



---

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
Escola de Engenharia – Departamento de Engenharia de Minas  
ENG05536 - Projetos de Diplomação

*Professor PhD Rodrigo Peroni*

---

## **ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE FERRO**

Everton Girelli

Marcel Bassani

Noémie Le Chatelier

Rafael Augusto da Costa

Ricardo Andre Vincenzi

Porto Alegre

2012/2

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
Escola de Engenharia – Departamento de Engenharia de Minas  
ENG05536 - Projetos de Diplomação

Everton Girelli  
Marcel Bassani  
Noémie Le Chatelier  
Rafael Augusto da Costa  
Ricardo Vicenzi

PROJETO DE DIPLOMAÇÃO  
ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE FERRO

Trabalho de conclusão de curso - Análise de Pré Viabilidade de um Depósito de Ferro - realizado sob a supervisão do Professor Eng<sup>o</sup> Rodrigo de Lemos Peroni (UFRGS). Faz parte dos requisitos para obtenção do título de Engenheiro(a) de Minas.

Porto Alegre

2012/2

## **AGRADECIMENTOS**

*O grupo agradece a todos os professores e colegas que de alguma forma tornaram possível a realização deste trabalho.*

## SUMÁRIO

Resumo .....	17
1. Banco de dados .....	18
1.1 Importação e verificação de dados.....	18
1.2 Mapa amostral.....	19
2. Modelagem geológica .....	21
2.1 Regularização amostral.....	21
2.2 Agrupamento das litologias .....	22
2.3 Criação das seções .....	25
2.4 Modelagem dos sólidos .....	26
2.5 Volume dos sólidos.....	27
3. Geostatística e Avaliação de depósitos .....	29
3.1 Geologia.....	29
3.2 Domínios geostatísticos .....	29
3.3 Definição das variáveis de interesse .....	31
3.4 Análise exploratória dos dados .....	31
3.4.1 Domínio 1 .....	32
3.4.2 Domínio 2 .....	34
3.4.3 Domínio 3.....	36
3.4.4 Domínio 4.....	38
3.5 Desagrupamento amostral.....	40
3.6 Modelo de blocos.....	41
3.7 Análise da Continuidade Espacial .....	42
3.8 Estimativa de teores .....	44
3.8.1 Tratamento dos valores extremos .....	44
3.8.2 Validação das estimativas.....	45

3.9	Classificação de recursos .....	53
3.9.1	Curvas de Parametrização .....	55
4.	Geomecânica .....	58
4.1	Considerações .....	58
4.2	Caracterização do maço rochoso.....	58
4.2.1	Propriedades geomecânicas .....	58
4.2.2	Famílias de fraturas .....	59
4.2.3	Estabilidade dos taludes globais .....	60
4.2.4	Divisão em setores geotécnicos.....	60
4.3	Estabilidade das bancadas .....	62
4.3.1	Método.....	62
4.3.2	Potencial ruptura planar.....	62
4.3.3	Potencial ruptura em cunha .....	63
4.3.4	Condição para tombamento.....	64
4.3.5	Resultados.....	64
5.	Desmonte de Rocha .....	67
6.	Plano de Lavra .....	69
6.1	Definição do Método de Lavra .....	69
6.2	Cava Ótima .....	69
6.3	Função benefício.....	69
6.3.1	Definição do Preço de Venda .....	70
6.3.2	Definição do Teor de Corte .....	70
6.3.3	Setores geotécnicos .....	71
6.3.4	Produção anual .....	71
6.3.5	Taxa de desconto .....	71
6.4	Operacionalização da Cava.....	72
6.5	Definição das Reservas .....	74

6.6	Curva Tonelagem x Teor da Reserva.....	74
6.7	Sequenciamento de Lavra.....	75
7.	Dimensionamento de Equipamentos.....	78
7.1	Regime de trabalho.....	78
7.2	Equipamentos de escavação.....	78
7.2.1	Volume da concha.....	78
7.2.2	Tempo de ciclo.....	79
7.3	Equipamentos de transporte.....	80
7.3.1	Modelo escolhido.....	80
7.3.2	Tempo de ciclo.....	81
7.4	Distância média de transporte.....	82
7.4.1	Resultados.....	83
7.5	Equipamentos Auxiliares.....	84
8.	Beneficiamento.....	87
8.1	Definição de locação de instalações industriais e infra- estrutura.....	87
8.1.1	Circuito de cominuição (britagem).....	87
8.1.2	Homogeneização.....	89
8.1.3	Circuito de cominuição (moagem).....	90
8.1.4	Circuito de recuperação.....	92
8.1.5	Flotação catiônica reversa.....	94
8.1.6	Moagem secundária.....	94
8.1.7	Flotação em coluna.....	95
8.1.8	Espessadores e pelotização.....	96
8.1.9	Espessadores e bacia de rejeito.....	97
8.1.10	Definição de locação e projeto de barragens de rejeito.....	98
8.1.11	Definição de locação e projeto de pilha de estéril.....	100
9.	Economia.....	102

9.1	Preço de venda do produto.....	102
9.2	Taxa de desconto.....	103
9.3	Custos de capital (CAPEX) e Custos de operacionais (OPEX).....	104
9.4	Teor de Corte .....	106
9.5	Tempo de vida do projeto .....	107
9.6	Fluxo de caixa.....	108
9.7	Análise de sensibilidade e de cenários.....	109
10.	Meio ambiente e recuperação ambiental .....	111
10.1	Pilha de Estéril .....	111
10.2	Barragem de rejeito.....	112
10.3	Área industrial.....	114
10.4	Controle de vibrações e sobrepressão acústica .....	115
10.5	Gerenciamento de águas superficiais e subterâneas .....	115
11	Referências bibliográficas .....	116
12	Anexos.....	120

## LISTA DE TABELAS

Tabela 1 – Matriz de correlação entre os atributos nos diferentes domínios. ....	39
Tabela 2. Médias desagrupadas nos diferentes domínios.....	41
Tabela 3. Modelo variográfico .....	44
Tabela 4. Valores utilizados para a classificação dos valores extremos. ....	45
Tabela 5. Validação global para os domínios 1 e 2.....	46
Tabela 6. Validação global para os domínios 3 e 4.....	46
Tabela 7. Verificação de correlação no domínio 1.....	52
Tabela 8. Verificação de correlação no domínio2.....	52
Tabela 9. Verificação do balanço de massas. ....	53
Tabela 10. Tabela de recursos .....	55
Tabela 11. Parâmetros de entrada permitindo os parâmetros geomecânicos do maciço rochoso.....	58
Tabela 12. Parâmetros geomecânicos.....	59
Tabela 13. Características das famílias de fraturas.....	59
Tabela 14. Ângulos dos taludes globais .....	61
Tabela 15. Resultados das análises dos estereogramas .....	64
Tabela 16. Resultados finais: inclinação das bancadas .....	65
Tabela 17. Parâmetros do desmonte .....	67
Tabela 18. Resultados do dimensionamento do desmonte .....	67
Tabela 19. Custos de longo prazo estimados.....	69
Tabela 20. Função benefício.....	71
Tabela 21. Parâmetros para operacionalização da cava .....	72
Tabela 22. Resultados: Cava ótima x cava operacional .....	73
Tabela 23. Reservas totais .....	74
Tabela 24. Sequenciamento anual de produção.....	75
Tabela 25. Tempo de ciclo - shovel hidráulica frontal .....	79
Tabela 26. Tempos de ciclo para o caminhão CAT 777D.....	81
Tabela 27. WI em função do tipo de rocha.....	91
Tabela 28. Especificações dos ciclones.....	92
Tabela 29. Demonstração dos custos de investimento da mina a céu aberto, usina de beneficiamento e infraestrutura .....	104
Tabela 30. Demonstração dos resultados dos custos operacionais do itabirito compacto e friável .....	106



Tabela 31. Teor de corte econômico e marginal. ....	107
Tabela 32. Cálculo de tempo de vida .....	107
Tabela 33. Critérios para definição do porte da barragem e do porte do reservatório .....	112
Tabela 34. Critérios para classificação das barragens .....	113



## LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Seção com furos de sondagem mostrando descontinuidade no mesmo furo .....	18
Figura 2. Intrepretação da seção .....	19
Figura 3. Mapa amostral.....	19
Figura 4. Histograma de distribuição dos comprimentos das amostras .....	21
Figura 5. Histograma do comprimento amostral regularizado entre 5 m e 10 m.....	22
Figura 6. Análise de contato entre as litologias 3 e 12.....	23
Figura 7. Análise de contato entre as litologias 5 e 14.....	23
Figura 8. Distribuição granulométrica para as diferentes litologias.....	24
Figura 9. Agrupamento das litologias .....	25
Figura 10. Criação dos contornos de uma seção .....	26
Figura 11. Sistema de linkagem dos pontos de uma seção.....	26
Figura 12. Método de linkagem usado para criação do sólido. ....	27
Figura 13. Corpo mineral .....	27
Figura 14. Volume estipulado para cada litologia.....	28
Figura 15. Orientações principais do corpo.....	29
Figura 16. Análise de contato entre o itabirito compacto rico e o itabirito friável rico .....	30
Figura 17. A figura mostra que o itabirito friável rico (lito2) está em contato com o itabirito compacto rico (lito4). ....	30
Figura 18. Histograma do atributo ferro no domínio 1. ....	32
Figura 19. Histograma do atributo fósforo no domínio 1.....	32
Figura 20. Histograma do atributo sílica no domínio 1.....	33
Figura 21. Histograma do atributo ferro no domínio 2. ....	34
Figura 22. Histograma do atributo fósforo no domínio 2.....	34
Figura 23. Histograma do atributo sílica no domínio 2.....	35
Figura 24. Histograma do atributo ferro no domínio 3. ....	36
Figura 25. Histograma do atributo fósforo no domínio 3.....	36
Figura 26. Histograma do atributo sílica no domínio 3.....	37
Figura 27. Histograma do atributo ferro no domínio 4 .....	38
Figura 28. Histograma do atributo fósforo no domínio 4.....	38
Figura 29. Histograma do atributo sílica no domínio 4.....	39
Figura 30. Ilustração do desagrupamento pelo método da poligonal.....	41

Figura 31. a) Direção de maior continuidade. b) Direção de continuidade intermediária. c) direção de menor continuidade.....	43
Figura 32. a) Direção de maior continuidade. b) Direção de continuidade intermediária. c) Direção de menor continuidade. Domínio 2.....	43
Figura 33. Deriva em X do Fe no domínio 1.....	47
Figura 34. Deriva em Y do Fe no domínio 1.....	48
Figura 35. Deriva em Z do ferro no domínio 1. ....	48
Figura 36. Deriva em X do Fe no domínio 2.....	49
Figura 37. Deriva em Y do ferro no domínio 2.....	50
Figura 38. Deriva em Z do Fe no domínio 2. ....	50
Figura 39. Check visual do atributo Fe .....	51
Figura 40. Check visual do atributo P. ....	51
Figura 41. Check visual do atributo Si. ....	52
Figura 42. Vista em corte da cava conceitual.....	54
Figura 43. Curva de parametrização do atributo Fe. ....	56
Figura 44. Curva de parametrização do atributo P. ....	56
Figura 45. Curva de parametrização para a Si.....	57
Figura 46. Posição das famílias de fraturas e da foliação num estereograma .....	59
Figura 47. Divisão em setores geotécnicos .....	60
Figura 48. Exemplo de modelo de talude (Setor geotécnico 1).....	61
Figura 49. Exemplo de resultado de análise de talude global (Setor geotécnico 1).....	62
Figura 50. Representação de uma ruptura planar .....	62
Figura 51. Representação de uma ruptura em cunha.....	63
Figura 52. Representação de um tombamento .....	64
Figura 53. Cava otimizada.....	71
Figura 54. Vista em planta da cava operacional.....	72
Figura 55. Cava operacional com a locação da pilha de estéril, da planta de beneficiamento e dos sete acessos as cavas.....	73
Figura 56. Aderência cava ótima x cava operacional.....	73
Figura 57. Curva de parametrização.....	75
Figura 58. Teores ao longo da vida da mina.....	76
Figura 59. REM ao longo da vida da mina.....	77
Figura 60. Gráfico da produção ROM.....	79
Figura 61. Shovel CAT 5130B FS .....	80

Figura 62. Caminhão modelo 777D da CAT.....	80
Figura 63. Produção de minério ao longo dos anos.....	81
Figura 64. Rotina para o cálculo das distâncias de transporte.....	82
Figura 65. Distância média de transporte durante a vida da mina.....	83
Figura 66. Número de caminhões por ano.....	84
Figura 67. Perfuratriz PowerROC T25.....	85
Figura 68. Trator de esteira CAT D6R.....	85
Figura 69. Motoniveladora CAT16M.....	86
Figura 70. Caminhão Mercedes Benz Atego 2426.....	86
Figura 71. Distribuição granulométrica do minério ROM.....	88
Figura 72. Fluxograma e balanço de massa do circuito de cominuição britagem.....	89
Figura 73. Formação da pilha de homogeneização.....	90
Figura 74. Grau de liberação da sílica em função da granulometria.....	91
Figura 75. Fluxograma do circuito de cominuição moagem.....	92
Figura 76. Fluxograma de balanço de massa deslamagem.....	93
Figura 77: Fluxograma do balanço de massa da flotação catiônica reversa. Observar as etapas rougher, scavenger e cleaner.....	94
Figura 78. Fluxograma de cominuição moagem secundária.....	95
Figura 79. Fluxograma do balanço de massa da flotação em colunas. Observar o volume de água para lavagem e alimentação.....	96
Figura 80. Fluxograma do balanço de massa do espessamento e pelotização.....	97
Figura 81. Fluxograma do balanço de massa do espessamento.....	97
Figura 82. Fluxograma do balanço de massa da bacia de rejeito.....	98
Figura 83. A seta indica a extensão da barragem de rejeito.....	99
Figura 84. Ilustração do método a jusante utilizado para a construção da bacia de rejeito.....	99
Figura 85. Disposição do estéril no decorrer do tempo.....	100
Figura 86. Localização das três pilhas de estéril: pilha 1 ou norte, pilha 2 ou sul e pilha 3 ou externa.....	101
Figura 87. Preço de finos de minério de ferro para exportação para china.....	102
Figura 88. Tendência da média móvel.....	103
Figura 89. Gráfico de barras de fluxo de caixa.....	108
Figura 90 Demonstração do tempo de retorno de investimento.....	109
Figura 91 Análise de sensibilidade das etapas do projeto através de gráfico tipo Aranha.....	110
Figura 92 - Deriva em X do P no domínio 1.....	121

Figura 93 - Deriva em Y do P no domínio 1.....	121
Figura 94 - Deriva em Z do P no domínio 1.....	122
Figura 95 - Deriva em X da Si no domínio1.....	122
Figura 96 - Deriva em Y da Si no domínio 1.....	122
Figura 97 - Deriva em Z da Si no domínio 1.....	123
Figura 98 - Deriva em X do P no domínio2.....	124
Figura 99 - Deriva em Y do P no domínio 2.....	124
Figura 100 - Deriva em Z do P no domínio 2.....	125
Figura 101 - Deriva em X da Si no domínio 2.....	125
Figura 102 - Deriva em Y da Si no domínio 2.....	126
Figura 103 - Deriva em Z da Si no domínio 2.....	126
Figura 104 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade Si Domínio 1.....	128
Figura 105 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade do P no domínio 1.....	129
Figura 106 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade da Si no domínio 2.....	130
Figura 107 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade do P no domínio 2.....	131



## **ANEXOS**

Apêndice A: Análise de deriva para o P e a Si.....	116
Apêndice B: Variogramas P e Si.....	123
Apêndice C: Estereogramas.....	128
Apêndice D: Sequenciamento da Lavra em Detalhe.....	138
Apêndice D: Fluxo de caixa detalhado do Projeto .....	138



## **Resumo**

Este trabalho tem por objetivo a elaboração de um projeto de pré-viabilidade econômica de um depósito de ferro. Para tanto, um banco de dados foi fornecido pelo Departamento de Engenharia de Minas. A elaboração e sequência dos trabalhos seguiu-se em quatro grandes áreas, respectivamente: Modelagem Geológica; Avaliação Geoestatística; Projeto de Mina; Beneficiamento, Avaliação Econômica e Recuperação Ambiental. Não foram disponibilizados quaisquer dados complementares como geologia local, falhas, diques, fraturas e localização do depósito. Para a elaboração do projeto, todos os outros dados foram inferidos, baseados em dados do setor industrial e na bibliografia pesquisada.

# 1. Banco de dados

## 1.1 Importação e verificação de dados

O banco de dados é composto por 140 furos de sondagem, totalizando 1463 amostras correspondentes a uma mineralização de ferro. Os arquivos recebidos correspondem a topografia local em formato .dxf e no formato Datamine Table, o arquivo holes\_trans no formato Datamine Table contendo informações dos furos de sondagem, coordenadas, nome dos furos, análise química e distribuição granulométrica de alguns elementos de interesse.

Os dados foram verificados quanto a erros com a ajuda do Excel<sup>®</sup>, sendo corrigidos do banco de dados os furos que não apresentavam litologia e furos que apresentavam descontinuidades no From\_To . Apenas seis amostras representativas de quatro furos de sondagem não apresentavam descrição litológica. Vários furos apresentavam descontinuidades no From\_To, sendo que descartá-los seria um problema devido ao número pequeno de amostras. Ao verificar uma seção da figura 1, nota-se que alguns furos apresentam essas descontinuidades. Então, optou-se por interpretar furo por furo e no momento de desenhar as seções paralelas verificar a continuidade ou não da litologia no furo, figura 2.

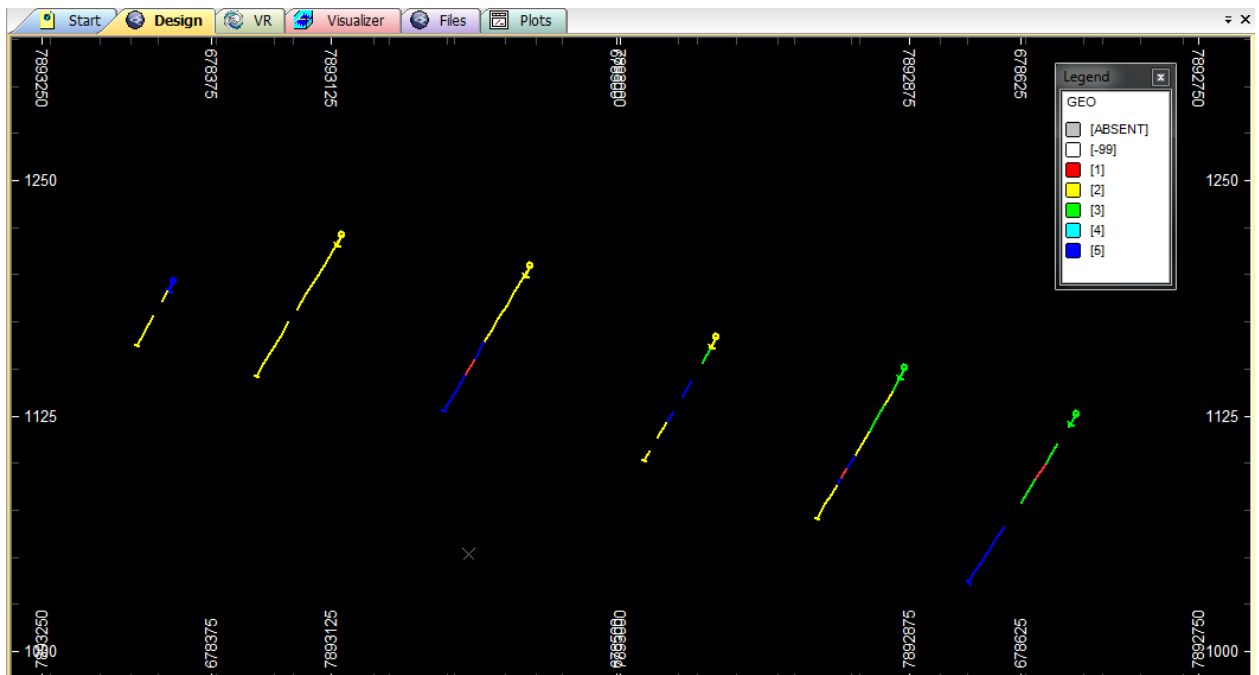


Figura1. Seção com furos de sondagem mostrando descontinuidade no mesmo furo

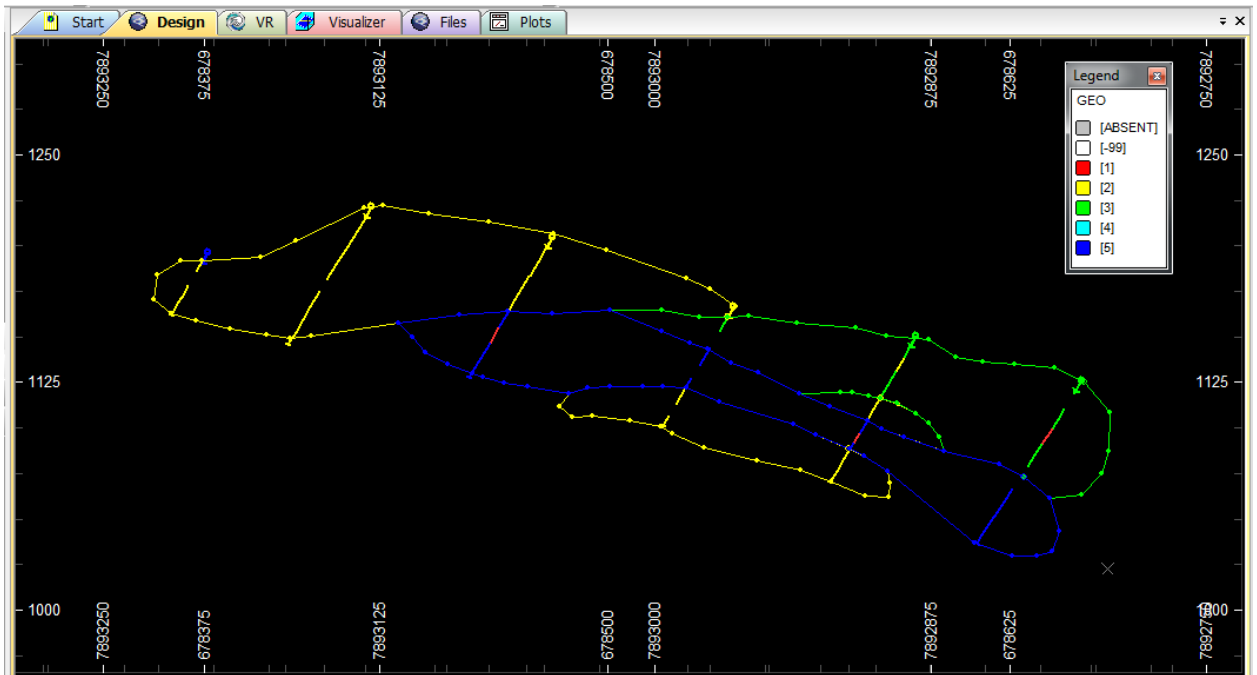


Figura 2. Intrepretação da seção

## 1.2 Mapa amostral

A fig. 3 apresenta o mapa de localização dos furos amostrados, gerado através do software Datamine Studio 3<sup>®</sup>.

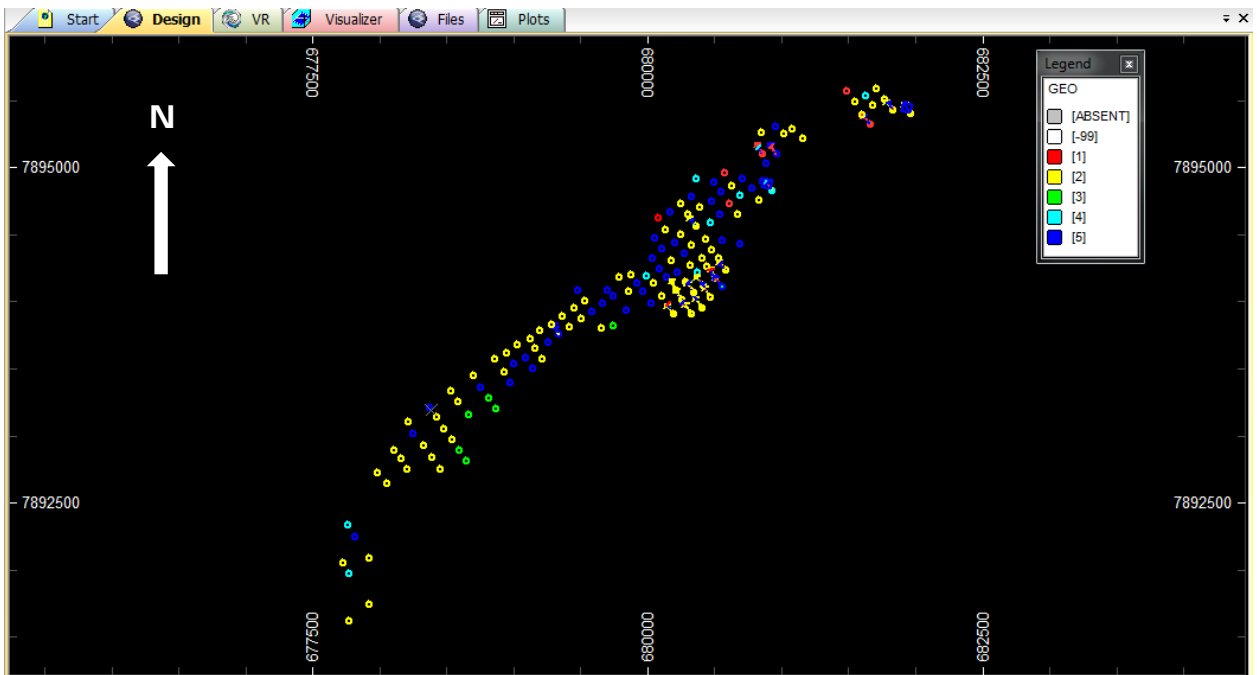


Figura 3. Mapa amostral

A malha amostral na parte sudoeste é de aproximadamente 200 m X 100 m, com um adensamento na parte central passando de 100 m X 100 m. As dimensões máximas da malha de sondagem é de 5700 m na parte longitudinal do depósito (sudoeste – nordeste) e 700 m na parte transversal (sudeste – noroeste) com profundidade dos furos variando entre 15 m e 110 m.

## 2. Modelagem geológica

### 2.1 Regularização amostral

Para melhor avaliação estatística dos dados, o comprimento de amostragem deve seguir um padrão. Como isso não ocorre neste banco de dados, torna-se necessário fazer a regularização das amostras. A rotina utilizada foi o *Composite Down Drillholes* no Datamine Studio 3<sup>®</sup>. Pela figura 4 nota-se que a média do comprimento das amostras é de 6,88 m. Para montar um padrão de comprimento amostral, precisou-se definir um critério. Neste caso, o critério foi baseado na altura de bancada que as minas de ferro da empresa VALE adota, sendo de 10 m de altura e mínimo de 5 m. Para a regularização deve-se ter ciência da perda em amostras com comprimentos inferiores a 5 m e superiores a 10 m, perdendo sensibilidade pela falta de informação na etapa de avaliação. A figura 5 mostra o histograma regularizado com 1078 amostras, perdendo 385 amostras do total (26 % a menos do total). A média ficou em 8,79 m.

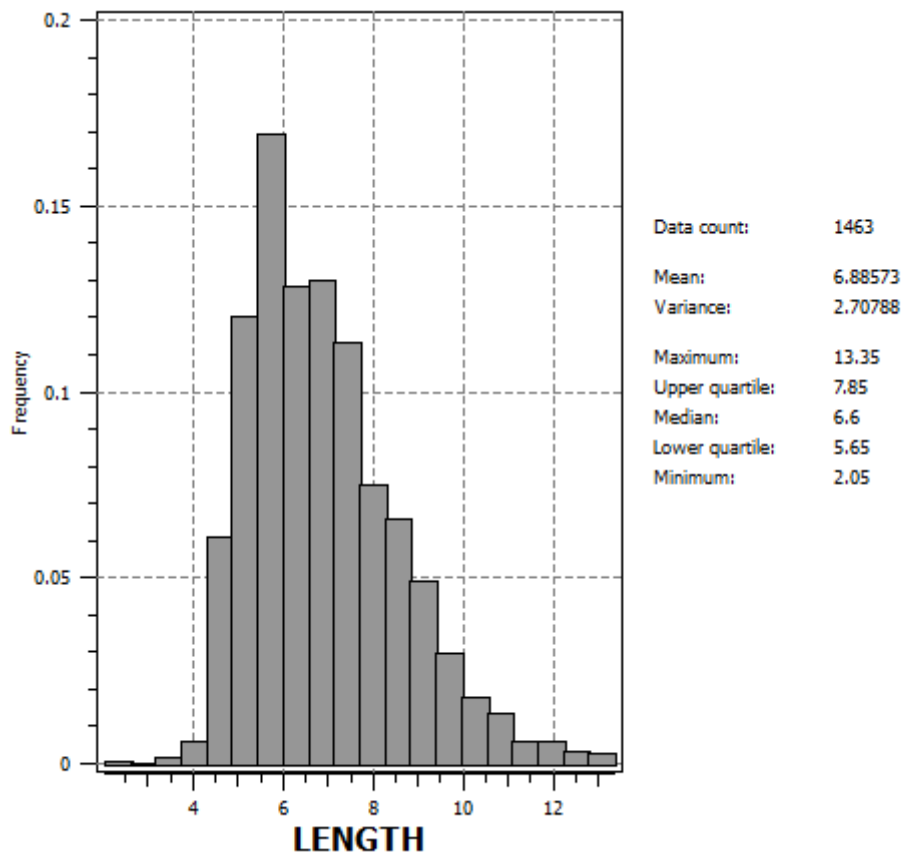


Figura 4. Histograma de distribuição dos comprimentos das amostras

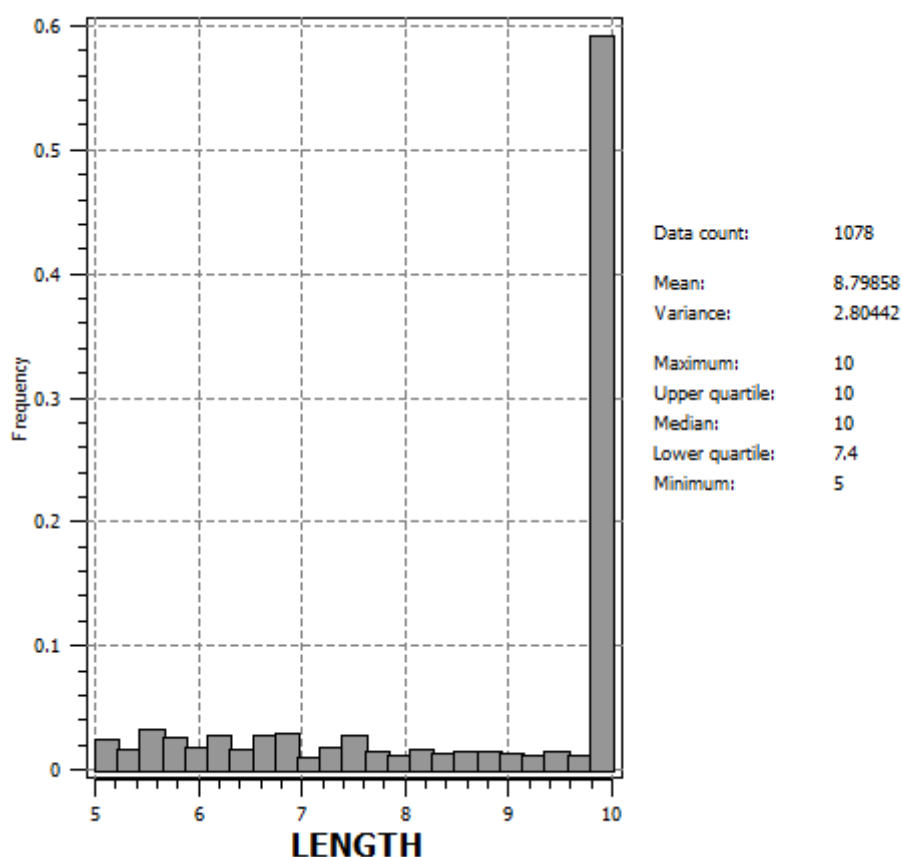


Figura 5. Histograma do comprimento amostral regularizado entre 5 m e 10 m

## 2.2 Agrupamento das litologias

Nosso banco de dados possui 14 litologias diferenciadas entre itabiritos compactos, semicompactos, friáveis e hematitas. Para melhor classificação e modelagem geológica é conveniente tentar agrupar amostras que possuam características semelhantes, seja de teores, processos de beneficiamento, características granulométricas, a fim de aumentar a sensibilidade de análise e poder tratar os dados com mais tranquilidade.

Nosso critério foi agrupar as litologias que apresentavam teores semelhantes de ferro, pois a alimentação da usina de beneficiamento será influenciada pela entrada desse material com tais teores. O ideal é garantir que o teor de entrada na alimentação seja o mesmo, a fim de manter os processos de beneficiamento (cominuição e flotação reversa) sem sofrerem muitas alterações. Também separamos as hematitas dos itabiritos, por serem processos distintos de cominuição e por apresentarem teores de ferro maiores que os itabiritos. Um terceiro critério adotado foi à análise granulométrica, representada pelo percentual retido em massa num ensaio granulométrico contendo quatro peneiras.

Para verificar a distribuição dos teores, utilizou-se a análise de contato entre as amostras. As litologias que apresentavam teores semelhantes foram agrupadas. A figura 6 mostra duas litologias que apresentarem teores semelhantes, logo serão agrupadas. A figura 7 mostra duas litologias que não serão agrupadas.

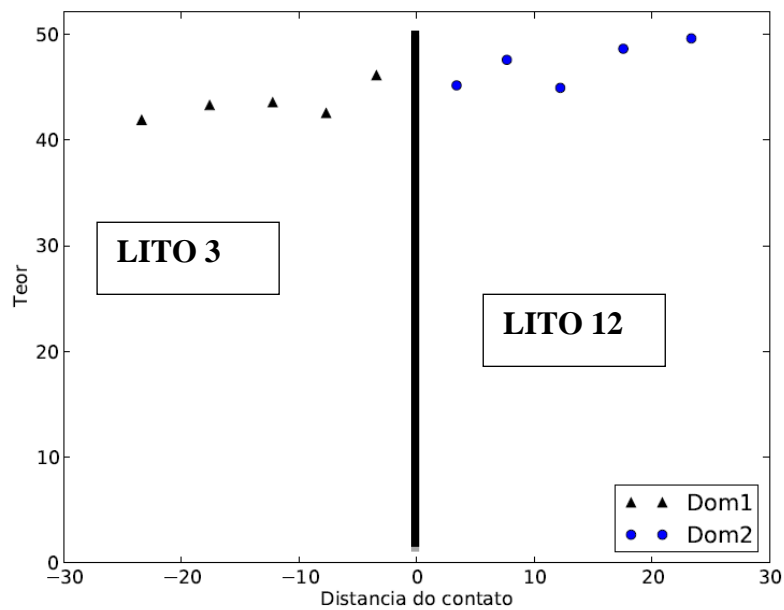


Figura 6. Análise de contato entre as litologias 3 e 12

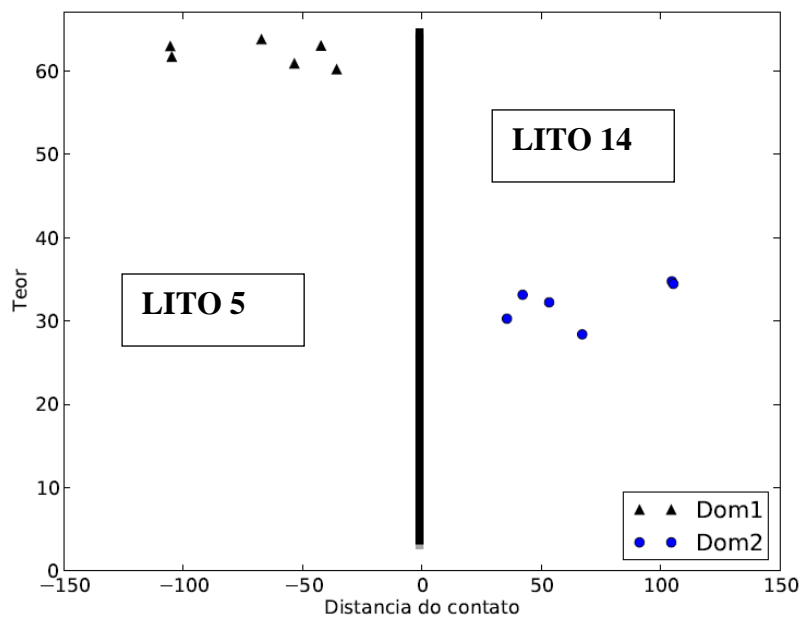


Figura 7. Análise de contato entre as litologias 5 e 14

A primeira etapa foi separação das litologias de alto e baixo teor de ferro, feita pela análise de contato. Agora na segunda etapa, separaram-se as litologias em função da granulometria. A figura 8 mostra a distribuição granulométrica (% retido) em cada faixa granulométrica (W1, W2, W3, W4), que nada mais é que um ensaio simples de peneiramento, onde W1 corresponde a maior abertura da peneira e W4 a menor abertura da peneira. O ensaio de peneiramento é feito para avaliar a competência do material. Se for um material compacto, este se concentrará nas primeiras peneiras (W1 e W2). Se for um material friável, este se concentrará nas últimas peneiras (W3 e W4). A partir disso podemos atribuir mais uma classificação para as diferentes litologias, na qual chamaremos ou minério compacto, ou friável, de acordo com a % retida nas peneiras.

Na litologia ICP, grifada na cor azul, verificamos que nas peneiras W1 e W2 concentrou-se uma porcentagem maior de material do que nas peneiras W3 e W4, o que nos permite classificar esta litologia como material compacto. O mesmo é válido para as outras litologias que apresentarem comportamento semelhante. A essas litologias, chamaremos de materiais compactos.

Da mesma maneira, a litologia IFP, grifada em amarelo, apresenta uma porcentagem de material retido maior nas últimas peneiras. Portanto, agruparemos essa litologia como sendo material friável.

Litologia	Número	Teor	W1(%)	W2(%)	W3(%)	W4(%)
HF	1	65.4	17	18	32	29
HSC	2	66.6	78	13	3	4
IC	3	41.9	77	12	5	7
ICP	4	32.5	79	12	4	5
ICR	5	61.8	68	14	9	9
IF	6	51.3	18	19	25	38
IFP	7	27.1	16	22	26	41
IFR	8	62	16	19	30	35
ISCC	9	51.57	37	20	17	26
ISCD	10	45.14	62	14	10	15
ISCF	11	48.42	38	18	19	26
ISCM	12	47.5	49	16	15	20
ISCR	13	62.05	39	21	18	23
IT	14	30.87	49	16	12	23

Figura 8. Distribuição granulométrica para as diferentes litologias



Portanto, a classificação passou de 14 para 5 litologias. A figura 9 representa a distribuição das litologias em função dos teores de ferro e ensaio granulométrico. Tem-se as hematitas HF e HSC representadas pela nova legenda sendo atribuído um número ao invés de palavra (número 1), itabirito friável rico IFR e IF (número 2), itabirito friável pobre IFP (número 3), itabirito compacto rico ICR e ISCR (número 4) e itabirito compacto pobre IC, ISCC, ISCD, ISCF, ISCM, ICP e IT (número 5). As cores das novas litologias foram usadas como legenda no Datamine Studio 3<sup>®</sup>, a fim de facilitar a visualização dos sólidos.

LITOLOGIA	NÚMERO
HF	1
HSC	
IFR	2
IF	
IFP	3
ICR	4
ISCR	
IC	5
ISCC	
ISCD	
ISCF	
ISCM	
ICP	
IT	

Figura 9. Agrupamento das litologias

### 2.3 Criação das seções

A partir da nova classificação das litologias, montamos uma legenda no Datamine e criamos, a partir de cada seção, os limites espaciais dos contornos de cada litologia. Segundo as pesquisas bibliográficas, as mineralizações de ferro em itabiritos se apresentam como lentes ou bolsões deformados tectonicamente e intemperizados, enriquecidos supergenicamente. A figura 10 mostra a criação de uma seção.

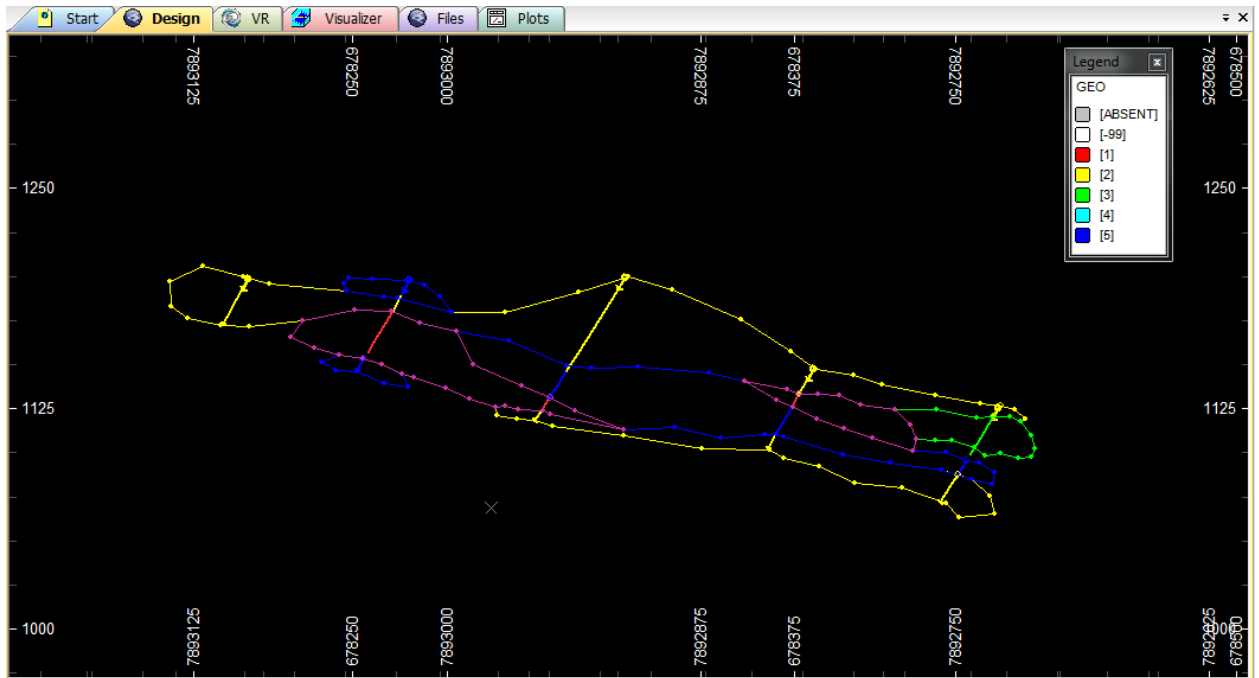
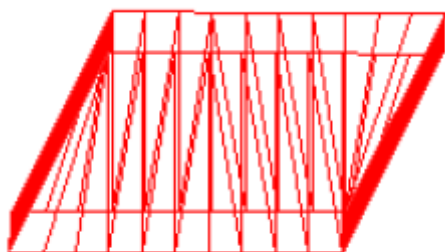


Figura 10. Criação dos contornos de uma seção

## 2.4 Modelagem dos sólidos

Lembrando que as distâncias entre furos são de aproximadamente 50 m e a distância entre as seções é de 100 m na parte mais adensada, procedemos a união das seções para formar o corpo mineral. As *strings* do corpo mineral criadas serão usadas como base ou estrutura para a modelagem da *wireframe* do corpo mineral. Algumas *tag strings* foram criadas para melhorar a orientação das linhas de linkagem. O método de linkagem utilizado foi *Equi-angular shape*, figura 11, onde o sistema criará triângulos equi-angulares (ex: equilátero ou triângulo isósceles), figura 12. O modelo do corpo mineral gerado pode ser visualizado na figura 13.



