mm	15 - 30 m	46 - 92 m <sup>2</sup>	22 - 90 kW	20 - 35 m	4.2 m	2.5 m
BFR 420	4,050 mm	15 - 40 m	61 - 162 m <sup>2</sup>	30 - 150 kW	20 - 45 m	5.2 m	2.5 m

Tabela 31. Especificações do filtro de correia.

Mode of operation	continuous
Operating pressure	vacuum
Operating temperature	up to 120 °C
Solids content (suspension)	up to 60 % (weight)
Cake thickness	up to 100 mm
Particle size	10 - 500 µm
Filtration capacity (suspension)	up to 15 m <sup>3</sup> /m <sup>2</sup> h
Filtration capacity (dry solid)	up to 5,000 kg/m <sup>2</sup> h
Active filter area	6 - 162 m <sup>2</sup>

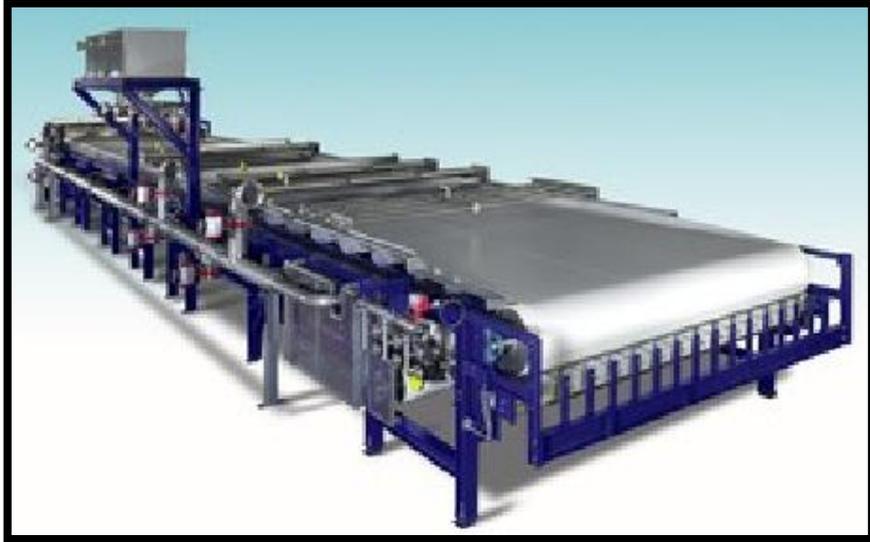


Figura 62. Filtro de correia BHS®.

### 6.9. Secagem do minério

Foram selecionados 3 fornos do fabricante HXJQ®, cada um com 6 m de diâmetro x 95m de comprimento e capacidade de secagem de 10000 t/dia de sólidos. São perdidos na secagem 98,74 m<sup>3</sup>/h de água. O concentrado ao sair do secador apresenta 2,7 % de umidade.

O concentrado depois de seco, é armazenado em silos de armazenamento de onde é feito o carregamento em caminhões para o transporte.

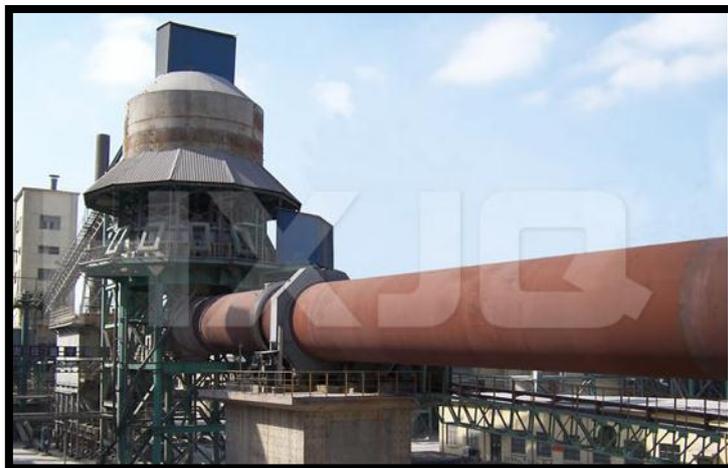


Figura 63. Secador rotativo fabricante HXJQ®.



**Figura 64.** Forno rotativo do fabricante HXJQ®.

## **7. Análise Econômica**

A análise econômica refere-se ao estudo da viabilidade, estabilidade e lucratividade do projeto, permite realizar diagnósticos sobre a situação financeira do projeto, assim como prognósticos sobre o seu desempenho futuro. Essa análise é capaz de avaliar a rentabilidade, tendo em vista, em função das condições atuais e futuras pode verificar se os capitais investidos são remunerados e reembolsados de modo a que as receitas superem as despesas de investimento e de funcionamento.

Para análise econômica foram feitos dois Fluxos de Caixa, um Sem Empréstimo e Com Imposto e outro Com Empréstimo e Com Imposto. Não foi feito Fluxo de Caixa sem imposto porque nesse caso não é possível isenção de impostos. O fluxo usado foi o fluxo Com Empréstimo e Com Imposto por ser o mais atrativo.

### **7.1. Fluxo de Caixa**

Fluxo de caixa é uma ferramenta que controla a movimentação financeira (as entradas e saídas de recursos financeiros) em um período determinado. Facilita a gestão da empresa no sentido de saber exatamente qual o valor a pagar com as obrigações assumidas, quais os valores a receber e qual será o saldo disponível naquele momento. Denomina-se saldo a diferença entre os recebimentos e os pagamentos.

Ao analisar o fluxo de caixa, se o saldo for negativo significa que a empresa tem gastos a mais, neste caso, terá que se rever os gastos para conseguir aumentar a entrada

de dinheiro. Por outro lado, se o saldo for positivo indica que a empresa está conseguindo pagar as suas obrigações e ter disponibilidade financeira.

O fluxo de caixa é um recurso fundamental para saber com precisão qual a situação financeira da empresa e, com base no resultado, decidir os caminhos a seguir. Para o controle financeiro foi usado o fluxo de caixa feito no formato de planilha com o programa Microsoft Office Excel.

### 7.1.1. Investimentos

O investimento é o capital aplicado para obter lucros futuros. Implica abrir mão de um benefício imediato para ter frutos no futuro. São as aplicações de capital feitas, visando o aumento da capacidade produtiva (instalações, máquinas, transporte, infraestrutura), ou seja, em bens de capital. O investimento produtivo se realiza quando a taxa de lucro sobre o capital supera ou é pelo menos igual à taxa de juros ou que os lucros sejam maiores ou iguais ao capital investido. As TABELAS 32 e 33 mostram a relação de investimentos feitos na lavra e no beneficiamento respectivamente.

Tabela 32. Relação de investimentos feitos na lavra.