Equi-angular

Figura 11. Sistema de linkagem dos pontos de uma seção

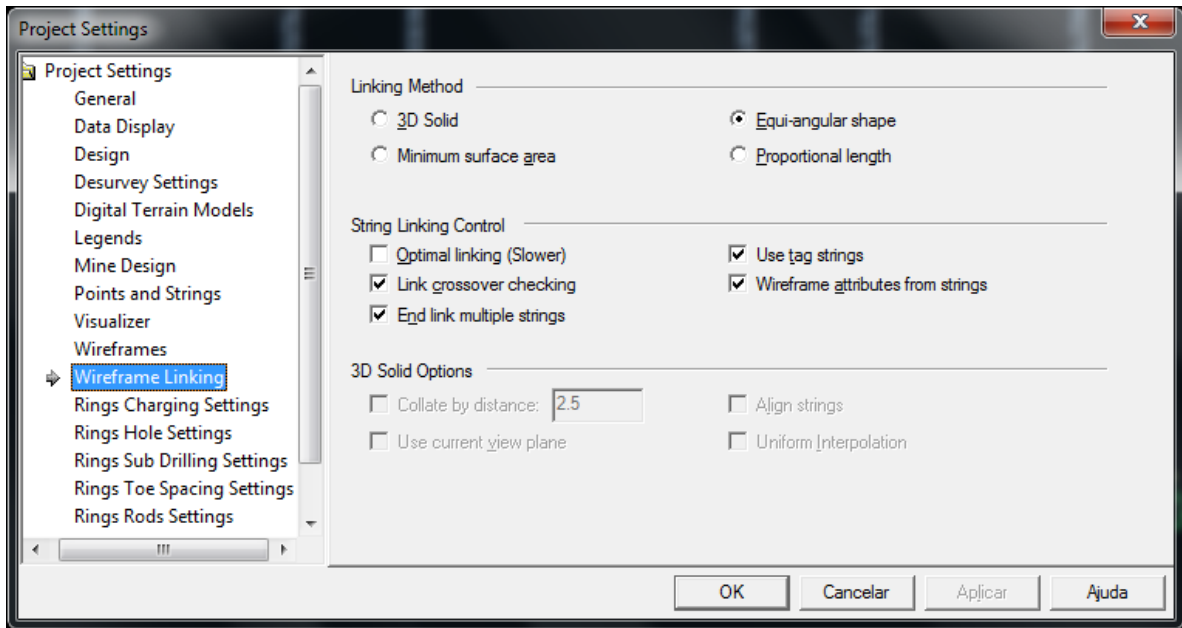


Figura 12. Método de linkagem usado para criação do sólido.

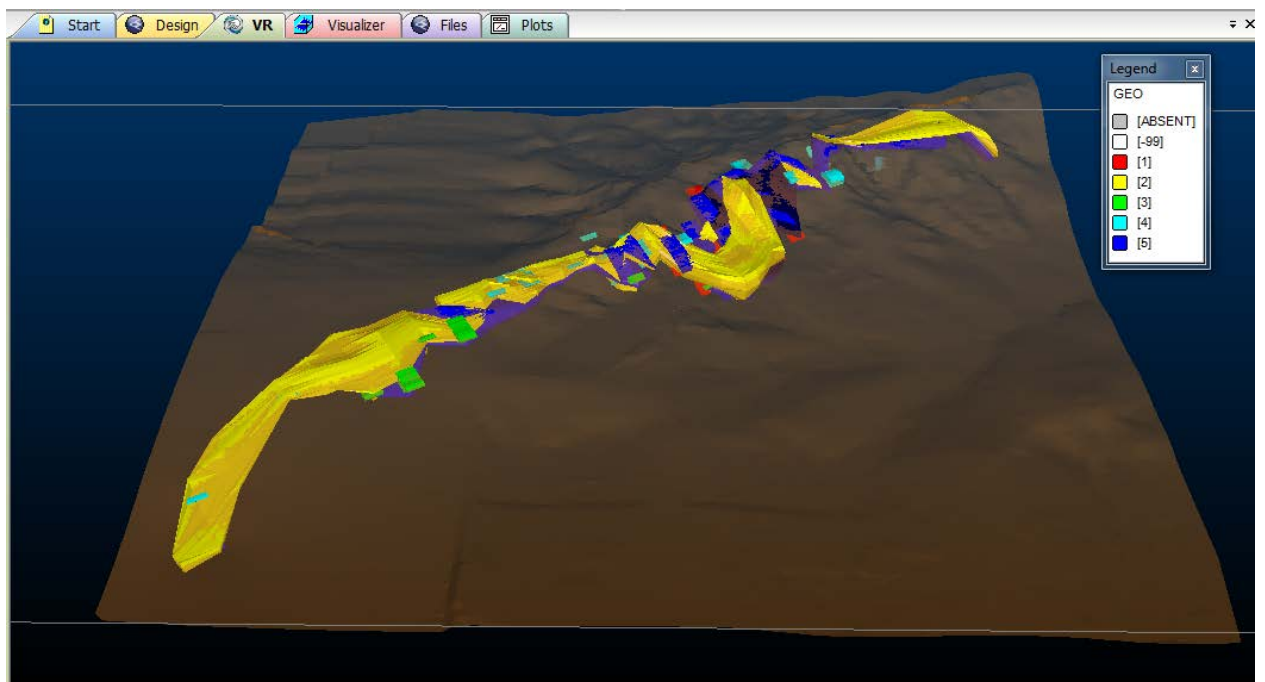


Figura 13. Corpo mineral

## 2.5 Volume dos sólidos

A partir do sólido gerado, procedemos com o cálculo do volume estipulado para as *wireframes* de cada litologia. Apresentamos o cálculo de volume em milhões de metros cúbicos ( $Mm^3$ ) pela figura 14. O volume total estipulado é de aproximadamente  $105 Mm^3$ .

LITOLOGIA	NÚMERO	VOLUMEN (Mm <sup>3</sup> )
HF	1	1.8
HSC		
IFR	2	46.8
IF		
IFP	3	1.46
ICR	4	2.65
ISCR		
IC	5	52.81
ISCC		
ISCD		
ISCF		
ISCM		
ICP		
IT		
<b>TOTAL</b>		<b>105.52</b>

Figura 14. Volumen estipulado para cada litología

### 3. Geostatística e Avaliação de depósito

#### 3.1 Geologia

O corpo geológico possui um alongamento na direção de azimute  $35^\circ$ , como está demonstrado na figura 15a. Ao longo do comprimento, o sólido não possui mergulho (figura 15c). Por outro lado, na direção perpendicular ao comprimento, de azimute  $125^\circ$ , o corpo possui um mergulho leve, de  $10^\circ$  aproximadamente (figura 15b).

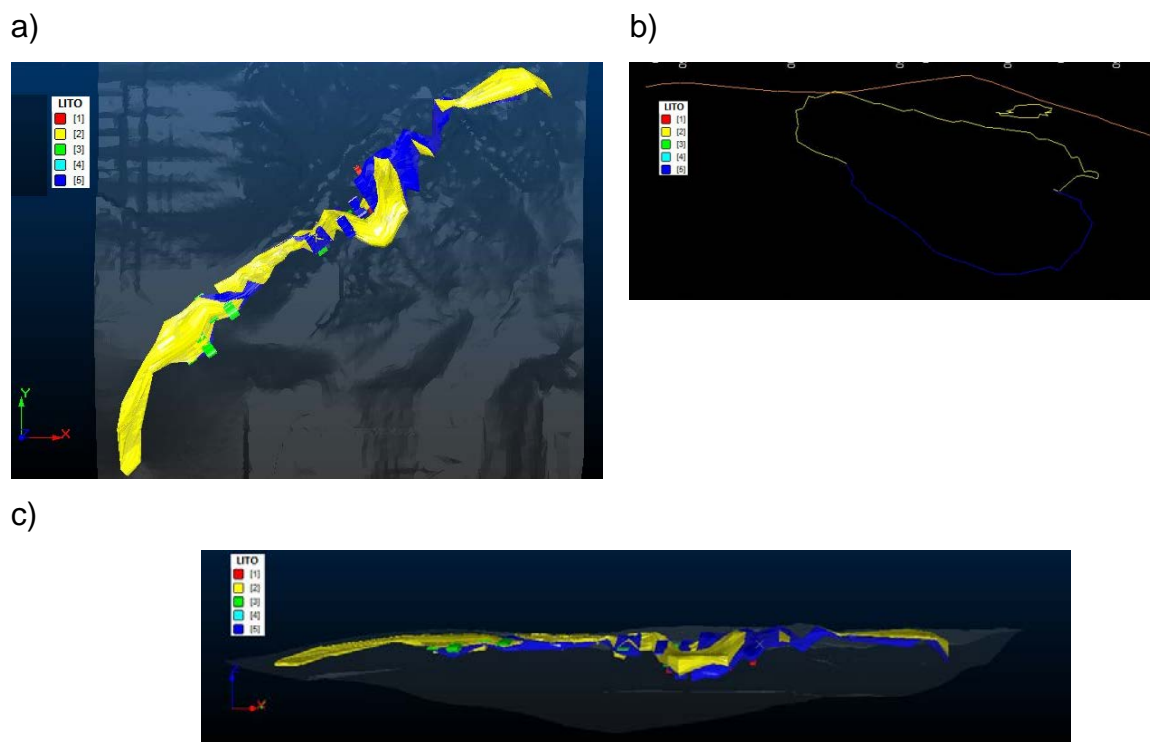


Figura 15. Orientações principais do corpo

#### 3.2 Domínios geostatísticos

A definição dos domínios geostatísticos foi feita utilizando a análise de contato, que permite analisar a similitude de teores entre dois domínios previamente definidos na região próxima ao contato. A partir dessa análise, concluiu-se que os domínios Itabirito compacto rico e itabirito friável rico possuem semelhança de teores e, portanto, essa semelhança poderia ser usada na estimativa (figura 16). Assim, esses dois domínios foram agrupados e chegamos a 4 domínios geostatísticos.

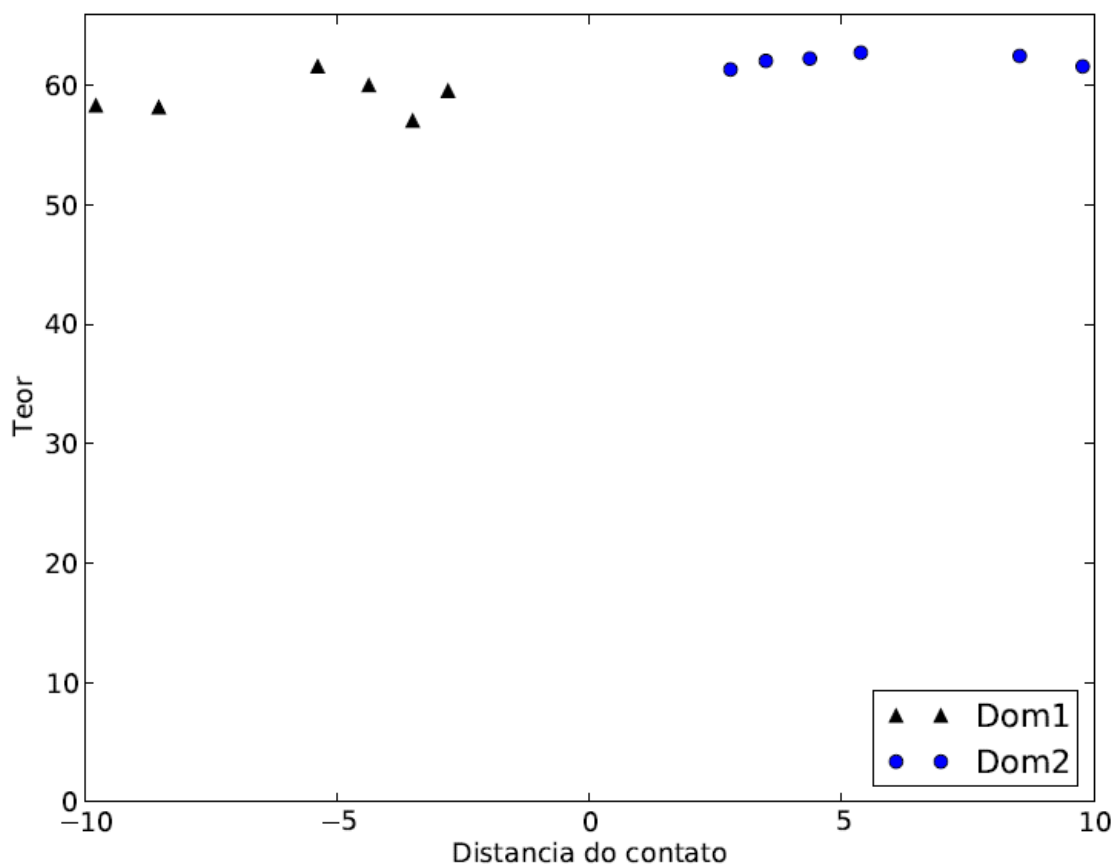


Figura 16. Análise de contato entre o itabirito compacto rico e o itabirito friável rico

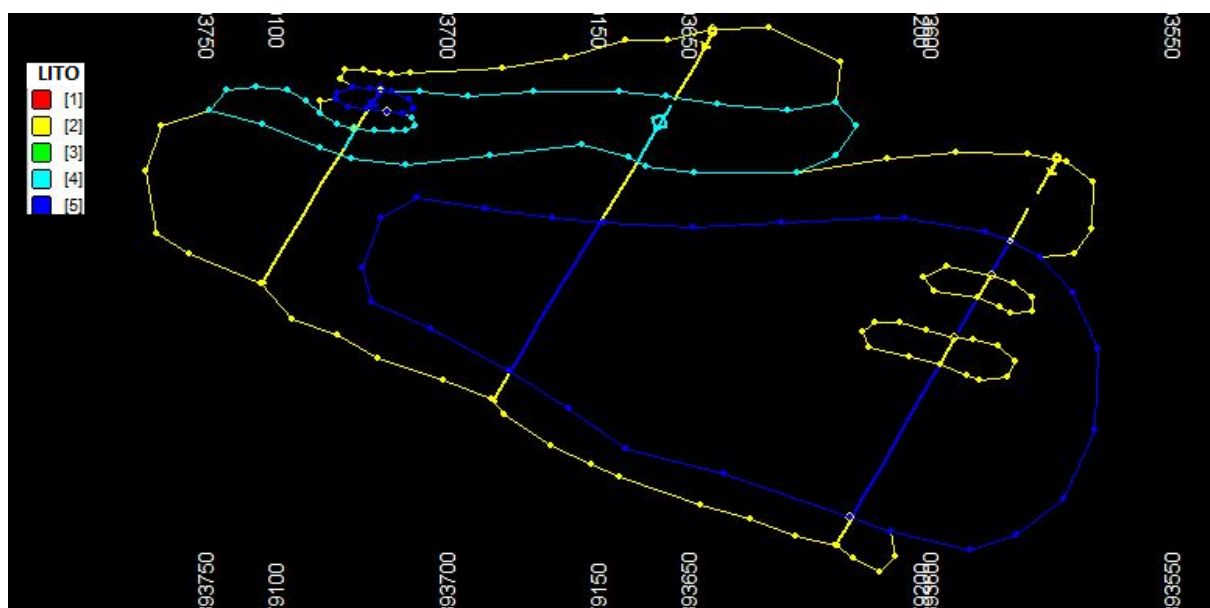


Figura 17. A figura mostra que o itabirito friável rico (lito2) está em contato com o itabirito compacto rico (lito4).

Os domínios geostatísticos foram denominados da seguinte forma:

- DOM 1= soma do itabirito compacto rico com o itabirito friável rico
- DOM 2 = itabirito compacto
- DOM 3 = itabirito friável pobre
- DOM 4 = hematita

### **3.3 Definição das variáveis de interesse**

Antes de fazer a análise exploratória dos dados, é importante definir quais serão as nossas variáveis de interesse. Nesse estudo, foi considerado o teor de ferro (Fe), o teor de sílica (Si) e o teor de fósforo (P) pelas seguintes razões:

- i. O ferro é o produto que será vendido.
- ii. A sílica é o elemento que será flotado. Assim, quanto maior o teor de sílica, maior o consumo de reagentes. Além disso, é preciso conhecer o teor de sílica para tentar manter a alimentação da usina com um teor o mais constante possível porque uma grande flutuação de teores de sílica resultará em uma recuperação menor que o ideal.
- iii. O fósforo é um contaminante que torna o aço frágil, mesmo em concentrações pequenas e não é viável utilizar um processo apenas para retirar o fósforo. Assim, é importante que eu conheça o teor de fósforo para que, caso haja blocos com um teor elevado de fósforo, eu consiga usar uma estratégia de lavra que contorne esse problema. Em outras palavras, um bloco com alto teor de fósforo deve ser descartado ou blendado com outro com baixo teor de fósforo antes de ser enviado à usina.

Portanto, por um lado temos o ferro, que impacta positivamente no valor econômico do bloco e, por outro lado, temos a sílica e o fósforo que impactam negativamente.

### **3.4 Análise exploratória dos dados**

Primeiramente foram feitos os histogramas das 3 variáveis de interesse para os 4 domínios geostatísticos definidos.

A seguir estão os histogramas das 3 variáveis para os 4 domínios geostatísticos.

### 3.4.1 Domínio 1

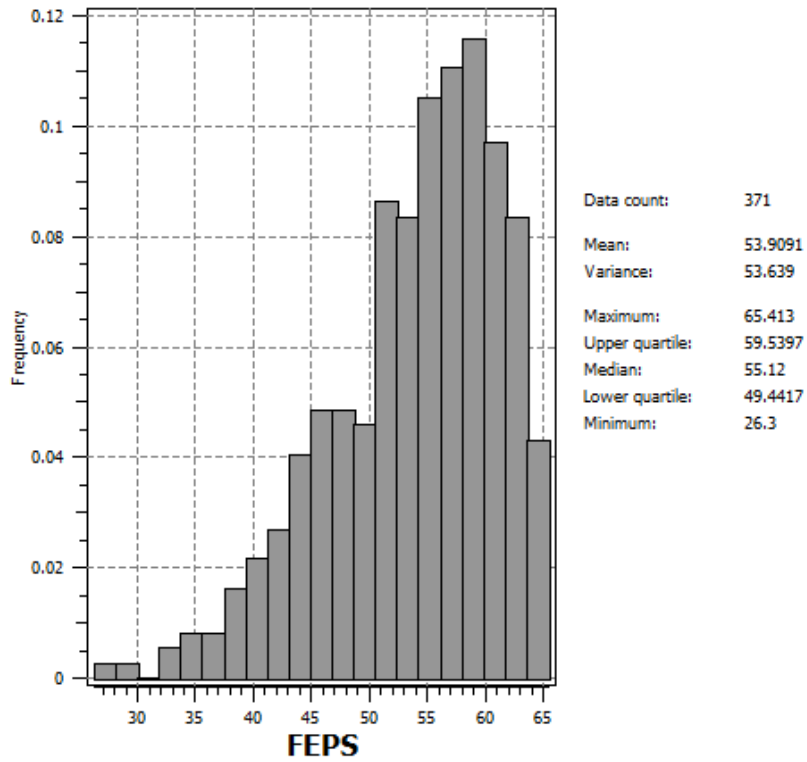


Figura 18. Histograma do atributo ferro no domínio 1.

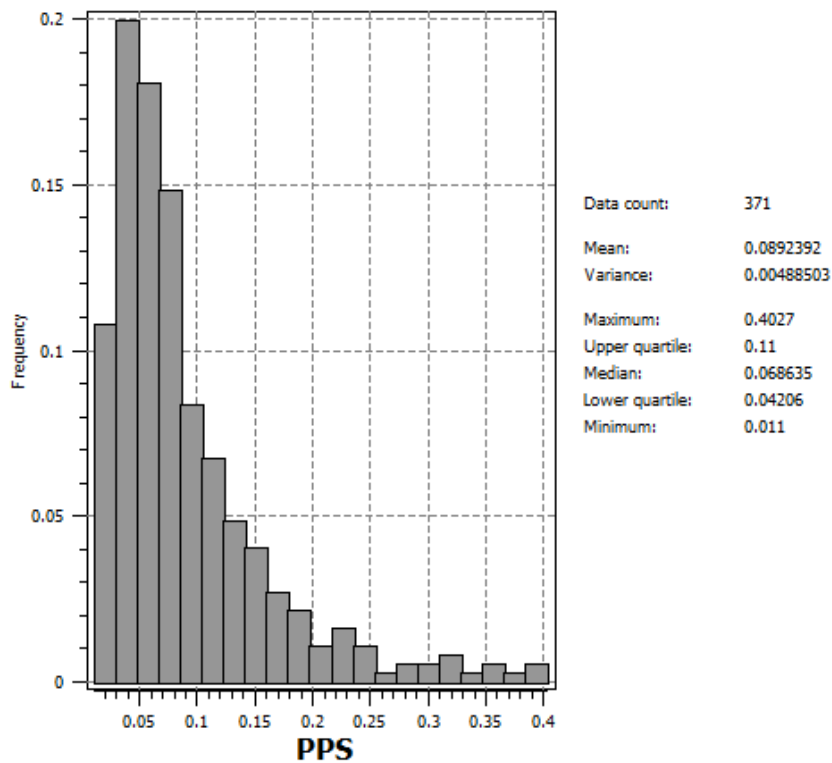


Figura 19. Histograma do atributo fósforo no domínio 1.



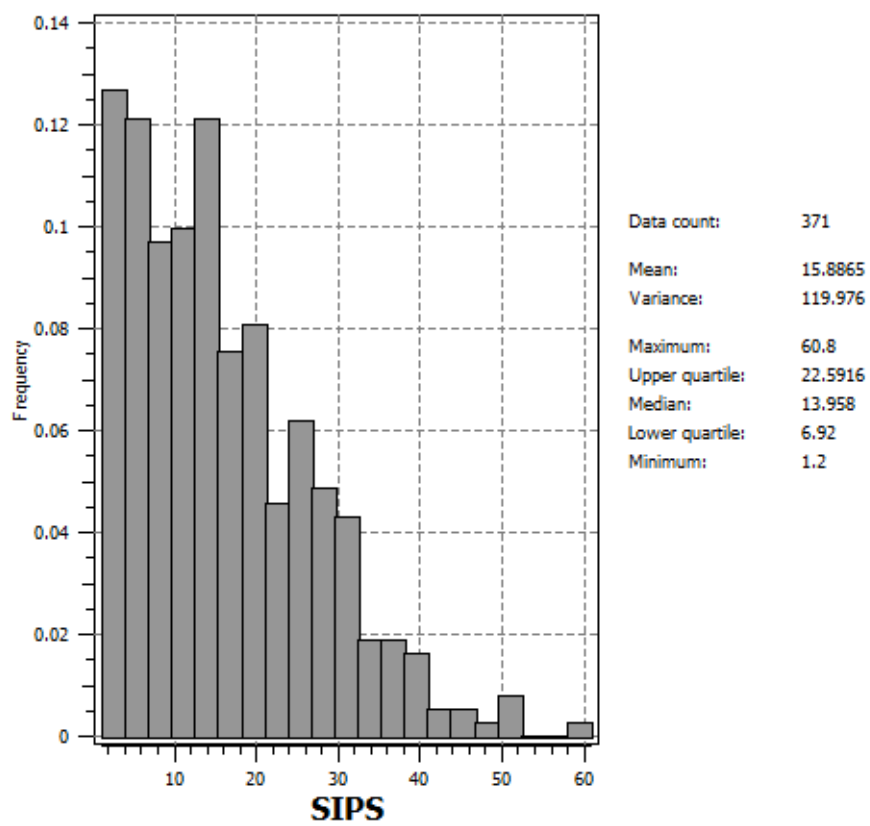


Figura 20. Histograma do atributo sílica no domínio 1.

### 3.4.2 Domínio 2

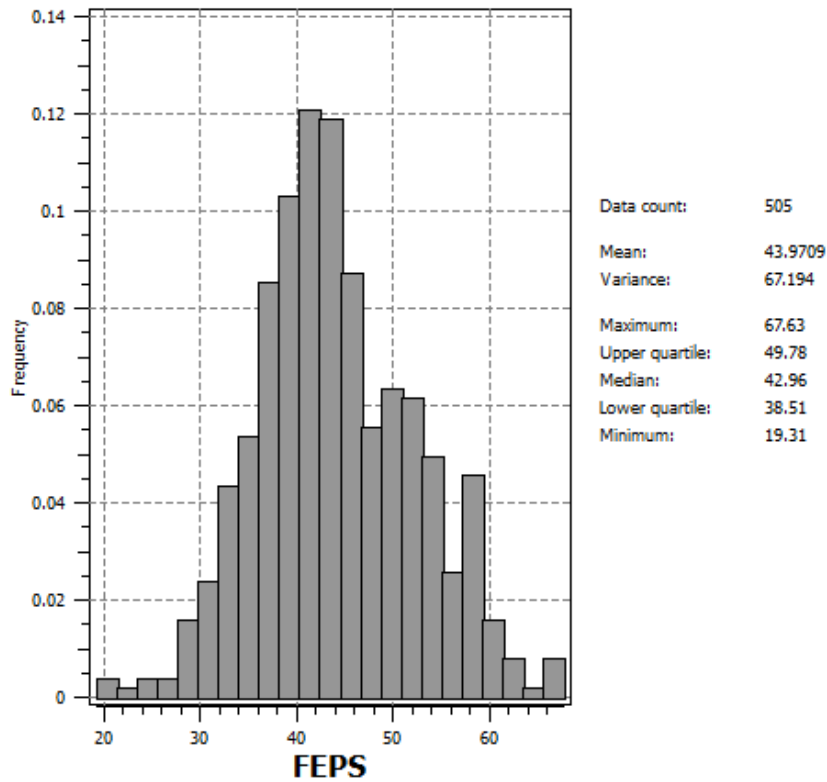


Figura 21. Histograma do atributo ferro no domínio 2.

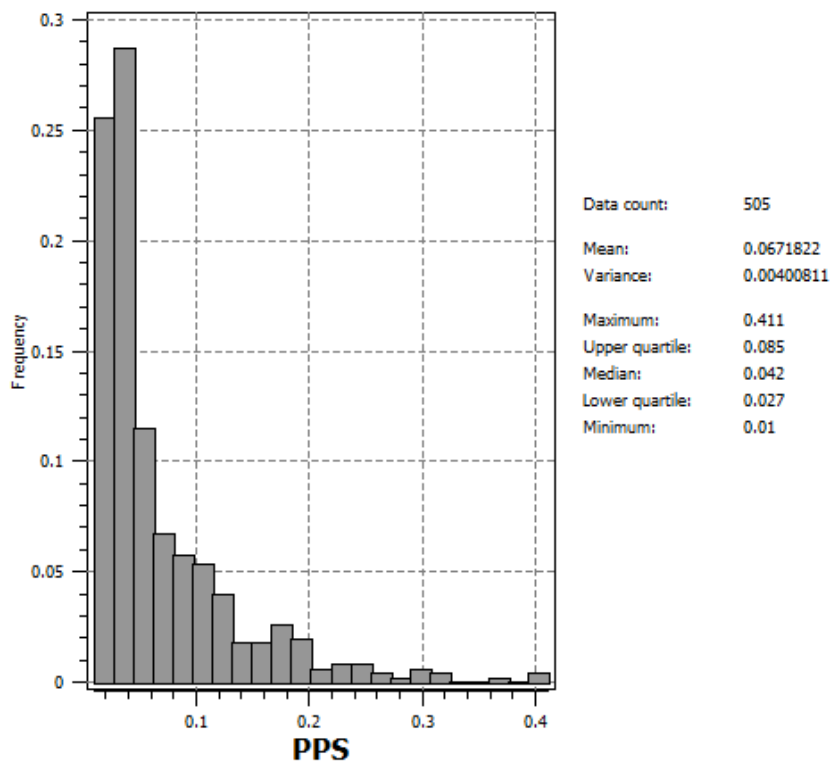


Figura 22. Histograma do atributo fósforo no domínio 2.

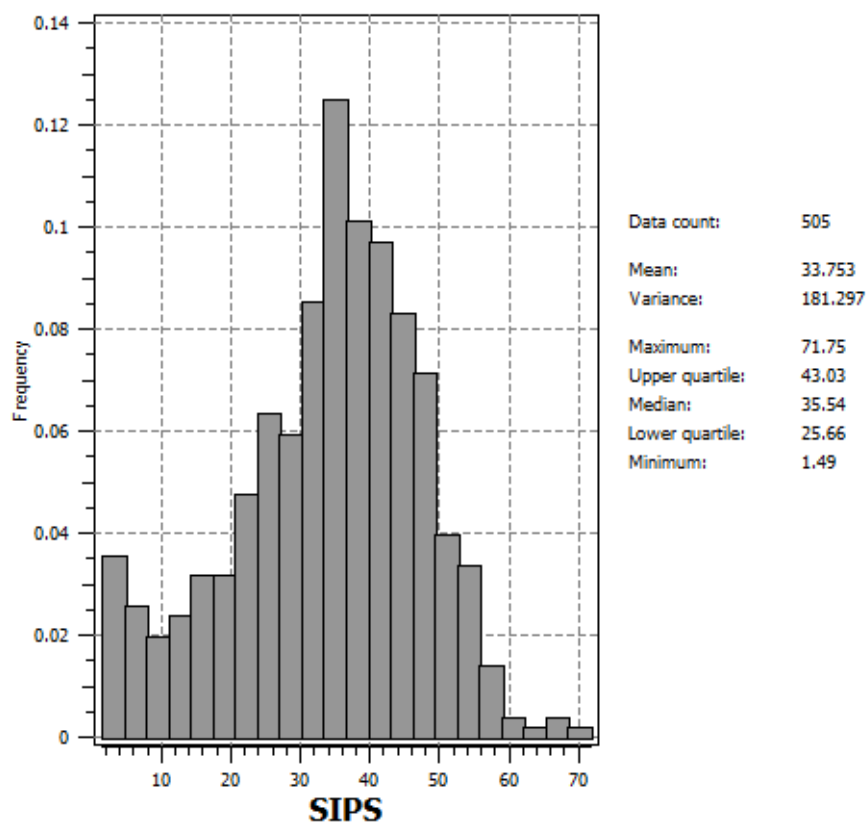


Figura 23. Histograma do atributo sílica no domínio 2

### 3.4.3 Domínio 3

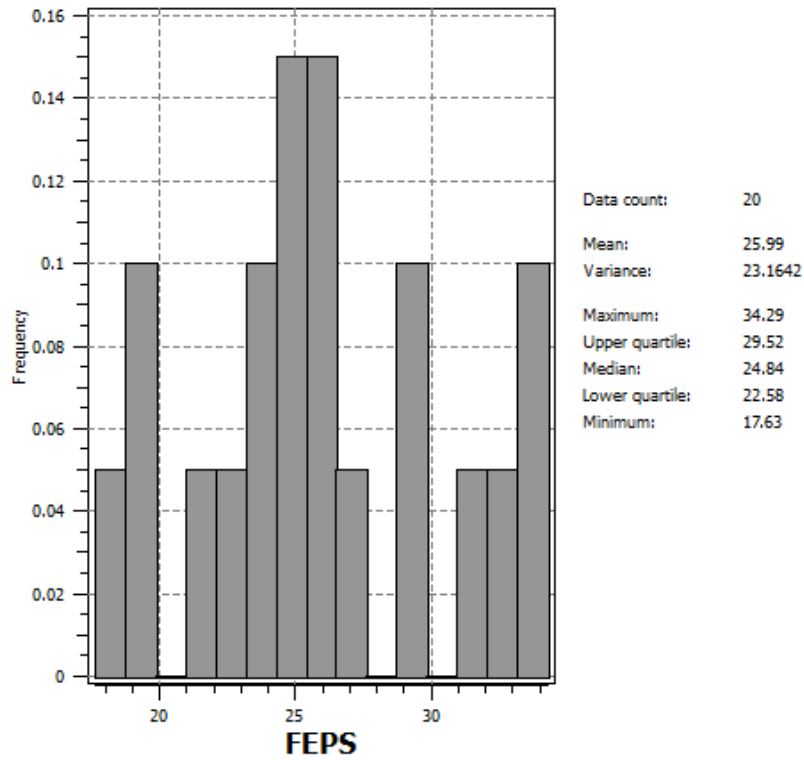


Figura 24. Histograma do atributo ferro no domínio 3.

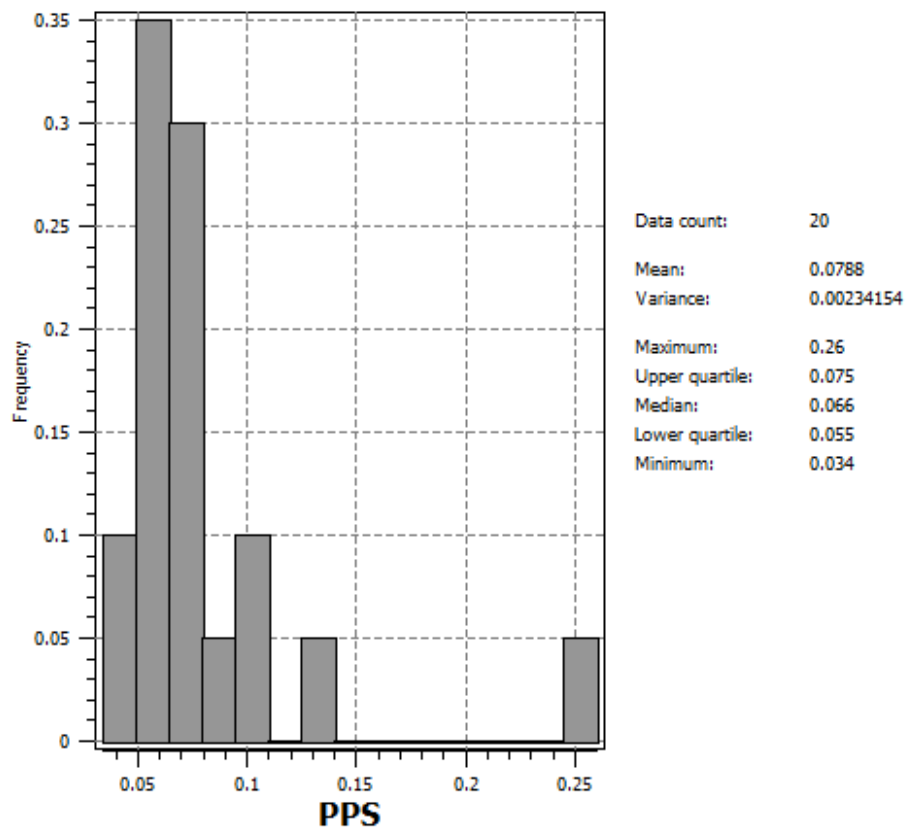


Figura 25. Histograma do atributo fósforo no domínio 3.

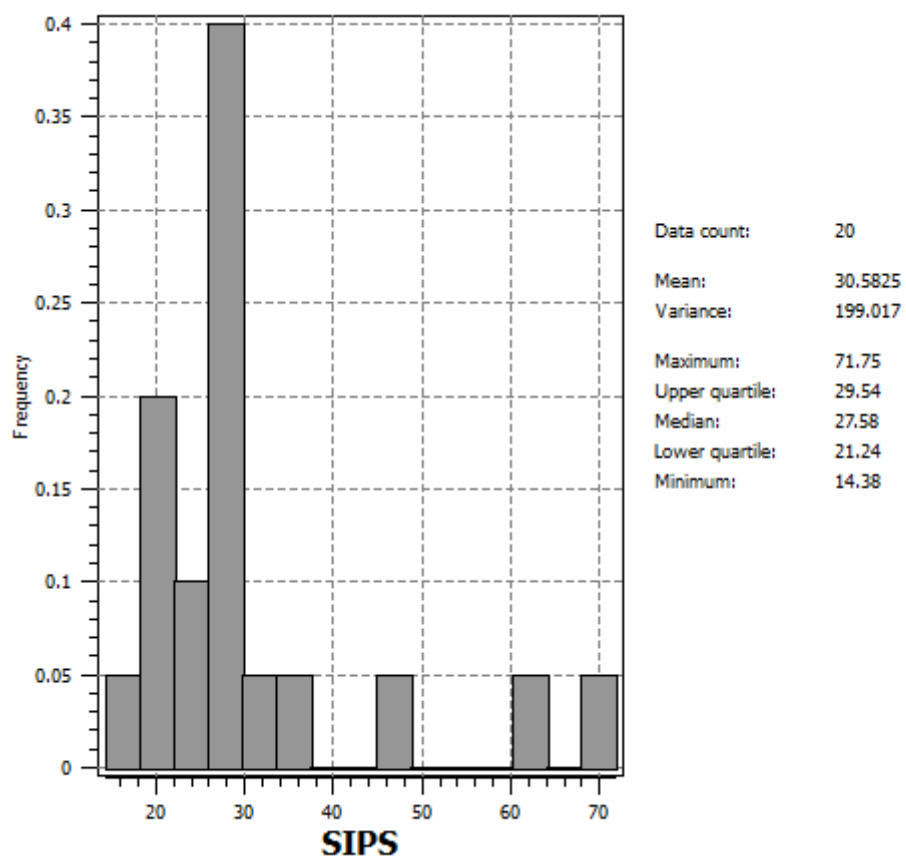


Figura 26. Histograma do atributo sílica no domínio 3.

### 3.4.4 Domínio 4

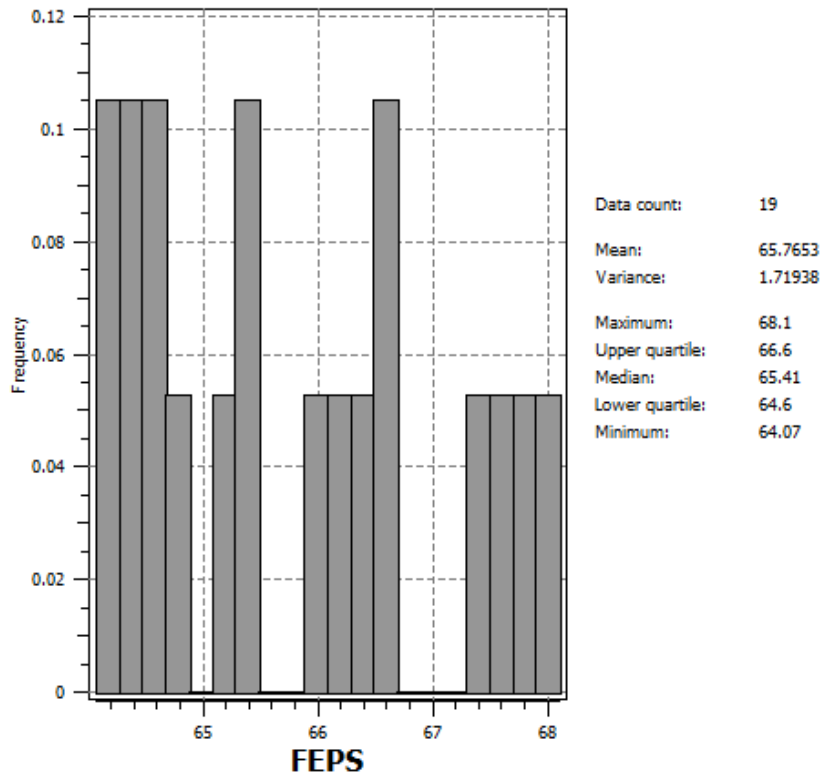


Figura 27. Histograma do atributo ferro no domínio 4

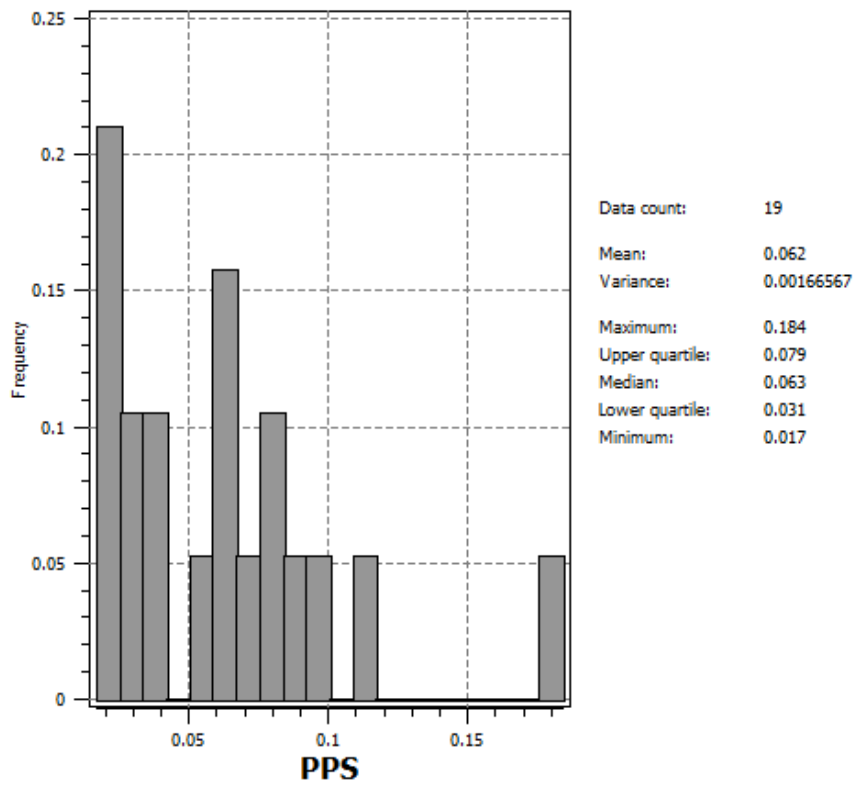


Figura 28. Histograma do atributo fósforo no domínio 4.

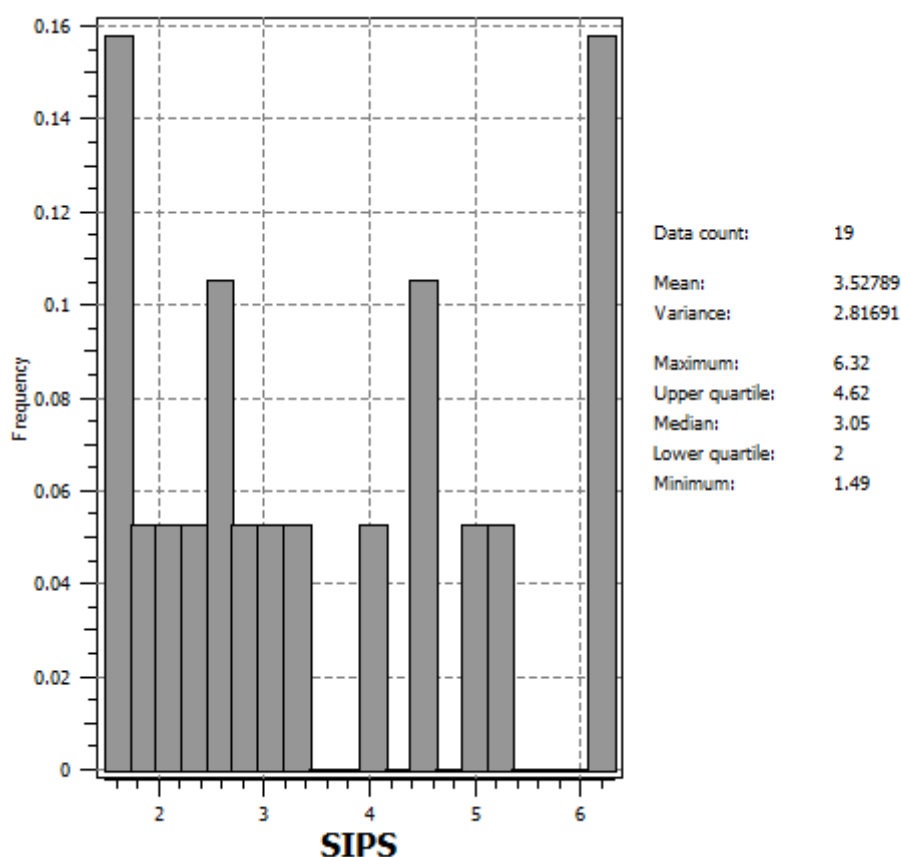


Figura 29. Histograma do atributo sílica no domínio 4.

Posteriormente, realizou-se uma análise estatística bivariada entre os atributos de interesse. O resultado está na forma de uma matriz de correlação para os diferentes domínios.

DOM 1				DOM 2			
	SI	FE	P		SI	FE	P
SI	1	X	X	SI	1	X	X
FE	-0.89	1	X	FE	-0.97	1	X
P	-0.1	-0.1	1	P	0	0.33	1

DOM 3				DOM 4			
	SI	FE	P		SI	FE	P
SI	1	X	X	SI	1	X	X
FE	-0.33	1	X	FE	-0.56	1	X
P	-0.19	0.17	1	P	-0.25	-0.22	1

Tabela 1 – Matriz de correlação entre os atributos nos diferentes domínios.

Nota-se que nos domínios 1 e 2 há uma forte correlação negativa entre o ferro e a sílica; consequentemente, quanto maior o teor de ferro, menor o teor de sílica em geral.

### 3.5 Desagrupamento amostral

O objetivo principal do desagrupamento amostral é obter uma estatística representativa do volume inteiro do depósito. O banco de dados por si só raramente é representativo de todo o depósito porque, em geral, há um agrupamento preferencial das amostras, que interfere diretamente na média e variância.

O método escolhido para fazer o desagrupamento amostral foi o método dos polígonos. Nesse método, cada amostra recebe um peso proporcional ao seu volume de influência. A figura abaixo ilustra os polígonos de influência sobre um banco de dados. Nota-se que amostras em áreas densamente amostradas possuem um volume de influência menor do que aquelas que estão em áreas menos adensadas do depósito.

A média desagrupada então é calculada da seguinte forma:

$$med\ des = \sum_{i=0}^n w_i \cdot x_i$$

Onde:

$W_i$  é o peso dado para o desagrupamento

$X_i$  é o valor da amostra

Os pesos  $w_i$  são calculados da seguinte forma:

$$w_i = \frac{v_i}{\sum_{i=0}^n v_i}$$

Onde:

$V_i$  é o volume de influência da amostra



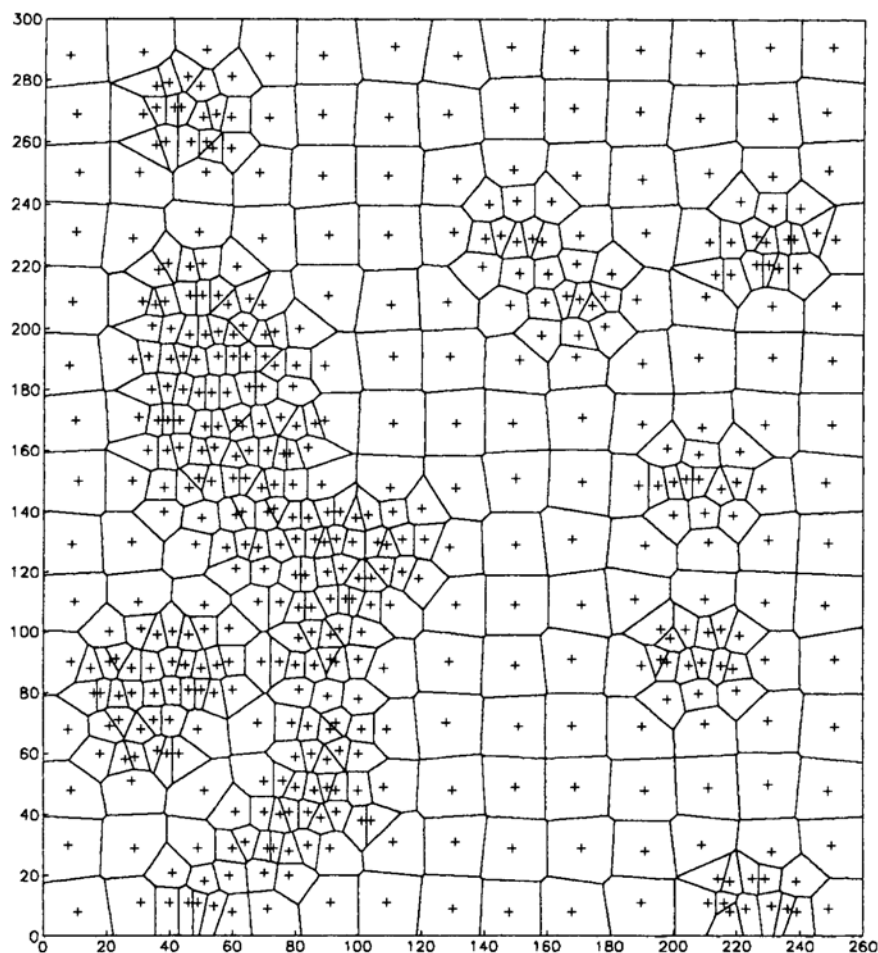


Figura 30. Ilustração do desagrupamento pelo método da poligonal.

O desagrupamento forneceu as seguintes médias desagrupadas para cada domínio:

Tabela 2. Médias desagrupadas nos diferentes domínios

<b>Resultados Desagrupamento</b>			
<b>Dom</b>	<b>Fe (%)</b>	<b>Si (%)</b>	<b>P (%)</b>
<b>1</b>	52.64	16.47	0.096
<b>2</b>	44.37	32.95	0.069
<b>3</b>	25.07	30.06	0.071
<b>4</b>	65.89	3.94	0.06

### 3.6 Modelo de blocos

O modelo de blocos utilizado terá um tamanho de bloco de 50x50x10m em X,Y e Z. Como o espaçamento amostral está em 200x100m, ao utilizarmos o tamanho de 50x50m, garantimos que não haja cinco blocos entre dois furos de sondagem. Ao ser utilizado a krigagem ordinária para a interpolação de teores, não deve ser utilizado um tamanho de bloco menor do

que  $\frac{1}{4}$  da malha amostral, pois isso resultaria em um número grande de blocos pequenos com os teores muito parecidos, resultando em uma suavização exagerada. Além disso, o erro de krigagem seria muito maior do que o erro utilizando um bloco maior. A dimensão em Z de 10m corresponde à altura da bancada.

### 3.7 Análise da Continuidade Espacial

A análise da continuidade espacial foi feita através do variograma experimental. Devido à escassez de informação, não foi possível fazer a variografia dos domínios 3 e 4.

As seguintes etapas foram feitas:

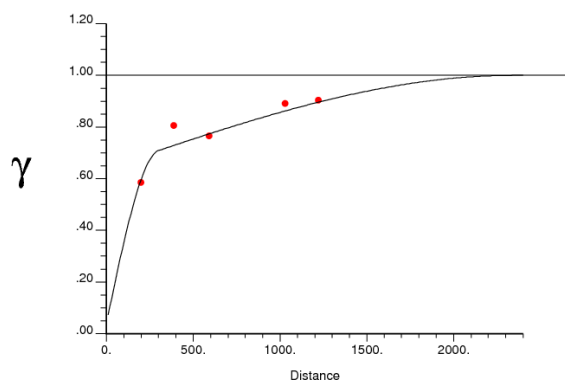
- i. Variograma ao longo do furo para que se fosse averiguado o efeito pepita.
- ii. Varredura no plano horizontal para identificar no plano horizontal a direção de maior continuidade.
- iii. Fez-se então uma análise de mergulho na direção principal encontrada na etapa ii.
- iv. O próximo passo foi fazer uma varredura do rake, na direção perpendicular à direção de maior continuidade encontrada na etapa i.

A análise variográfica permitiu concluir que as direções principais das 3 variáveis (Fe, Si e O), seguem as direções do corpo. Dentro desse contexto, a direção de maior continuidade é a direção N35/Dip0, a direção intermediária é a N125/Dip10 e a direção de menor continuidade é perpendicular a essas duas, N125/Dip 100.

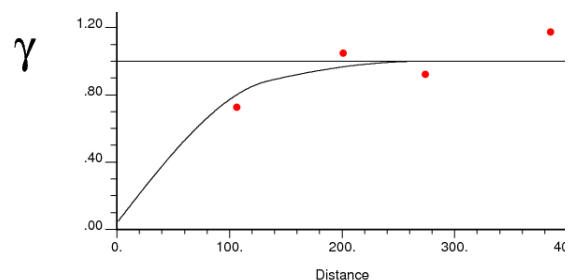
Abaixo estão representados os variogramas da variável Fe para os dois domínios. Os demais variogramas estão no apêndice B.

Domínio 1:

a) Maior cont N35/Dip0



b) Direção Intermediária N125/Dip10



c) Menor continuidade N125/Dip100

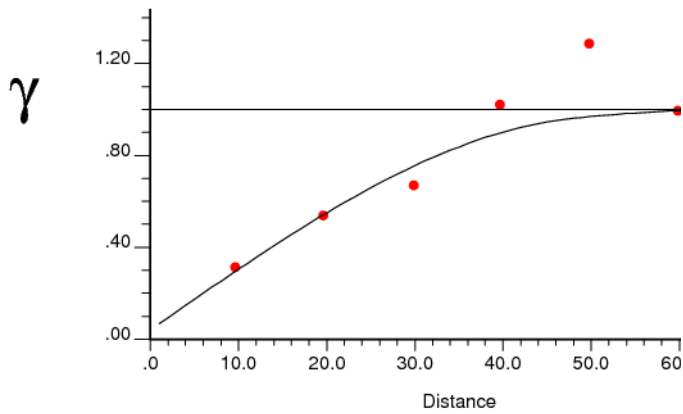
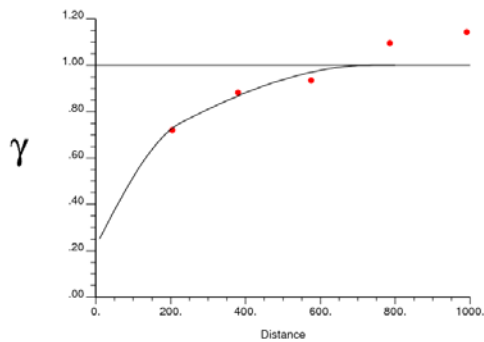


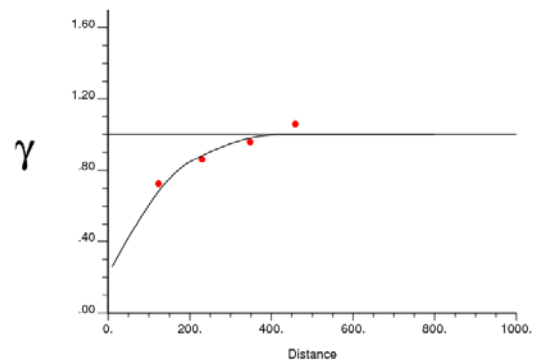
Figura 31. a) Direção de maior continuidade. b) Direção de continuidade intermediária. c) direção de menor continuidade.

Domínio 2:

a) Maior continuidade N35/Dip0



b) Direção Intermediária N125/Dip10



c) Menor continuidade N125/Dip100

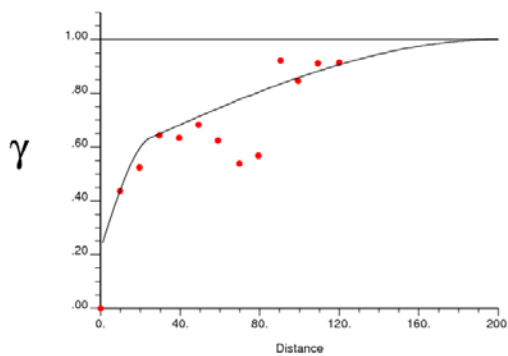


Figura 32. a) Direção de maior continuidade. b) Direção de continuidade intermediária. c) Direção de menor continuidade. Domínio 2.

O modelo variográfico para todas as variáveis estimadas no domínio 1 e 2 está descrito na tabela 3, sendo que o efeito pepita e as contribuições estão expressas em função da variância. Assim, um efeito pepita de 0.22 significa que é 22% da variância.

Tabela 3. Modelo variográfico

DOM	ATR.	DIR	EF. PEPITA	EST.	C	ALCANCE (m)	EST.	C	ALCANCE (m)
1	Fe	N35/Dip0	0.04	Sph	0.6	300	Sph	0.36	2340
		N125/Dip10	0.04	Sph	0.6	105	Sph	0.36	170
		N125/Dip100	0.04	Sph	0.6	48	Sph	0.36	66
	P	N35/Dip0	0.1	Sph	0.9	984	-	-	-
		N125/Dip10	0.1	Sph	0.9	108	-	-	-
		N125/Dip100	0.1	Sph	0.9	59	-	-	-
	Si	N35/Dip0	0.02	Sph	0.68	304	Sph	0.3	1104
		N125/Dip10	0.02	Sph	0.68	304	Sph	0.3	305
		N125/Dip100	0.02	Sph	0.68	41.4	Sph	0.3	84
2	Fe	N35/Dip0	0.22	Sph	0.33	225	Sph	0.44	735
		N125/Dip10	0.22	Sph	0.33	225	Sph	0.44	420
		N125/Dip100	0.22	Sph	0.33	25	Sph	0.44	200
	P	N35/Dip0	0.125	Sph	0.875	622	-	-	-
		N125/Dip10	0.125	Sph	0.875	368	-	-	-
		N125/Dip100	0.125	Sph	0.875	110	-	-	-
	Si	N35/Dip0	0.22	Sph	0.31	374	Sph	0.47	726
		N125/Dip10	0.22	Sph	0.31	110	Sph	0.47	693
		N125/Dip100	0.22	Sph	0.31	41.8	Sph	0.47	680

### 3.8 Estimativa de teores

Nos domínios 1 e 2, os atributos foram estimados através da krigagem ordinária. Por outro lado, nos domínios 3 e 4 os atributos foram estimados através do inverso do quadrado da distância. Nos domínios 3 e 4, as vizinhanças de busca utilizada estavam orientadas de acordo com as direções principais encontradas na análise da continuidade espacial.

#### 3.8.1 Tratamento dos valores extremos

Um aspecto que é importante ressaltar é que, especificamente para o P e a Si do domínio 1 para o P do domínio 2, foi feito um tratamento especial para os valores extremos. Para esses

atributos, todos os valores superiores ao nonagésimo quinto percentil foram classificados como valores extremos (tabela 4). Então, esses valores extremos só foram utilizados para estimar os blocos que estavam próximos a eles. A estimativa foi feita através das seguintes etapas:

- i. Fez-se a seleção dos valores extremos no banco de dados.
- ii. Utilizando apenas os valores extremos, fez-se uma estimativa no modelo de blocos utilizando o método do vizinho mais próximo para dessa forma, carimbar os blocos que estavam próximos aos valores extremos. A vizinhança de busca utilizada era elíptica e possuía os alcances de busca de 25x25x5m em X, Y e Z.
- iii. A estimativa então foi feita e duas etapas: os blocos carimbados na etapa ii foram estimados utilizando todos os valores do banco de dados. Por outro lado, os blocos que não foram carimbados na etapa ii foram estimados sem levar em consideração os valores extremos.

Tabela 4. Valores utilizados para a classificação dos valores extremos.

<b>Domínio</b>	<b>Atributo</b>	<b>95º Percentil (%)</b>
1	Si	42.39
1	P	0.249
2	P	0.248

### **3.8.2 Validação das estimativas**

A validação das estimativas foi feita através das seguintes etapas:

- i. Validação global
- ii. Análise de deriva
- iii. Check visual
- iv. Verificação da correlação entre as variáveis
- v. Balanço de massas

#### **3.8.2.1 Validação global**

A validação global é feita através da comparação entre a média das estimativas e a média dos dados desagrupados. O resultado está nas tabelas 5 e 6:

Tabela 5. Validação global para os domínios 1 e 2.

<b>VALIDAÇÃO GLOBAL</b>				
<b>REGIÃO</b>	<b>ATRIBUTO</b>	<b>MÉDIA DESAGRUPADA (%)</b>	<b>MÉDIA ESTIMATIVAS (%)</b>	<b>DIFERENÇA (%)</b>
<b>DOM 1</b>	<b>FE</b>	<b>52.64</b>	<b>52.29</b>	<b>0.66</b>
	<b>SI</b>	<b>16.47</b>	<b>16.48</b>	<b>0.06</b>
	<b>P</b>	<b>0.096</b>	<b>0.095</b>	<b>1.04</b>
<b>DOM 2</b>	<b>FE</b>	<b>44.37</b>	<b>44.28</b>	<b>0.20</b>
	<b>SI</b>	<b>32.95</b>	<b>33.06</b>	<b>0.33</b>
	<b>P</b>	<b>0.0686</b>	<b>0.0681</b>	<b>0.73</b>

Tabela 6. Validação global para os domínios 3 e 4.

<b>VALIDAÇÃO GLOBAL</b>				
<b>REGIÃO</b>	<b>ATRIBUTO</b>	<b>MÉDIA DESAGRUPADA (%)</b>	<b>MÉDIA ESTIMATIVAS (%)</b>	<b>DIFERENÇA (%)</b>
<b>DOM3</b>	<b>FE</b>	<b>25.07</b>	<b>25.37</b>	<b>1.20</b>
	<b>SI</b>	<b>30.6</b>	<b>29.73</b>	<b>2.84</b>
	<b>P</b>	<b>0.071</b>	<b>0.071</b>	<b>0.00</b>
<b>DOM4</b>	<b>FE</b>	<b>65.89</b>	<b>64.53</b>	<b>2.06</b>
	<b>SI</b>	<b>3.94</b>	<b>3.57</b>	<b>9.39</b>
	<b>P</b>	<b>0.06</b>	<b>0.057</b>	<b>5.00</b>

O único domínio que apresentou uma discrepância maior do que 5% foi a sílica no domínio 4. Isso ocorreu porque havia uma amostra de alto teor de sílica em uma lente grande de hematita, que recebeu um peso grande e gerando um aumento da média desagrupada. Além disso, a escassez de amostras nesse domínio prejudicou as estimativas.

### **3.8.2.2 Análise de Deriva**

A análise de deriva consiste em dividir o depósito em uma série de fatias, em X,Y e Z e então, comparar a média dos dados com a média dos blocos para cada fatia. O resultado da análise de deriva para a variável ferro está demonstrado nas figuras de 33 a 38. As outras se encontram no apêndice A:

Análise de deriva domínio 1:

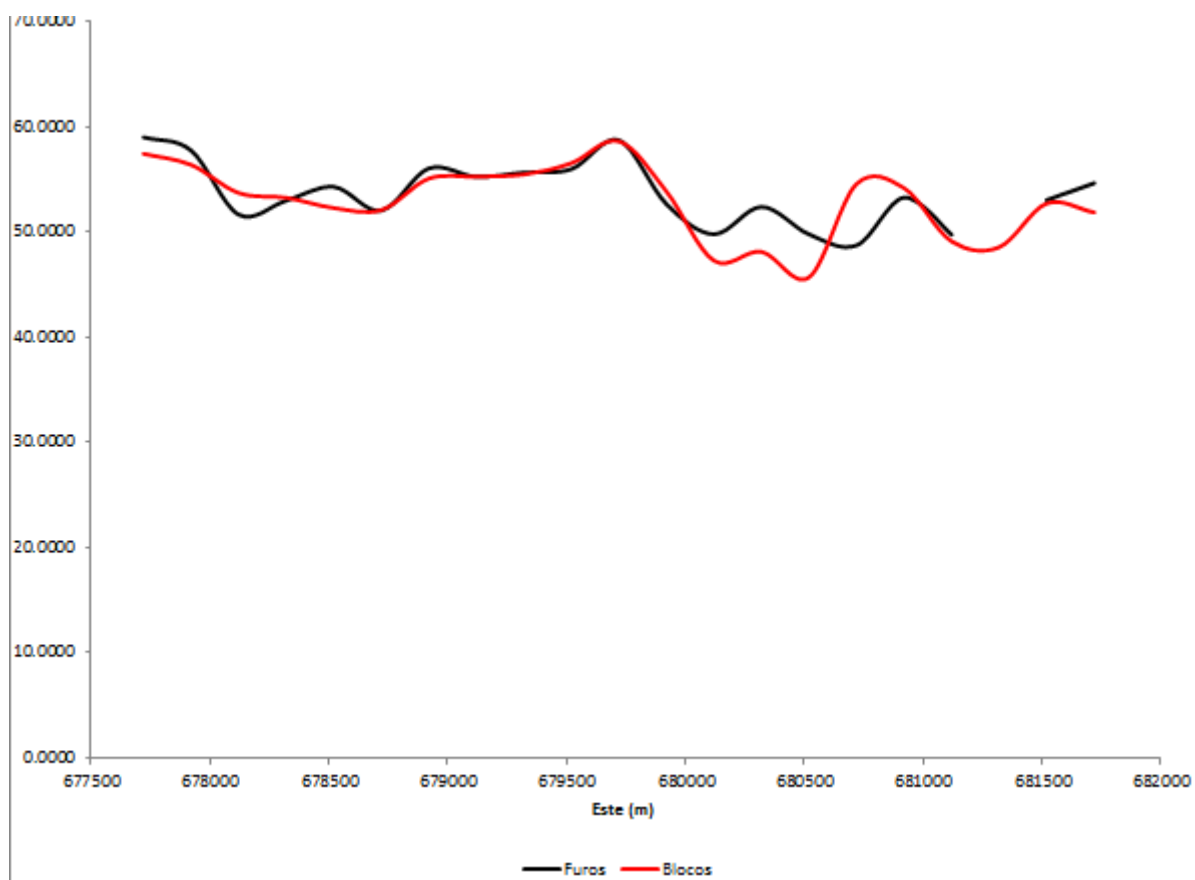


Figura 33. Deriva em X do Fe no domínio 1.

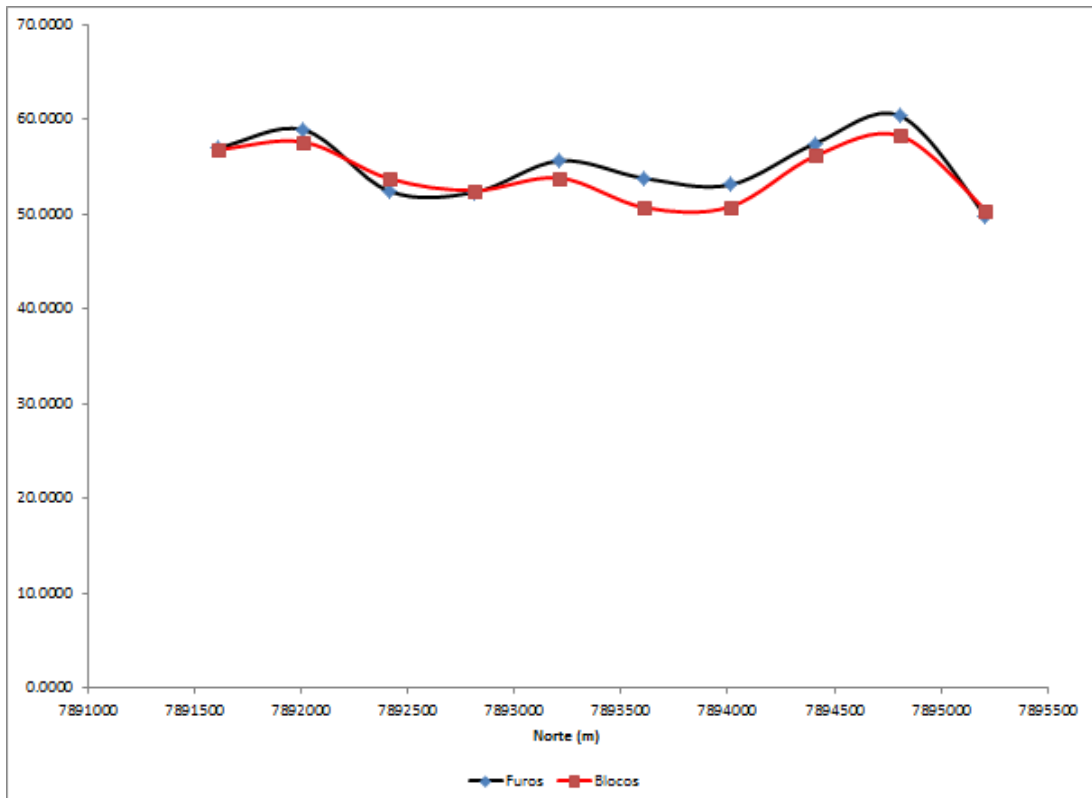


Figura 34. Deriva em Y do Fe no domínio 1.

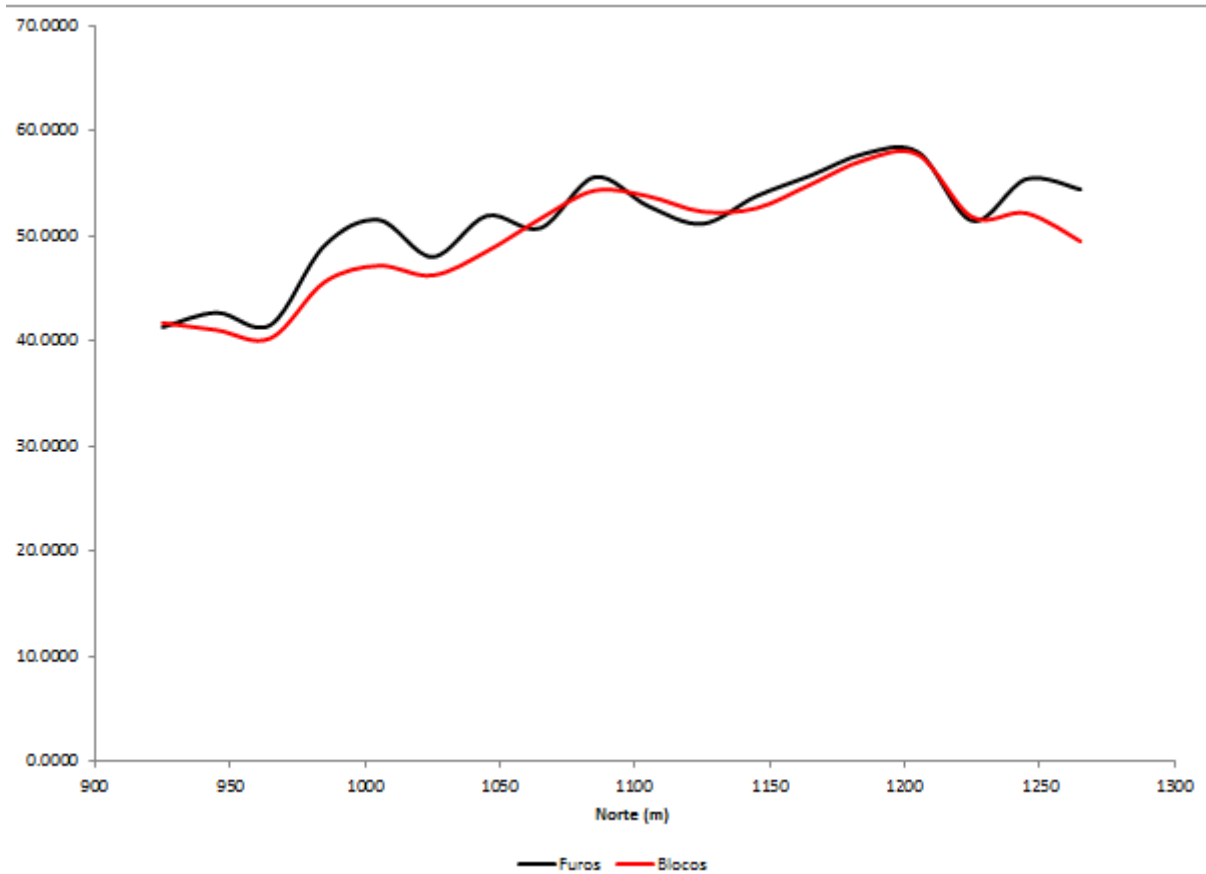


Figura 35. Deriva em Z do ferro no domínio 1.



Análise de deriva Domínio 2:

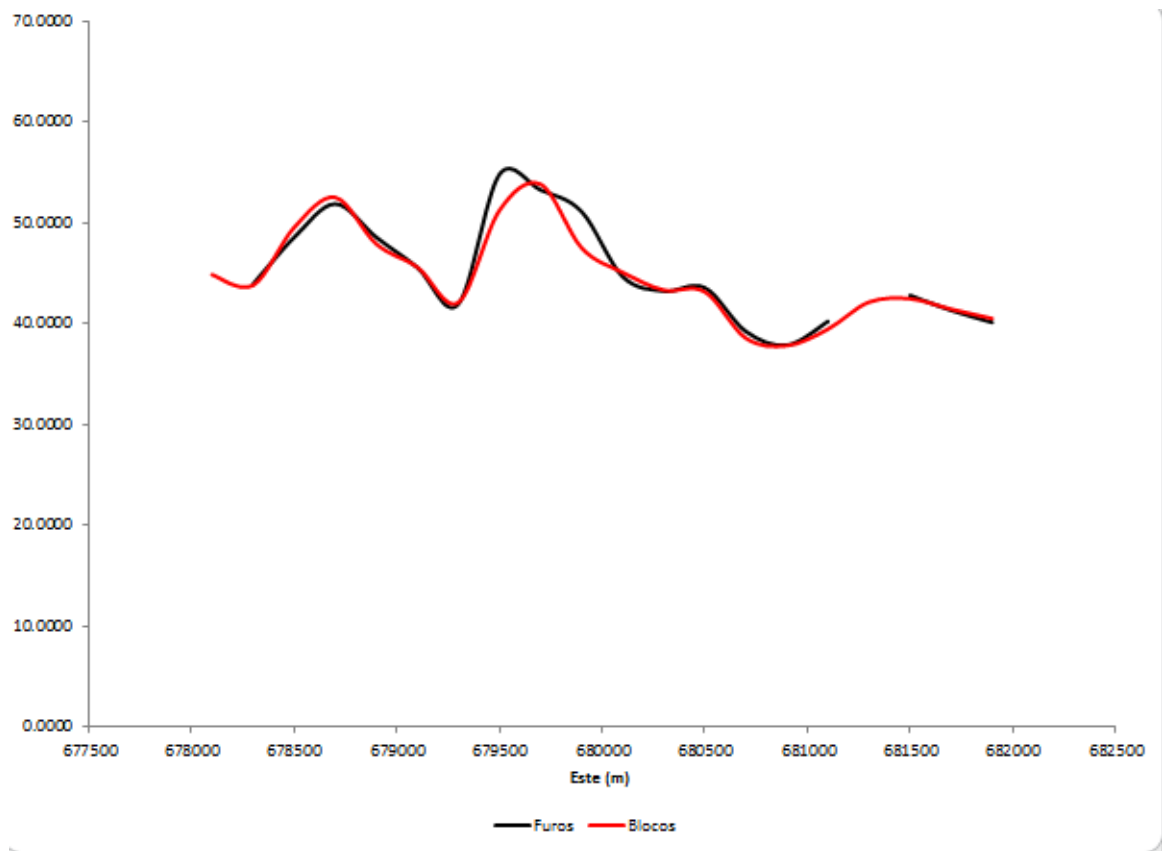


Figura 36. Deriva em X do Fe no domínio 2.

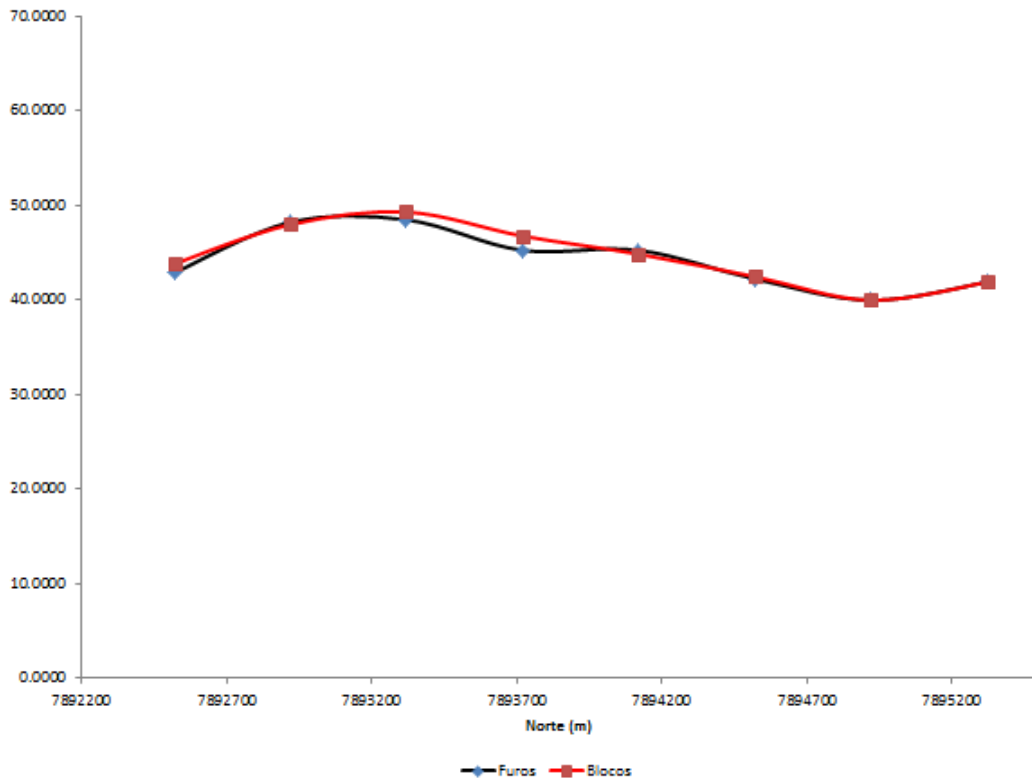


Figura 37. Deriva em Y do ferro no domínio 2.

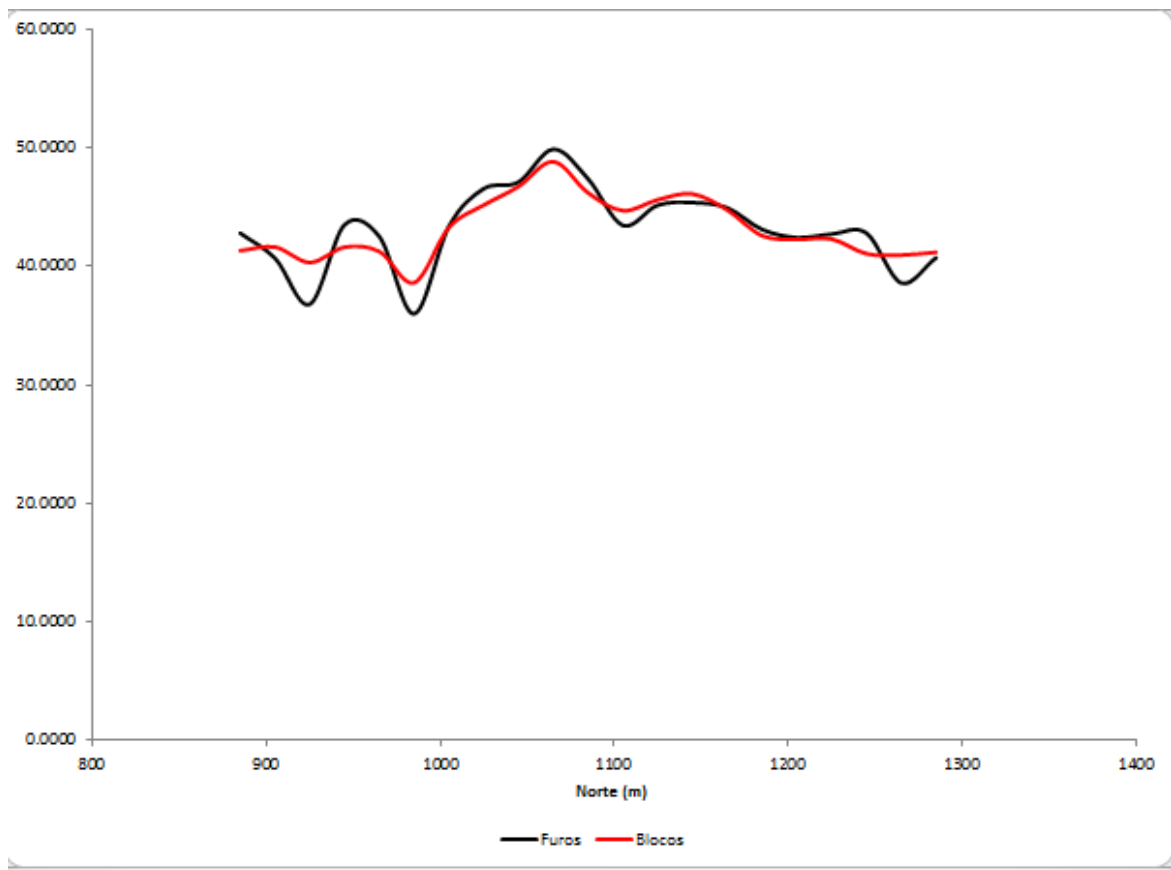


Figura 38. Deriva em Z do Fe no domínio 2.

### 3.8.2.3 Check Visual

O *check* visual é feito colocando na mesma escala de cores os furos e os blocos estimados, Como se pode observar na figura 39, blocos esverdeados encontram-se próximos a amostras esverdeadas para a variável Fe.

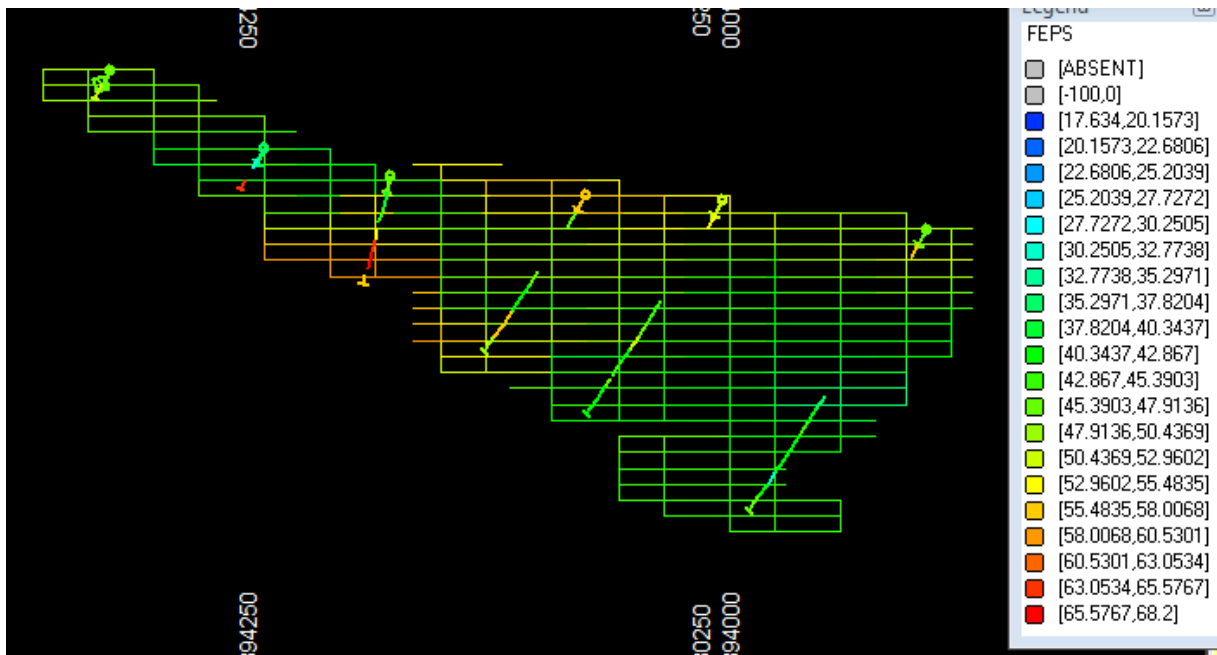


Figura 39. *Check* visual do atributo Fe

De maneira similar, foi feito o *check* visual para o fósforo (figura 40) e a sílica (figura41):

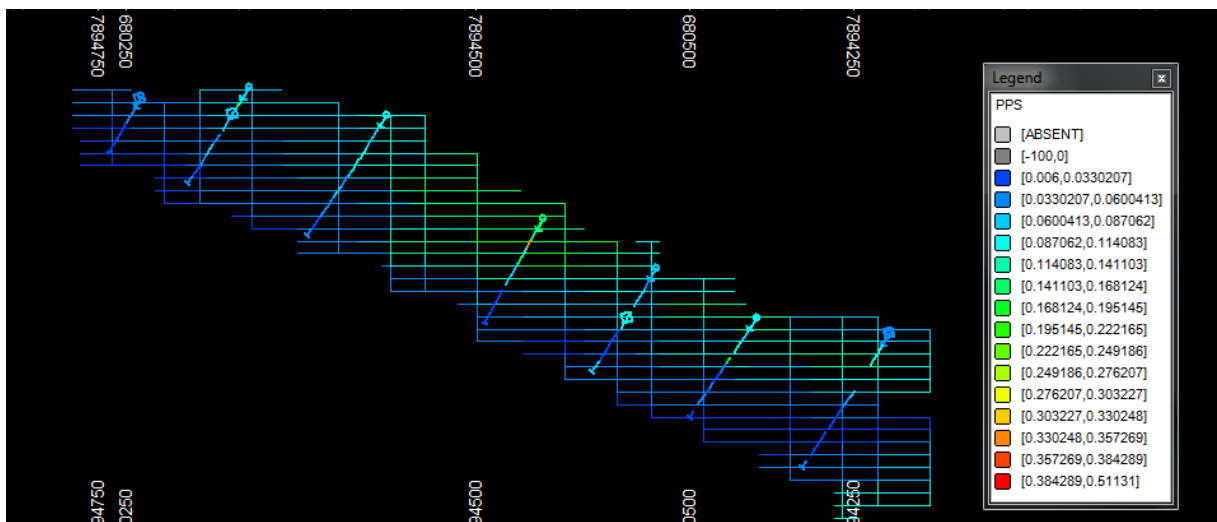


Figura 40. *Check* visual do atributo P.

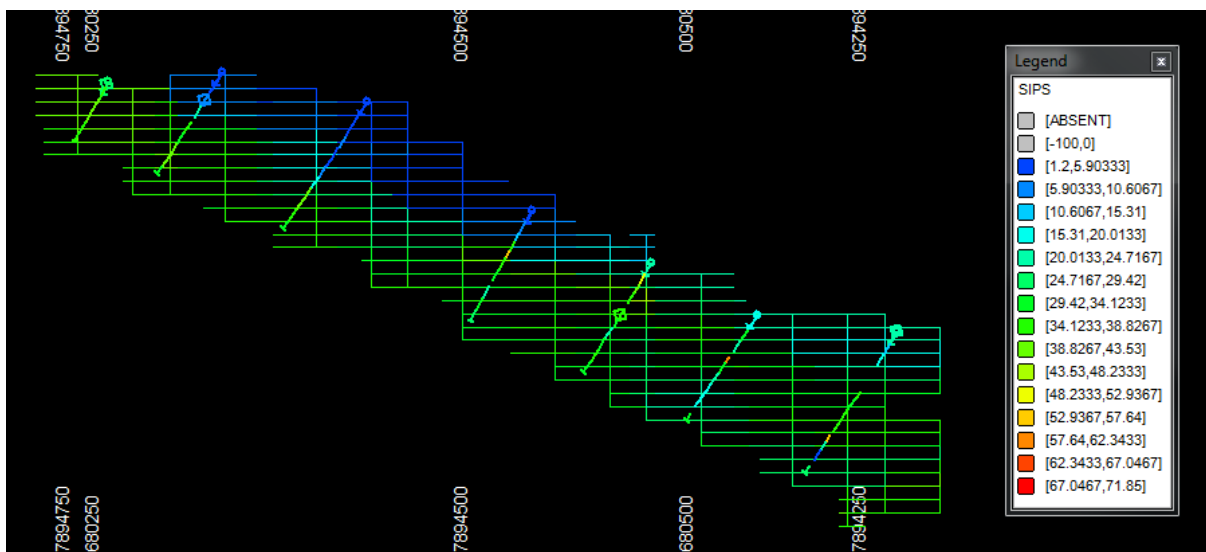


Figura 41. Check visual do atributo Si.

### 3.8.2.4 Verificação das correlações

Como não foram utilizados dois modelos variográficos distintos e duas estratégias de busca diferentes para o ferro e a sílica, não garantimos que a correlação entre eles fosse mantida. Portanto, foi feita uma análise se as correlações das estimativas estavam coerentes com as correlações obtidas com os dados originais. Os resultados estão nas tabelas 7 e 8:

Tabela 7. Verificação de correlação no domínio 1.

		DOM 1	
		FE	
		DADOS	ESTIMATIVAS
SI		<b>-0.87</b>	<b>-0.81</b>

Tabela 8. Verificação de correlação no domínio2.

		DOM2	
		FE	
		DADOS	ESTIMATIVAS
SI		<b>-0.97</b>	<b>-0.93</b>

Percebe-se que as estimativas reproduziram a forte correlação negativa entre o ferro e a sílica.

### 3.8.2.5 Balanço de massas

Outro aspecto que foi verificado diz respeito ao balanço de massas. Como o ferro e a sílica foram estimados separadamente, poderia ocorrer que algum bloco estimado sofresse a ação de um valor alto de sílica e de fósforo ao mesmo tempo, gerando estimativas que, quando somadas, poderiam dar um valor acima de 100%. A tabela 9 mostra o mínimo e máximo da soma do teor de ferro com o teor de sílica dos dados e das estimativas. Pode-se notar que a soma de ferro e sílica das estimativas está dentro dos limites da soma de ferro e sílica dos dados.

Tabela 9. Verificação do balanço de massas.

	SOMA FE+SI (%)	
	MIN	MAX
DADOS	43.4	91.06
ESTIMATIVAS	54.4	87.31

### 3.9 Classificação de recursos

Os recursos estimados foram feitos através do método do alcance do variograma. Dentro desse contexto foram classificados da seguinte forma:

i. Medidos: os recursos medidos são aqueles que possuem um mínimo de 8 amostras em uma vizinhança de busca correspondente a  $\frac{1}{2}$  do alcance do variograma. Além disso, deveria possuir um mínimo de 4 octantes não vazios.

ii. Indicados: os recursos indicados são aqueles que possuem um mínimo de 8 amostras em uma vizinhança de busca correspondente ao alcance do variograma. Também deveria possuir um mínimo de 4 octantes não vazios.

iii. Inferidos: os recursos inferidos são aqueles que possuem um mínimo de 8 amostras em uma vizinhança de busca correspondente ao dobro do alcance do variograma. Também deveria possuir mínimo de 4 octantes não vazios. Também foram considerados como inferidos os blocos estimados pelo inverso do quadrado da distância.