Tipo	Modelo	Quantidade	Custo aquisição unit.(US\$)	Custo Capital (US\$)
Walking Dragline	8750	1	82.500.000,00	82.500.000,00
Surface Miner	2500 SM	5	5.000.000,00	25.000.000,00
Mining Truck	785D	19	1.650.000,00	31.350.000,00
Scraper	623H	2	1.140.000,00	2.280.000,00
Tractor Crawler	D10T	4	3.693.000,00	14.772.000,00
Grader	16M	3	1.830.000,00	5.490.000,00
Service Truck (Water)		2	227.200,00	454.400,00
Service Truck (Mechanical)		1	118.000,00	118.000,00
Correia transportadora		5	395.780,00	1.978.900,00
			<b>Total</b>	<b>163.943.300,00</b>

Foi adquirido um Tractor Crawler extra para auxiliar na modelagem da pilha de estéril.

**Tabela 33. Relação de investimentos feitos no beneficiamento.**

<b>Tipo</b>	<b>Quantidade</b>	<b>Custo aquisição unit.(US\$)</b>	<b>Custo Capital (US\$)</b>
<b>Scrubber</b>	<b>2</b>	<b>10.000.000,00</b>	<b>20.000.000,00</b>
<b>Peneira vibratória</b>	<b>4</b>	<b>47.200,00</b>	<b>188.800,00</b>
<b>Peneira Desaguadora</b>	<b>6</b>	<b>36.200,00</b>	<b>217.200,00</b>
<b>Centrifugas</b>	<b>3</b>	<b>1.110.000,00</b>	<b>3.330.000,00</b>
<b>Hidrociclones 20"</b>	<b>22</b>	<b>9.410,00</b>	<b>207.020,00</b>
<b>Célula de atrição</b>	<b>8</b>	<b>177.109,00</b>	<b>1.416.872,00</b>
<b>Filtro</b>	<b>2</b>	<b>482.000,00</b>	<b>964.000,00</b>
<b>Correia Transportadora</b>	<b>5</b>	<b>25.675,90</b>	<b>128.379,52</b>
<b>Secador</b>	<b>3</b>	<b>1.171.000,00</b>	<b>3.513.000,00</b>
		<b>Total</b>	<b>29.965.271,52</b>

### **7.1.2. Custos operacionais**

Os custos operacionais destinam-se ao funcionamento do negócio, a sua função consiste em permitir o sustento da atividade comercial (que se espera que seja rentável e proveitosa). Os custos operacionais correspondem aos salários do pessoal, ao arrendamento, à compra de provisões, entre outros, são as despesas destinadas a manter um ativo na sua condição existente ou a modifica-lo para que volte a estar em condições apropriadas de trabalho.

Os custos operacionais podem dividir-se em custos administrativos (remunerações, serviços de escritório), financeiros (juros, emissão de cheques), custos não recuperáveis (custos tendo sido pagos definitivamente, não podendo ser reembolsados nem recuperados por outro meio) e despesas de representação (brindes, viagens, refeições, alojamento, etc.).

Os custos operacionais também são conhecidos como custos indiretos, já que embora sejam gastos relacionados com o bom funcionamento do negócio, não são investimentos (como a compra de uma máquina, por exemplo).

O custo operacional foi calculado pela soma dos custos descritos na TABELA

34.

Tabela 34. Relação dos custos operacionais.

<b>Tipo</b>	<b>Investimento/ano</b>
<b>MINA</b>	<b>\$ 19.630.800,00</b>
<b>USINA DE BENEFICIAMENTO</b>	<b>\$ 11.709.600,00</b>
<b>ELETRICIDADE</b>	<b>\$ 5.063.965,96</b>
<b>CUSTOS AMBIENTAIS</b>	<b>\$ 492.000,00</b>
<b>MANUTENÇÃO</b>	<b>\$ 4.015.000,00</b>
<b>SERVIÇOS GERAIS E ADM</b>	<b>\$ 1.753.331,50</b>
<b>TOTAL</b>	<b>\$ 42.664.697,46</b>

### 7.1.3. Valor Presente Líquido

O valor presente líquido (VPL) é a função utilizada na análise da viabilidade do projeto, é o somatório dos valores presentes do fluxo estimados da aplicação, calculados a partir de uma taxa dada e de seu período de duração. Os fluxos estimados podem ser positivos ou negativos, de acordo com as entradas ou saídas de caixa.

Caso o VPL encontrado no cálculo seja negativo, o retorno do projeto será menor que o investimento inicial, o que sugere que ele seja reprovado. Caso ele seja positivo, o valor obtido no projeto pagará o investimento inicial, o que o torna viável.

O VPL encontrado para um fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto foi de US\$2,5 bilhões. Para um fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto foi encontrado um VPL de US\$3,2 bilhões.

### 7.1.4. Depreciação

Depreciação corresponde ao encargo periódico que determinados bens sofrem, por uso, obsolescência ou desgaste natural. A taxa anual de depreciação de um bem será fixada em função do prazo, durante o qual se possa esperar utilização econômica.

A quota de depreciação a ser registrada na escrituração contábil da pessoa jurídica, como custo ou despesa operacional, será determinada mediante aplicação da taxa de depreciação sobre o valor do bem em reais.

No projeto foi usada uma taxa de 10% ao ano, durante 10 anos, a partir do ano 1.

### **7.1.5. Lucro Tributável**

O Lucro Tributável corresponde à base de cálculo, sobre a qual incidirá o percentual (%) previsto do imposto de renda no Brasil, para os contribuintes pessoa jurídica.

Receita - Custos operacionais – Depreciação = Lucro - depreciação

### **7.1.6. Impostos usados**

A alíquota para as pessoas jurídicas é de 15%, há um adicional de 10% sobre o montante que ultrapasse R\$ 20.000,00 ao mês, o que resulta em um máximo de 25%. No trabalho foi usado 25 % sobre o lucro tributável.

Foram ainda utilizados outros impostos, tais como PIS, PASEP e COFINS que somados dão 6% da receita bruta e o ICMS que representa 11,5% da receita bruta.

### 7.1.7. Fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto

Tabela 35. Fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto.

Ano	Produção de Minério (t)	Reservas restantes (t)	Receita (\$)	Custo Operacional (\$)	Investimento (\$)	Depreciação
0	0	381.000.000	0	0	-193.727.514,10	0
1	16.400.000	364.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
2	16.400.000	348.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
3	16.400.000	331.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
4	16.400.000	315.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
5	16.400.000	299.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
6	16.400.000	282.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
7	16.400.000	266.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
8	16.400.000	249.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
9	16.400.000	233.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
10	16.400.000	217.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41
11	16.400.000	200.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
12	16.400.000	184.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
13	16.400.000	167.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
14	16.400.000	151.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
15	16.400.000	135.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
16	16.400.000	118.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
17	16.400.000	102.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
18	16.400.000	85.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
19	16.400.000	69.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
20	16.400.000	53.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
21	16.400.000	36.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
22	16.400.000	20.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
23	16.400.000	3.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0
24	3.800.000	0	134.915.306,40	9.885.722,58	0	0

Tabela 36. Fluxo de caixa sem empréstimo e com imposto continuação.