Após isso, foi feita uma verificação do potencial econômico do depósito. Isso é necessário, pois os códigos internacionais, entre eles o JORC, O SAMREC e o NI-143 exigem que para uma ocorrência mineral ser considerada recurso, é preciso haver uma possibilidade razoável e realística de ser explorado. Para averiguar se o depósito fosse viável, foi feito uma

cava conceitual através do algoritmo de Lerchs-Grossmann. Os parâmetros utilizados para a geração da cava foram os seguintes:

- Preço Fe: 0.9U\$/% Fe contido
- Recuperação global: 85%
- Custo Lavra: 2\$/ton
- Custo de lavra + beneficiamento: 27\$/ton
- Ângulo de talude global: 45°
- Custo de investimento: 122MU\$
- Densidade Itabirito Friável: 2.47 t/m<sup>3</sup>
- Densidade Itabirito Compacto: 3.19 t/m<sup>3</sup>
- Densidade Hematita: 3.14 t/m<sup>3</sup>
- Densidade Estéril: 2.14 t/m<sup>3</sup>

O resultado mostrou que 94% dos recursos estavam dentro da cava conceitual. Além disso, menos do que 15% do valor econômico da cava pagou os custos de investimentos. Portanto, há de fato uma possibilidade razoável e realística de o depósito ser explorado, confirmando os recursos classificados. É importante lembrar que isso é apenas uma avaliação preliminar para ratificar a classificação de recursos.

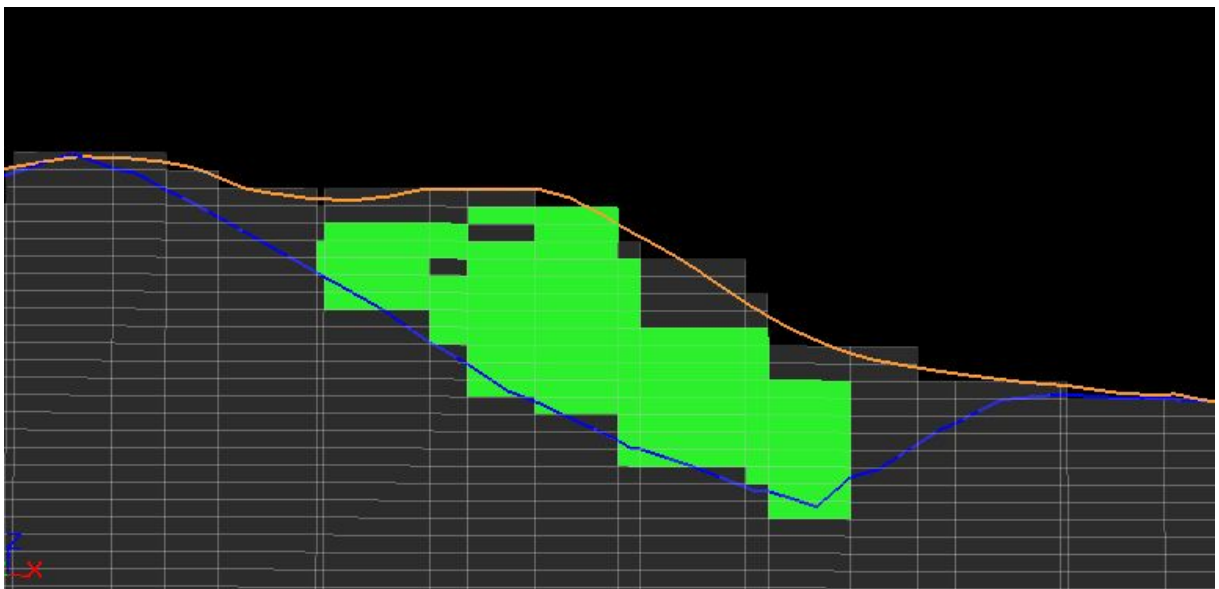


Figura 42. Vista em corte da cava conceitual

O resultado da classificação de recursos está na tabela 10:

Tabela 10. Tabela de recursos

	<b>TON (Mt)</b>	<b>TEOR MÉDIO Fe(%)</b>
<b>MED</b>	<b>222.25</b>	<b>47.7</b>
<b>IND</b>	<b>46.06</b>	<b>47.2</b>
<b>INF</b>	<b>17.29</b>	<b>46.6</b>

Apenas os recursos medidos e indicados serão usados para o planejamento de longo prazo. Assim seguimos a recomendação da bolsa de valores do Canadá, que não admite que sejam declarados recursos inferidos para o planejamento de longo prazo.

### **3.9.1 Curvas de Parametrização**

Considerando apenas os recursos medidos e indicados, foram plotados as curvas de parametrização em função do ferro, do fósforo e da sílica. A curva de parametrização do ferro (figura 43) permite, a partir de um determinado teor de corte, avaliar a tonelagem de recursos restantes no depósito que está acima desse teor de corte e o teor médio resultante. Por outro lado, a curva de parametrização do fósforo permite verificar, a partir de um determinado limite de contaminação para o fósforo (figura 44), o teor médio de fósforo dos blocos que estão abaixo desse limite de contaminação e a tonelagem dos blocos que estão também abaixo desse limite de contaminação. De maneira similar ao fósforo, também foi feita uma curva de parametrização para a sílica (figura 45), assim, para um determinado limite de contaminação no eixo X, é possível analisar a quantidade de recursos medidos e indicados que estão abaixo desse limite e o teor médio de sílica resultante.

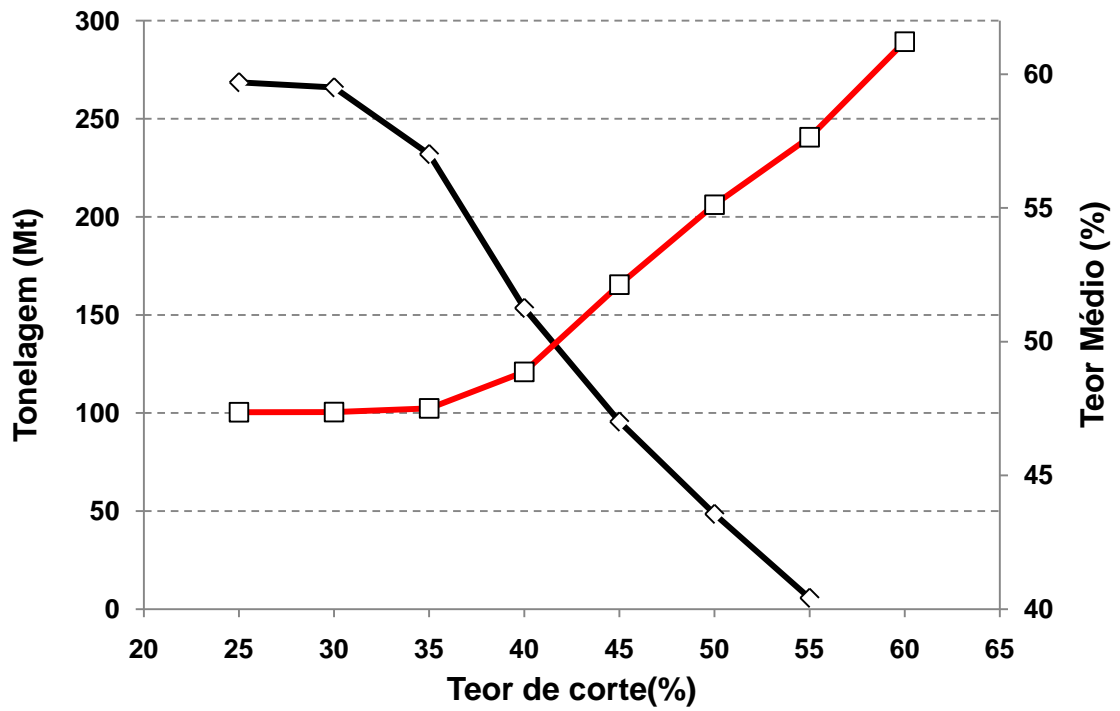


Figura 43. Curva de parametrização do atributo Fe.

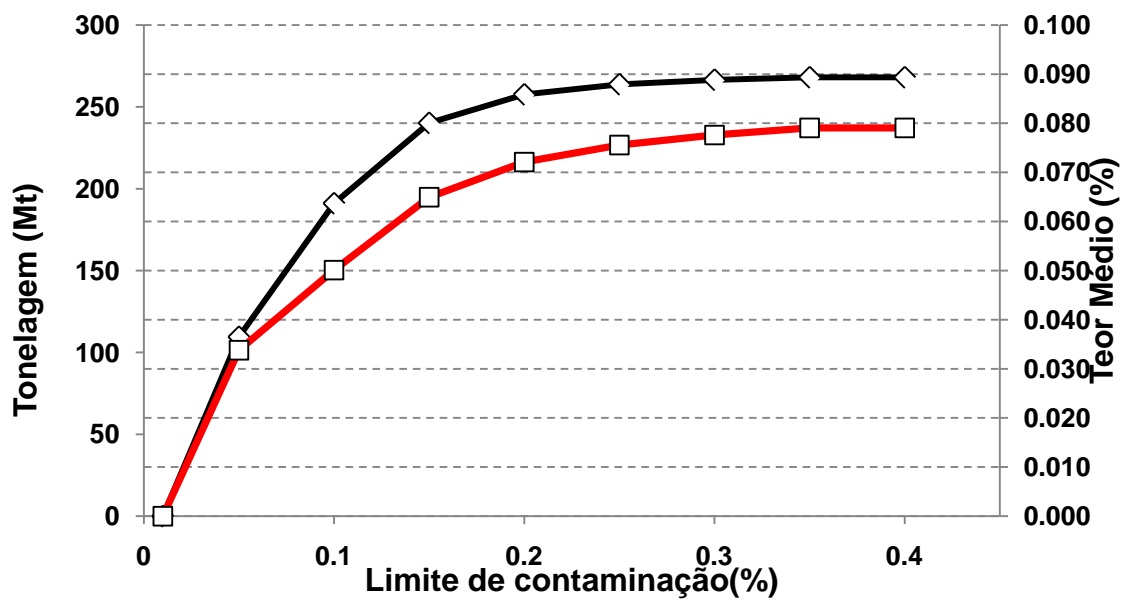


Figura 44. Curva de parametrização do atributo P.



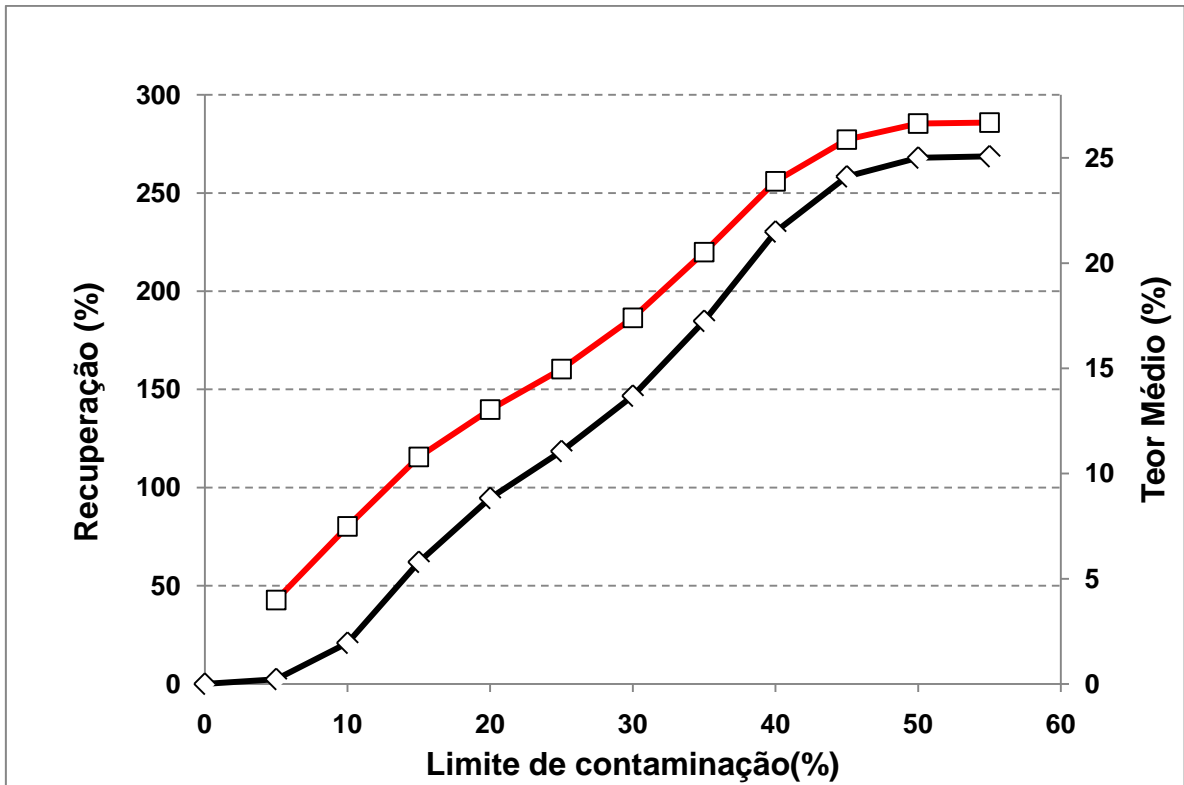


Figura 45. Curva de parametrização para a Si.

## 4. Geomecânica

### 4.1 Considerações

Só os recursos medidos e indicados foram levados em consideração para esta parte do projeto da mina. Os domínios geomecânicos 3 e 4 - recursos inferidos - não entraram nesta parte. Restaram os domínios 1 e 2, itabirito friável e o itabirito compacto respectivamente, a ser tratados.

Foi utilizado um fator de segurança de 1,3 para as estabilidades de talude para poder aproveitar ao máximo da jazida.

### 4.2 Caracterização do maciço rochoso

#### 4.2.1 Propriedades geomecânicas

Não possuindo informações sobre o maciço rochoso, os parâmetros geomecânicos foram encontrados na literatura ou são baseados em ensaios realizados em laboratório. Os dados sobre o itabirito friável sendo de difícil obtenção foi assumido uma resistência a compressão uniaxial igual a 30% da resistência a compressão uniaxial do itabirito compacto. A encaixante é um quartzito do Quadrilátero Ferrífero.

O GSI foi deduzido a partir do RMR encontrado na literatura. Os parâmetros que permitem achar a coesão e o ângulo de atrito são os seguintes

Tabela 11. Parâmetros de entrada permitindo os parâmetros geomecânicos do maciço rochoso

	Densidade ( $t/m^3$ )	$\sigma_c$ (MPa)	RMR	GSI	$m_i$
<b>Itabirito friável</b>	2.47	38	53	48	10
<b>Itabirito compacto</b>	3.19	101	68	63	20
<b>Encaixante</b>	2.70	180	70	65	20

O programa RocData permite determinar os parâmetros para avaliar a estabilidade dos taludes: ângulo de atrito e coesão. Usou-se o critério de Mohr Coulomb para avaliar os parâmetros.

Tabela 12. Parâmetros geomecânicos

	<b>Coesão (MPa)</b>	<b>Atrito (°)</b>
<b>Itabirito friável</b>	0.863	16.28
<b>Itabirito compacto</b>	4.768	29.18
<b>Encaixantes</b>	8.965	30.35

#### 4.2.2 Famílias de fraturas

A rocha é um itabirito, rocha metamórfica que pode ter uma foliação. Pegou-se uma foliação na direção de maior continuidade do corpo que foi assumida como uma terceira família de fratura. Não tendo informações sobre as fraturas do maciço, assumiram-se as duas famílias de fraturas com as seguintes características:

Tabela 13. Características das famílias de fraturas

	<b>Nome</b>	<b>Direção do mergulho</b>	<b>Mergulho</b>	<b>Preenchimento</b>	<b>Coesão (t/m<sup>2</sup>)</b>	<b>Atrito (°)</b>
<b>Família 1</b>	F1	290°N	70°	Sílica	5	25
<b>Família 2</b>	F2	35°N	30°	Sílica	8	16
<b>Foliação</b>	Fol	35°N	0°			

Na figura seguinte, podem ser vistas a posição das três famílias de fraturas (Plano e pólo) num estereograma.

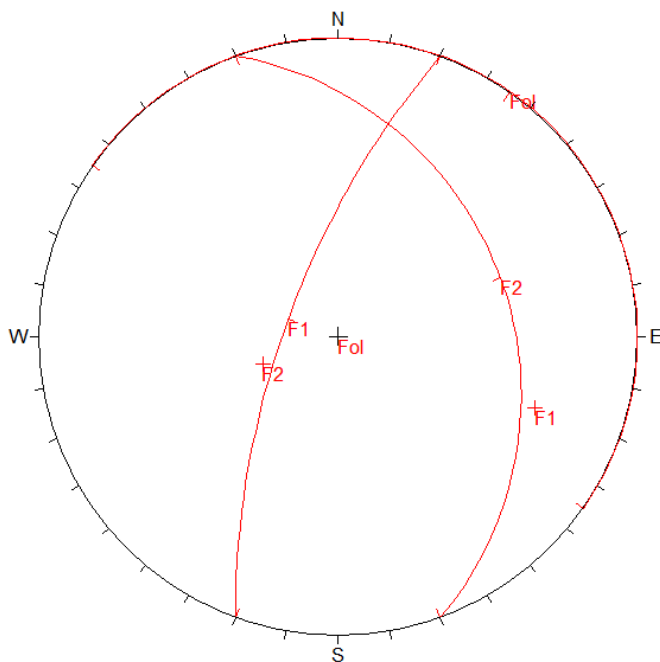


Figura 46. Posição das famílias de fraturas e da foliação num estereograma

### 4.2.3 Estabilidade dos taludes globais

Considera-se que rupturas, como as rupturas planar ou em cunha, não podem acontecer para o talude global, porque foram assumidas famílias de fratura de persistência baixa. Só um estudo de ruptura circular é realizado para o talude global.

### 4.2.4 Divisão em setores geotécnicos

Dividiu-se a área do projeto em vários setores geotécnicos. Cada setor geotécnico é definido por um ângulo de talude global diferente. A divisão é feita usando um cava preliminar gerada pelo programa NPV Scheduler®. O objetivo é obter um ângulo de talude global alto para minimizar a relação estéril-minério, foi escolhido um ângulo de 45° para gerar essa cava preliminar. Os parâmetros de entrada no software foram os seguintes (Cálculos preliminares realizados com o programa MAFMINE):

- Preço : 0.9 US\$/% de ferro contido
- Custos de lavra: 2 \$/t
- Custo de beneficiamento: 25 \$/t
- Recuperação global: 85%

Os limites da cava ótima obtida são mostrados a seguir (Traço amarelo na figura 1.3.1.1). Essa cava preliminar permite ter a altura e a composição dos taludes. Podemos dividir a área em setores geotécnicos.

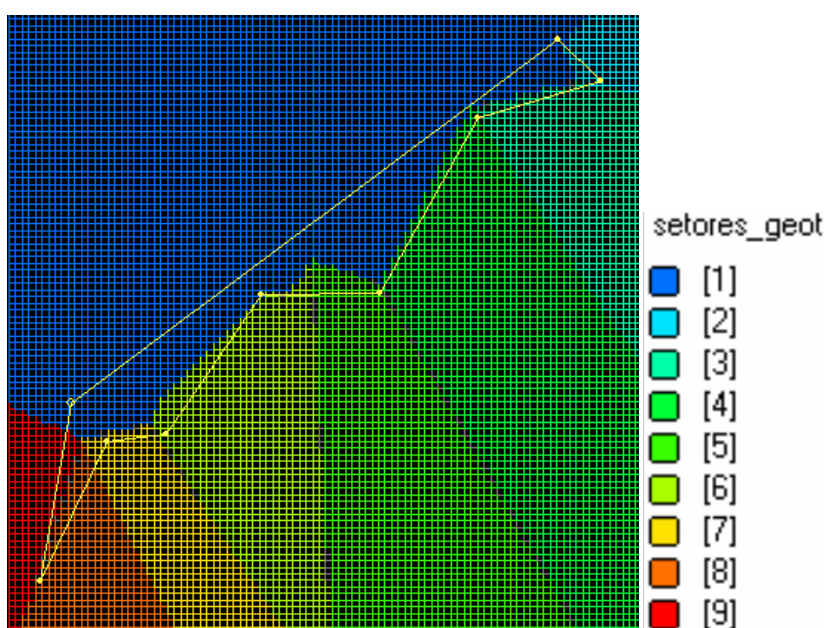


Figura 47. Divisão em setores geotécnicos

Um modelo de cada talude foi feito e a estabilidade avaliada no programa Slide. Utilizou-se o método de Bishop, que leva em conta a densidade, a coesão, o ângulo de atrito do material e também a altura do talude para calcular o coeficiente de estabilidade, dos quais resulta o fator de segurança.

Todos os ângulos dados pela cava preliminar mostraram um fator de segurança para o talude superior a 1,3. Embora o itabirito friável tenha propriedades mecânicas ruins, os taludes são em sua maioria de altura baixa, o que permite guardar a inclinação dada pela cava ótima. O talude mais problemático é o primeiro talude que possui um ângulo de 30° e uma altura de 321 metros, porém possui um fator de segurança de 4.8. Os resultados dos ângulos de talude globais são mostrados na tabela a seguir:

Tabela 14. Ângulos dos taludes globais

Setor geotécnico	Composição do talude	Ângulo (°)
1	Encaixante	30
2	Encaixante	50
3	Encaixante	45
4	Encaixante Itabirito Friável	38°
5	Encaixante	38°
6	Encaixante	30
7	Encaixante Itabirito compacto	30
8	Itabirito friável	18
9	Encaixante	25

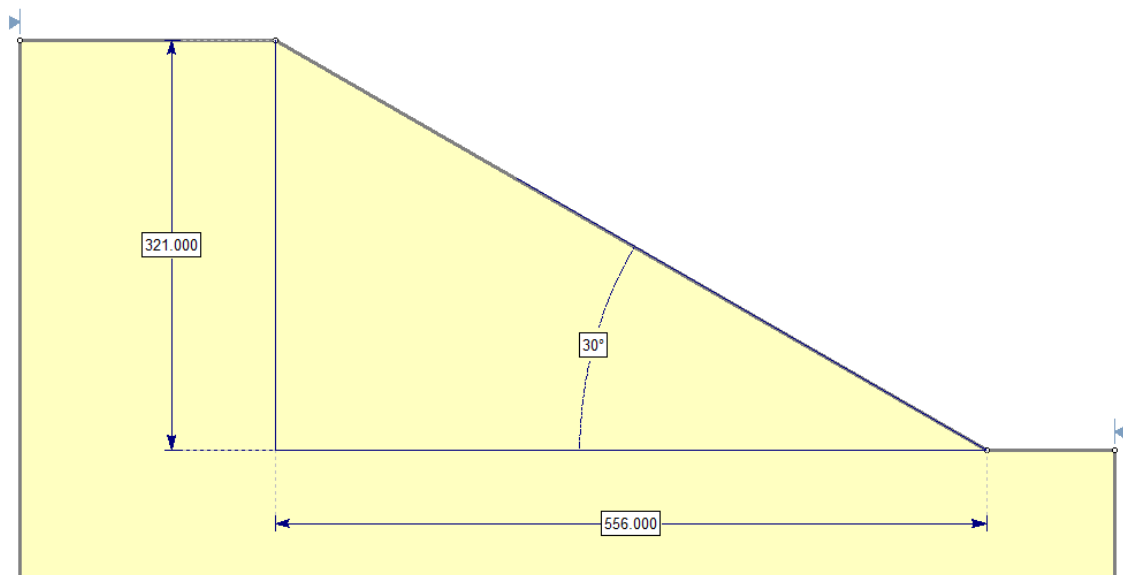


Figura 48. Exemplo de modelo de talude (Setor geotécnico 1)

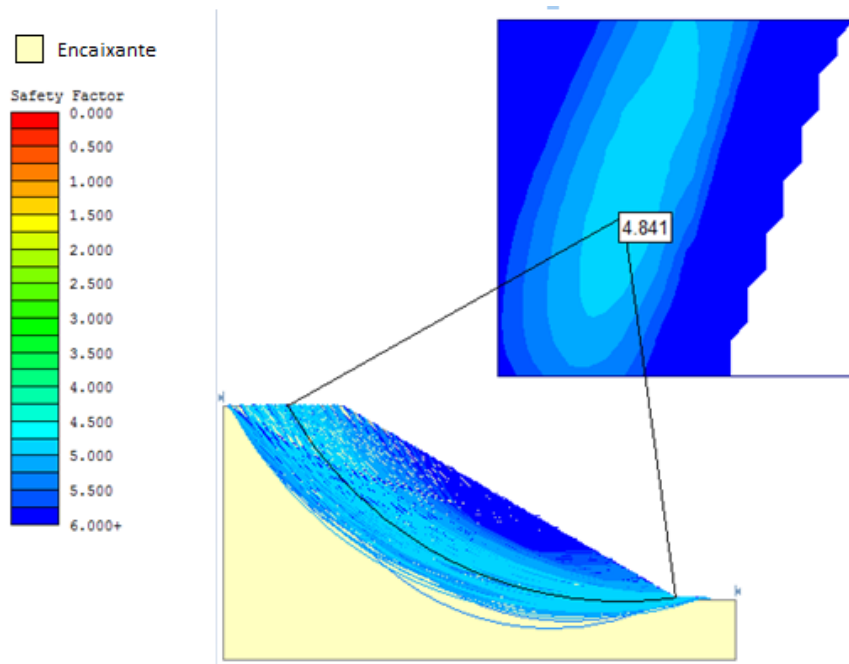


Figura 49. Exemplo de resultado de análise de talude global (Setor geotécnico 1)

### 4.3 Estabilidade das bancadas

#### 4.3.1 Método

Tenta-se manter um ângulo de face de  $75^\circ$  para todas as bancadas para manter uma REM baixa. Um teste de estabilidade com um ângulo de  $75^\circ$  é realizado para cada bancada, se o estereograma mostrar uma ruptura potencial então um análise mais precisa dessa ruptura é feita no software. Todos os estereogramas estão nos anexos.

#### 4.3.2 Potencial ruptura planar

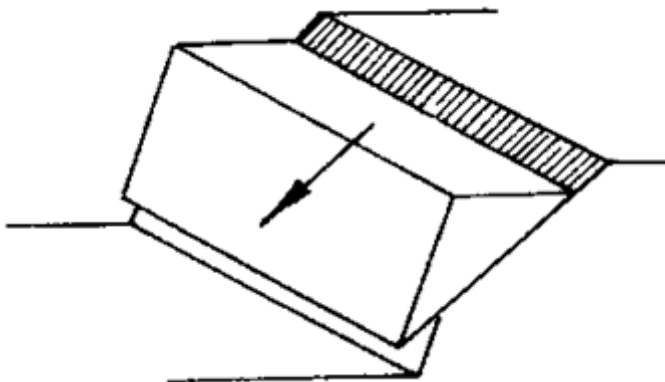


Figura 50. Representação de uma ruptura planar

A condição para ruptura planar é a seguinte:

$$\varphi_f > \varphi_p > \phi$$

$\varphi_f$  = Ângulo de face

$\varphi_p$  = Ângulo da fratura

$\phi$  = Ângulo de atrito

Esta análise, como pode ser observada nos estereogramas, é realizada em função da concentração dos polos de fraturas onde a elipse em verde cerca os polos da fratura que afloram na superfície do talude. Então os polos dentro dessa elipse estão em potencial instabilidade.

### 4.3.3 Potencial ruptura em cunha

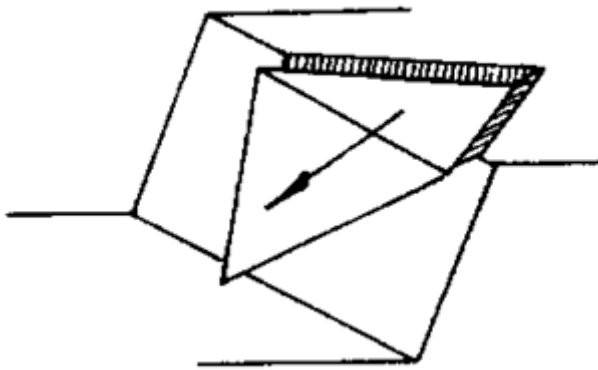


Figura 51. Representação de uma ruptura em cunha

A condição para ruptura em cunha é a seguinte:

$$\varphi_f > \varphi_{pi} > \phi$$

$\varphi_f$  = Ângulo de face

$\varphi_{pi}$  = Ângulo formado pela linha de interseção entre os dois planos de fraturas

$\phi$  = Ângulo de atrito

#### 4.3.4 Condição para tombamento

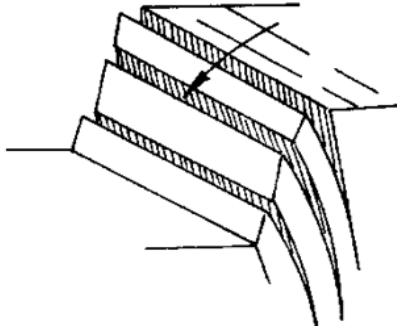


Figura 52. Representação de um tombamento

A condição para tombamento é a seguinte:

$$90 - \delta + \phi < \alpha$$

$\delta$  = Ângulo do plano de fratura

$\phi$  = Ângulo de atrito

$\alpha$  = Ângulo de face

É necessário um determinado paralelismo entre as feições, Goodman sugere uma tolerância de 30°.

#### 4.3.5 Resultados

Os resultados das análises realizadas nos estereogramas estão na tabela seguinte.

Tabela 15. Resultados das análises dos estereogramas

Setor	Material	Dip direction	Dip	Ruptura planar potencial ?	Ruptura em cunha potencial ?	Tombamento potencial ?
1	Encaixante	144	75	Não	Não	Não
2	Encaixante	215	75	Não	Não	Não
3	Encaixante	344	75	Não	Não	Não
4	Encaixante	299	75	Sim (F1)	Não	Não
	Itabirito friável	299	75	Sim (F1)	Não	Não
5	Encaixante	0	75	Não	Não	Não
6	Encaixante	305	75	Sim (F1)	Não	Não
7	Encaixante	5	75	Não	Não	Não
	Itabirito compacto	5	75	Não	Não	Não
8	Itabirito friável	296	75	Sim (F1)	Não	Não
9	Encaixante	99	75	Não	Não	Sim (F1)



#### 4.3.5.1 Análise ruptura planar

Foi usado o método do equilíbrio limite considerando o caso mais pessimista com um preenchimento das fraturas de 100% de água. As forças atuantes e as forças resistentes são calculadas. O fator de segurança é a divisão das forças resistentes sobre as forças atuantes.

O software Rocplane permite fazer as análises de rupturas planares para os três tipos de material: encaixante, itabirito compacto e itabirito friável.

-Ruptura planar seguindo o plano de fratura da família 1:

Com a rocha encaixante, a análise no software mostrou um fator de segurança menor que 1,3, sendo necessária uma redução do ângulo de face. É o caso das bancadas do setor 4 e 6. Com o itabirito friável, a análise no software mostrou um fator de segurança menor que 1,3, uma redução do ângulo de face fez-se necessária. É o caso das bancadas do setor 4 e 8.

-Ruptura planar seguindo a família de fratura 2:

Com a rocha encaixante, a análise no software mostrou um fator de segurança de 3,3, que é superior ao fator de segurança mínimo, então podemos guardar este ângulo de face de 75°. É o caso dos setores geotécnicos 5 e 7. Em relação ao itabirito compacto, a análise no software mostrou um fator de segurança de 2,9, que é superior a 1,3, então podemos guardar um ângulo de face de 75°. É o caso para o setor geotécnico 7 (Resultado anexado).

#### 4.3.5.2 Analise tombamento

No setor 9, para que não ocorra tombamento, o ângulo de talude passou de 75° a 50°. Nessa situação, pode ocorrer uma ruptura planar seguindo a segunda família de fratura. Uma análise mais precisa resultou num fator de segurança de 3,2, mostrando que essa ruptura não pode ocorrer.

#### 4.3.5.3 Resultados finais: inclinação das bancadas por setor geotécnico

Tabela 16. Resultados finais: inclinação das bancadas

Setor geotécnico	Composição	Ângulo de face
1	Encaixante	75°
2	Encaixante	75°
3	Encaixante	75°
4	Encaixante Itabirito Friável	65°
5	Encaixante	75°
6	Encaixante	63°
7	Encaixante Itabirito compacto	75°

<b>8</b>	Itabirito friável	68°
<b>9</b>	Encaixante	50°

Podemos ver que as boas propriedades geomecânicas da rocha encaixante permitiram guardar um ângulo de talude 75° na maioria dos casos. Nos casos do setor 4, 6 e 8, não foi possível devido as direções de mergulho serem similares entre o talude (290°) e a família de fratura 1 (Dip direction dos taludes dos setores 4,6 e 8, respetivamente 299°, 305° e 296°), isso faz com que as fraturas da família 1 possam aparecer na superfície do talude e causem uma ruptura planar, o que nos obrigou a diminuir a inclinação do talude.

## 5. Desmonte de Rocha

Para o cálculo empírico do dimensionamento do desmonte utilizou-se as equações propostas por Olofsson(1988) em Applied Explosives Technology for Construction and Mining.

O desmonte do itabirito compacto e da rocha encaixante (quartzito) será feito através de emulsão bombeada, com iniciação com espoleta e booster e ligação com não elétrico. Já o desmonte do itabirito friável será feito mecanicamente com o uso de shovel hidráulica.

O dimensionamento foi calculado supondo dois desmontes por dia, um de minério (itabirito compacto) e outro de estéril (quartzito). Os parâmetros de entrada, bem como os resultados do dimensionamento, são apresentados a seguir:

Tabela 17. Parâmetros do desmonte

Legenda	Parâmetro	Valor		Unidade
		IC	Quartzito	
<b>K</b>	Altura de bancada	10,0	10,0	m
<b>D</b>	Diâmetro	76,0	76,0	mm
<b>lb</b>	Concentração de carga	5,30	5,30	Kg/m
<b><math>\rho</math></b>	Densidade da rocha	3,19	2,70	t/m <sup>3</sup>
<b>w</b>	Largura de bancada	25,0	25,0	m

A produção por linha no itabirito compacto é de 2,36 t e no estéril é de 2,00 t. Portanto, para atingir a produção diária da mina, cada desmonte deverá ser composto por 6 linhas (IC) ou 5 linhas (quartzito). O dimensionamento resultou numa razão de carga de 0,49 Kg/m<sup>3</sup>, que está dentro do intervalo utilizado em minas de minério de ferro a céu aberto.

Tabela 18. Resultados do dimensionamento do desmonte

Legenda	Propriedade	Valor	Unidade
<b>B<sub>máx</sub></b>	Afastamento	3,34	M
<b>U</b>	Subfuração	1,00	M
<b>H</b>	Profundidade do furo	11,5	M
<b>E</b>	Erro de perfuração	0,38	M
<b>B</b>	Correção do burden	2,96	M
<b>S</b>	Espaçamento	3,70	M

<b>BxS</b>	Malha	10,9	m <sup>2</sup>
<b>w/S</b>	Ajuste largura	6,75	-
	Número de furos	8	-
<b>T</b>	Tampão	2,96	M
<b>h</b>	Altura de carga	8,59	M
<b>Q</b>	Peso de carga	45,5	Kg por furo
<b>RC</b>	Razão de carga	0,49	Kg/m <sup>3</sup>

## 6. Plano de Lavra

### 6.1 Definição do Método de Lavra

A modelagem do depósito mineral mostrou um corpo tabular, pouco profundo e possuindo um ângulo de mergulho de 10°, embora a escolha pela lavra a céu aberto em encosta pareça óbvia, foi utilizada a ferramenta *mining method selection* pelo site [edumine.com](http://edumine.com), que confirmou a escolha inicial.

### 6.2 Cava Ótima

A cava ótima foi obtida através do algoritmo de otimização de Lerchs-Grossman, que atualmente é o algoritmo que apresenta o melhor cenário econômico. O resultado do algoritmo gera a cava de maior lucro possível, com o melhor VPL (Valor Presente Líquido), e com o aproveitamento do material de maior valor. Ela é feita com o uso do programa NPV Scheduler<sup>®</sup>, para tanto, é necessária a entrada de alguns parâmetros:

### 6.3 Função benefício

A função benefício considerada muitos fatores, dentre eles podemos citar: custos operacionais, custos de capital, teor de corte, parâmetros geotécnicos, preço de venda do minério e recuperação na lavra/beneficiamento. Foram geradas duas funções benefício, uma para o itabirito compacto e outra para o itabirito friável.

Os custos operacionais e de capital foram estimados através do software MAFMINE que se baseia nos modelos matemáticos de O'Hara para gerar suas estimativas. Com as estimativas é possível agrupar os custos em três categorias que compõem a função benefício.

Tabela 19. Custos de longo prazo estimados

Tipo de Custo	Itabirito Compacto	Itabirito Friável
Beneficiamento	16,2 US\$/t	9,7 US\$/t
G&A	0,31 US\$/t	0,31 US\$/t
Lavra	4,99 US\$/t	2,83 US\$/t

A diferença de custos de lavra e beneficiamento entre os dois tipos de itabiritos se deve ao método de lavra empregado e ao menor *work index* (wi) do itabirito friável, o que diminui os custos da etapa de britagem.

### 6.3.1 Definição do Preço de Venda

A definição do preço de venda do minério é um ponto estratégico na elaboração do estudo de viabilidade, entretanto, não existe uma metodologia para determinação de seu valor futuro, mas é aconselhável adotar um valor abaixo do praticado atualmente.

No estudo em questão, foi considerado um valor pelo método da média móvel sobre nove anos. O preço encontrado foi de 50 US\$/t com 62% de ferro contido. Para encontrar um valor referente a 100% de ferro contido, foi feita uma regra de três simples, que resultou num preço de 81 US\$/t.

### 6.3.2 Definição do Teor de Corte

Para o cálculo dos teores de corte, foram utilizados apenas aspectos econômicos e tecnológicos. O teor BCOG é o teor mínimo de ferro que paga todos os investimentos e os custos envolvidos no processo, sendo de grande importância na determinação das reservas lavráveis. Foram calculados de acordo com a expressão:

$$BCOG = \frac{C_M + C_P + C_{G\&A}}{R * S}$$

Onde:

CM – Custo de lavra

CP – Custo de beneficiamento

CG&A – Custos gerais e administrativos

R – Recuperação global

S – Preço de venda

Supondo uma recuperação de 80% de minério nas etapas de beneficiamento, chegou-se a um teor de corte de 33% para o itabirito compacto e de 20% para o itabirito friável, a seguir são apresentadas as expressões geradas pela função benefício que serviram para valorar os blocos do modelo, tanto para blocos com teores de ferro acima ou abaixo do teor de corte.

Tabela 20. Função benefício

Teor do Bloco	Itabirito Compacto	Itabirito Friável
Maior que teor de corte	$FB = 64,5 * T_b - 21,5$	$FB = 64.5 * T_b - 12,8$
Menor que teor de corte	$FB = -4,99$	$FB = -2,83$

### 6.3.3 Setores geotécnicos

Como mencionado anteriormente, a cava foi dividida em 9 setores geotécnicos, baseado nas análises de estabilidade dos taludes.

### 6.3.4 Produção anual

Produção de minério anual média ao longo da vida útil, aproximadamente 7,6 Mt.

### 6.3.5 Taxa de desconto

Foi utilizada uma taxa de 10%.

Com a entrada destes parâmetros foi possível gerar a cava ótima através do software NPV Scheduler®:

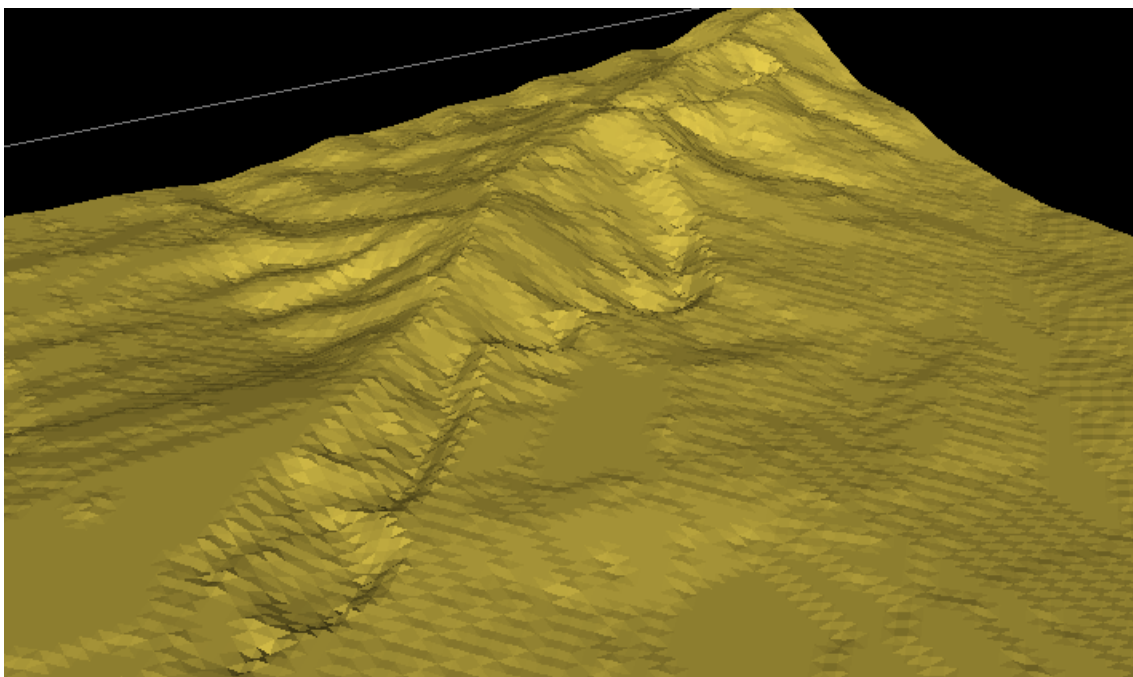


Figura 53. Cava otimizada

#### 6.4 Operacionalização da Cava

Nesta etapa são incorporados os acessos e a geometria das bancadas na cava otimizada. A cava operacional foi realizada com o uso do software Datamine Studio 3<sup>®</sup>, e seguiu um conjunto de parâmetros:

Tabela 21. Parâmetros para operacionalização da cava

<b>Altura de bancada</b>	10	M
<b>Ângulo de face</b>	50-75	Graus
<b>Gradiente de rampa</b>	10	%
<b>Largura da rampa</b>	20	M
<b>Largura de berma</b>	3	M

O design final da cava é mostrado nas figuras 54 e 55, é interessante notar que a mina é composta por duas cavas: a cava principal com 6 acessos e a cava norte com um acesso.

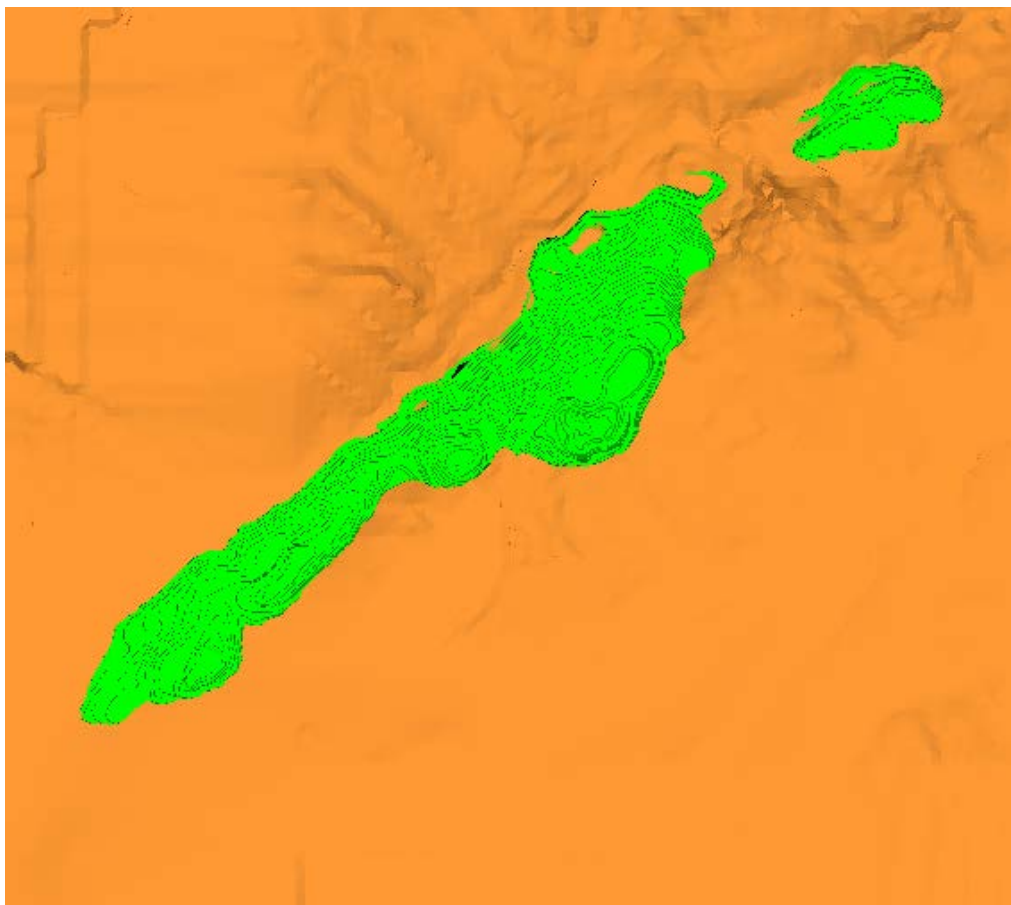


Figura 54. Vista em planta da cava operacional



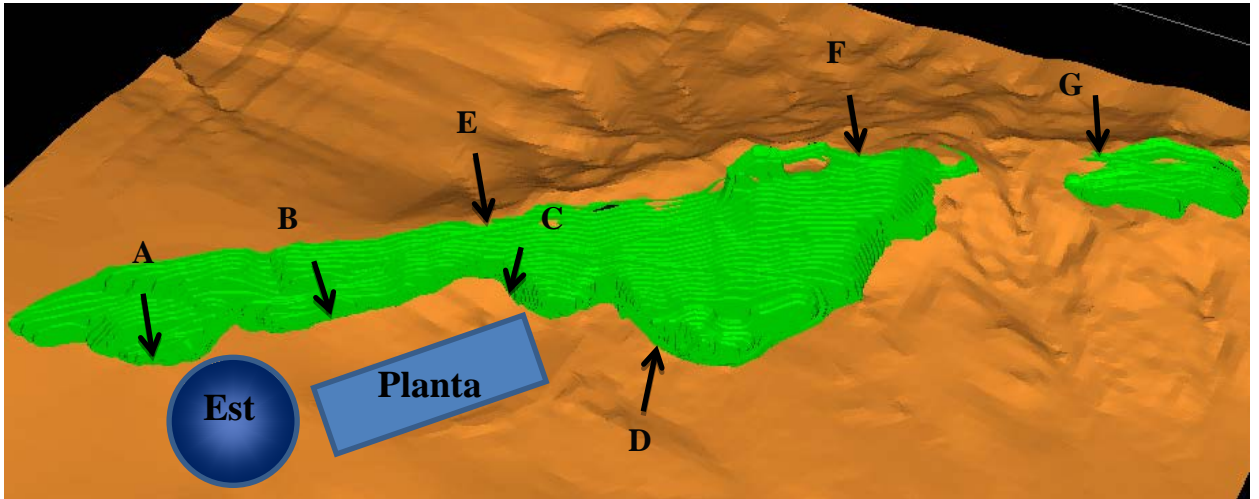


Figura 55. Cava operacional com a localização da pilha de estéril, da planta de beneficiamento e dos sete acessos as cavas.

Após a operacionalização os resultados obtidos foram comparados com a cava matemática e podem ser conferidos abaixo.

Tabela 22. Resultados: Cava ótima x cava operacional

	<b>Cava Ótima</b>	<b>Cava Operacional</b>
<b>Tonelagem</b>	220 Mt	181 Mt
<b>REM</b>	0,30	0,41

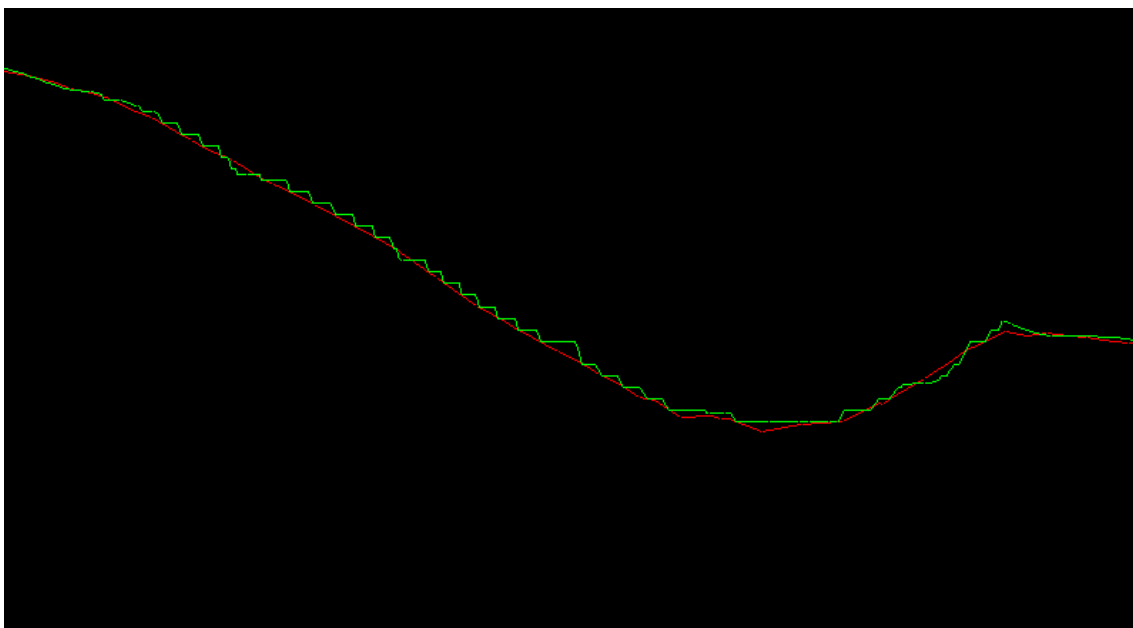


Figura 56. Aderência cava ótima x cava operacional

## 6.5 Definição das Reservas

Para que o recurso possa ser convertido à reserva mineral é necessário que a porção do recurso classificado com alto ou razoável grau de confiança (medido ou indicado) seja economicamente viável de ser minerada. Após a aplicação de todas as perdas envolvidas na lavra, recuperações globais do metal, custos operacionais e da definição da cava operacional a qual contempla todo o estudo geotécnico, podemos então quantificar a quantidade do recurso convertida em reserva de minério.

Foi considerado como reserva provada, o minério medido contido dentro do pit. As reservas prováveis consistem do minério indicado dentro do pit.

Tabela 23. Reservas totais

<b>Reservas</b>		<b>Itabirito Friável</b>	<b>Itabirito Compacto</b>	<b>Total</b>
<b>Provadas</b>	<b>Tonelagem</b>	54,6 Mt	96,2 Mt	151 Mt
	<b>Teor</b>	53,5%	45,7%	48,5%
<b>Prováveis</b>	<b>Tonelagem</b>	6,48 Mt	3,70 Mt	10,2 Mt
	<b>Teor</b>	47,0%	46,6%	46,9%
<b>Total</b>	<b>Tonelagem</b>	61,1 Mt	99,9 Mt	161 Mt
	<b>Teor</b>	52,8%	45,7%	48,4%

## 6.6 Curva Tonelagem x Teor da Reserva

Através dela conseguimos obter, utilizando diferentes teores de corte, a tonelagem e o teor médio da reserva.

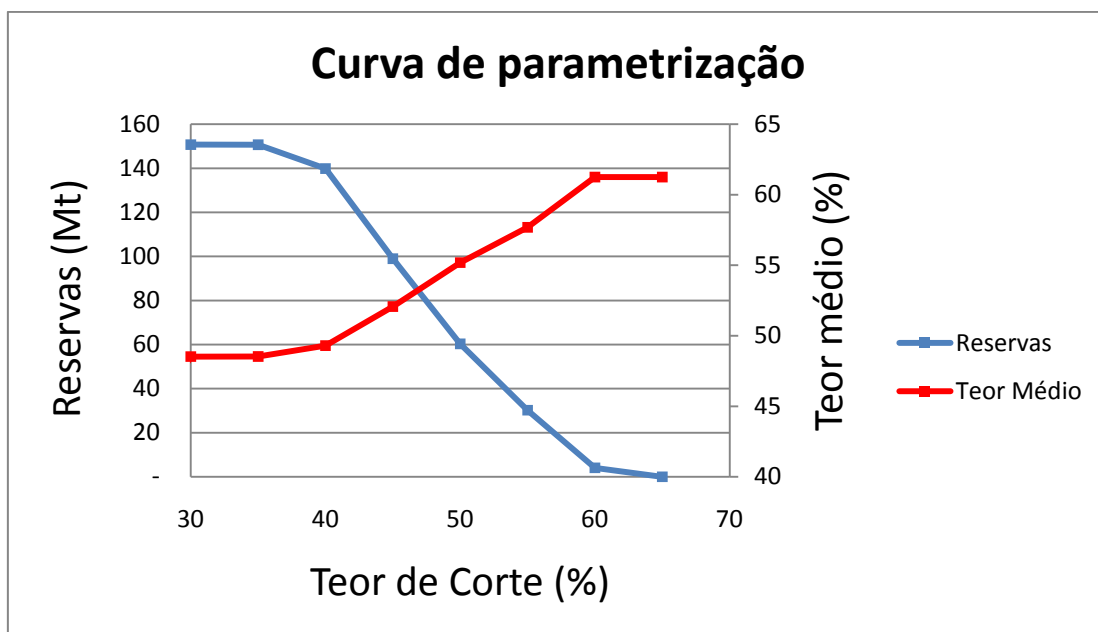


Figura 57. Curva de parametrização

## 6.7 Sequenciamento de Lavra

O objetivo do sequenciamento é obter o maior VPL, porém mantendo a produção, os teores e a relação estéril minério constantes. Foi feito com o uso do NPV Scheduler<sup>®</sup>, e supondo um teor de entrada na planta de beneficiamento de 47%, com uma tolerância de 7% para mais ou para menos.

Tabela 24. Sequenciamento anual de produção

	M US\$	Mt	Mt		%
1	139,5	3,50	7,63	0,46	54,3
2	115,3	2,75	7,59	0,36	54,1
3	85,4	2,83	7,64	0,37	50,7
4	98,8	4,00	7,60	0,53	55,3
5	83,2	4,10	7,59	0,54	51,7
6	54,2	4,25	7,61	0,56	46,4
7	45,4	2,06	7,60	0,27	42,3
8	36,8	2,06	7,57	0,27	44,3
9	15,1	2,18	7,58	0,29	42,8
10	34,9	2,44	7,66	0,32	48,9

11	46,2	1,38	7,59	0,18	53,7
12	25,5	3,60	7,57	0,48	49,4
13	27,3	1,94	7,62	0,25	49,2
14	27,5	4,31	7,57	0,57	51,6
15	15,2	2,13	7,63	0,28	47,0
16	10,1	3,63	7,62	0,48	45,4
17	10,7	2,69	7,61	0,35	45,2
18	10,4	3,44	7,60	0,45	46,2
19	12,3	4,25	7,54	0,56	49,1
20	6,3	1,56	7,67	0,20	43,5
21	9,4	2,13	7,59	0,28	47,2
22	8,2	1,56	7,55	0,21	46,2
23	7,3	1,50	7,62	0,20	46,2
24	5,1	1,88	7,61	0,25	45,4
25	7,0	1,44	7,56	0,19	48,8
26	7,9	1,56	7,63	0,20	51,2
27	7,9	1,19	7,60	0,16	50,0
28	4,8	0,81	7,61	0,11	47,0
29	3,5	0,19	6,97	0,03	44,6

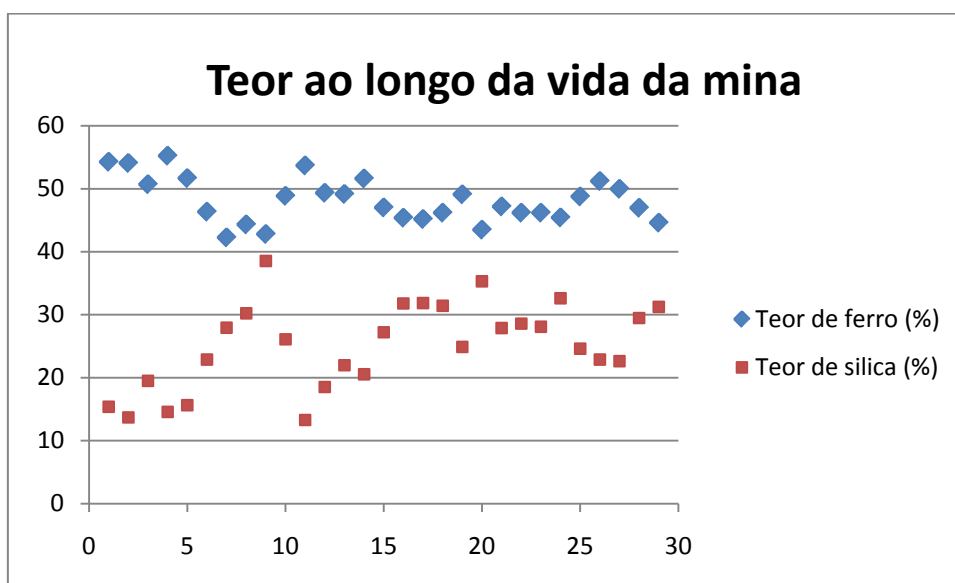


Figura 58. Teores ao longo da vida da mina

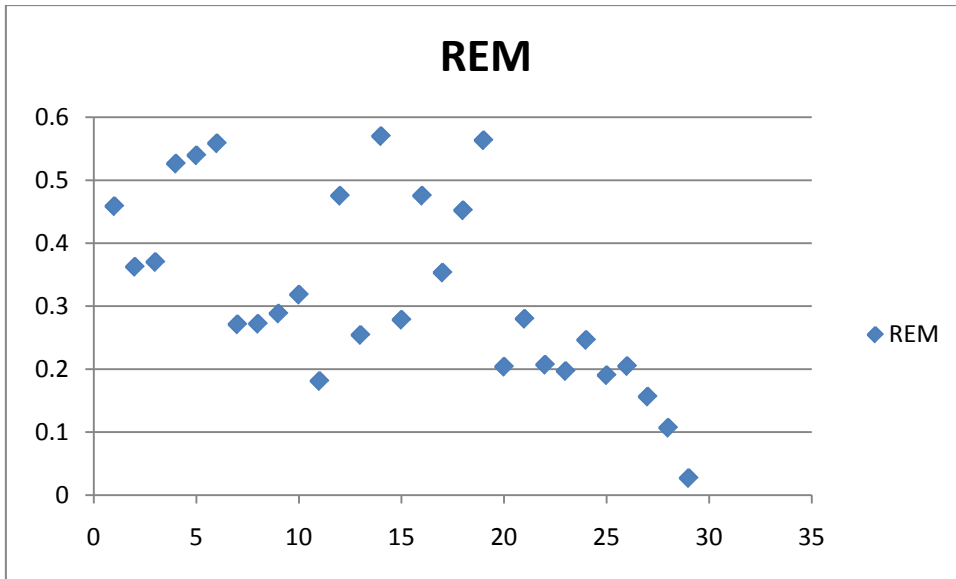


Figura 59. REM ao longo da vida da mina

O sequenciamento resultou num VPL de 961 MUS\$, com uma taxa de desconto de 10% ao ano. Pode-se perceber que os teores ficaram dentro do intervalo desejado e que a relação estéril minério não é muito constante, apresentando forte queda nos últimos anos da mina.

## 7. Dimensionamento de Equipamentos

### 7.1 Regime de trabalho

O regime de trabalho proposto para a lavra é de dois turnos diários de 8 horas, durante 350 dias do ano, resultando numa produção média de 647 m<sup>3</sup>/h. A usina de beneficiamento irá operar 24h por dia.

### 7.2 Equipamentos de escavação

#### 7.2.1 Volume da concha

O volume da concha é dado pela fórmula:

$$V_c = \frac{Q}{C * S * A * O * B_f * P}$$

Onde,

Q = produção  $\left(\frac{t}{h}\right)$

C = Número de ciclos por hora para um giro de 90°

S = Fator de giro para um ângulo diferente de 90°

A = Disponibilidade mecânica

O = Disponibilidade operacional

$B_f = \text{Bucket fator} = \frac{F}{E} = \frac{\text{Fator de enchimento}}{\text{Fator de empolamento}}$

A produção ROM ao longo da vida da mina é dada pelo gráfico a seguir:

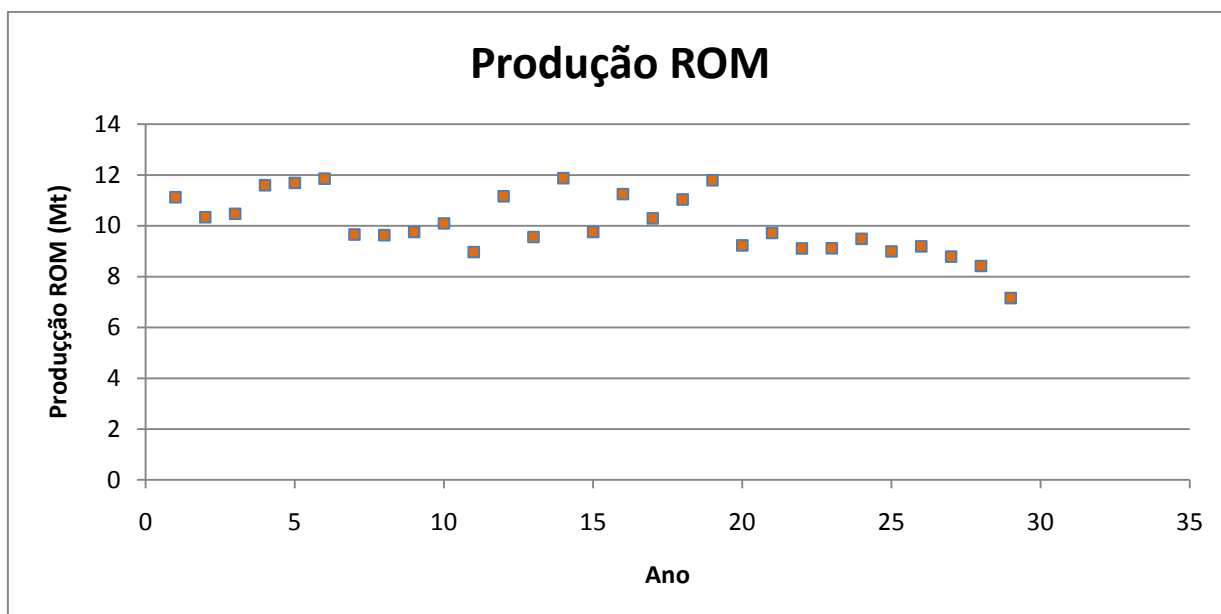


Figura 60. Gráfico da produção ROM

### 7.2.2 Tempo de ciclo

Dois tempos de ciclo foram determinados, porque há dois métodos de desmonte. O desmonte do itabirito compacto é feito por explosivos, enquanto a escavação do itabirito friável é mecânica, portanto o tempo de ciclo da escavadeira é maior para o itabirito friável.

O corpo mineral, por ser um corpo tabular com distribuição de teores relativamente uniforme, a escolha por uma escavadeira frontal é mais apropriada, pois não há a necessidade de seletividade na operação de escavação. O « Caterpillar Performance Handbook » permite obter uma primeira estimativa dos tempos de ciclo para a escavadeira.

Tabela 25. Tempo de ciclo - shovel hidráulica frontal

Operação	Tempo (min)
Escavação e carregamento	0.40
Giro carregado	0.15
Descarregamento	0.10
Giro descarregado	0.10
Total	0.75

Esse tempo de ciclo resulta em 80 ciclos por hora para um giro de 90°. A disponibilidade operacional e a mecânica foram fixadas em 80% e o fator de deslocamento em 90%. O fator de empolamento é de 0.69 e o fator de enchimento é de 0.8.

Esses parâmetros resultam num volume de concha de 15 m<sup>3</sup>. Escolhemos duas *shovels* modelo CAT 5130B FS. Cada uma possuindo um volume de concha de 9 m<sup>3</sup>.



Figura 61. Shovel CAT 5130B FS

### 7.3 Equipamentos de transporte

#### 7.3.1 Modelo escolhido

Escolheu-se um caminhão CAT modelo 777D com um volume de caçamba de 60.5 m<sup>3</sup> e uma carga máxima de 96 toneladas. Não foi possível escolher um caminhão menor porque a carga máxima é ultrapassada considerando a produção horária necessária. Não foi possível escolher um caminhão maior porque o número de passes seria grande demais.



Figura 62. Caminhão modelo 777D da CAT



### 7.3.2 Tempo de ciclo

O itabirito compacto, mais denso, impede um carregamento total do caminhão porque se ultrapasse a carga máxima do caminhão. Os sete primeiros anos, quando a produção de itabirito friável for maior, consideraremos 6 passes, enquanto nos outros anos, quando a produção de itabirito compacto aumentar, consideraremos 4 passes para não ultrapassar a carga máxima do caminhão.

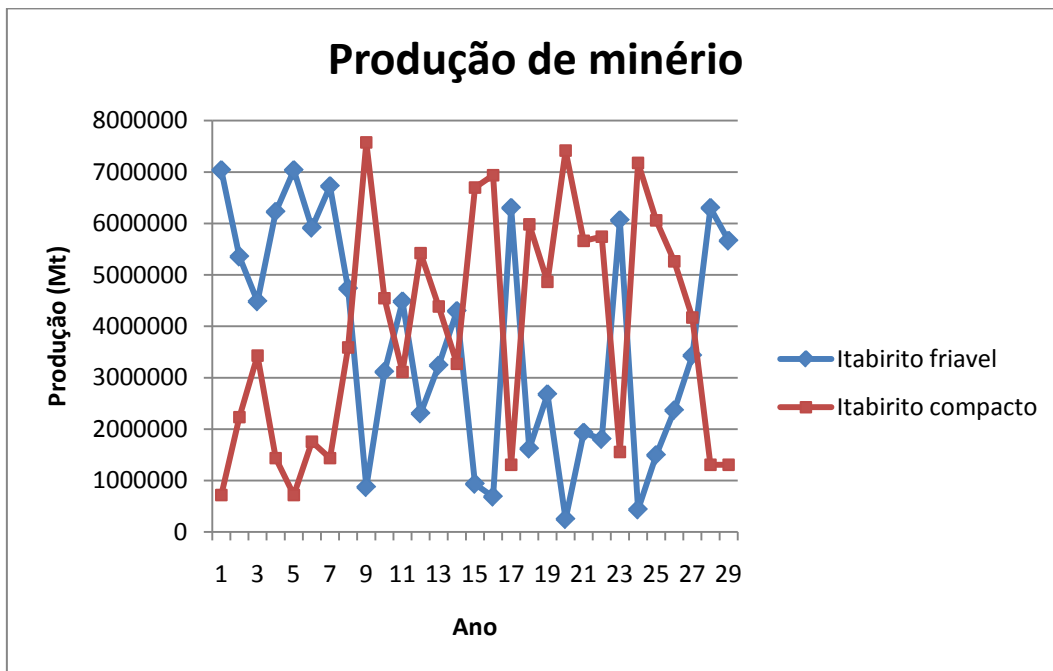


Figura 63. Produção de minério ao longo dos anos

O tempo de ciclo decomposto nos dá os seguintes tempos:

Tabela 26. Tempos de ciclo para o caminhão CAT 777D

Operações	Tempo (min)	
	Itabirito friável	Itabirito compacto
Manobra e posicionamento	0.7	0.7
Carregamento	3.6 (6 passes)	2.4 (4 passes)
Transporte cheio	Cálculo DMT	Cálculo DMT
Manobra e basculamento	1.1	1.1
Transporte vazio	Cálculo DMT	Cálculo DMT

#### 7.4 Distância média de transporte

Para o cálculo das distâncias médias de transporte (DMT's), separamo-las entre distâncias variáveis (distância percorrida nas rampas dentro do pit) e fixas (entre a saída da cava até o local de destino). Com as distâncias fixas encontradas, foi elaborada uma rotina para carimbar, em cada bloco do modelo, a distância até a usina de beneficiamento (minério) ou até a pilha de estéril. Isto foi feito pegando as coordenadas de cada bloco (x,y,z) e calculando a diferença com as coordenadas de cada uma das sete saídas existentes, e assumindo uma declividade de 10%. A menor distância encontrada entre o ponto de destino e o bloco foi então carimbada no modelo.

```
ZSA=1135
YSA=7892851
XSA=678667
ZSB=1155
YSB=7893327
XSB=679073
ZSC=1135
YSC=7893704
XSC=679698
ZSD=1055
YSD=7893859
XSD=680416
ZSE=1285
YSE=7895346
XSE=681204
ZSF=1225
YSF=7894105
XSF=679528
ZSG=1325
YSG=7895168
XSG=680643
if FB<=0
DMTA=SQRT ( POW((ZC-ZSA),2)+POW((YC-YSA),2)+POW((XC-XSA),2))+580)/0.1
DMTB=SQRT ( POW((ZC-ZSB),2)+POW((YC-YSB),2)+POW((XC-XSB),2))+592)/0.1
DMTC=SQRT ( POW((ZC-ZSC),2)+POW((YC-YSC),2)+POW((XC-XSC),2))+1272)/0.1
DMTD=SQRT ( POW((ZC-ZSD),2)+POW((YC-YSD),2)+POW((XC-XSD),2))+1791)/0.1
DMTE=SQRT ( POW((ZC-ZSE),2)+POW((YC-YSE),2)+POW((XC-XSE),2))+1792)/0.1
DMTF=SQRT ( POW((ZC-ZSF),2)+POW((YC-YSF),2)+POW((XC-XSF),2))+2915)/0.1
DMTG=SQRT ( POW((ZC-ZSG),2)+POW((YC-YSG),2)+POW((XC-XSG),2))+3532)/0.1
DMT=MIN(DMTA,DMTB,DMTC,DMTD,DMTE,DMTF,DMTG)
END
if FB>=0
DMTA=SQRT ( POW((ZC-ZSA),2)+POW((YC-YSA),2)+POW((XC-XSA),2))+943)/0.1
DMTB=SQRT ( POW((ZC-ZSB),2)+POW((YC-YSB),2)+POW((XC-XSB),2))+343)/0.1
DMTC=SQRT ( POW((ZC-ZSC),2)+POW((YC-YSC),2)+POW((XC-XSC),2))+529)/0.1
DMTD=SQRT ( POW((ZC-ZSD),2)+POW((YC-YSD),2)+POW((XC-XSD),2))+1113)/0.1
DMTE=SQRT ( POW((ZC-ZSE),2)+POW((YC-YSE),2)+POW((XC-XSE),2))+819)/0.1
DMTF=SQRT ( POW((ZC-ZSF),2)+POW((YC-YSF),2)+POW((XC-XSF),2))+2196)/0.1
DMTG=SQRT ( POW((ZC-ZSG),2)+POW((YC-YSG),2)+POW((XC-XSG),2))+3088)/0.1
DMT=MIN(DMTA,DMTB,DMTC,DMTD,DMTE,DMTF,DMTG)
END
```

Figura 64. Rotina para o cálculo das distâncias de transporte

Onde:

XC, YC, ZC - coordenadas do bloco.

XSn, YSn, ZSn - coordenadas da saída da rampa, onde os valores de n representam cada uma das sete saídas (n = A, B, C, D, E, F e G).

DMTn – distância do bloco até o local de destino (n = A, B, C, D, E, F e G).

DMT – distância carimbada para o bloco.

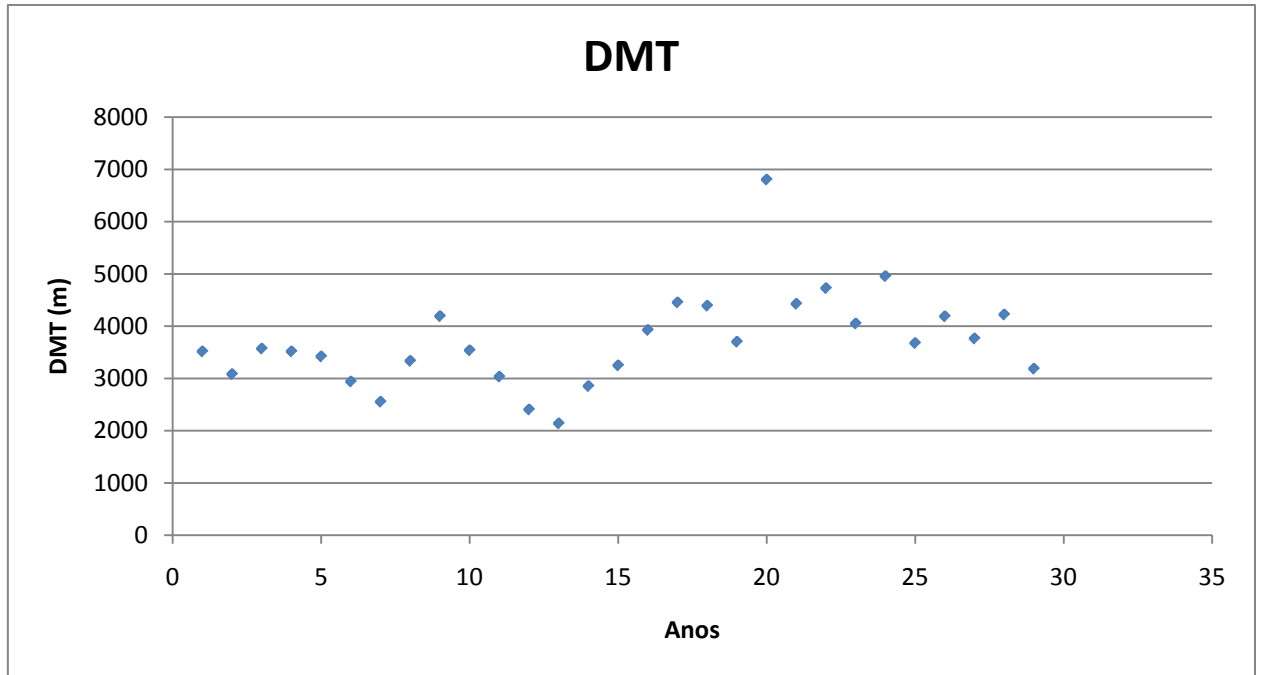


Figura 65. Distância média de transporte durante a vida da mina

#### 7.4.1 Resultados

O número de caminhões por ano segue a seguinte expressão:

$$N = \frac{\text{Tempo de ciclo do caminhão}}{\text{Tempo de manobra e posicionamento} + \text{Tempo de carregamento}}$$

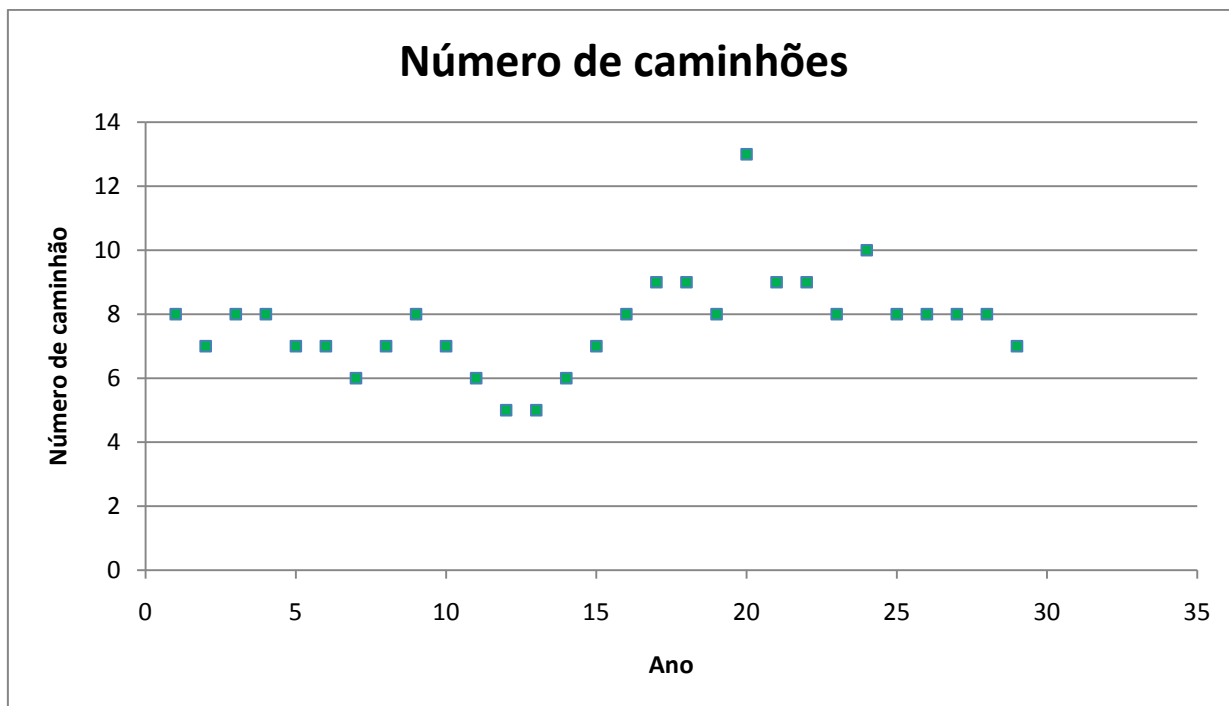


Figura 66. Número de caminhões por ano

O resultado nos permite utilizar nove caminhões. No ano 20, o número de caminhões será bem maior porque a distância média de transporte é alta, nesse ano e no ano 24 será feito o aluguel de caminhões para suprir a demanda.

## 7.5 Equipamentos Auxiliares

Considerando a necessidade de aproximadamente 1020 metros de rocha perfurados por dia, e supondo uma disponibilidade de 80%, chegamos ao número de duas perfuratrizes hidráulicas *top-hammer* Atlas Copco PowerROC T25.

O equipamento foi escolhido baseado em alguns critérios:

- Executa furos com diâmetro entre 51 a 89 mm, portanto, dentro do que será feito nos desmontes (76 mm).
- Capacidade de furação de 54 metros/h, o que atende a demanda diária.
- Fácil operação e manutenção, com confiabilidade.



Figura 67. Perfuratriz PowerROC T25

Outros equipamentos que serão utilizados no projeto são:

- 2 tratores de esteira CAT D6R para serviços gerais e para trabalho nas pilhas.



Figura 68. Trator de esteira CAT D6R



- 2 motoniveladoras CAT 16M para manutenção das pistas



Figura 69. Motoniveladora CAT16M

- 2 caminhões pipa/comboio Mercedes Benz Atego 2426 para umidificação das pistas e abastecimento dos equipamentos.



Figura 70. Caminhão Mercedes Benz Atego 2426

- Caminhonetes Chevrolet S-10.

## **8. Beneficiamento**

O beneficiamento de minério de ferro com teor abaixo de 50 % é uma atividade recente no Brasil, porém é um assunto muito estudado visto à tendência de diminuição das reservas de alto teor, principalmente na área do Quadrilátero ferrífero, com conseqüente aumento no preço de venda do produto, levando em conta outros fatores como produção estrangeira, encontro de novas reservas, tendências tecnológicas. Nos anos 90 deu-se início o aproveitamento sistemático de minérios hematílicos com teores inferiores a 50% de Fe e dos itabiritos friáveis e semi-friáveis. Com a privatização da VALE em 1997 houve um período de estagnação na implantação de novos projetos. Já no período de 2000 a 2005 iniciaram-se estudos e projetos para os itabiritos friáveis de baixo teor (% Fe no ROM (*Run of mine*) < 45%). A partir de 2005 os estudos e projetos focaram itabiritos friáveis de baixo teor porém com ROM < 40% e itabiritos compactos.( E.C.M. S.A. PROJETOS INDUSTRIAIS). A empresa SAMARCO foi precursora no beneficiamento Itabirito em 1978, com o uso de colunas de flotação.

Para o dimensionamento de todos os equipamentos foi utilizado o manual da Metso, utilizando a usina Germano II da Samarco Mineração como base, por ser a mais antiga e com conhecimento muito expressivo na área, e sendo a usina II a mais recente, ela traz as melhores inovações possíveis para concentração de minério de ferro itabirítico.

Para um melhor conhecimento das propriedades peculiares e dimensionar de uma maneira mais realista as etapas de beneficiamento para o depósito estudado, deve-se buscar fazer circuitos de escala laboratorial, assim melhorando os parâmetros aqui dimensionados e discutidos.

### **8.1 Definição de locação de instalações industriais e infra- estrutura**

#### **8.1.1 Circuito de cominuição (britagem)**

A etapa de cominuição se inicia com a alimentação dos caminhões em um alimentador vibratório AV 6X20 com grelha de 100 mm, o retido vai para o Britador Primário Britador de mandíbulas C125 de 1 Eixo Nordberg cuja abertura nominal é de 1250 x 950 mm (Top Size) Capacidade 454 t/h (Capacidade tabelada 260 t/h, fator de correção 1.75), APF=100 mm, o regime de trabalho do britador primário é de 16 horas, fazendo assim uma pilha pulmão para 24 horas de operação da britagem secundária, que resulta em aproximadamente 21800 toneladas. A

pilha pulmão dimensionada com capacidade de 21 mil toneladas, 7 mil m<sup>3</sup>. Ângulo de repouso 40°, dimensões da pilha: H = 12 m D = 25 m;

A saída do britador de mandíbulas gera uma granulometria conforme figura 71, que demonstra que o minério se encontra em uma granulometria 100% abaixo de 150 mm.

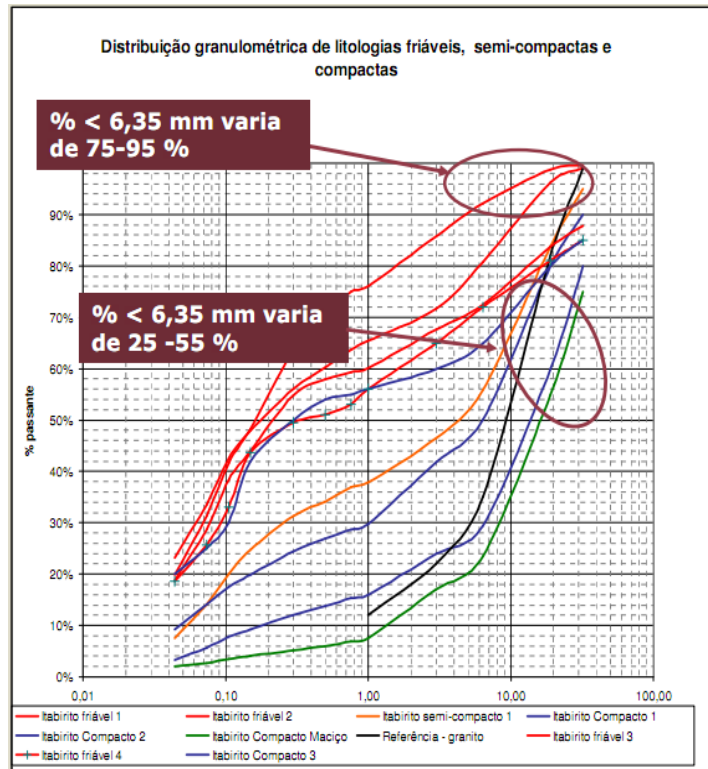


Figura 71. Distribuição granulométrica do minério ROM

Com isso, o início da britagem secundária será feita com a seleção do material por uma Peneiras banana de um deck CBS 7" x 20" DD Área total 12,6 m<sup>2</sup>, de inclinação inicial 45° até final de 25°, a produção média é de 902 t/h de minério de ferro ROM de onde o retido no primeiro deck (+20mm) vai para um Silo que alimenta um britador cônico primário com as seguintes especificação:

- HP 500,
- APF 19 mm
- Câmara Standard média
- Mínimo 20 mm
- Alimentação 204 mm
- Potência 355 KW
- 476 HP



Do britador cônico o passante segue para 2 peneiras CBS 7" x 20" DD, área total = 25,2 m<sup>2</sup> de um deck, juntando-se ao passante da primeira peneira, onde o retido (+12,5 mm) vai para dois silos que alimentam dois britadores secundários com as seguintes especificações :

- HP 800
- APF 10 mm
- Câmara média - mínimo 10 mm
- Alimentação 20.4mm
- Potência 600 KW
- 804 HP

Que retorna o produto à peneira tendo uma carga circulante de 29% e uma carga total de 541t/h. O passante alimenta a pilha de homogeneização (Figura 72)

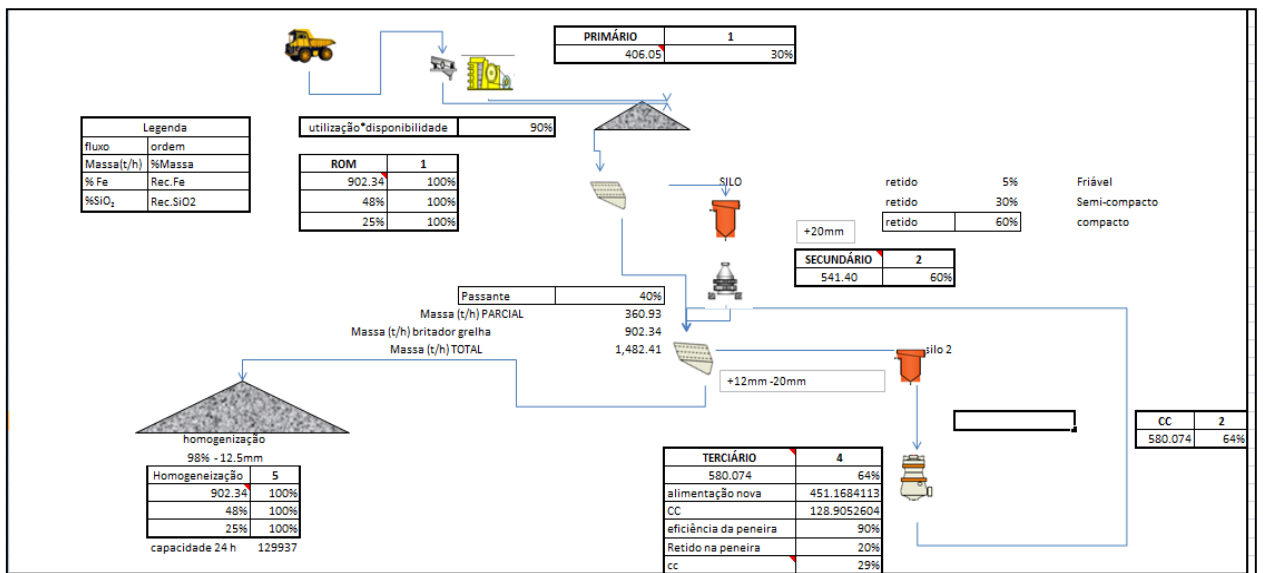


Figura 72. Fluxograma e balanço de massa do circuito de cominuição britagem

### 8.1.2 Homogeneização

A pilha de homogeneização tem o objetivo de manter o teor constante de entrada na usina de beneficiamento e também por questões estratégicas, ter um estoque de emergência, pois a parada da usina de beneficiamento gera muitos gastos sem receita, conseqüentemente não podendo ser interrompida a produção.

A pilha de homogeneização com capacidade para atender a usina de beneficiamento em 5 dias, sendo a mesma do tipo *Chevron*, tem estoque de 130 mil toneladas de minério o que equivale a aproximadamente 56 mil m<sup>3</sup>, e sua forma é demonstrada pela figura 73 . A pilha de homogeneização deverá manter o teor médio de 48% Fe e 25% de Sílica.



Figura 73. Formação da pilha de homogeneização.

### 8.1.3 Circuito de cominuição (moagem)

A moagem se inicia com a recuperação da pilha de homogeneização. O objetivo desta primeira parte da moagem é a de preparar o material para deslamagem e para a flotação em células mecânicas.

Podemos entender a liberação do material em função da granulometria conforme a figura 74.

Junto ao minério se adiciona água mantendo assim a alimentação com 30% P/P (massa de sólido dividido pela massa total), com uma solução de hidróxido de sódio na alimentação dos moinhos com concentração de 20% (p/V), utilizando uma dosagem de 0,04 l/t minério, com a finalidade de manter a polpa em pH alcalino minimizando assim a corrosão dos corpos moedores e do revestimento.

Na alimentação da moagem temos um F80 (80% menor que o passante na alimentação) 10 mm saindo com um P80 (me de 147  $\mu\text{m}$  tendo os WI conforme tabela 27, onde para fins de dimensionamento foi utilizado o maior WI=12, o que resultou em uma escolha de 4 moinhos de bolas 18 X 36 pés com revestimento de borracha , tendo 35% do volume de carga e 67,5% da velocidade crítica, e carga circulante de 250%.