Lucro Tributável	Imposto Federal	Outros impostos	Cash-Flow	Som. Cash-Flows	Cash-Flow Atualizado	Som. Cash-Flow Atualizados
0	0	0	-193.727.514,10	-193.727.514,10	-193.727.514,10	-193.727.514,10
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	113.920.134,70	279.679.680,73	85.952.166,63
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	421.567.783,50	254.254.255,20	340.206.421,83
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	729.215.432,29	231.140.232,00	571.346.653,83
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	1.036.863.081,09	210.127.483,64	781.474.137,47
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	1.344.510.729,89	191.024.985,13	972.499.122,60
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	1.652.158.378,69	173.659.077,39	1.146.158.199,99
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	1.959.806.027,48	157.871.888,54	1.304.030.088,52
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	2.267.453.676,28	143.519.898,67	1.447.549.987,19
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	2.575.101.325,08	130.472.635,15	1.578.022.622,35
520.228.610,33	130.057.152,58	101.896.560,36	307.647.648,80	2.882.748.973,88	118.611.486,50	1.696.634.108,85
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	3.185.553.434,82	106.131.116,30	1.802.765.225,15
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	3.488.357.895,77	96.482.833,00	1.899.248.058,14
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	3.791.162.356,71	87.711.666,36	1.986.959.724,50
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	4.093.966.817,66	79.737.878,51	2.066.697.603,01
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	4.396.771.278,60	72.488.980,46	2.139.186.583,48
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	4.699.575.739,55	65.899.073,15	2.205.085.656,63
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	5.002.380.200,49	59.908.248,32	2.264.993.904,94
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	5.305.184.661,44	54.462.043,92	2.319.455.948,87
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	5.607.989.122,38	49.510.949,02	2.368.966.897,89
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	5.910.793.583,33	45.009.953,66	2.413.976.851,55
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	6.213.598.044,27	40.918.139,69	2.454.894.991,24
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	6.516.402.505,22	37.198.308,81	2.492.093.300,04
539.601.361,74	134.900.340,44	101.896.560,36	302.804.460,95	6.819.206.966,16	33.816.644,37	2.525.909.944,41
125.029.583,82	31.257.395,96	23.610.178,62	70.162.009,25	6.889.368.975,41	7.123.239,95	2.533.033.184,36

Tabela 37. Fluxo de caixa com empréstimo e com imposto.

Ano	Produção de Minério (t)	Reservas restantes (t)	Receita (\$)	Custo Operacional (\$)	Investimento (\$)	Depreciação	Empréstimo juro=10% (\$)	Principal da dívida (\$)
0	0	381.000.000	0	0	-193.727.514,10	0	-193.727.514,10	193.727.514,10
1	16.400.000	364.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	213.100.265,51
2	16.400.000	348.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	234.410.292,06
3	16.400.000	331.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	175.807.719,05
4	16.400.000	315.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	117.205.146,03
5	16.400.000	299.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	58.602.573,02
6	16.400.000	282.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	0
7	16.400.000	266.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	0
8	16.400.000	249.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	0
9	16.400.000	233.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	0
10	16.400.000	217.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	19.372.751,41	0	0
11	16.400.000	200.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
12	16.400.000	184.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
13	16.400.000	167.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
14	16.400.000	151.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
15	16.400.000	135.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
16	16.400.000	118.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
17	16.400.000	102.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
18	16.400.000	85.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
19	16.400.000	69.400.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
20	16.400.000	53.000.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
21	16.400.000	36.600.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
22	16.400.000	20.200.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
23	16.400.000	3.800.000	582.266.059,20	42.664.697,46	0	0	0	0
24	3.800.000	0	134.915.306,40	9.885.722,58	0	0	0	0

Tabela 38. Fluxo de caixa com empréstimo e com imposto continuação.

Reembolso (\$)	Juros (\$)	Receita Tributável	Impostos (30%)	Cash-Flow	Som. Cash-Flows	Cash-Flow Atualizado	Som. Cash-Flow Atualizados
0	0	0	0	-193.727.514,10	-193.727.514,10	-193.727.514,10	-193.727.514,10
0	0	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	189.805.264,54	348.666.162,40	154.938.648,30
0	0	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	573.338.043,18	316.969.238,55	471.907.886,85
58.602.573,02	21.310.026,55	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	956.870.821,82	288.153.853,22	760.061.740,07
58.602.573,02	17.580.771,90	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	1.340.403.600,46	261.958.048,39	1.022.019.788,46
58.602.573,02	11.720.514,60	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	1.723.936.379,11	238.143.680,35	1.260.163.468,81
58.602.573,02	5.860.257,30	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	2.107.469.157,75	216.494.254,86	1.476.657.723,67
0	0	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	2.491.001.936,39	196.812.958,97	1.673.470.682,64
0	0	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	2.874.534.715,03	178.920.871,79	1.852.391.554,43
0	0	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	3.258.067.493,67	162.655.337,99	2.015.046.892,42
0	0	520.228.610,33	156.068.583,10	383.532.778,64	3.641.600.272,31	147.868.489,08	2.162.915.381,50
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	4.019.321.225,53	132.388.889,81	2.295.304.271,31
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	4.397.042.178,75	120.353.536,19	2.415.657.807,50
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	4.774.763.131,96	109.412.305,63	2.525.070.113,12
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	5.152.484.085,18	99.465.732,39	2.624.535.845,51
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	5.530.205.038,40	90.423.393,08	2.714.959.238,59
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	5.907.925.991,62	82.203.084,62	2.797.162.323,21
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	6.285.646.944,84	74.730.076,93	2.871.892.400,14
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	6.663.367.898,05	67.936.433,57	2.939.828.833,71
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	7.041.088.851,27	61.760.394,15	3.001.589.227,86
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	7.418.809.804,49	56.145.812,87	3.057.735.040,73
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	7.796.530.757,71	51.041.648,06	3.108.776.688,79
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	8.174.251.710,93	46.401.498,24	3.155.178.187,03
0	0	539.601.361,74	161.880.408,52	377.720.953,22	8.551.972.664,14	42.183.180,22	3.197.361.367,24
0	0	125.029.583,82	37.508.875,15	87.520.708,67	8.639.493.372,82	8.885.592,29	3.206.246.959,53

## 7.2. Análise da sensibilidade

A análise de sensibilidade procura determinar o efeito de uma variação de um determinado item no seu valor total. Pode ser um instrumento útil para determinar a importância de uma variável sobre o resultado final de outra, é um método de decisão no estudo técnico de carácter financeiro com o objetivo de determinar qual a viabilidade ou sucesso do projeto, esta análise e, conseqüentemente, a sua conclusão é fundamental para a tomada de decisão de investidor ou não investir em um determinado projeto.