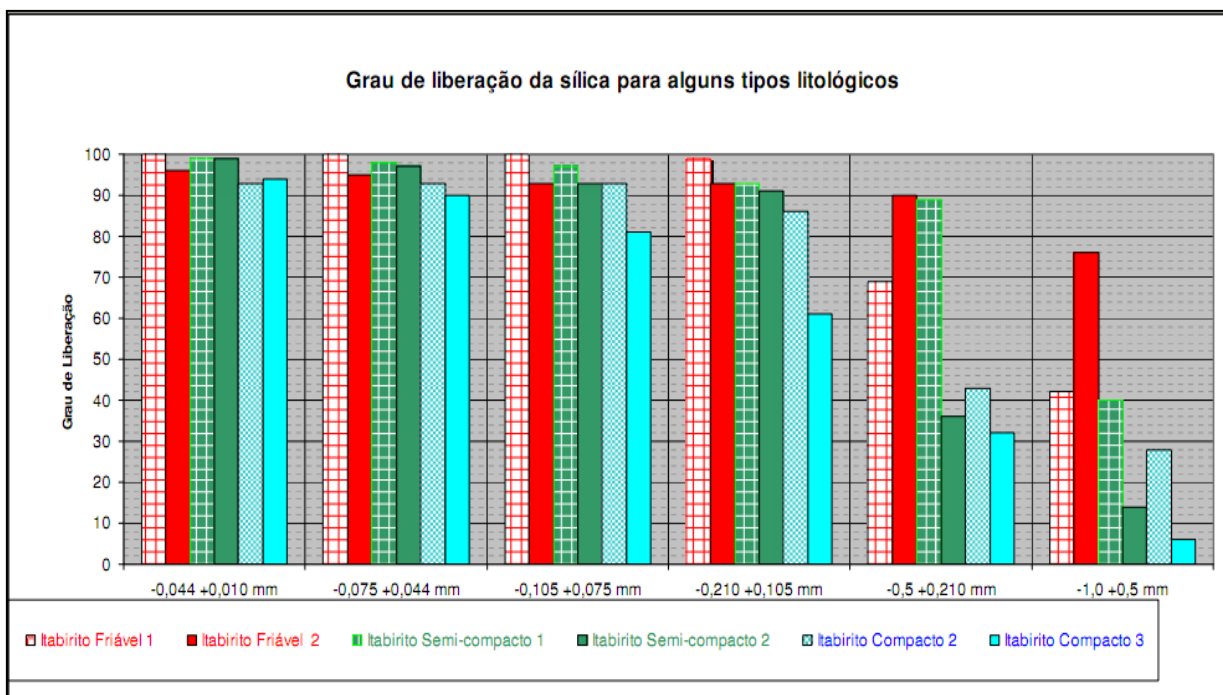


Figura 74. Grau de liberação da sílica em função da granulometria.

Tabela 27. WI em função do tipo de rocha

Tipologia	kWh/t
<b>Itabirito Friável 1 e 2</b>	<b>8,1</b>
<b>Itabirito Friável 3</b>	<b>7,5</b>
<b>Itabirito Friável 4</b>	<b>8,0</b>
<b>Itabirito Semi Compacto</b>	<b>11,0</b>
<b>Itabirito Compacto 1</b>	<b>11,5</b>
<b>Itabirito Compacto 2</b>	<b>12,0</b>
<b>Itabirito Compacto 3</b>	<b>12,8-13,0</b>

A saída do moinhos de bolas passam por uma bateria de cilones de 26", vortex 10" Ápex 5". O underflow retorna a moagem enquanto que o overflow segue para a etapa de deslamagem (figura 75):

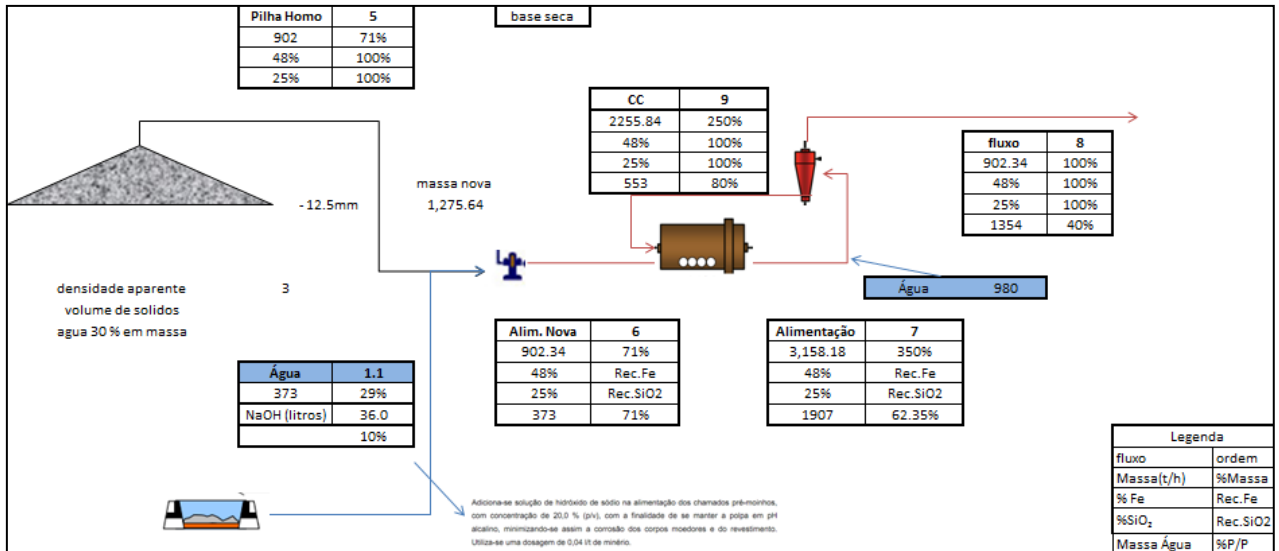


Figura 75. Fluxograma do circuito de cominuição moagem

### 8.1.4 Circuito de recuperação

A recuperação se inicia com a etapa de deslamagem que tem por objetivo retirar os finos menores que 10  $\mu\text{m}$ , que interferem na etapa de flotação mecânica. A etapa de deslamagem também diminui o teor de Al elemento que se encontra mais presente nos argilominerais.

A introdução de hidróxido de sódio precedente, na etapa de moagem, favorece a dispersão das partículas, onde a eficiência da deslamagem encontra seu ponto ideal na faixa de pH entre 8,5 e 9,2.

Esta etapa conta com uma serie de hidrociclones especificados na tabela 28, começando com ciclones de 15” adicionado água a fim de manter o material 40%p/p, o underflow segue para ciclones de 10”, o *underflow* destes junta-se ao overflow do de 15” que passa por uma peneira de segurança, a fim de segurar partículas que possam a entupir a bateria de ciclones deslamadores de 4”, as partículas <10 $\mu\text{m}$  saem pelo overflow para o espessador de lamas. O underflow dos ciclones de 4” juntamente com o underflow dos ciclones de 10”, seguem para etapa de flotação mecânica.

Tabela 28. Especificações dos ciclones.

	Especificação modelo	Diâmetro	Quant.	baterias	Vortex	Ápex
<b>Deslamagem</b>	<b>ciclones primários (KREBES)</b>	26"	8	1	10"	5"
	<b>ciclones raspadores (KREBS)</b>	15"	11	1	4.1/2"	2/1/2"
	<b>Ciclones deslamadores (AKW)</b>	4"	110	5	41mm	13mm
	<b>ciclones limpadores (KREBS)</b>	10"	18	1	3"	1.3/4"

O balanço de massa segue:

Alimentação : 48 % Fe;

Overflow: 51% Fe

Underflow: 44,4% Fe

Assim tem a seguintes recuperações

Em massa : 90,91%

Metálica: 89,69%

Abaixo o fluxograma da deslamagem (Figura 76).

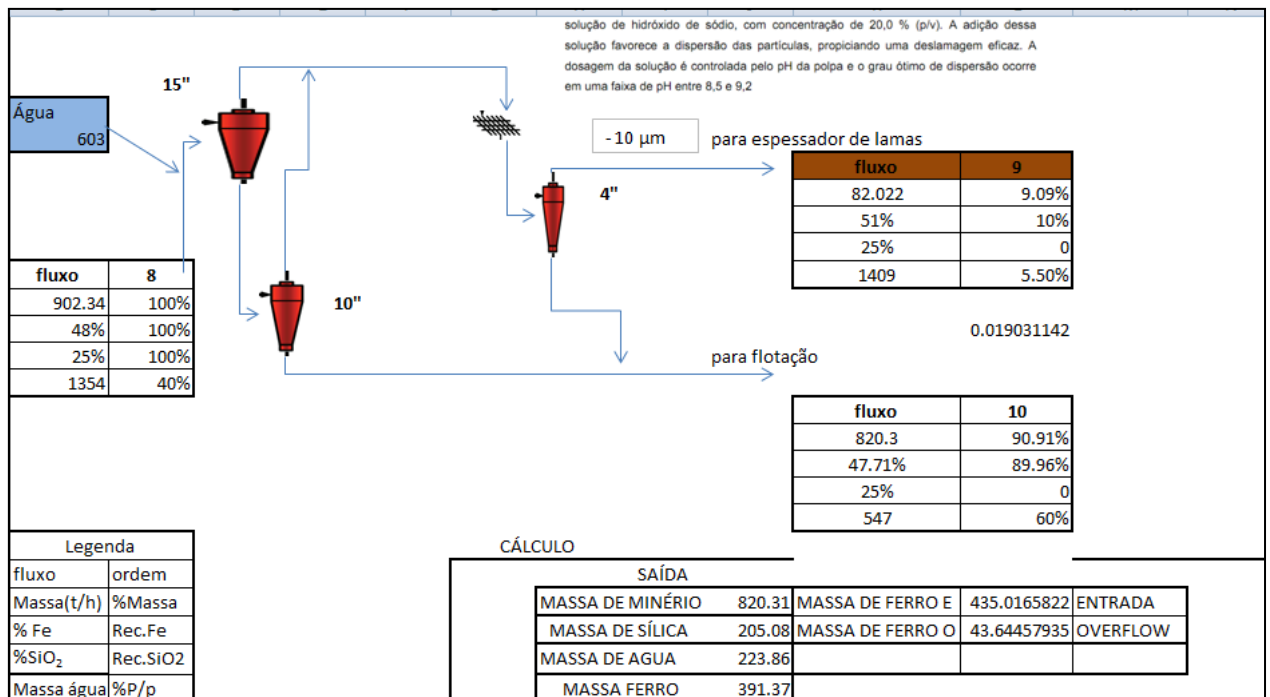


Figura 76. Fluxograma de balanço de massa deslamagem

### 8.1.5 Flotação catiônica reversa

No início do processo o material passa por dois condicionadores, no primário ocorre a adição de amido em concentração de 5% (p/v), gelatinizada com hidróxido de sódio concentração de 1% (p/v). Esta dosagem varia de 350 g/t e 550 g/t. tempo de condicionamento é de 3 minutos, que tem como objetivo deprimir o Fe.

No tanque secundário é adicionada uma solução de Amina (3,5%(p/v)), utilizada como coletor da sílica, o pH se mantém em torno de 10.

No tanque de flotação terão uma capacidade total útil de 109m<sup>3</sup>, descontando o volume ocupado pelo ar (*hold up*), assim uma capacidade para tratar uma vazão de 2,187.51 m<sup>3</sup>/h, com um tempo de permanência de 3 minutos, divididos em 13 células de 12 m<sup>3</sup>, para chegar a este valor, consideramos o número de 13 células, sendo que para flotação catiônica reversa de sílica em minério de ferro o necessário é da faixa de 8 – 14 células. (CETEM/MCT, 2010).

O fluxograma demonstra as etapas, sendo que o processo passara por uma etapa *rougher*, uma etapa *cleaner* e três etapas *scavenger* (Figura 77).

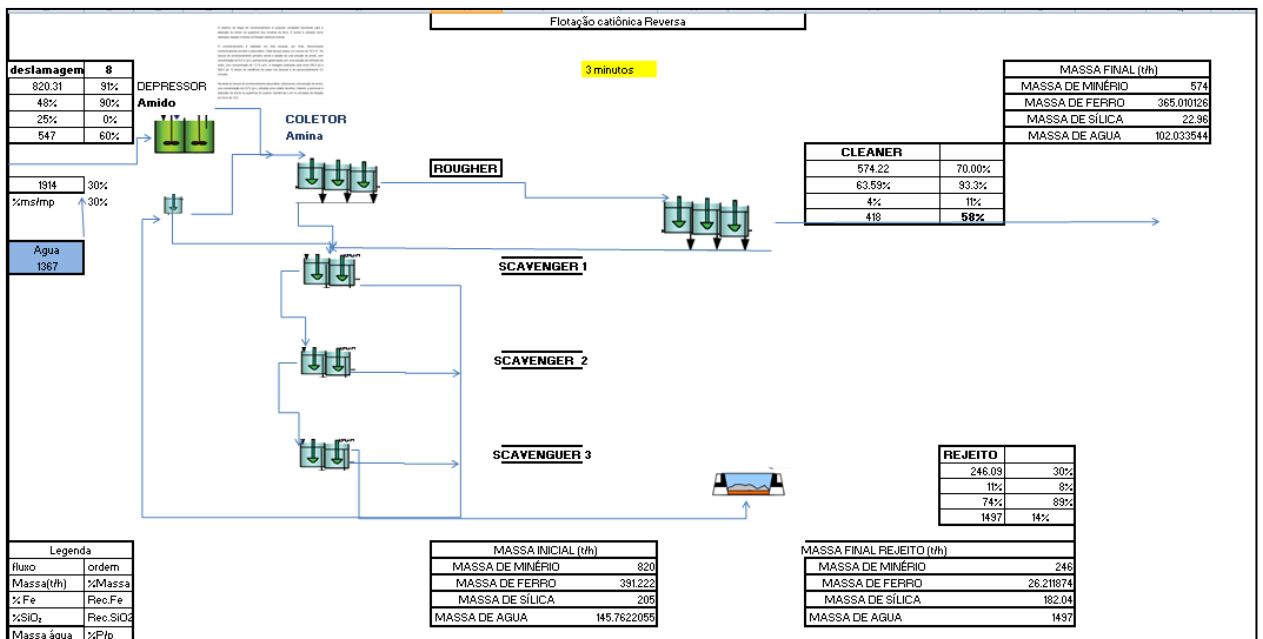


Figura 77: Fluxograma do balanço de massa da flotação catiônica reversa. Observar as etapas rougher, scavenger e cleaner

### 8.1.6 Moagem secundária

A etapa de moagem se inicia com uma classificação por hidrociclones de 10” que separam o material abaixo de 74µm que vão diretamente para a etapa de flotação em coluna, o *underflow* do ciclone leva ao moinho secundário a fim de moer o material com F80 de 147µm

para um P80 de 74 $\mu$ m, assim sendo selecionado 1 moinho de 18 X 18 (2595 Kwh)(3276 hp) com 40% de volume de carga e 67,5% da velocidade crítica. Tendo o balanço descrito na tabela abaixo (Figura 78).

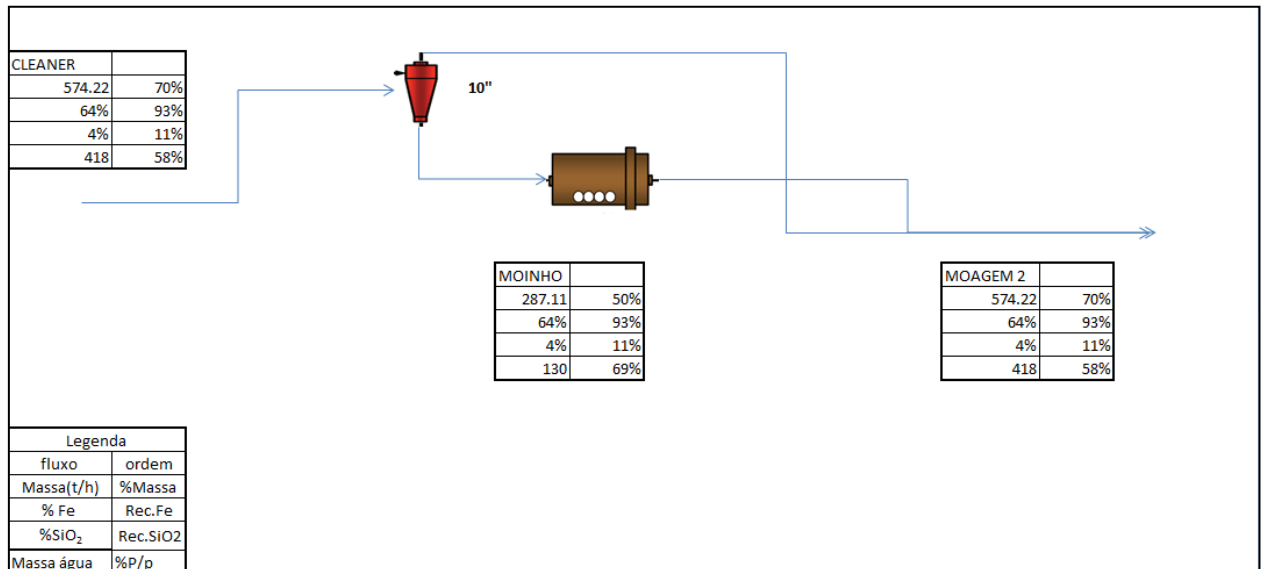


Figura 78. Fluxograma de cominuição moagem secundária

### 8.1.7 Flotação em coluna

Para etapa de flotação em colunas foi adicionado água a fim de passar a polpa para 25% de massa de sólidos em peso, com isso o material passará por duas colunas, a primeira uma etapa *rougher* de 12m altura e 3 m Diâmetro e a outra *cleaner* de 12m altura e 4m diâmetro, que são especificações da coluna típica (A flotação no Brasil, Arthur pinto chaves, 2009). Outros parâmetros a serem considerados foram, altura da zona de espuma 1 m, velocidade do gás 1.5(cm/s), *Hold up* 15 %, velocidade da polpa 1 (cm/s), velocidade da água de limpeza 0.4 (cm/s). Assim o fluxo é especificado conforme abaixo (Figura 79):

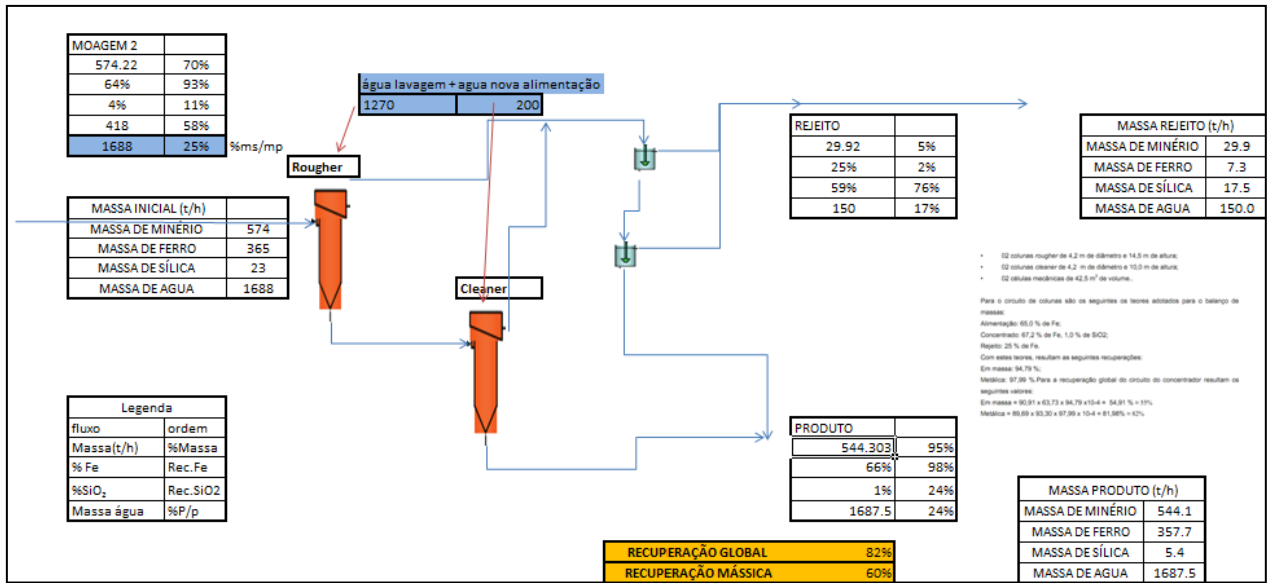


Figura 79. Fluxograma do balanço de massa da flotação em colunas. Observar o volume de água para lavagem e alimentação

Como resultados têm-se a recuperação metálica global de 82%, que envolve a multiplicação da recuperação na deslamagem, na flotação mecânica e na flotação em colunas. A recuperação em massa de 60%.

### 8.1.8 Espessadores e pelotização

O fluxo proveniente da flotação em colunas segue para o espessamento, tendo como entrada 544 t/h de minério e um volume total de 1868 m<sup>3</sup>/h, com 24% de sólidos em massa, o modelo escolhido para o espessador Dorr-Oliver® de área 1641m<sup>2</sup> e com 45,7 m de diâmetro, com uma profundidade de 4,57m, a técnica de calculo para área unitária foi de Cloe- Cleavanger, onde por meio de um ensaio típico de sedimentação, foi possível adquirir a velocidade em diversas concentrações.

Como nosso produto é de finos de minério de ferro (*pellet feed*) e pelotas para exportação, existe por fim a pelotização, que conta com 3 discos de declinação variável com capacidade para 200 t/h, com rotação de 5 – 8 rpm e profundidade total- útil de 680mm – 645mm, onde se adiciona carvão (aumenta e distribuí a temperatura interna aumentado sua capacidade calorífica), calcário (aumenta a resistência mecânica após queima), e bentonita ou aglomerante orgânico (serve para aglutinação da pelota antes de passar pelo forno). Com isso tendo o produto final. Tendo uma demonstração do fluxo conforme figura esquemática abaixo (Figura 80)



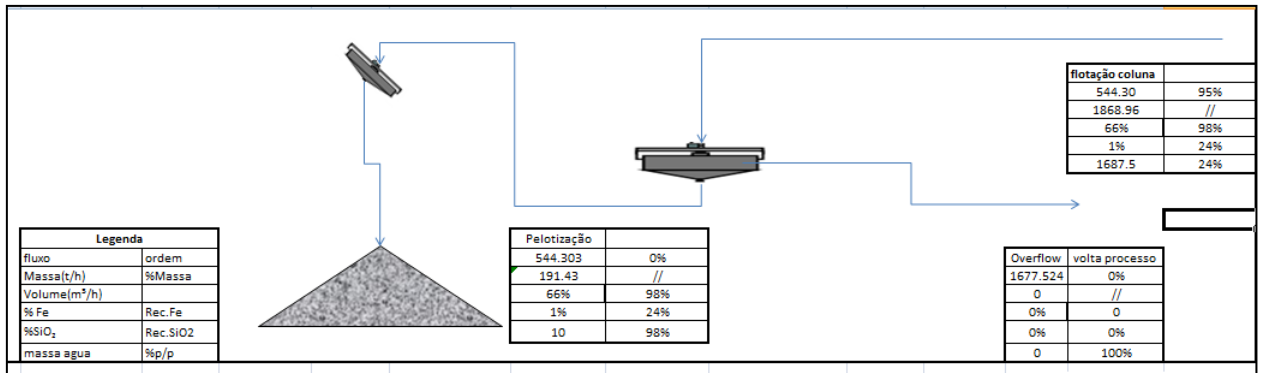


Figura 80. Fluxograma do balanço de massa do espessamento e pelotização.

### 8.1.9 Espessadores e bacia de rejeito

O fluxo proveniente do rejeito da flotação em coluna e da deslamagem segue para um espessador Dorr- Oliver<sup>®</sup> de 1140 m<sup>2</sup> de 38,1m e 4,57m de profundidade. Onde o *overflow* do espessador segue para reutilização enquanto o *underflow* segue para a bacia de rejeito. Abaixo figura esquemática da parte de espessamento (Figura 81).

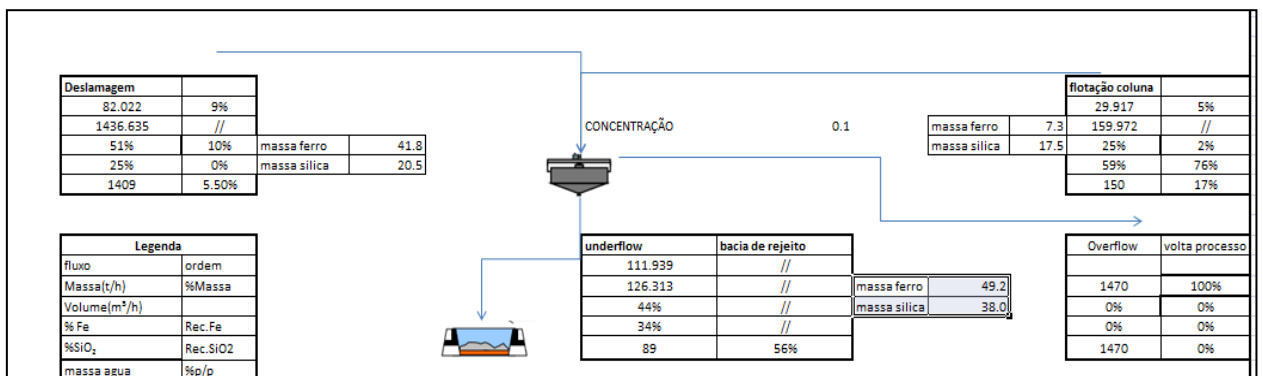


Figura 81. Fluxograma do balanço de massa do espessamento.

A bacia de rejeito recebe o rejeito proveniente da etapa de flotação mecânica e o material referente ao *underflow* do espessador supracitado, conforme demonstrado na figura 82. Onde a água é reaproveitada no processo, sendo 80% reaproveitada em todo o sistema e 20% de água nova proveniente de rios próximos.

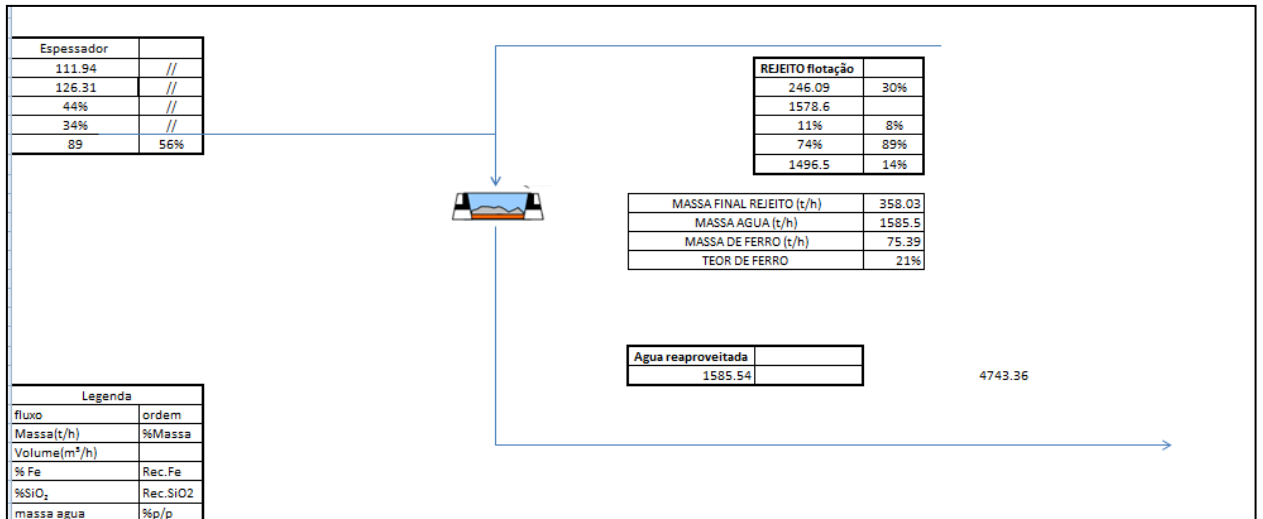


Figura 82. Fluxograma do balanço de massa da bacia de rejeito

### 8.1.10 Definição de locação e projeto de barragens de rejeito

Para fins de definição de locação e projeto da bacia de rejeito será utilizada como base a norma NBR 13028/1993 ABNT que trata sobre elaboração e apresentação de projeto de disposição de rejeitos de beneficiamento, em barramento, em mineração.

A barragem de rejeito receberá durante o período de sua vida útil 87 Milhões de toneladas de rejeito o que totaliza 29 milhões de m<sup>3</sup>. Acumularemos água a um total para produção relativo a 4 meses de operação com isso mais 4 milhões de m<sup>3</sup> de água.

A localização da barragem de rejeito é demonstrada na figura 83. O local foi escolhido devido a água poder escoar por gravidade da usina, e pela área conter acidentes topográficos que mantêm a água retida no local escolhido, tendo a metragem de 1000m por 1500 aproximadamente, a altura total será de 30m.

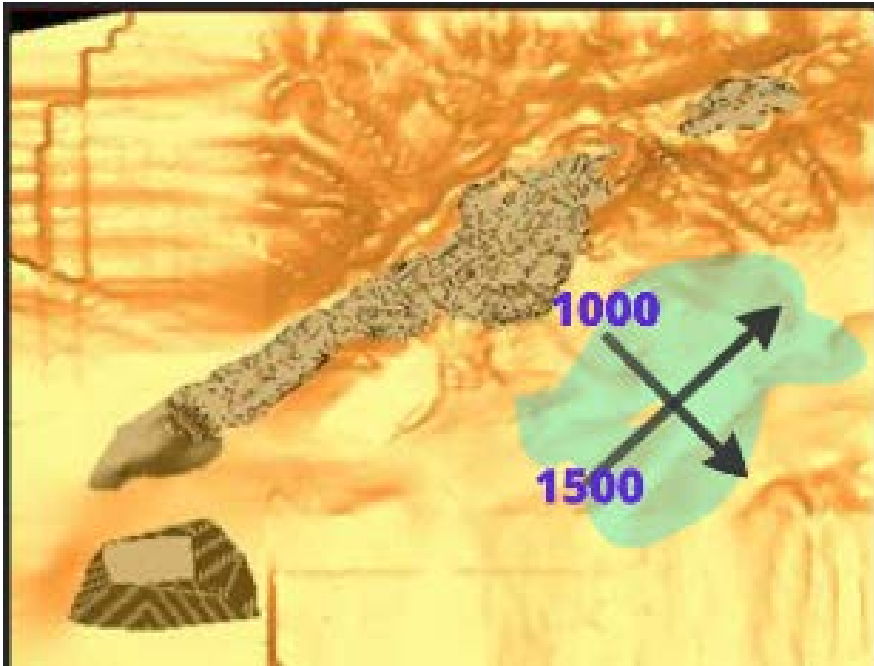


Figura 83. A seta indica a extensão da barragem de rejeito

O método construtivo da bacia de rejeito é pelo método a jusante (figura 84) que consiste na construção de dique inicial impermeável e barragem de pé. Separação dos rejeitos na crista do dique por meio de hidrociclones (usa só materiais mais grossos para o corpo do barramento). Barragem com dreno interno e impermeabilização a montante. São vantagens deste método: maior segurança compactação de todo corpo da barragem; e menor probabilidade de ocorrer entubamento e rupturas do que os demais métodos. Entretanto tem-se como desvantagem a necessidade de grande quantidade de *underflow* (problemas nas primeiras etapas) e deslocamento do talude a jusante (proteção superficial só no final da construção).



Figura 84. Ilustração do método a jusante utilizado para a construção da bacia de rejeito.

### 8.1.11 Definição de locação e projeto de pilha de estéril

Para definição da locação e projeto de estéril disposto em pilha foi utilizada a NBR 13029/1993 da ABNT que trata sobre disposição de estéril em pilha.

O estéril será disposto em três locais diferentes conforme a liberabilidade de cada espaço. Na figura 85 demonstra-se a quantidade a ser disposta em cada local no decorrer do tempo da mina.

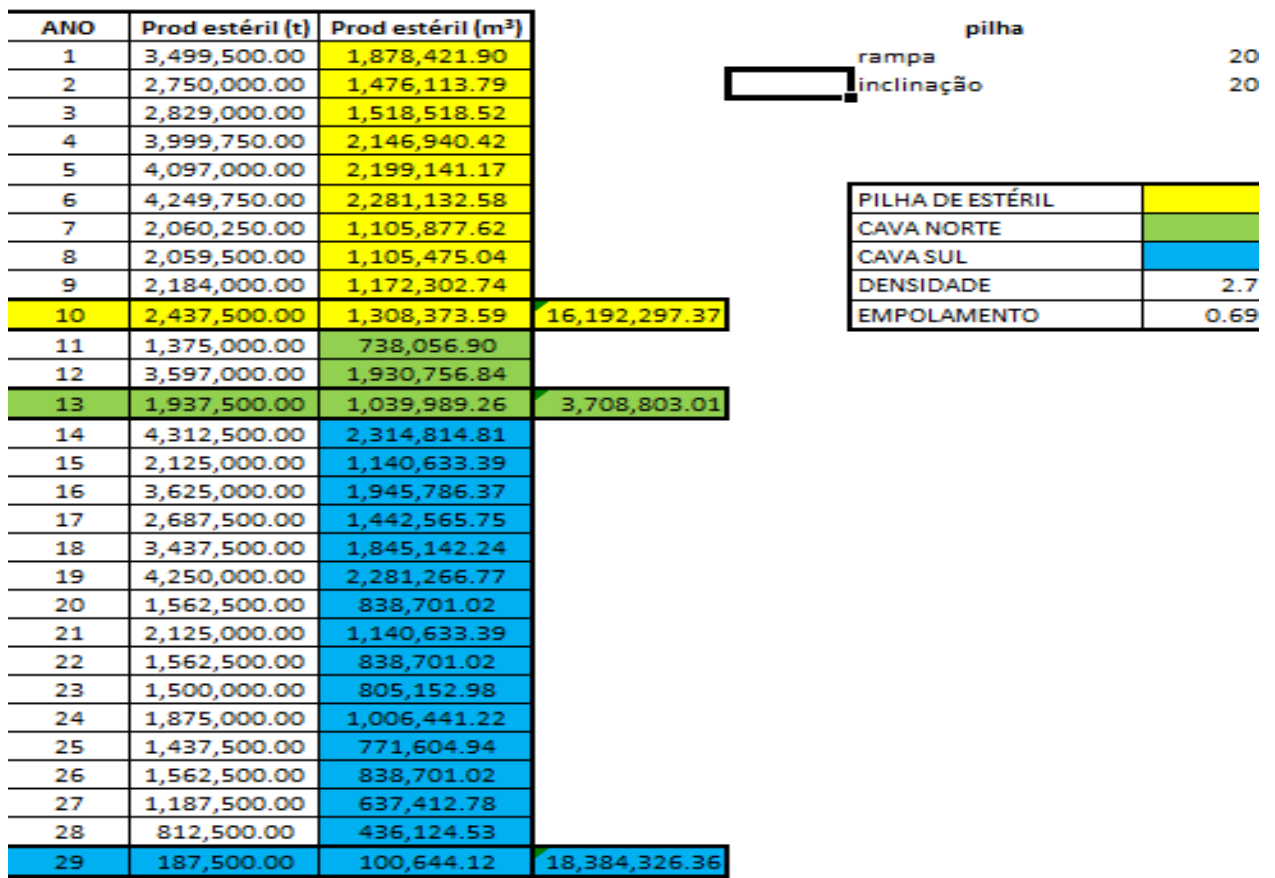


Figura 85. Disposição do estéril no decorrer do tempo.

Localização das pilhas de estéril tendo três pilhas chamadas de pilha cava norte (1) , pilha de externa (2) e pilha cava sul (3). Com capacidade respectivamente de 4Mt, 18Mt e 21Mt.

As pilhas contaram com um sistema de drenagem a fim de manter a estabilidade das mesmas, também haverá um sistema de contenção de finos, os taludes das pilhas externas serão vegetados a medida que tomarem sua forma final, enquanto que das pilhas externas será refeita a topografia original do terreno a medida que forem recobertas.

As pilhas da cava sul e externa, tem altura de 10 m de talude, com berma de 6m e rampas de 20m. tendo a inclinação dos taludes de 20°.

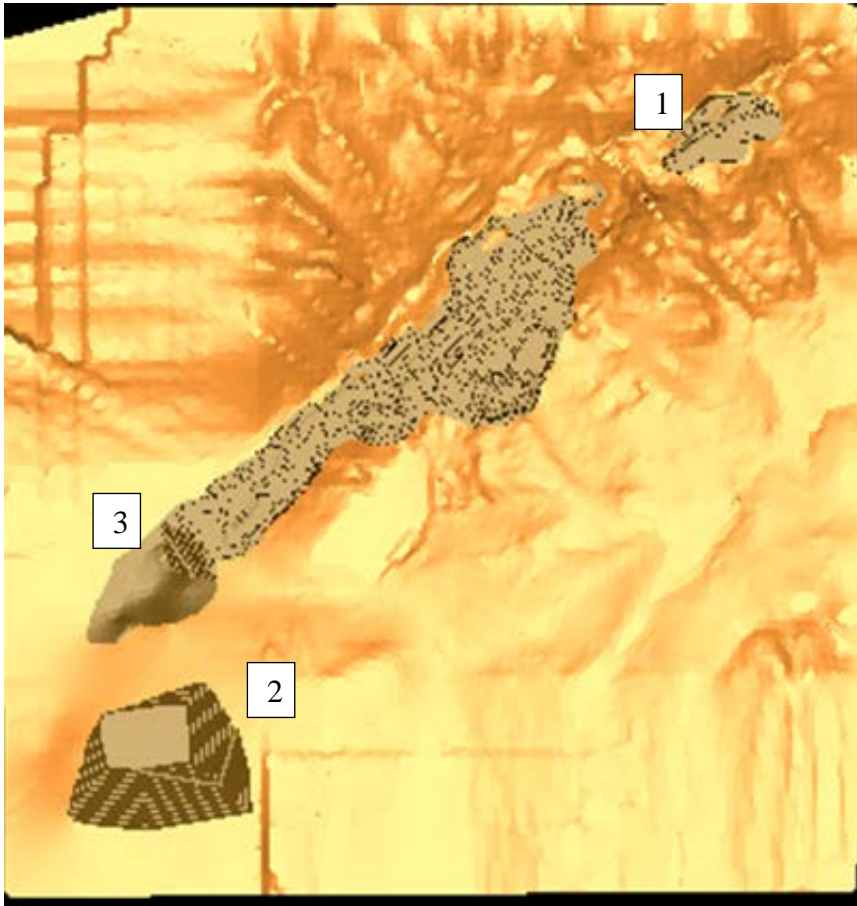


Figura 86. Localização das três pilhas de estéril: pilha 1 ou norte, pilha 2 ou sul e pilha 3 ou externa.

## 9. Economia

### 9.1 Preço de venda do produto

A questão de preço do minério de ferro, principalmente o produto *Pellet Feed*, é muito dependente do volume de exportações, o principal comprador do minério de ferro do Brasil é China com 31% de todo produto voltado à exportação.

Para a escolha do preço de venda a fim de fazermos a valoração de cada bloco avaliado, buscamos 30 anos de preço conforme figura 87, e foram feitas diversas análises por meio da média móvel, esta que por sua vez tende a diminuir as oscilações do mercado.

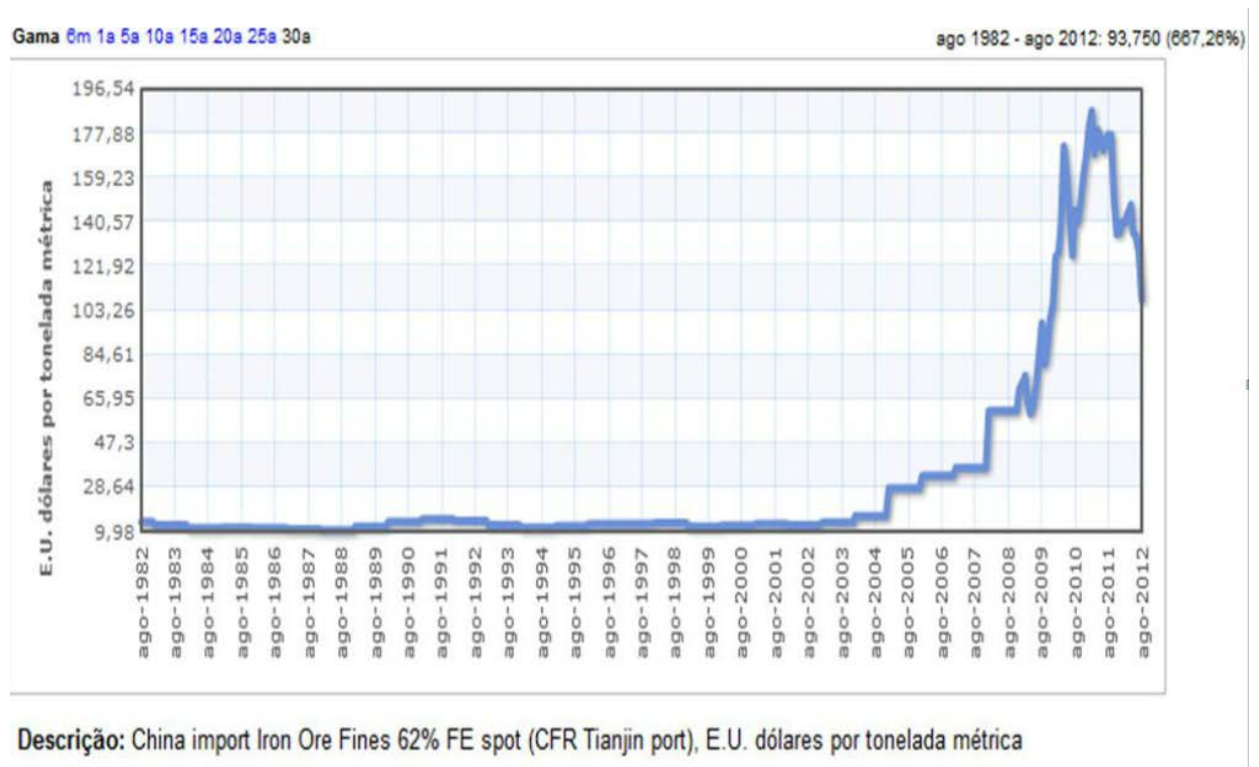


Figura 87. Preço de finos de minério de ferro para exportação para china.

A análise da media móvel foi feita para diversos anos de dois em dois meses, tendo como resultado o gráfico 88, que demonstra como se comporta a média móvel em diversos anos.

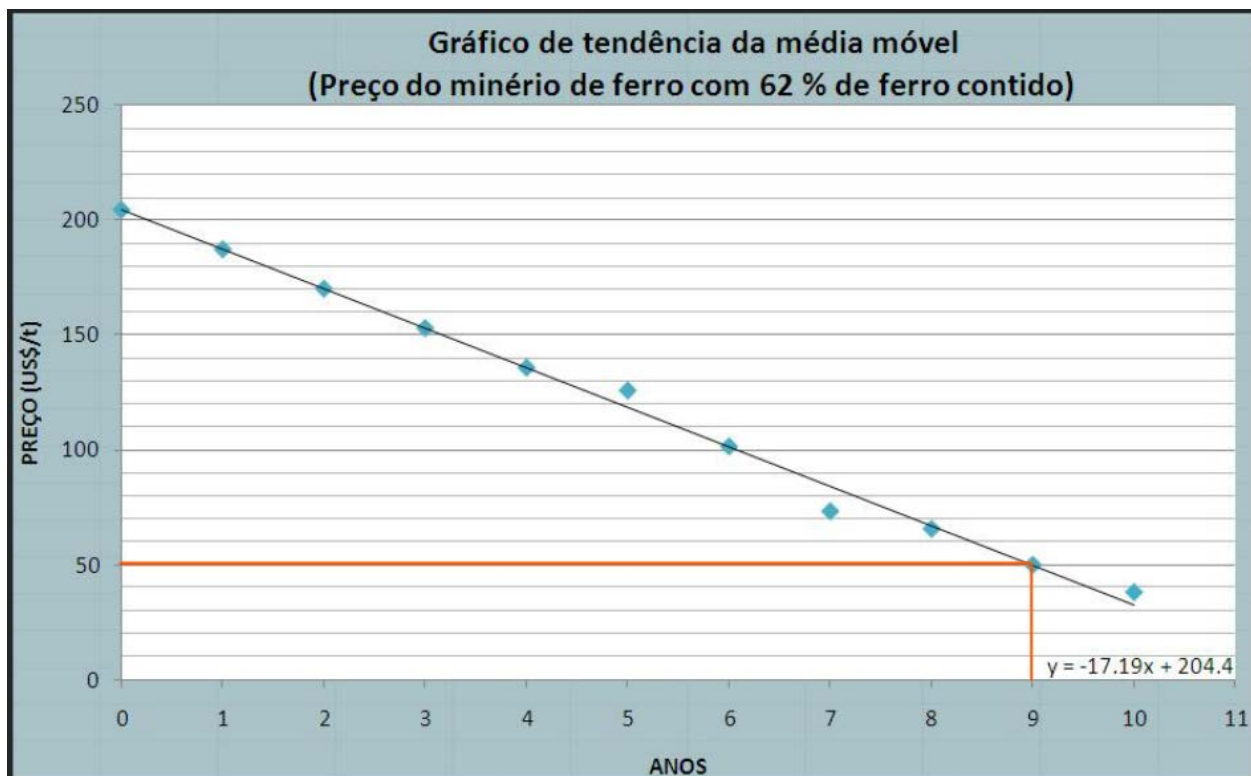


Figura 88. Tendência da média móvel

Pela análise do gráfico verificamos que média móvel acima de 10 anos resulta em um preço abaixo de 30 US\$/t, o que não reflete o valor atual que chega acima de 100US\$/t, e pela valorização do preço nos últimos 5 anos, muito acima de do valor, beirando os 140 US\$/t, tende a valorização não realista do preço para média abaixo de 5 anos, assim buscamos um preço conservador de 50 US\$/t que corresponde a 9 anos pela média móvel, por conta da variação expressiva deste produto.