A avaliação da sensibilidade faz-se através de simulações possíveis para diferentes variáveis do projeto que constituem maior incerteza no futuro, determinando-se o impacto de tais alterações na rentabilidade do projeto permite detectar relativamente ao VPL, quais as variáveis sensíveis e o grau de sensibilidade, é possível identificar as variáveis que mais influenciam o VPL.

Além de estudos de mercado sobre o setor a análise de sensibilidade deve avaliar diferentes tipos de cenários e não apenas os cenários otimistas onde todas as variáveis são perfeitas (vendas elevadas, baixos custos, taxas de juro mais favoráveis, períodos de financiamento mais alargados, etc.) e sim ter também cenários mais pessimistas ou com variáveis mais realistas. A identificação das variáveis críticas do projeto faz-se deixando flutuar as variáveis do projeto segundo uma dada variação percentual e observando as variações subsequentes nos indicadores de desempenho tanto financeiros como económicos.

Para a análise de sensibilidade foram variados alguns parâmetros do fluxo de caixa e analisado o que ocorre com essa variação, se ela é positiva ou negativa em relação à condição inicial.

### 7.2.1. Variação dos parâmetros

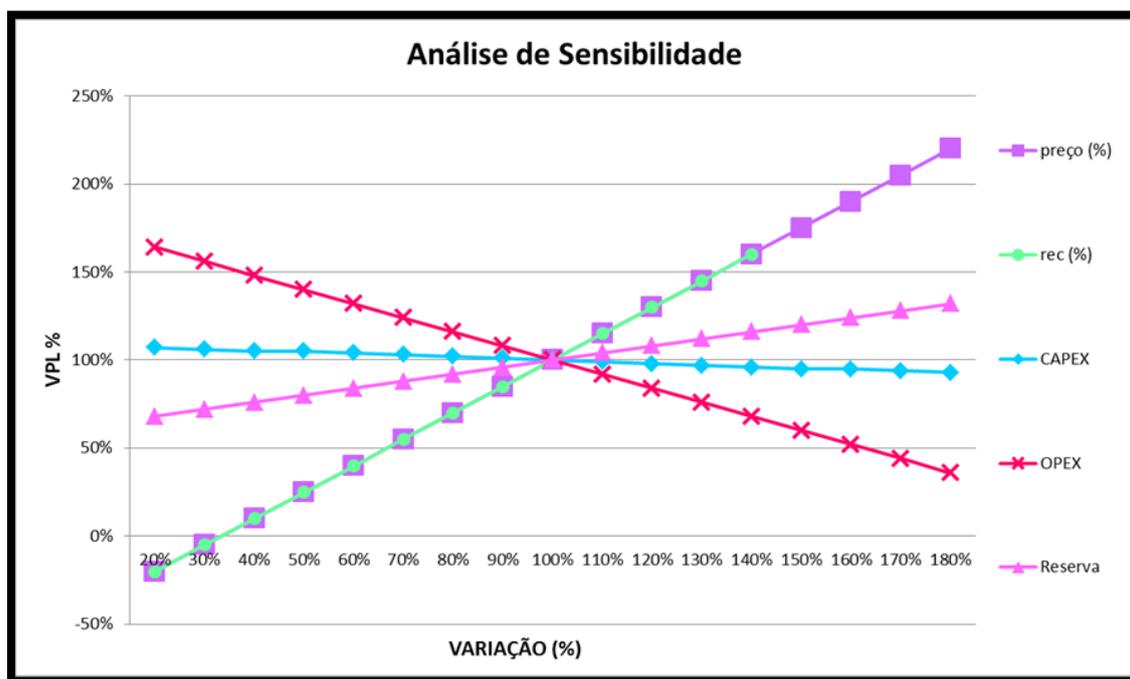


Figura 65. Gráfico da variação dos parâmetros.

A análise dos fatores pelas probabilidades compostas de um certo número de acontecimentos independentes considerados necessários para viabilidade do projeto mostra-se favorável em termos financeiros.

O preço de venda do concentrado de fosfato é muito atraente considerando o histórico apresentado e levando em conta os custos para cálculo do valor final. O mercado consumidor é bom e de fácil escassez pela localização geográfica do empreendimento.

O resultado do fluxo de caixa foi um VPL positivo de US\$3.210.838.582,81 que para o presente projeto considerado um investimento de longo prazo é economicamente atrativo.

Em relação à análise de sensibilidade (distribuição de probabilidades de algumas das variáveis essenciais) os parâmetros que se mostraram negativos em algum momento foram as variáveis preço e recuperação, essa negatividade foi considerada relevante por se apresentar em uma parcela pequena em relação ao total da análise e também levando em consideração a grande variedade percentual que foi aplicada para cima e para baixo na variação.

## 8. Mineração e Meio Ambiente

Os recursos minerais são de grande importância para o desenvolvimento econômico de uma região. Os minerais extraídos são utilizados como matéria-prima para diversos segmentos do setor industrial e construção civil, além de serem aproveitados como fontes de energia. Em contrapartida, a atividade mineira gera grandes impactos ambientais e desencadeia uma série de problemas socioeconômicos que afetam diretamente a natureza e a população.

Mediante a isso, a mineração no Brasil está submetida a um conjunto de regulamentações relativas à proteção do meio ambiente. A nível federal, existem órgãos que têm a responsabilidade de definir as diretrizes e regulamentações, bem como atuar na concessão, fiscalização e cumprimento da legislação mineral e ambiental para o aproveitamento dos recursos minerais. Entre os principais órgãos estão o Ministério do Meio Ambiente (MMA), Ministério de Minas e Energia (MME), Departamento Nacional de Produção Mineral (DNPM), Conselho Nacional do Meio Ambiente (CONAMA) e Instituto Brasileiro de Meio Ambiente Recursos Naturais Renováveis (IBAMA).

A formulação do Estudo de Impacto Ambiental (EIA) é exigido para a licenciamento ambiental e está interligado no Relatório de Impacto Ambiental (RIMA). Ambos são submetidos ao órgão do meio ambiente estadual competente (INEMA) para análise e aprovação. O RIMA deve ser tornado público, de forma que qualquer cidadão esteja ciente dos possíveis impactos ambientais e possa manifestar sua opinião. A aprovação do EIA/RIMA é pré-requisito fundamental para a obtenção do licenciamento ambiental. As licenças ambientais são obrigatórias para localização, instalação e operação de todas as atividades mineradoras. O licenciamento está regulado pelo Decreto nº 99.274/90, que dá competência aos órgãos estaduais de meio ambiente para expedição e controle das seguintes licenças:

**Licença Prévia (LP)** – deve ser obtida na fase preliminar do planejamento do empreendimento. Possui os requisitos básicos a serem atendidos nas fases de localização, instalação e operação, observados os planos municipais, estaduais, ou federais de uso de solo. O Plano de Aproveitamento Econômico da jazida (PAE), o Plano de Recuperação de Área Degradada (PRAD) e o EIA/RIMA são documentos técnicos exigidos para a obtenção da Licença Prévia, cuja tramitação é concomitante ao do pedido de concessão de lavra.

**Licença de Instalação (LI)**: esta licença dá autorização do início de implantação do empreendimento, de acordo com as especificações constantes do Plano de Controle Ambiental (PAC) aprovado.

**Licença de Operação (LO)** - autoriza, após as verificações necessárias, o início da atividade licenciada e o funcionamento de seus equipamentos de acordo com o previsto nas Licenças Prévia e de Instalação.

Durante a preparação da área para as instalações industriais e lavra, serão tomadas medidas de forma que as obras não causem grandes impactos à região. Serão

realizadas obras de drenagem para evitar erosão, assoreamento e supressão da vegetação. Nessa etapa, também serão realizados levantamentos topográficos, armazenamento de dados sobre a fauna e flora e um banco de imagens da região.

### **8.1. Pilha de estéril**

A construção da pilha de estéril foi desenvolvida segundo a norma NBR 13029 (Elaboração e apresentação do projeto de estéril, em pilha, em mineração) e NRM 19, buscando atender as condições de segurança, operacionalidade, economicidade, abandono e minimização dos impactos ambientais, dentro das regulamentação. Serão avaliados os seguintes critérios:

a) alternativas para o local de disposição, as quais contemplem a geologia, condições meteorológicas, topografia, pedologia, lençol freático e implicações sociais e análise econômica;

b) a geotecnia e hidrogeologia;

c) caracterização do material a ser disposto nas pilhas;

d) parâmetros geométricos da pilha e metodologia de construção;

e) dimensionamentos das obras civis;

f) avaliação dos impactos ambientais e medidas mitigadoras;

g) monitoramento da pilha e dos efluentes percolados;

h) medidas para abandono da pilha e seu uso futuro;

i) reabilitação superficial da pilha.

O material depositado será proveniente do oversize das peneiras vibratórias inclinadas, 452,10 t/h de sólidos com granulometria superior à 6,0 mm, que chegará no local através de correia transportadora. São previstos um acúmulo anual de 3,96 milhões de toneladas, gerando ao longo da vida útil da mina 92,60 milhões de toneladas de sólidos, equivalente a 51,50 m<sup>3</sup> de rejeito.

A pilha terá três níveis de 10 metros de altura, com inclinação de 40° do talude, 8 m de berma e um fator de segurança de 1,4. A área destinada para a deposição deste material terá 200 hectares, apresentará topografia suave e se situará próxima a cava, evitando assim maiores despesas com transporte. As pilhas devem ser cobertas por vegetação, principalmente gramíneas, com objetivo de dar mais estabilidade e evitar desmoronamentos. Possuirá, nas suas margens, canaletas que direcionam a água pluvial para porção de cotas mais baixas, próximas a base da pilha, na porção central haverá um sistema de drenagem de captação da água de infiltração. O monitoramento das pilhas será realizado mensalmente, com o objetivo de avaliar a segurança estrutural do corpo da pilha e a manutenção da qualidade ambiental da área de influência.

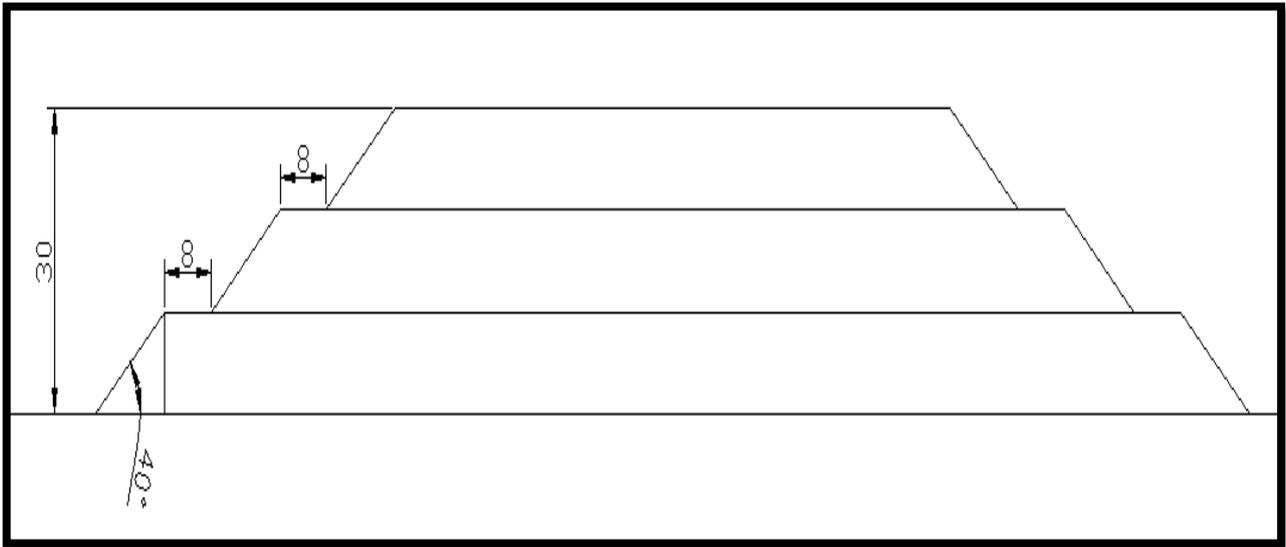


Figura 66. Formato e geometria da pilha de estéril.