## 9.2 Taxa de desconto

O valor presente líquido (VPL), tem como objetivo valorar o resultado econômico para a data presente, e com isso verificar a viabilidade ou não de um projeto, ou comparar um projeto a outro a fim de verificar qual tem o maior retorno.

A escolha da taxa que reflete no resultado econômico do VPL, esta associada ao risco do investimento em dado projeto, assim a projetos com maior risco, associamos uma taxa maior, e para projetos de menor risco, uma taxa menor, dependendo assim do conhecimento em dado tipo de projeto, e da capacidade da empresa a superar problemas.

Para este projeto escolhemos uma taxa de 10%, devido a escolha no preço ser conservador.

### **9.3 Custos de capital (CAPEX) e Custos de operacionais (OPEX)**

Os custos são divididos em duas classes, sendo os custos operacionais decorrentes da atividade e englobam os custos de lavra, de processos (beneficiamento, energia elétrica), custos gerais e administrativos e custos ambientais, e os custos de capital são os custos que abrangem toda concepção e preparação do projeto e compra de bens móveis e imóveis indisponíveis para a execução da lavra.

As empresas com grande quantidade de dados disponíveis podem chegar a uma estimativa mais precisa, utilizando dados reais, o que melhorar a aderência do projeto a realidade, para fins deste plano conceitual foi utilizado um modelo criado por T. Alan O'Hara em 1980, que foi criado com intuito de estimar valores, baseando em operações reais, porém não há estimativas no modelo de O'Hara mais especificamente para minério de ferro, o que traz algumas incertezas.

O modelo de O'Hara esta disponível computacionalmente por uso de software (MAFMO - Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur), este que por sua vez esta em uma versão em português MAFMINE que resulta em valores presentes sem necessitar do uso de indexadores.

Por meio do MAFMINE obtemos os resultados da tabela 29 para custos de capital, o que totalizou em um investimento de 121 MUS\$.

Tabela 29. Demonstração dos custos de investimento da mina a céu aberto, usina de beneficiamento e infraestrutura



## Custos de Investimento (CAPEX)

<b>Mina a Céu Aberto</b>		
Preparação do Terreno	2.45	M U\$ (2012)
Descobertura Prévia	0	M U\$ (2012)
Equipamentos	39.7221	M U\$ (2012)
Instalações de Manutenção	14.1147	M U\$ (2012)
Estudos de Viabilidade	2.9029	M U\$ (2012)
Supervisão do Projeto e Construções Provisórias	3.7952	M U\$ (2012)
Enquadramento de Pré-Produção	2.1085	M U\$ (2012)
<b>Total</b>	<b>65.091</b>	<b>M U\$ (2012)</b>
<b>Usina de Beneficiamento</b>		
Preparação do Terreno	1.4507	M U\$ (2012)
Fundações	5.6329	M U\$ (2012)
Instalações de Britagem, Estocagem e Transferência	7.0413	M U\$ (2012)
Edificações	4.6942	M U\$ (2012)
Equipamentos de Moagem e Estocagem de Finos	5.4007	M U\$ (2012)
Unidade de Concentração	3.3757	M U\$ (2012)
Unidade de Espessamento e Filtragem	1.5648	M U\$ (2012)
Unidade de Armazenamento do Concentrado	4.3967	M U\$ (2012)
Bacias de Decantação	1.2517	M U\$ (2012)
Estudos de Viabilidade	2.8249	M U\$ (2012)
Supervisão do Projeto	3.8142	M U\$ (2012)
Enquadramento de Pré-Produção	2.119	M U\$ (2012)
<b>Total</b>	<b>43.567</b>	<b>M U\$ (2012)</b>
<b>Infraestrutura</b>		
Energia Elétrica	2.3017	M U\$ (2012)
Aprisionamento de Água	2.7073	M U\$ (2012)
Serviços Auxiliares	2.5619	M U\$ (2012)
Rotas de Acesso	5.0485	M U\$ (2012)
Alojamento de Pessoal	0	M U\$ (2012)
<b>Total</b>	<b>12.619</b>	<b>M U\$ (2012)</b>
<b>Investimento Total</b>	<b>121.277</b>	<b>M U\$ (2012)</b>

Os custos operacionais foram divididos em custos relativos ao itabirito compacto e custos relativos ao itabirito friável demonstrado resultado na tabela 30.

Tabela 30. Demonstração dos resultados dos custos operacionais do itabirito compacto e friável

Custos Operacionais Itabirito Compacto (OPEX)				
Mina a Céu Aberto	1.7348	U\$ (2012)/t movimentada		
Usina de Beneficiamento	8.5917	U\$ (2012)/t tratada		
Energia Elétrica (Mina+Usina)	13.1919	U\$ (2012)/t tratada		
Manutenção Eletro-Mecânica	2180.0791	U\$ (2012)/dia	0.104256	U\$ (2012)/t tratada
Serviços Gerais	696.3524	U\$ (2012)/dia	0.033301	U\$ (2012)/t tratada
Serviços Administrativos	2087.3098	U\$ (2012)/dia	0.099819	U\$ (2012)/t tratada
Custos Ambientais	0.0492	U\$ (2012)/t movimentada		
			0.237376	U\$ (2012)/t tratada
<b>TOTAL</b>	<b>23.80</b>			
Custos Operacionais itabirito Friável (OPEX)				
Mina a Céu Aberto	1.1596	U\$ (2012)/t movimentada		
Usina de Beneficiamento	6.01419	U\$ (2012)/t tratada		
Energia Elétrica (Mina+Usina)	9.23433	U\$ (2012)/t tratada		
Manutenção Eletro-Mecânica	2180.0791	U\$ (2012)/dia	0.103525	U\$ (2012)/t tratada
Serviços Gerais	696.3524	U\$ (2012)/dia	0.033068	U\$ (2012)/t tratada
Serviços Administrativos	2087.3098	U\$ (2012)/dia	0.09912	U\$ (2012)/t tratada
Custos Ambientais	0.0492	U\$ (2012)/t movimentada		
			0.235713	U\$ (2012)/t tratada
<b>TOTAL</b>	<b>16.69</b>			

O itabirito compacto necessita de desmonte por explosivos e possui um  $w_i$  maior que o itabirito friável, o itabirito friável é desmontado mecanicamente, assim o gasto com energia elétrica e com desmonte é maior na extração do itabirito compacto que do itabirito friável.

#### 9.4 Teor de Corte

O teor de corte econômico (*Breakeven Cut-off grade*) é o valor de teor que zera a função benefício do bloco demonstrada abaixo :

$$BCOG = \frac{CM + CP + CG\&A}{R \cdot S}$$

Onde:

CM – Custo de lavra

CP – Custo de processo

CG&A – Custo geral e administrativo

R – Recuperação global

S – Preço de venda do metal

Alguns blocos são retirados da lavra estando muito próximos ao valor de teor de corte, estes são obrigatoriamente necessários sua retirada para acesso ao minério, tendo assim os custos de lavra já descontados, para isso chamamos de teor de corte marginal demonstrado na equação 2:

$$MCOG = \frac{Inc + CP + CG\&A}{R \cdot S}$$

Onde, Inc representa a diferença entre o custo de lavar minério e estéril

Com isso chegamos a um teor de corte diferente para o itabirito compacto e itabirito friável, conforme tabela 31.

Tabela 31. Teor de corte econômico e marginal.

Itabirito Compacto		Itabirito friável	
CUSTO Mina (US\$/t)	1.784	CUSTO Mina (US\$/t)	1.1596
CUSTO Processo (US\$/t)	21.78	CUSTO Processo (US\$/t)	15.25
CUSTO G&A (US\$/t)	0.24	CUSTO G&A (US\$/t)	0.24
CUSTO TOTAL	23.80	CUSTO TOTAL	16.64
RECUPERAÇÃO	0.82	RECUPERAÇÃO	0.82
PREÇO (\$ 62%Fe/t)	50	PREÇO (\$ 62%Fe/t)	50
Preço (\$ 100% Fe/t)	80.65	Preço (\$ 100% Fe/t)	80.65
BCOG	0.36	BCOG	0.25
MCOG	0.33	MCOG	0.23

## 9.5 Tempo de vida do projeto

Para definição do tempo de vida do projeto e verificar com isso a produção, foi utilizado o modelo de Taylor (1977), que estudou uma série de projetos com diversos tamanhos propondo a equação abaixo:

$$Vida\ útil\ (anos) \cong (1 \pm 0.2) * 6.5 * \sqrt[4]{tonelagem\ em\ milhões}$$

Onde a tonelagem que entra é somente os recursos indicados e medidos, os inferidos não entram no cálculo do tempo de vida.

O resultado foi demonstrado tabela 32:

Tabela 32. Cálculo de tempo de vida

Cálculo Tempo de Vida						
		Intervalo de vida útil (anos)		Intervalo de produção (tpd)		
Reserva (10 <sup>6</sup> )	Vida média	Máximo	Mínimo	Produção média (tpd)	Produção Mínima	Produção Máxima
219.81	25.0	30.0	20.0	25093	20911	31366

A escolha para o projeto foi de 29 anos com produção de 21,656.08 tpd, sendo o regime de trabalho de 350 dias.

## 9.6 Fluxo de caixa

O fluxo de caixa tem como entrada os valores líquidos resultantes do seqüenciamento por meio da ferramenta NPV *Scheduler*<sup>®</sup>, esta ferramenta que tem como objetivo sequenciar a cava buscando valorizar o VPL.

Para manter a produção com teor constante assim como a taxa de produção e a relação estéril minério, foi utilizado na mesma ferramenta alguns alvos, tendendo assim a estabilizar estes valores.

Houve reinvestimento de 40 MUS\$ para renovação da frota e no ano 14, e 10 MUS\$ no ano 24 para *rebuild* da frota.

O investimento inicial foi dividido em três anos de construção e preparação do terreno, a produção se inicia no começo do quarto ano.

Os impostos incidentes foram coletados juntamente ao DNPM e a secretaria da fazenda do estado de Minas Gerais.

O Fluxo de caixa esta demonstrado no apêndice E, e resultou em um VPL positivo de 304 MUS\$, com uma taxa de retorno interna (TIR) de 41%.

A figura 89 demonstra a variação do fluxo de caixa no decorrer do projeto.

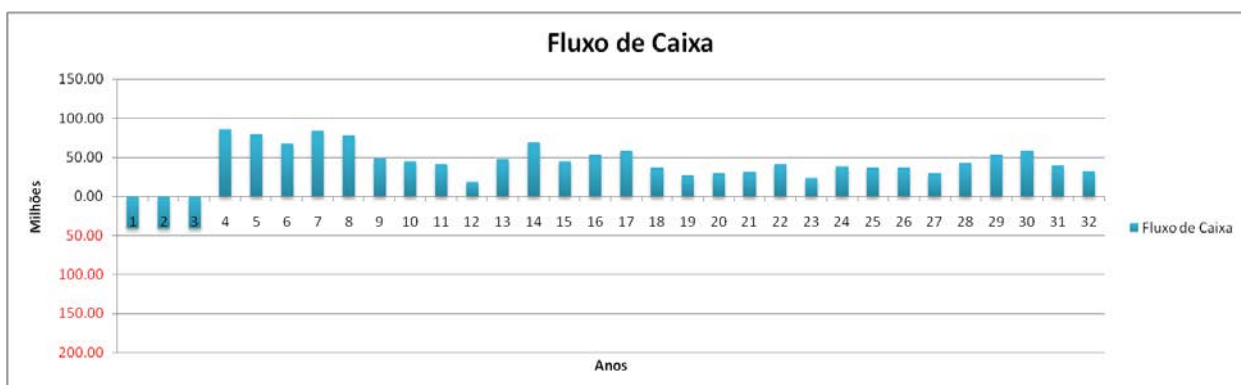


Figura 89. Gráfico de barras de fluxo de caixa

E com isso temos também o tempo de retorno do investimento (*Pay Back*) demonstrado na figura 90, que resultou em 4 anos 9 meses e 29 dias.

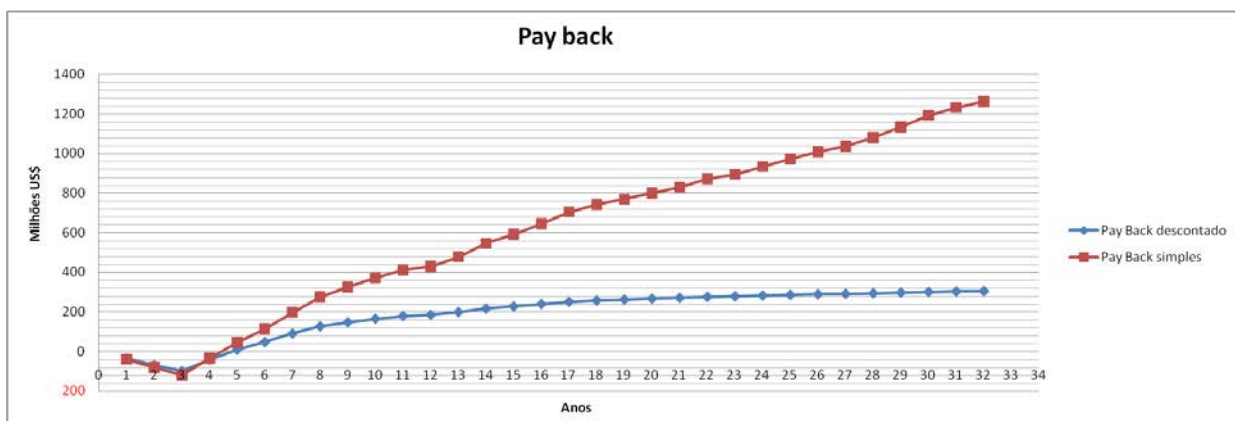


Figura 90 Demonstração do tempo de retorno de investimento

### 9.7 Análise de sensibilidade e de cenários.

A fim de entendermos o comportamento das variáveis e como estas afetam o projeto, foi feita uma análise de sensibilidade por um gráfico do tipo aranha, onde se varia um parâmetro percentualmente, e verifica-se como afeta o VPL percentualmente. Tendo o 100% como valor original da análise do fluxo de caixa.

Como podemos observar na figura 91, este projeto é mais sensível ao preço e a recuperação da usina, com isso simulamos alguns cenários a fim de verificar a robustez do projeto, por meio de dois cenários, o primeiro pessimista onde adotamos os seguintes parâmetros – preço 40 US\$/t, recuperação da usina a abaixo do previsto 80%, VPL positivo de 46M US\$ a uma taxa de 10%. Para o segundo cenário utilizamos o preço de 100 US\$/t, a recuperação igual a prevista 82%, o investimento igual ao previsto, e a taxa igual a 10%, o que resultou em um VPL positivo de 1.695 MUS\$.

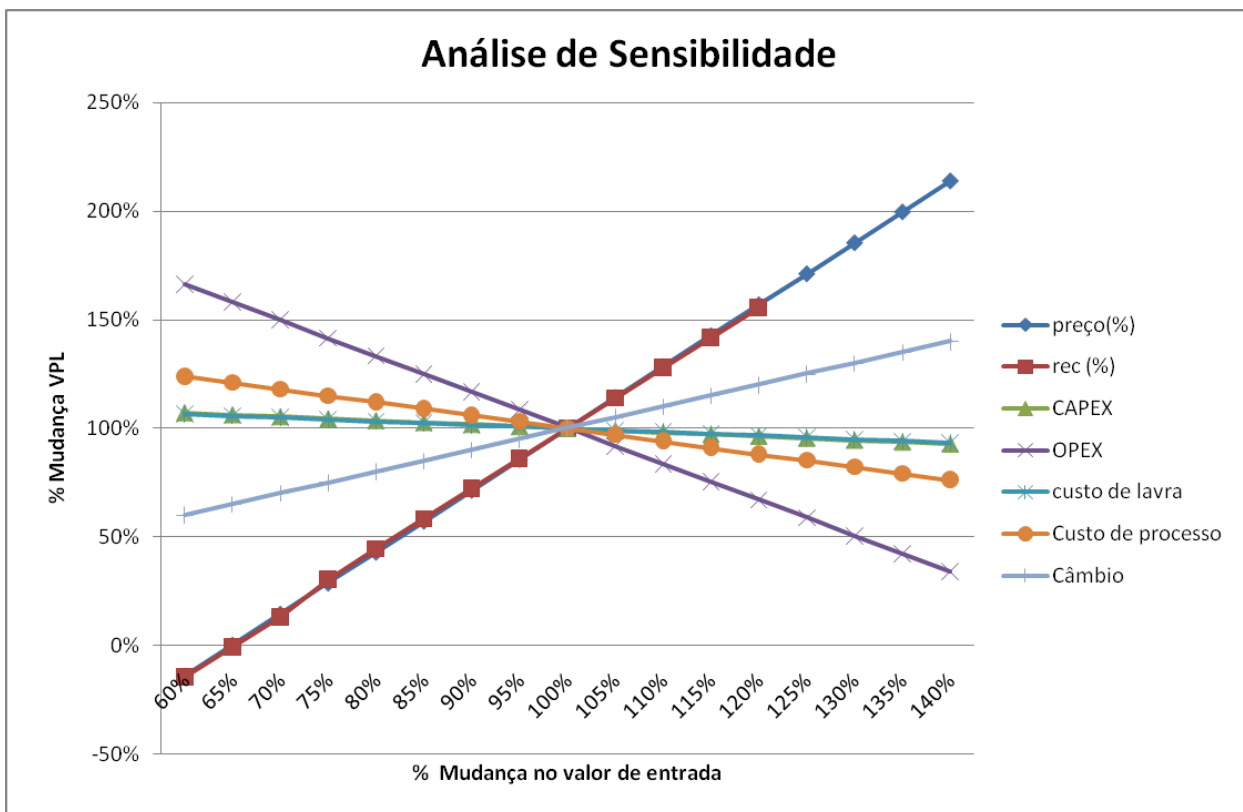


Figura 91 Análise de sensibilidade das etapas do projeto através de gráfico tipo Aranha.

Outros dados devem ser levados em conta para análise da viabilidade que é as vendas e concorrentes, verificamos o crescimento de compras do mercado exterior da qual a tendência otimista é das vendas crescerem em 9 %, e a pessimista (descontando o efeito China) tendem a crescer em 3,45 %, assim verificamos a tendência de crescimento nas vendas. Em se tratando de concorrentes o principal produtor de minério de ferro no Brasil é a VALE com 71% de toda produção nacional, assim ela detém uma força muito expressiva no mercado, o que pode inviabilizar qualquer projeto de outra empresa voltado ao ferro, devido a seu poder de barganha e domínio de mercado.

## **10 Meio ambiente e recuperação ambiental**

O estado de Minas Gerais possui uma tradição muito grande na mineração e em consequência uma enorme quantia de normas e deliberações voltadas à recuperação de áreas degradadas e monitoramento de pilhas de estéril e barragens de rejeito.

Anualmente as empresas devem encaminhar um inventário eletrônico demonstrando quanto e onde foram dispostos seus rejeitos, outras características importantes são as questões voltadas à classificação de dano ambiental decorrente da mineração deliberados pelo Conselho Estadual de política Ambiental (COPAM), este conselho também delibera sobre vistorias entre outros que é feito então pelo órgão fiscalizador que é a Fundação Estadual Do Meio Ambiente (FEAM).

### **10.1 Pilha de Estéril**

Para formação da pilha de estéril foi utilizada como base a NBR 13029/1993 da ABNT, e com a observação das normas complementares, e a legislação do Estado de Minas Gerais, referentes ao assunto que devem ser seguidas, sendo gerenciadas conforme a Deliberação Normativa COPAM nº 117, de 27 de junho de 2008, (Dispõe sobre a declaração de informações relativas às diversas fases de gerenciamento dos resíduos sólidos gerados pelas atividades minerárias no Estado de Minas Gerais). Sendo assim classificada por esta norma como A-02 - Lavra a céu aberto. Devendo fazer o inventário, dirigido a Fundação Estadual do Meio Ambiente – FEAM, de resíduos sólidos anualmente por meio eletrônico até o dia 31 de março de cada ano.

Seguindo a NBR 13029/2003 da ABNT, podemos descrever as características principais necessárias para a pilha de estéril.

A pilha de estéril seguirá uma geometria conforme descrito, abaixo:

- Altura máxima das bancadas 10m;
- Largura mínima de bermas 6m;
- Acessos de manutenção em todas as direções em cada bancada;
- Inclinação das bancadas 20°;
- Bermas com declinação de 1° para escoamento superficial de água;
- Leiras nas cristas dos bancos para segurança na movimentação.

Conforme forem sendo finalizadas as primeiras bancadas, logo estas já serão vegetadas com gramíneas a fim de melhorar o aspecto visual assim como aumento da estabilidade dos taludes.

As pilhas serão compactadas e haverá drenagem da pilha por meio de implantação de drenos verticais e mantas de rochas de drenagem na base da pilha, a fim de escoar a água superficial e evitar danos estruturais as pilhas aumentando a estabilidade das mesmas.

Ao fim da pilha a mesma será reflorestada com plantas locais mantidas durante todo empreendimento em estufas para reflorestamento, utilizadas para manter espécies locais e auxiliar na recuperação de demais áreas degradadas.

A pilha contará com um barramento na área a jusante do escoamento superficial, a fim de manter os finos provenientes da erosão na pilha de estéril.

As pilhas internas as cavas terão sua topografia restabelecida conforme original. Sendo reflorestadas ao final do empreendimento.

## 10.2 Barragem de rejeito

Para este item foi utilizado como base a NBR 13028/ 1993 da ABNT foi também consultada as normas e legislações presentes nesta norma, assim como as normas do estado de Minas Gerais que servem de base para a classificação da barragem de rejeitos, a Deliberação Normativa COPAM nº 87, de 17 de junho de 2005, (que dispõe sobre critérios de classificação de barragens de contenção de rejeitos, de resíduos e de reservatório de água em empreendimentos industriais e de mineração no Estado de Minas Gerais).

A barragem se classifica pela tabela 32 com de Grande porte. Sendo o resíduo classificado como Classe II A - Não Inertes, segundo a NBR 10.004/2004 da ABNT.

Tabela 33. Critérios para definição do porte da barragem e do porte do reservatório

Porte da Barragem	Altura da Barragem H (m)	Porte do Reservatório	Volume do Reservatório Vr (m3)
Pequeno	$H < 15$	Pequeno	$V_r < 500.000$
Médio	$15 \leq H \leq 30$	Médio	$500.000 \leq V_r \leq 5.000.000$
Grande	$H > 30$	Grande	$V_r > 5.000.000$

As barragens serão classificadas em três categorias, conforme a seguir, considerando-se o somatório dos valores (V) dos parâmetros de classificação definidos no Artigo 2º da DN COPAM n.º 62/2002, com as alterações impostas no Artigo 2.º desta deliberação (tabela 34).



Tabela 34. Critérios para classificação das barragens

Altura da barragem H (m)	Volume do Reservatório ( $\times 10^6 \text{ m}^3$ )	Ocupação humana a jusante	Interesse ambiental a jusante	Instalações na área de jusante
$H < 15$ V=0	$V_r < 0,5$ V=0	Inexistente V=0	Pouco Significativo V=0	Inexistente V=0
$15 < = H < = 30$ V=1	$0,5 < = V_r < = 5$ V=1	Eventual V=2	Significativo V=1	Baixa concentração V=1
$H > 30$ V=2	$V_r > 5$ V=2	Existente V=3	Elevado V=3	Alta Concentração V=2
-	-	Grande V=4	-	-

Considerando a tabela 34, podemos classificar esta barragem, pelo somatório dos dados como V=5;

II. Médio potencial de dano ambiental - Classe II: quando o somatório dos valores for maior que dois e for menor ou igual a cinco ( $2 < V \leq 5$ ).

Art. 7º - Todas as barragens devem sofrer Auditoria Técnica de Segurança, conforme disposto no Art. 5º, sendo que a periodicidade deve variar de acordo com a classificação da barragem:

b) Barragens Classe II, auditoria a cada 2 anos;

Com isso temos a barragem de rejeitos próxima a usina de beneficiamento, em local previamente compactado e de baixa permeabilidade, a nível abaixo do nível do beneficiamento com capacidade e características relatadas anteriormente na seção 8.1.10.

A barragem se encontra longe de regiões com córregos e longe de locais residenciais, tendo sua construção contemplando a segurança de em caso de rompimento, haver um segundo patamar de continência dos fins.

As margens serão preenchidas com vegetação a fim de manter a estabilidade do barreamento assim como a barragem será recuperada somente no final do empreendimento. As margens serão preenchidas com vegetação a fim de manter a estabilidade do barreamento assim como a barragem será recuperada somente no final do empreendimento.

### 10.3 Área industrial

Para fins de verificação do potencial de dano ambiental do empreendimento e mediadas de abandono foi utilizada a Deliberação Normativa COPAM nº. 145, de 18 de Dezembro de 2009 (Dispõe sobre a declaração de informações relativas à identificação e classificação de áreas mineradas abandonadas no Estado de Minas Gerais). Assim classificou-se a área do empreendimento de acordo com as normativas citadas.

“Art. 4º - Os critérios adotados para classificação do potencial de impacto ambiental pela atividade minerária são:

I - Caracterização da área do entorno (C1).

II - Percentual de reabilitação das áreas impactadas pelo empreendimento (C2).

III - Potencial para contaminação dos recursos naturais: solo e água (C3).

IV - Grau de Interferência nos Recursos Hídricos (C4).

V - Presença de passivos ambientais (C5).

§ 1º - A pontuação será atribuída a cada critério de classificação, variando de 0 (zero) a 5 (cinco), sendo obtida através da correlação entre as notas dos parâmetros que caracterizam os principais aspectos relacionados aos impactos adversos nos meios físico, biótico e antrópico.

§ 2º - A metodologia de cálculo para aferir os critérios de classificação está descrita no Anexo Único contido nesta deliberação.

Art. 5º - As áreas impactadas pela atividade minerária serão classificadas em 05 (cinco) categorias, conforme a seguir, considerando-se o somatório simples (S) dos valores obtidos em cada um dos critérios de classificação definidos no Artigo 4º”

Pelo somatório encontramos o seguinte resultado  $S=18$ , que classifica o empreendimento como:

IV - Categoria IV. Potencial de impacto ambiental alto: Quando o somatório dos valores for maior ou igual a quinze e menor que vinte ( $15,0 < S < 20,0$ );

#### **10.4 Controle de vibrações e sobrepressão acústica**

Para controle de sobrepressão acústica serão utilizados coberturas em todos os equipamentos de britagem e planta de beneficiamento assim como em todas as correias transportadoras, o que também ajuda principalmente no abatimento de poeira, que neste caso também serão utilizados caminhões pipa com aspersores de água com tensoativos, mantendo o material fino por muito mais tempo aglutinado evitando assim gastos excessivos com água.

Os desmontes serão monitorados por sismógrafos a fim de verificar a propagação de ondas e a amplitude das mesmas no terreno, mantendo assim dentro dos limites aceitáveis da legislação.

#### **10.5 Gerenciamento de águas superficiais e subterâneas**

O gerenciamento dos recursos hídricos da região será feita através de análises de amostras espaçadas regularmente e em tempos regulares conforme necessidade de maior ou menor risco associada à área de estudo.

A água superficial sempre será analisada de acordo com seu uso contínuo na etapa de beneficiamento, e a água subterrânea será gerenciada por amostragem em piezômetros colocados de forma a garantir que todos aquíferos que possam ser afetados pela mineração da área sejam amostrados e assistidos antes e após abandono da área. Tendo assim condições de se responder a qualquer questionamento referente ao controle da qualidade da água regionalmente assim como defender-se de alguma tentativa de incriminação indevida.

## 11 Referências bibliográficas

"South African Code for reporting of mineral resources and mineral reserves: the SAMREC Code". 2000

A Flotação no Brasil/ Arthur Pinto Chaves – São Paulo: Signus Editora, 2009 (Coleção teoria e prática do tratamento de minérios; v 4) 2º Edição.

A. J Sinclair and G. Blackwell, 2002 Applied Mineral Inventory Estimation.

Almeida, T. "A perfilagem geofísica gama-gama em depósitos de ferro do Quadrilátero Ferrífero : uma ferramenta para medições de densidade de rochas". Dissertação de Mestrado PPGEM UFRGS.

Arthur Pinto Chaves, Teoria e prática do tratamento de minérios, volume 1, 3º Ed, editora Signus,

AUSIMM 2005. "The Australasian Code for the reporting of exploration results, mineral resources and ore reserves: the JORC code"- 2004 edition.

Brady, B.H.G and Brown, E.T. "Rock Mechanics for Underground Mining" 3<sup>rd</sup> Edition. 2005

Caterpillar Performance Handbook, Edition 30.

CIM 2003 " Standards and guidelines for valuation of mineral properties". February 2003.

CIM 2003 "Estimation of mineral resources and mineral reserves: Best practice guidelines". Nov 2003.

Davis, J. C., 1986, Statistics and data analysis in geology: John Wiley and Sons, New York, 646 pg.

Deliberação Normativa COPAM nº 117, de 27 de junho de 2008,

Deliberação Normativa COPAM nº 87, de 17 de junho de 2005,

Dirk, J. "Estudo de alternativas de estimativas para jazidas de ferro utilizando dados heterotópicos". Dissertação de mestrado PPGEM UFRGS., 2011.

E.C.M. S.A. PROJETOS INDUSTRIAIS, Desenvolvimento de processos para o aproveitamento de itabiritos friáveis de baixo teor, e dos itabiritos compactos.

Estimativa e Monitoramento das Reservas de Minério de Ferro do Sistema Sul – CRVD – Quadrilátero Ferrífero – MG, Marcelo Lopes Vidigal Guimarães, Joaquim Pedro Toledo, Charles Adriano de Faria.

Goovaerts, P. "Geostatistics for natural resources evaluation".

Howard, L. Hartman, "SME Mining Engineering Handbook" 3<sup>rd</sup> Edition. 2011

Hustrulid, W. and Kuchta, M. "Open pit mine planning and design" 2<sup>ed</sup>ition. 2006.

Isaaks, E. H., and R. M. Srivastava, 1989, An introduction to applied geostatistics; Oxford University Press, New York, 561pp.

Itabiritos e Minérios de Ferro de alto teor do quadrilátero ferrífero – Uma visão geral e discussão, Carlos A. Rosiere & Farid Chemale Jr.

Journel, A. G., and C. J. Huijbregts (1978). Mining Geostatistics. Academic Press, London.

Kennedy, B. "Surface Mining" 2<sup>ed</sup>ition, 1990, SME.

Krige, D. "Essential basic concepts in mining geostatistics and their links with geology and classical statistics", SAIMM

Lerchs, H. and Grossmann I.F. "Optimum design of open-pit mines". CIM Bulletin.

Manual de Britagem Metso, 6<sup>o</sup> edição, publicação técnica Metso Minerals, 2005

Noble, Alan C. 2011 "Mineral Resource Estimation" Chapter 4.5 SME Mining Engineering Handbook 3rd edition.

Nonato, C.A. "Contribuição à Caracterização Geológico-Geomecânica no Quadrilátero Ferrífero" Tese de Doutorado UFMG. 2002

Olofsson, S.A. "Applied Explosives Technology for Construction and Mining" 2<sup>nd</sup> Edition. 1990

Ortiz, J. "Estimation of mineral resources using grade domains: critical analysis and a suggested methodology", The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy VOLUME 105.

Ortiz, J. and Emery X. "Geostatistical estimation of mineral resources with soft geological boundaries: a comparative study", The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy VOLUME 106.

PROJETO APA SUL RMBH, Estudos do Meio Físico, Texto Explicativo – Mineração Volume 2 , Antônio Carlos Girodo - Eng. de Minas Consultor, Especialista, Belo Horizonte 2005.

Sinclair, A. J. and Blackwell, G. H., Applied mineral inventory estimation, Cambridge, Cambridge University Press, 2002, 381 pg.

Souza, L. E. "Proposição Geostatística para quantificação de erro em medidas de tonelagens e teores". Tese de Doutorado PPGEM UFRGS.

Tendências Tecnológicas Brasil 2015: Geociências e Tecnologia Mineral/Eds. Francisco R. C. Fernandes, Adão B. da Luz, Gerson M. M. Matos, Zuleica Carmen Castilhos. - Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2007.

Tratamento de Minérios -5<sup>o</sup> Edição/Ed. Adão Benvindo da Luz, João Alves Sampaio e Silvia Cristina Alves França – Rio de Janeiro : CETEM/MCT, 2010.

Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil/ João Alves Sampaio, Adão Benvindo da Luz, Fernando Freitas Lins. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001 – 398 pg.

Wanderson Nazareno de Carvalho, CONSIDERAÇÕES SOBRE A USINA II DA SAMARCO MINERAÇÃO S/A, Pós-Graduação Lato Senso em Beneficiamento Mineral – PGBM, Ouro Preto, Universidade Federal de Ouro Preto ,2010.

## Apêndice A

### Análise de deriva para o P e a Si



Figura 92 - Deriva em X do P no domínio 1.

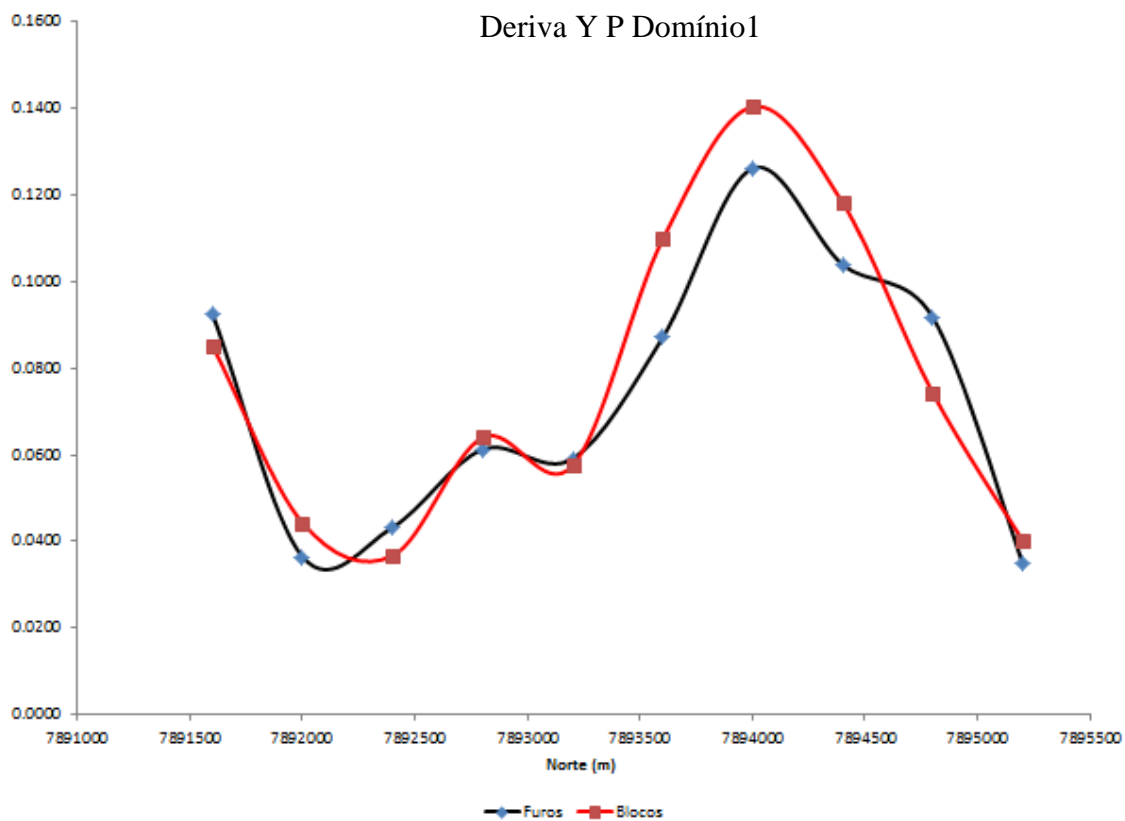


Figura 93 - Deriva em Y do P no domínio 1.

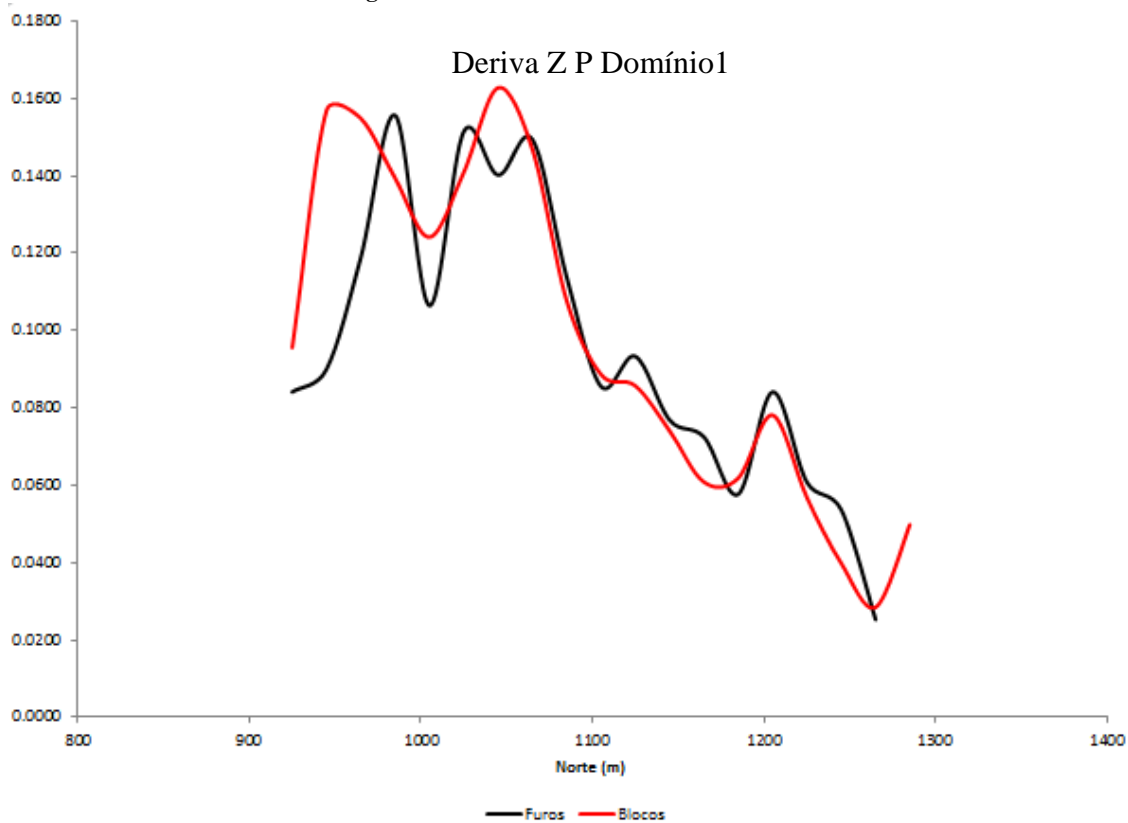


Figura 94 - Deriva em Z do P no domínio 1.

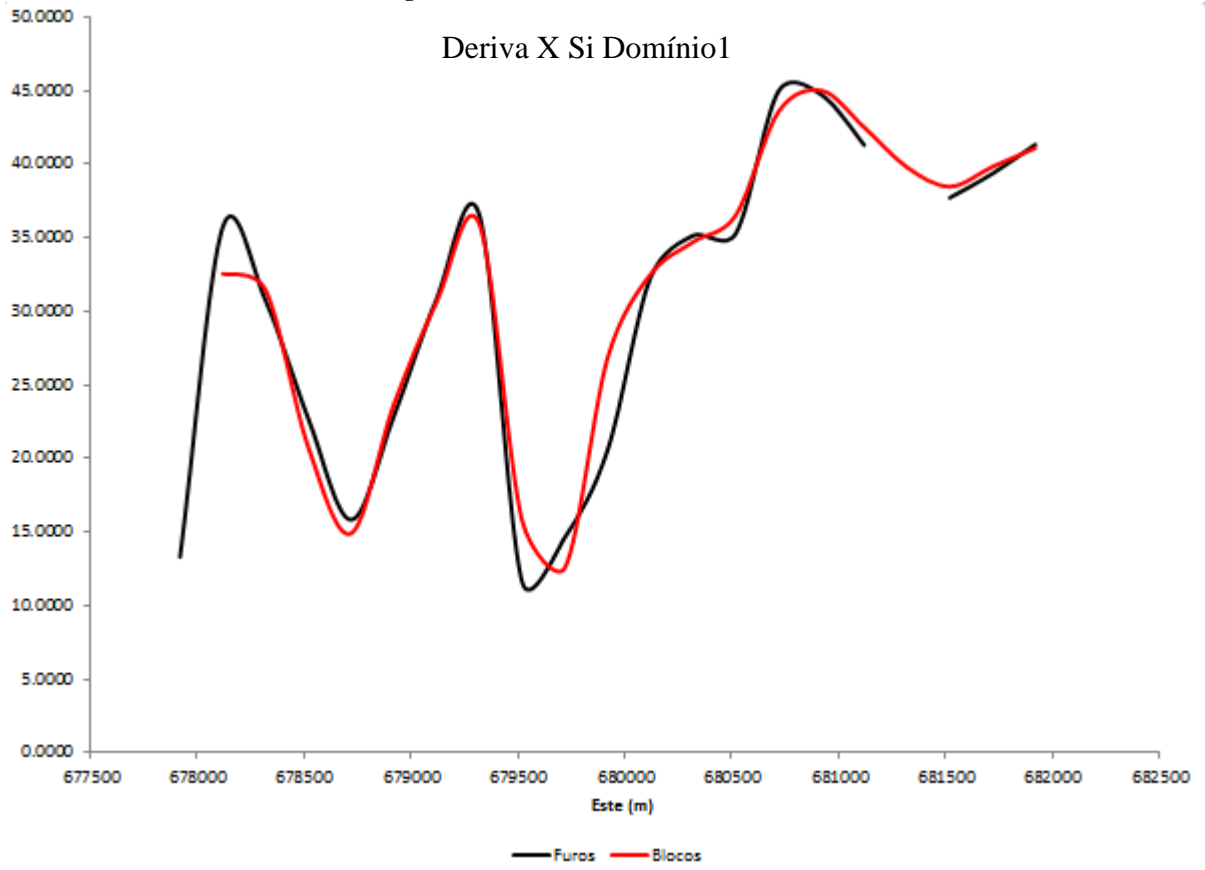


Figura 95 - Deriva em X da Si no domínio 1.