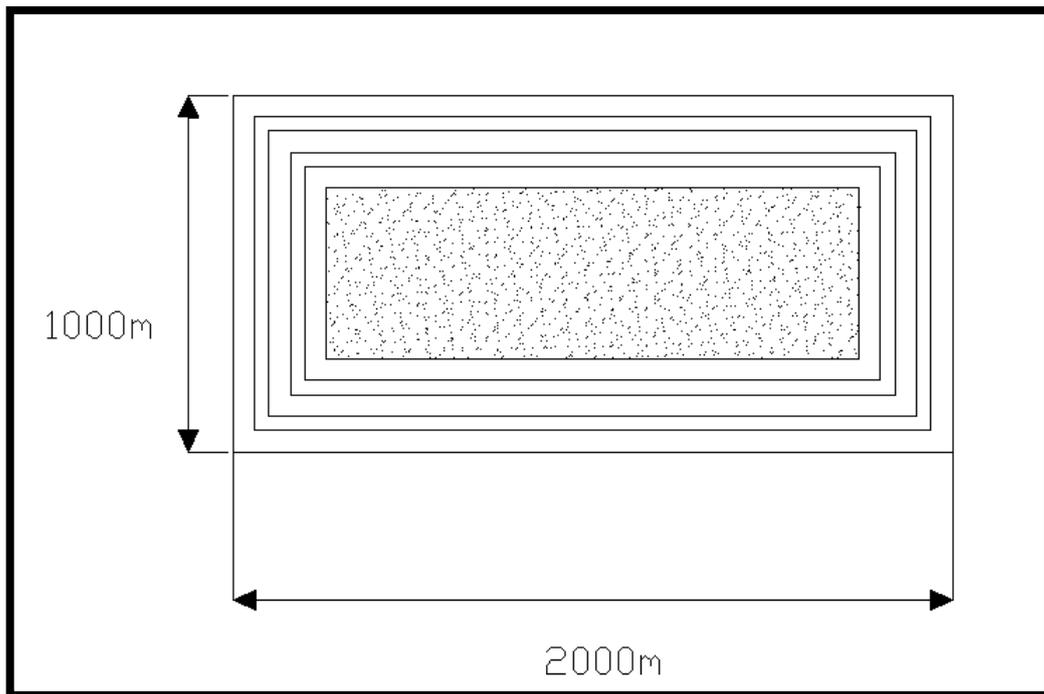


Figura 67. Vista superior da projeção da pilha de estéril.

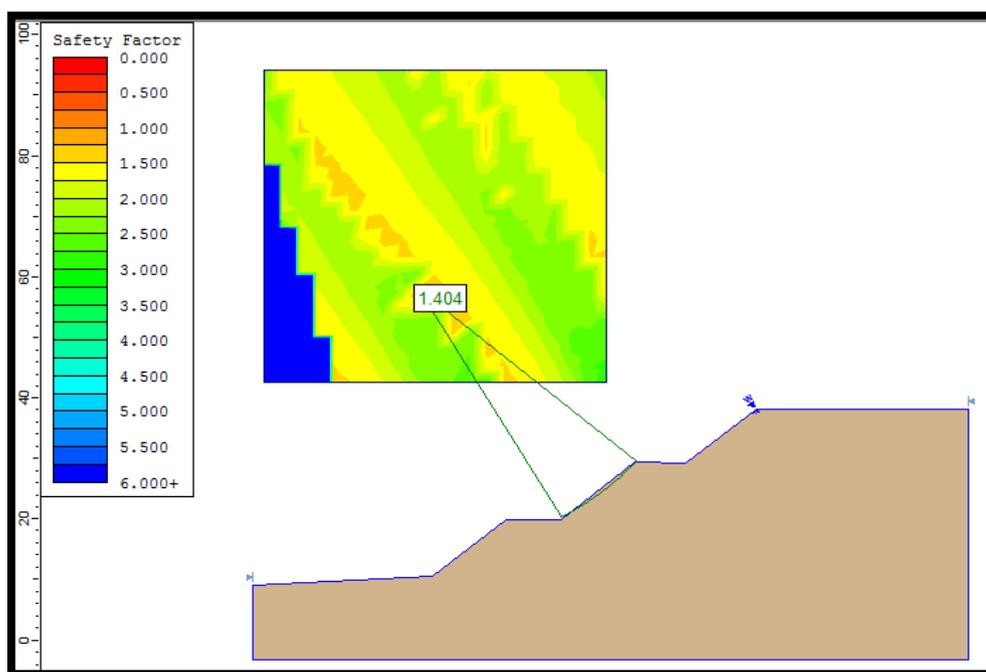


Figura 68. Fator de segurança da pilha de estéril.

## 8.2. Barragem de rejeitos

A obra será construída de acordo com a Lei 12.334 de 20/09/10 (Política Nacional de Segurança de Barragens (PNSB) e Sistema Nacional de Informações sobre Segurança de Barragens (SNISB)) e a NBR 13028/1993.

A barragem de rejeitos receberá o material proveniente do overflow da primeira e da segunda bateria de hidrociclones, oversize das peneiras vibratórias de alta frequência e do filtro de correia. Em nenhuma etapa do beneficiamento são utilizados produtos químicos, desta forma no material descartado para a barragem encontram-se apenas sólidos de granulometria fina, ricos em CaO, SiO e sais solúveis e insolúveis. Na TABELA 39 são mostrados os respectivos valores.

Tabela 39. Material descartado para a barragem de rejeitos.

Local	Polpa(m <sup>3</sup> /h)	Massa sólidos (t/h)	Volume água (m <sup>3</sup> /h)	Granulometria(mm)
Hidrociclones 1º	2364,7	452,1	2113,6	< 0,06
Hidrociclones 2º	1306,1	452,1	1054,9	< 0,06
Peneiras alta freq.	306,3	361,4	105,5	>0,5<6
Filtro	960,8	0,3	960,7	<0,06
<b>Total</b>	<b>4937,9</b>	<b>1265,9</b>	<b>4234,6</b>	

A barragem foi projetada para receber até 160 milhões de metros cúbicos em 25 anos. Será construída dentro do perímetro de concessão de lavra da empresa, a 500 metros da planta de beneficiamento utilizando o método jusante.

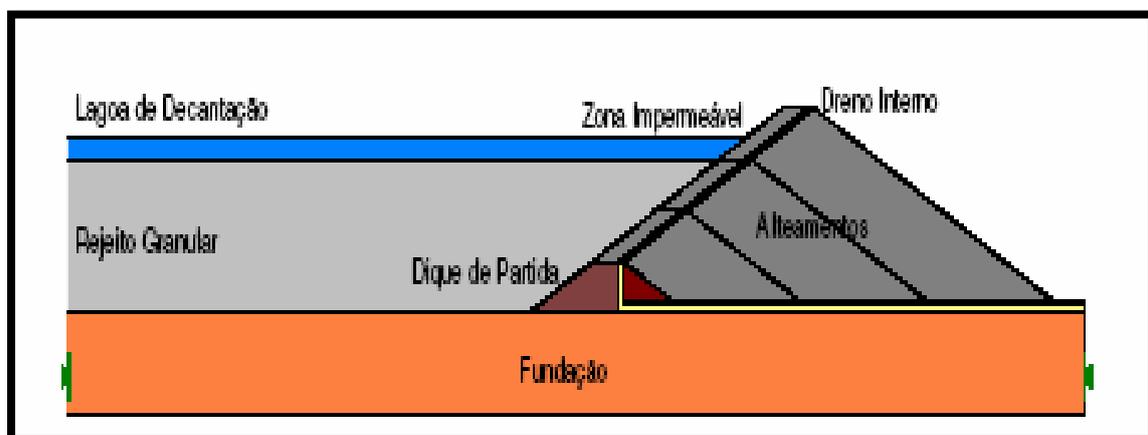


Figura 69. Barragem à jusante.

Ocupará uma área de 800 hectares com altura média de 20 metros de profundidade. Para evitar perdas com a percolação será construída uma base com argila de baixa permeabilidade ( $10^{-7}$  cm/s). Algumas áreas incluem empréstimo de argila e silte para construção do maciço.

A planta de beneficiamento utiliza 4223,6 m<sup>3</sup>/h de água recirculada, que são bombeados da barragem de rejeitos a medida que o material sólido é decantado. O volume de água que retorna a barragem é de 4234,6 m<sup>3</sup>/h, maior do que o volume que sai, pois há uma entrada de água nova de 130m<sup>3</sup>/h na etapa da filtração. Ainda são consideradas as perdas de água no oversive das peneiras vibratórias, na secagem do minério e um valor que fica retido no concentrado final.

Será evitado a sobrecarga da barragem e será feito o máximo reuso da água. Como medidas de segurança e controle serão feitos drenos internos nos alteamentos, instalação de piezômetros para controle de percolação, monitoramento estrutural dos alteamentos durante e após o fechamento da mina.

### **8.3. Fechamento da mina**

Após comunicação prévia, é necessário um pleito ao Ministério de Estado de Minas e Energia, usando de documentação justificativa que contenha:

- a) Requerimento de renúncia ao título de concessão de lavra, implicando no cumprimento do item 20.4 (NRM – 20/20.4.1);
- b) Relatório das atividades realizadas e levantamentos topográficos da mina;
- c) Planta da mina com vias de acesso e obras civis;
- d) Plano de acompanhamento e monitoramento relativo a: Sistemas de disposição e contenção, monitoramento do lençol freático e drenagem das águas;
- e) Plano de controle da poluição do solo, atmosfera e recursos hídricos caracterizando os parâmetros controladores;
- f) Aptidão e intenção de uso futuro da área.

No início das operações será feita a compra de áreas no entorno do empreendimento buscando a melhoria das relações de vizinhança com os proprietários das terras vizinhas ao empreendimento.

Os planos de recuperação da mina implicam na estabilização das áreas degradadas por meio de medidas executadas a curto e médio prazo e o estabelecimento do uso pós-mineração a longo prazo.

As medidas buscam a regularização e recomposição da morfologia do terreno por meio de terraplenagem incluindo a remobilização do depósito de estéril; a revegetação baseada no plantio predominante de espécies nativas, com a intenção de restituir a flora ciliar de rios e córregos próximos da atividade mineral. Ainda será feita a instalação de barreiras vegetais que consiste no plantio alinhado e equidistante de mudas de espécies vegetais arbóreas ou arbustivas, buscando atenuar o impacto visual causado pelo contraste entre extensas áreas desnudas e a circunvizinhança.

As infraestruturas construídas no local serão demolidas e soterradas e os equipamentos utilizados na mineração serão encaminhados para revendas ou sucatagem, de acordo com suas condições.

Na barragem, após fechamento da mina, continuará sendo feito o monitoramento por piezômetros para controle de percolação; o controle da qualidade da água e estabilidade dos diques.

Será modelada uma área de lazer, utilizando a área da barragem para criação de um parque e piscicultura destinada a moradores da região.

Por fim, sugere-se a implantação de um programa de educação ambiental, onde

deve-se promover o crescimento da consciência ambiental, expandindo a possibilidade da população participar em um nível mais alto no processo decisório, como uma forma de fortalecer sua co-responsabilidade na fiscalização e no controle dos agentes de degradação ambiental, mostrando que é dever de todos o cuidado com o meio ambiente.

#### 8.4. Captação da água

As precipitações têm uma média de 30 mm nas estações chuvosas, de modo que não podemos contar com essa água como abastecimento, apenas contrabalancearia com as perdas por evaporação.

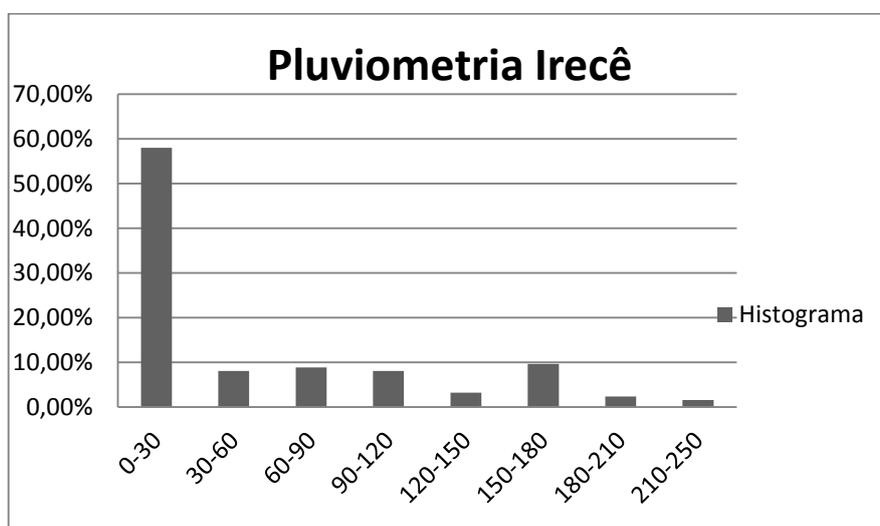


Figura 70. Pluviometria de Irecê. O eixo horizontal indica os mm e o vertical a frequência.

A região conta com um abastecimento de diques, chamados “Baixios de Irecê”, provenientes da barragem do Sobradinho, no rio São Francisco. Estes diques fazem parte de um programa do governo federal, com objetivo de irrigação para agricultura regional. A porção inicial apresenta média 67,0 m<sup>3</sup>/s. Em trechos posteriores, na região de Irecê, a vazão cai para de 11,2 m<sup>3</sup>/s. Nas épocas de estiagem, a água é escassa e vital para a sobrevivência das comunidades, desta forma seria inviável a utilização deste recurso.

Devido à grande disponibilidade de solos para as atividades agrícolas, têm-se observado um aumento desordenado de áreas irrigadas, utilizando águas subterrâneas do aquífero cárstico da região. O aquífero cárstico de Irecê é um aquífero livre, cuja superfície piezométrica acompanha a topografia regional e tem o fluxo subterrâneo em direção às calhas dos rios da região. Medidas de nível freático do aquífero e das precipitações regionais realizadas entre os anos 2002 e 2004 revelaram que o manejo inadequado das práticas de irrigação na região, em associação ao uso das águas para abastecimento humano e animal, tem provocado o contínuo rebaixamento do nível

hidrostático do aquífero durante os últimos 20 anos e indica que o mesmo está sendo utilizado em regime de subexploração e de forma não-sustentável.

O cadastramento de poços, realizado no ano de 2004, revelou a existência de cerca de 6.000 poços tubulares perfurados nesse aquífero cárstico, e um incremento anual de cerca de aproximadamente 250 novos poços (Bastos Leal et al. 2004). Tratamento estatístico dos dados desses poços revelou que mais de 50% apresenta vazões menores que 7 m<sup>3</sup>/h e que apenas 8% deles possui vazões superiores a 25 m<sup>3</sup>/h (Luz et al. 2004). Desta forma a disponibilidade de água subterrânea não seria suficiente para o tratamento do minério, visto que seria preciso no mínimo 130 m<sup>3</sup>/h de água nova para o tratamento do minério.

## **9. Viabilidade do projeto**

Além do impacto econômico e da geração de empregos, a mineração tem o poder de integrar as comunidades carentes. Como acontecem em diversas regiões, a presença de grandes empresas mineradoras leva até a população cultura, educação e saúde.

Em contrapartida, a mineração provoca um conjunto de efeitos não desejados que podem ser denominados de externalidades. Algumas dessas externalidades são: alterações ambientais, conflitos de uso do solo, depreciação de imóveis circunvizinhos, geração de áreas degradadas e transtornos ao tráfego urbano. Estas externalidades geram conflitos com a comunidade, que normalmente têm origem quando da implantação do empreendimento, pois o empreendedor não se informa sobre as expectativas, anseios e preocupações da comunidade que vive nas proximidades da empresa de mineração. (BITAR, 1997).

Na fase de exploração, a lavra a céu aberto ocasiona impactos sobre a vegetação, a fauna, as águas superficiais e subterrâneas, o solo e as comunidades de entorno do empreendimento. A atividade provoca ainda alteração do perfil topográfico local, agressão visual, processos erosivos, ruídos, formação de depósitos de rejeitos, poluição do ar pela lançamento de particulados para a atmosfera e o comprometimento da qualidade da água pela contaminação por produtos químicos.

A mineração consome volumes extremamente altos de água: na pesquisa mineral (sondas rotativas e amostragens), na lavra (desmonte hidráulico, bombeamento de água de minas subterrâneas etc.), no beneficiamento (britagem, moagem, flotação, lixiviação etc.), no transporte por mineroduto e na infraestrutura (pessoal, laboratórios etc.). Além do consumo direto de água, ocorre o consumo indireto, associado a gastos energéticos.

No contexto atual, as empresas do setor mineral estão mais eficientes no uso da água, preocupadas com o seu uso eficiente, reciclando-a, reutilizando-a nos processos de tratamento e diminuindo ao máximo o consumo de água nova. Esta nova postura é,

principalmente, em função das exigências dos processos de licenciamento e também porque minimiza o impacto dos custos com a recuperação.

Durante a realização do trabalho foram seguidas as normas estabelecidas e utilizadas as ferramentas necessárias para o desenvolvimento de um projeto coerente. O conhecimento adquirido no decorrer do curso foi posto em prática, juntamente com os recursos e infra estruturas que foram oferecidos. No decorrer do projeto deparou-se com um problema real que por um lado preocupava, mas ao mesmo tempo soava como contornável. A medida que as alternativas de remediação foram se esgotando, mediante a localização geográfica do depósito em questão, no qual a oferta de água é escassa, chegou-se à conclusão de que o projeto torna-se inviável pela falta suficiente do insumo água.

## 10. Referências bibliográficas

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](http://www.jorc.org).

BELIZARIO, A. F. & IVO E. C. Análise de Sensibilidade na Otimização Econômica de uma Cava. Artigo Técnico. Universidade Federal de Minas Gerais. 2008.

BIONDI, J. C., Processos Metalogenéticos e os Depósitos Mineraiis Brasileiros. São Paulo: Oficina de Textos, 2003.

CASAROTTO FILHO, N. e KOPITKKE, B. H., 2008, Análise de investimentos, 10ª edição.

CASTRO, C. C. A importância da fauna em projetos de restauração. In: Fundação Cargill (Coord.) *Manejo florestal e restauração de áreas degradadas*. São Paulo. 2007 p.57-75.

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

Dordrecht: Kluwer Academic Publ., 1998. Ed.: United Nations Industrial Development Organization (UNIDO) and International Fertilizer Development Center (IFDC). Fertilizer Manual.

GOOVAERTS, P. 1997<sup>a</sup>. *Geostatistics for Natural Resources Evaluation*. Oxford University Press, New York, 483 p.

HARTMAN, H.L. (1992). *SME Mining Engineering Handbook*, 2d ed. 2vols. Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

HUSTRULID, W. AND KUCHTA, M. (2006). Open pit mine planning & design. Volume 1 Fundamentals, Taylor & Francis plc, 735 p., London.

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

JESSICA ELZEA KOGEL, NIKHIL C. TRIVEDI, JAMES M. BARKER., *Industrial Minerals and Rocks*, 2006.

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

PATRÍCIO, M. A importância da água na mineração, Informativo do Centro de Tecnologia Mineral, Ano IV, Número 1, Jan/Mar 2005.

PATRICK ZHANG; et al. Beneficiation of phosphates: technology advance and adoption Littleton, Colo.: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2010.

RUNGE, I. C. (1998). *Mining Economics and Strategy*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

SAMPAIO, J. A.; LUZ, A. B.; LINS, F. F. *Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil*. Rio de Janeiro: CETEM-MCT, 2001.

SOUSA, L. M. S. de (2011). *Estudos de dimensionamento estrutural de estradas de mina a céu aberto*. Universidade Federal de Ouro Preto: Departamento de Engenharia de Minas, 157 p.

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.

TANNANT, D. D. and Regensburg, B. (2001). *Guidelines for mine haul road design*. University of Alberta: School of Mining and Petroleum Engineering. Department of Civil and Environmental Engineering, 108 p., Canada.

WESTERN MINE ENGINEERING INC., *Mine and Mill Equipment Costs. An Estimator's Guide*. Spokane, Washington, USA. 2003.

WILLIAM C BURNETT; STANLEY R RIGGS. , *Phosphate Deposits of the World: Genesis of Neogene to Recent Phosphorites*. Cambridge, England; New York: Cambridge University Press, 1990.

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