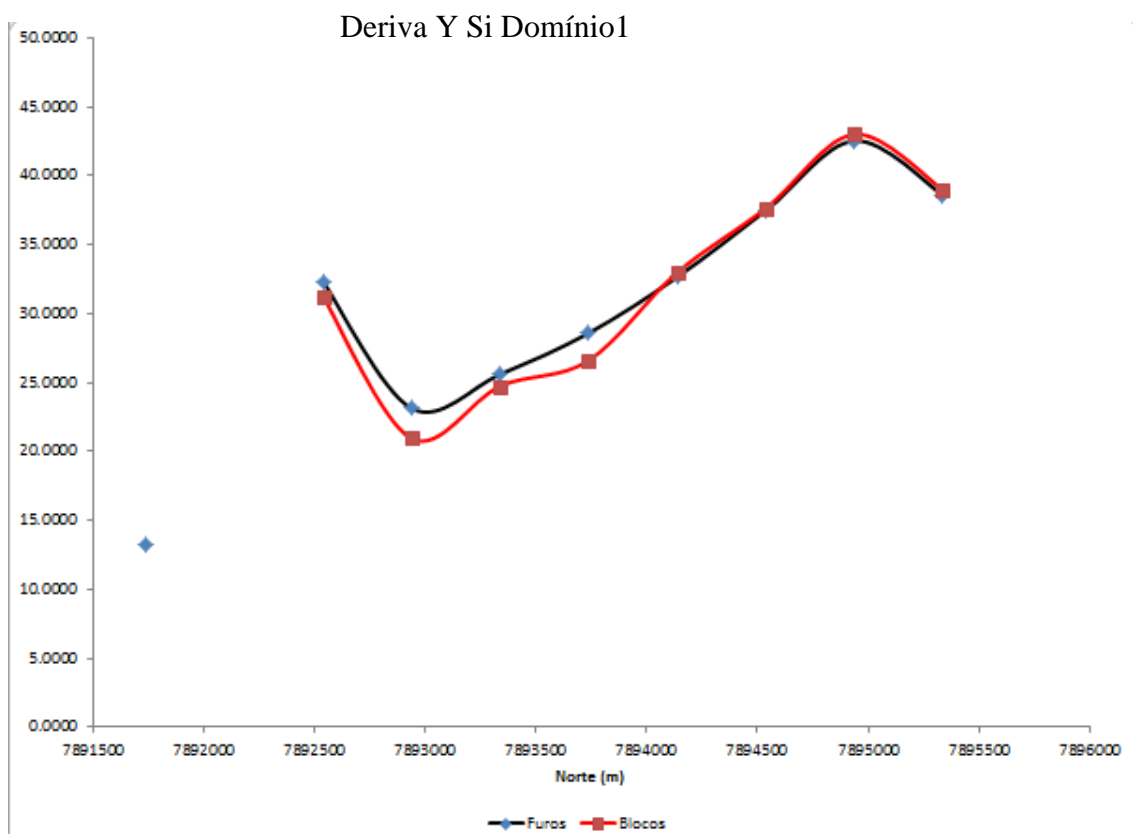
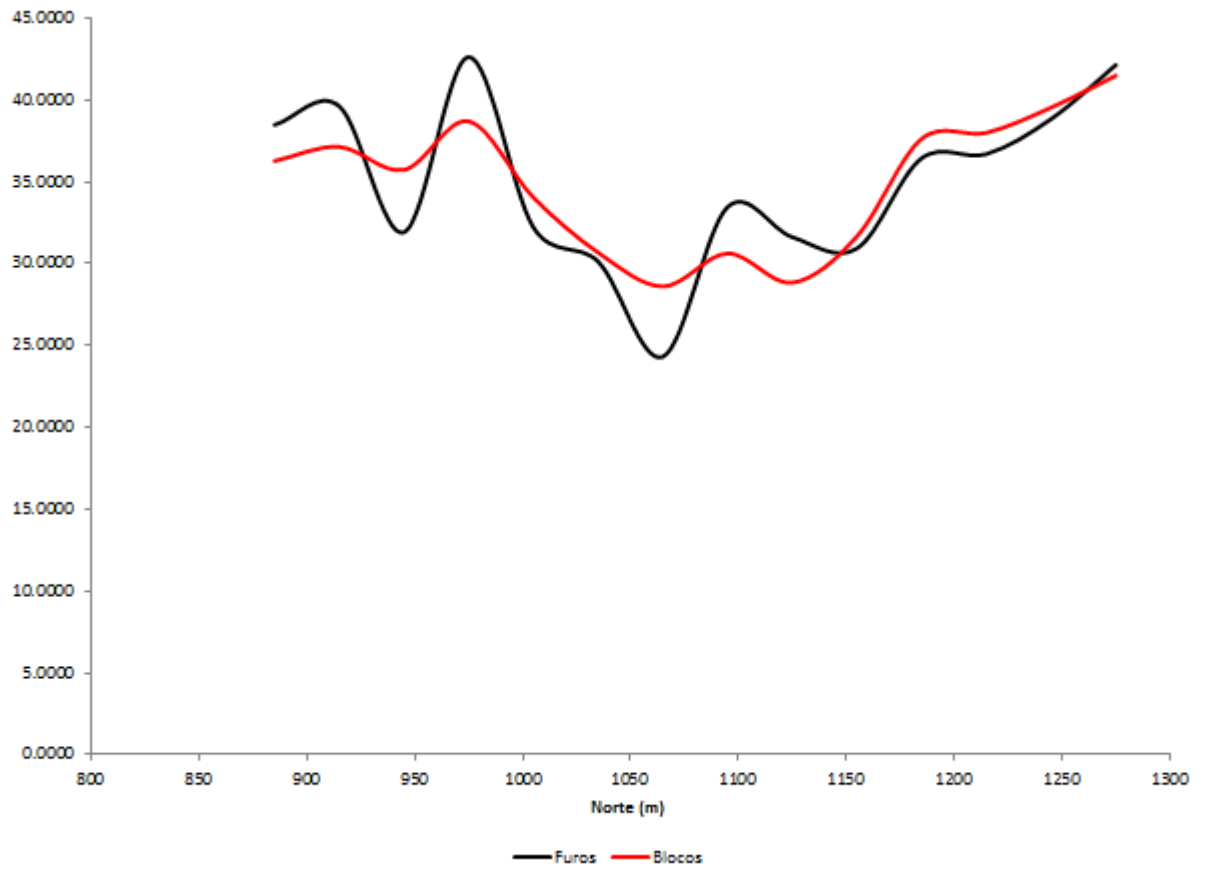


Figura 96 - Deriva em Y da Si no domínio 1.

Deriva Z Si Domínio 1



**Figura 97 - Deriva em Z da Si no domínio 1.**

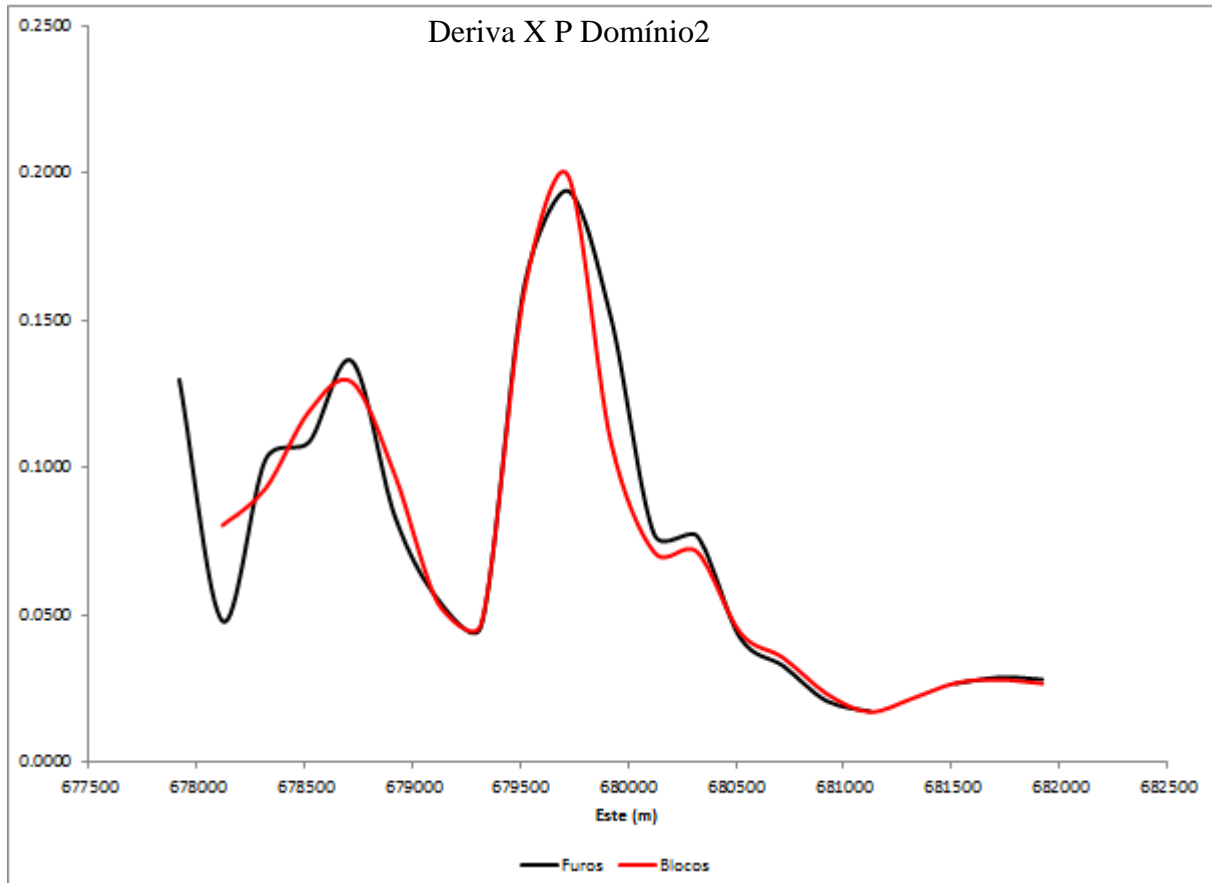


Figura 98 - Deriva em X do P no domínio2.

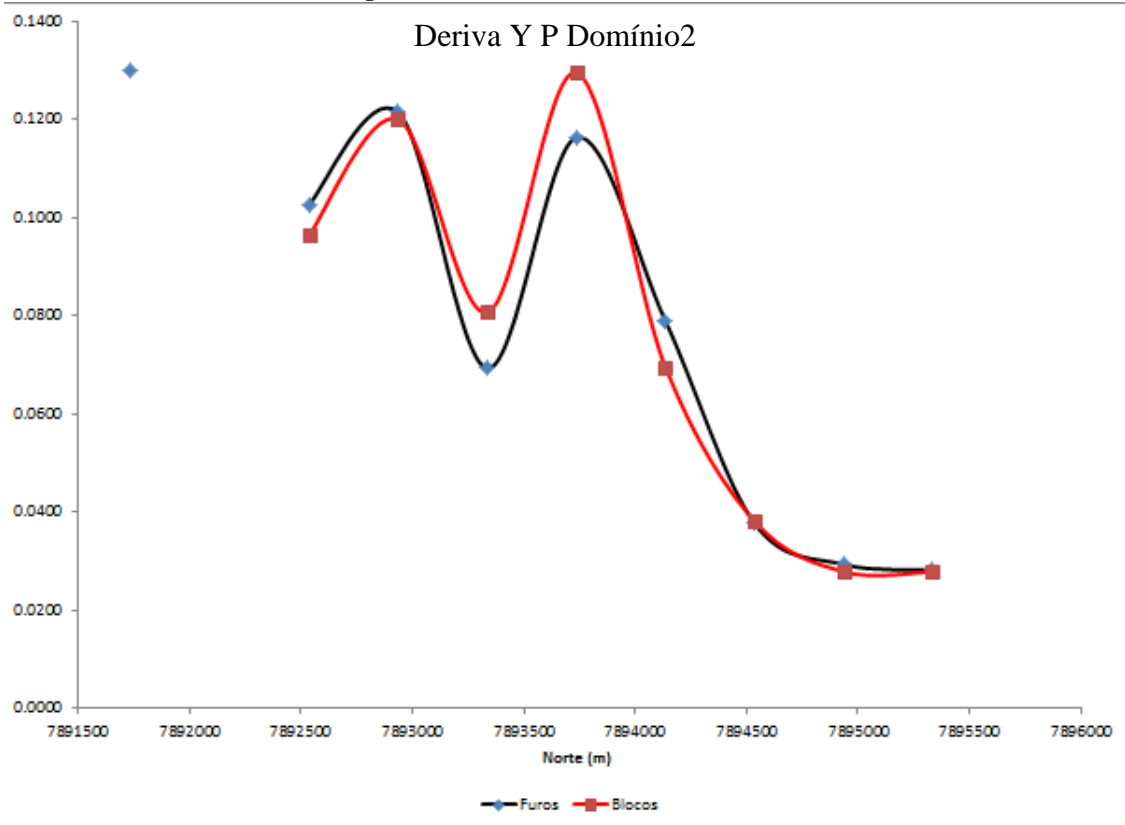


Figura 99 - Deriva em Y do P no domínio 2.

Deriva Z P Domínio2

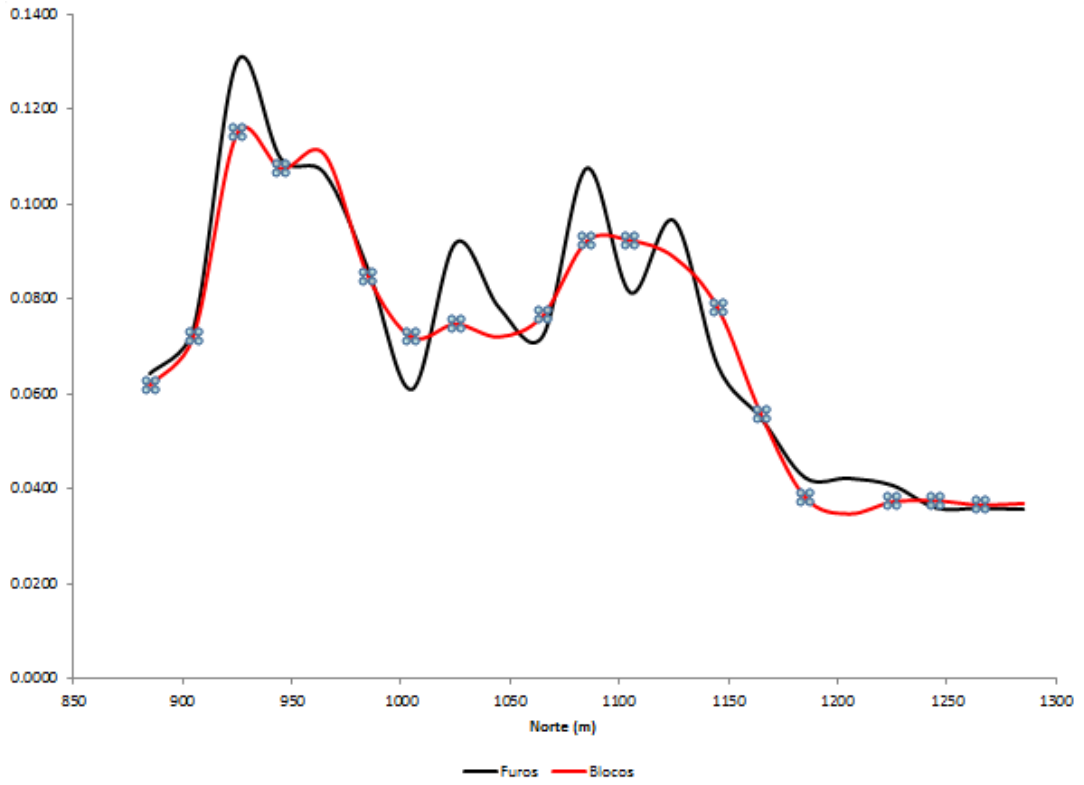


Figura 100 - Deriva em Z do P no domínio 2.

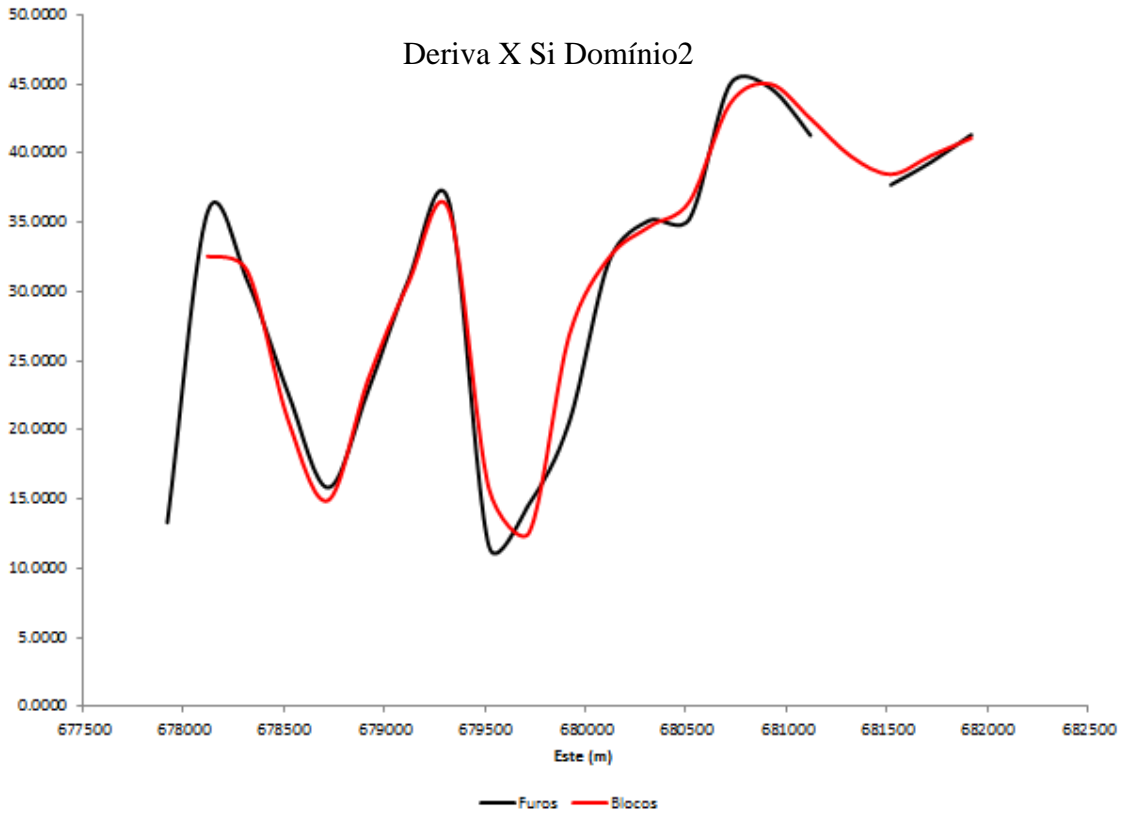


Figura 101 - Deriva em X da Si no domínio 2.

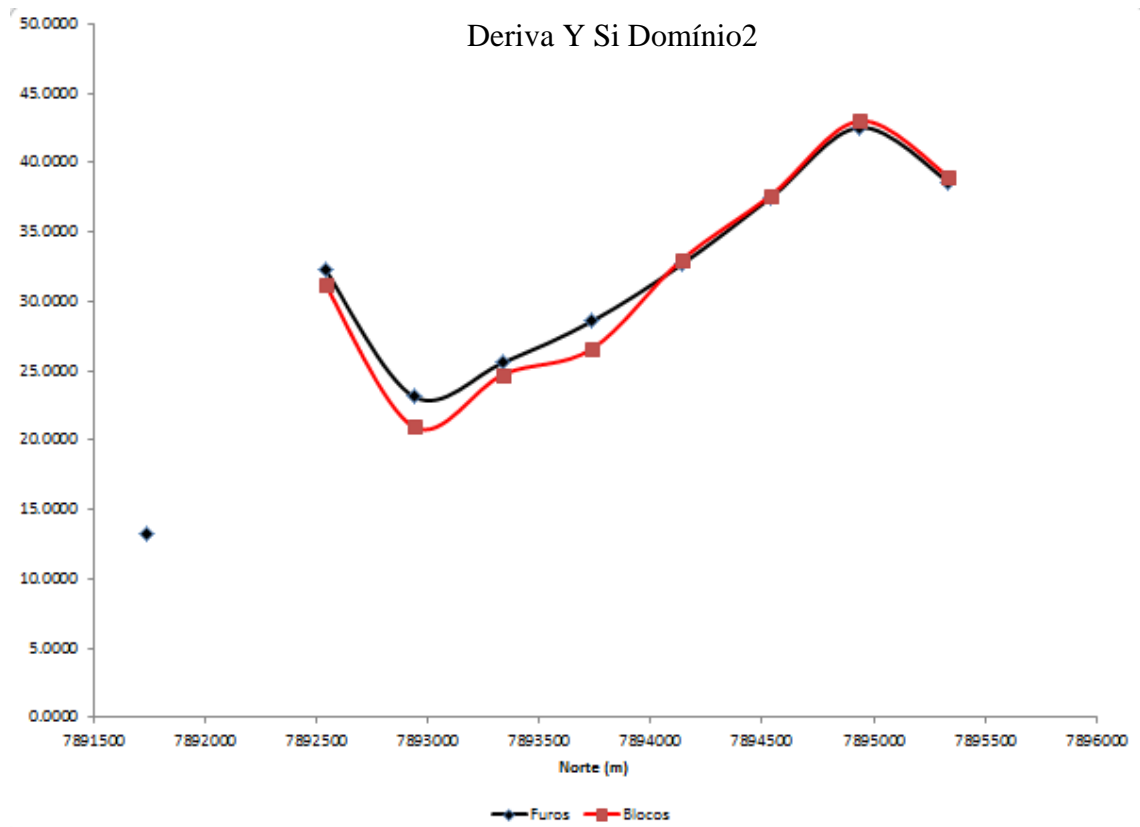


Figura 102 - Deriva em Y da Si no domínio 2.

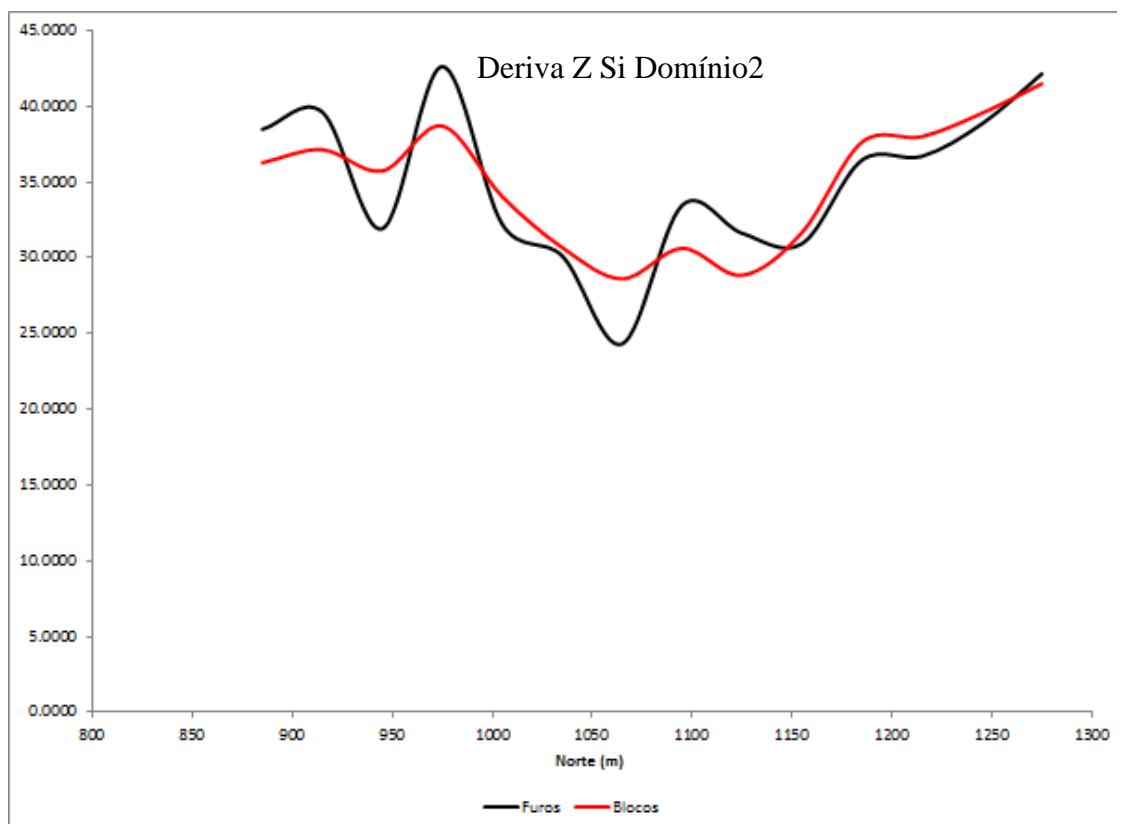
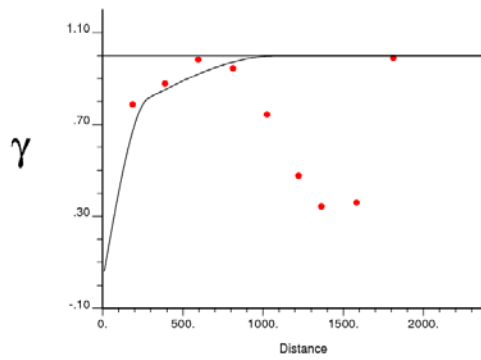


Figura 103 - Deriva em Z da Si no domínio 2.

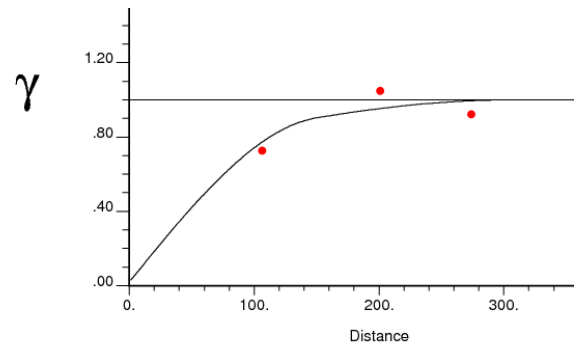
Apêndice B  
Variogramas P e Si

Si – Domínio 1:

a) Maior Continuidade N35/Dip0



b) Cont. Int. N125/Dip10



c) Menor Continuidade N125/Dip100

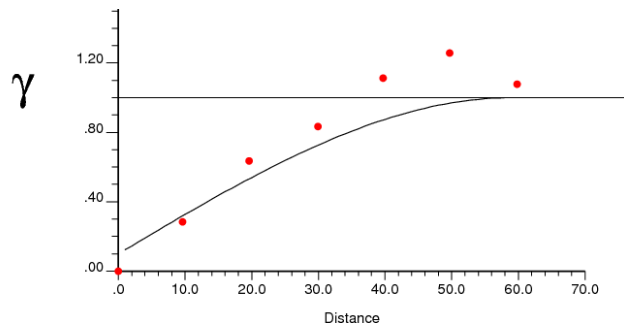
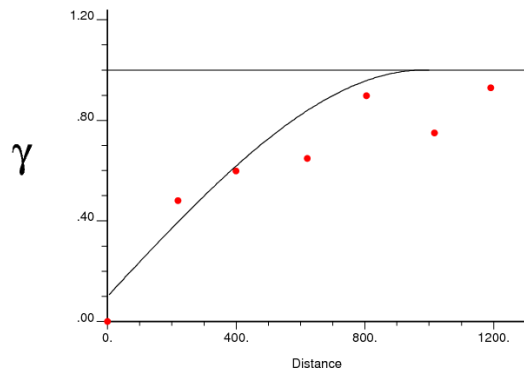


Figura 104 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade Si Domínio 1.

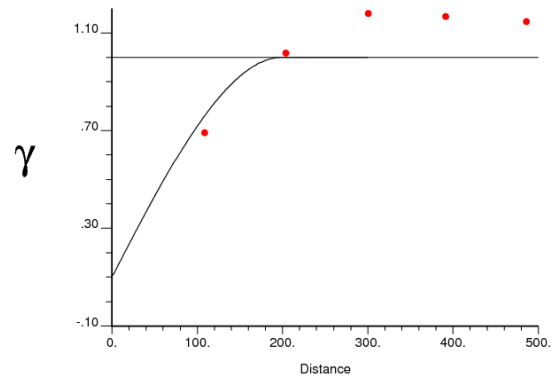


P – Domínio 1

a) Maior Continuidade N35/Dip0



b) Cont. Int. N125/Dip10



c) Menor Continuidade N125/Dip100

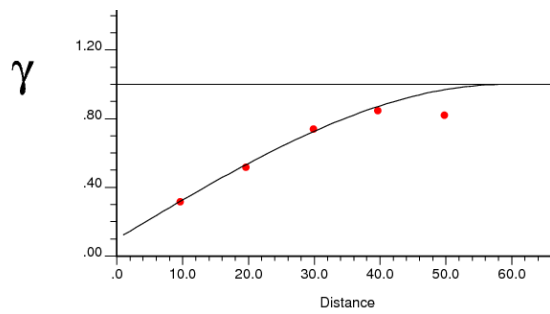


Figura 105 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade do P no domínio 1.

Si – Domínio 2

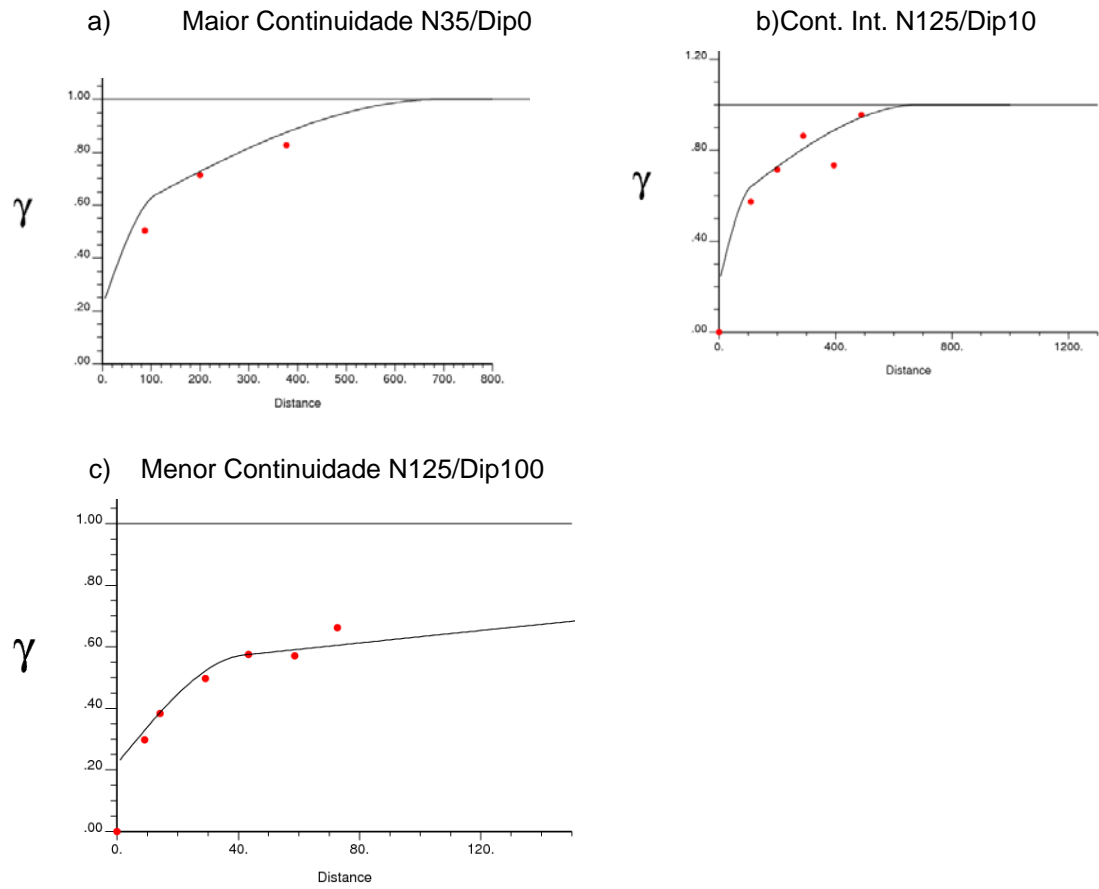
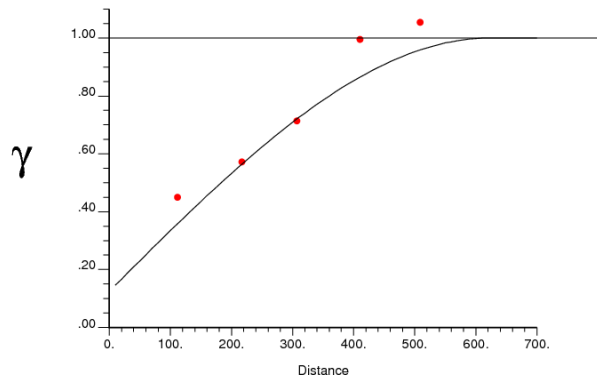


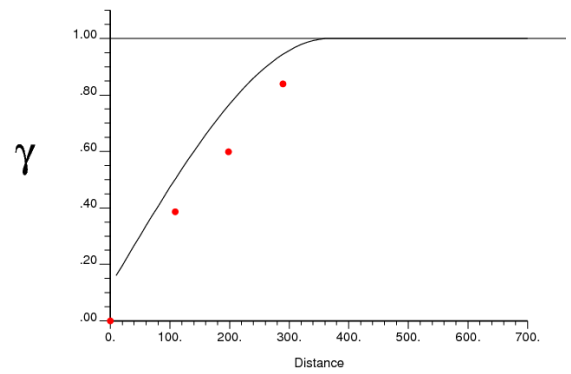
Figura 106 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade da Si no domínio 2.

P – Domínio 2

a) Maior Continuidade N35/Dip0



b) Cont. Int. N125/Dip10



c) Menor Continuidade N125/Dip100

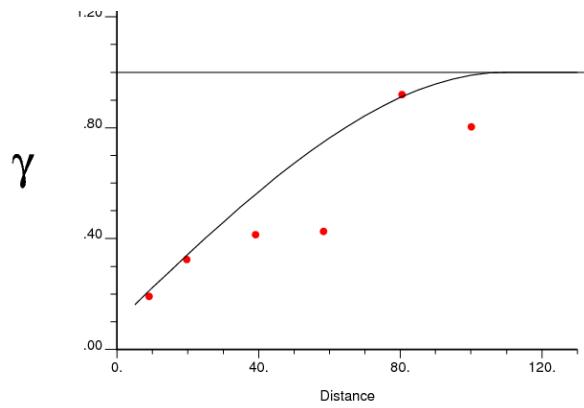
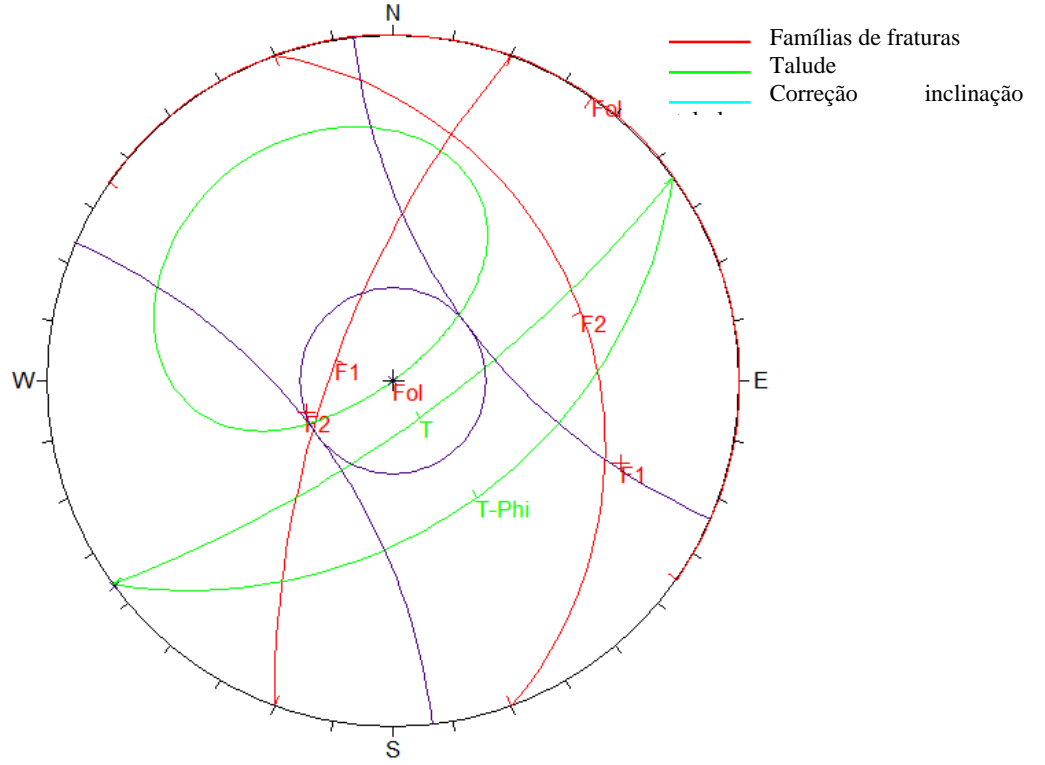


Figura 107 - Direções de maior, intermediária e menor continuidade do P no domínio 2.

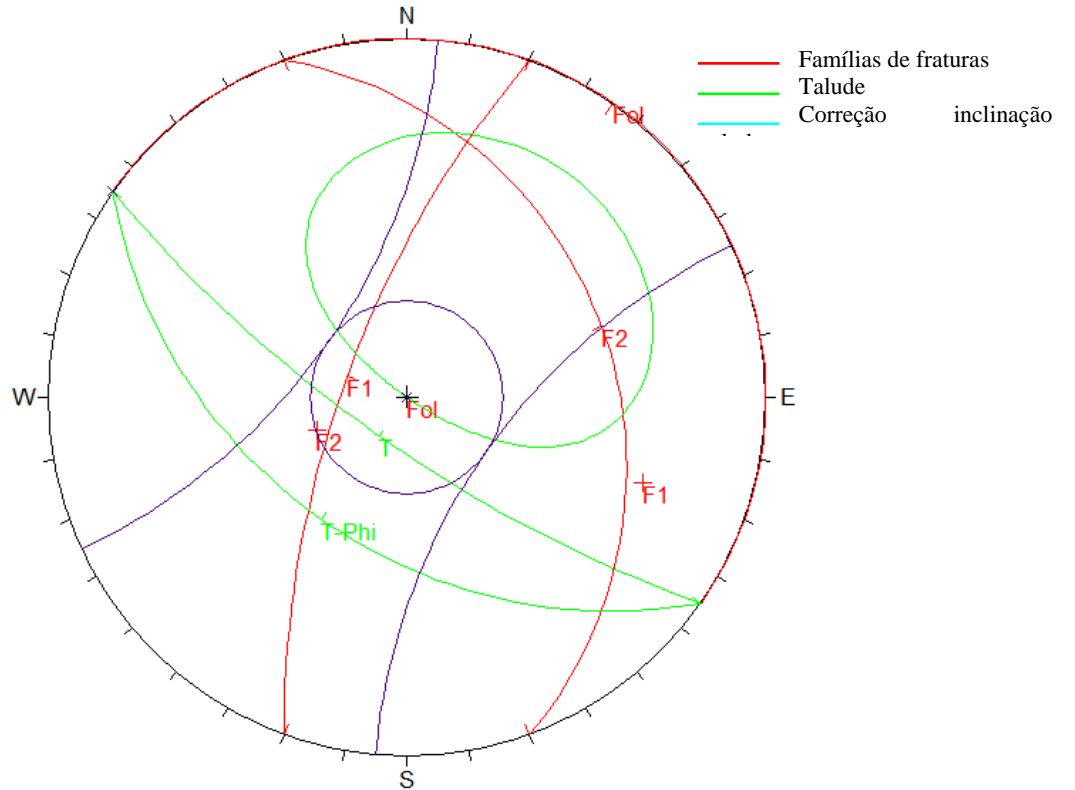
# Apêndice C

## Estereogramas

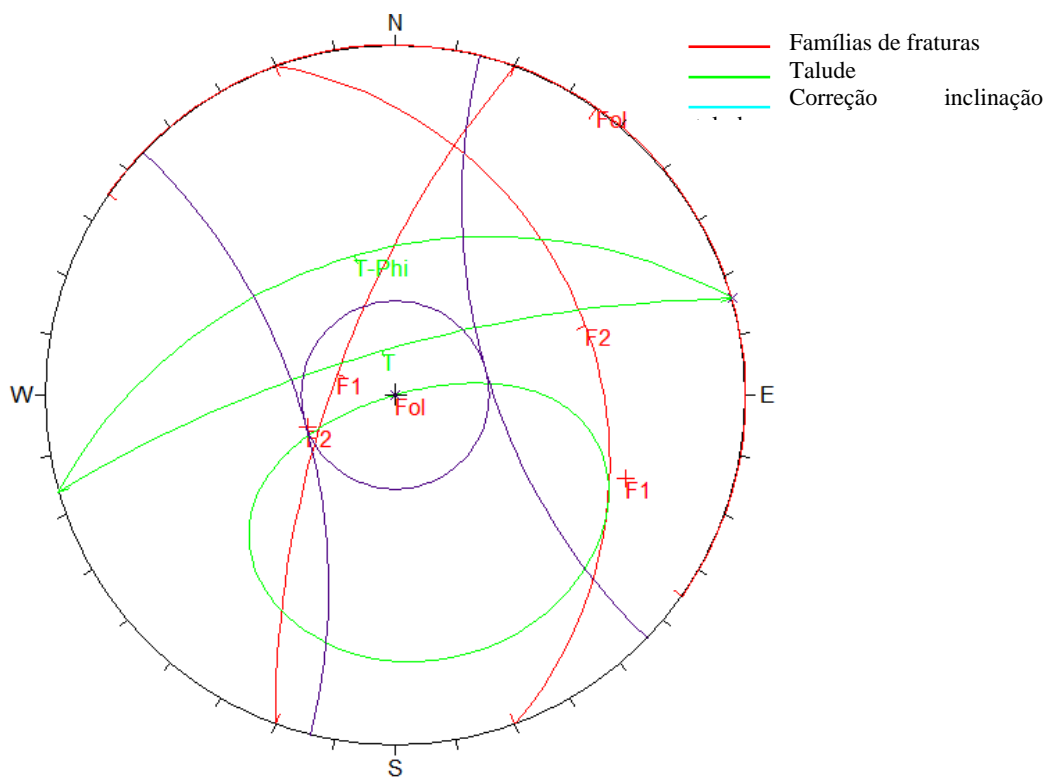
**Estereograma setor geotécnico 1**



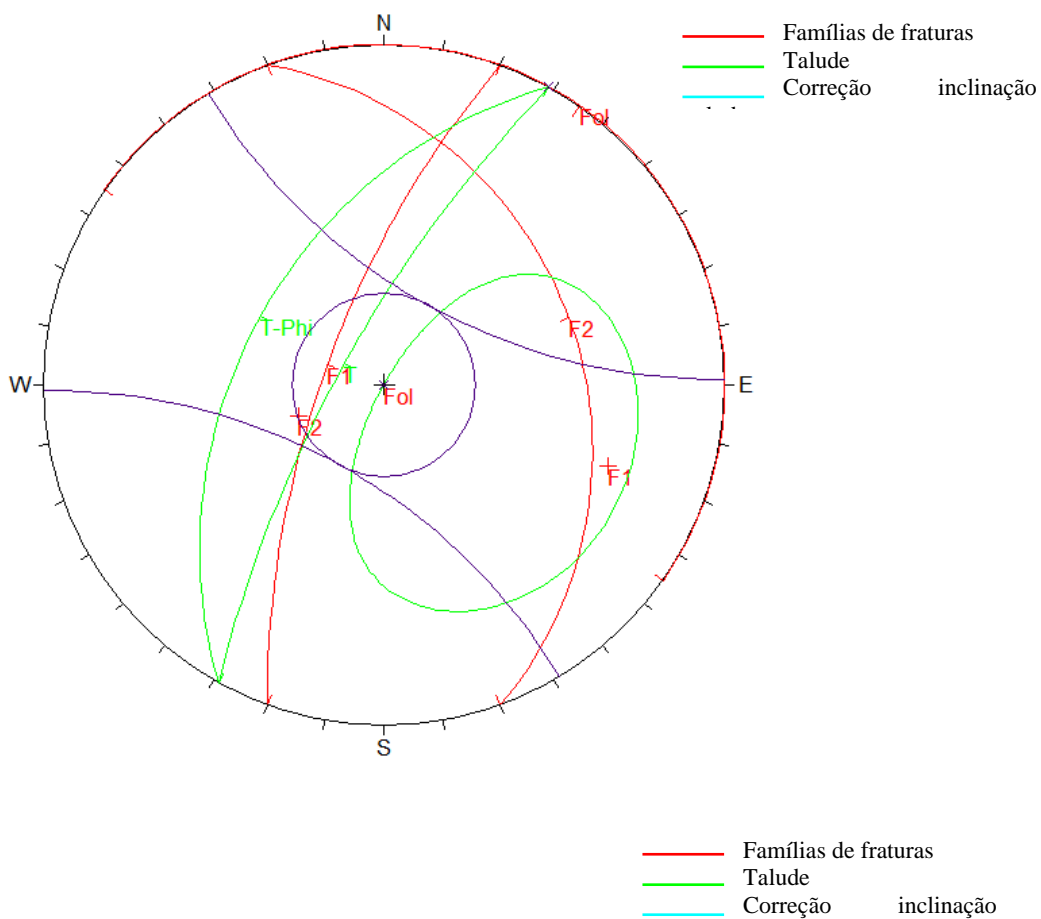
**Estereograma setor geotécnico 2**

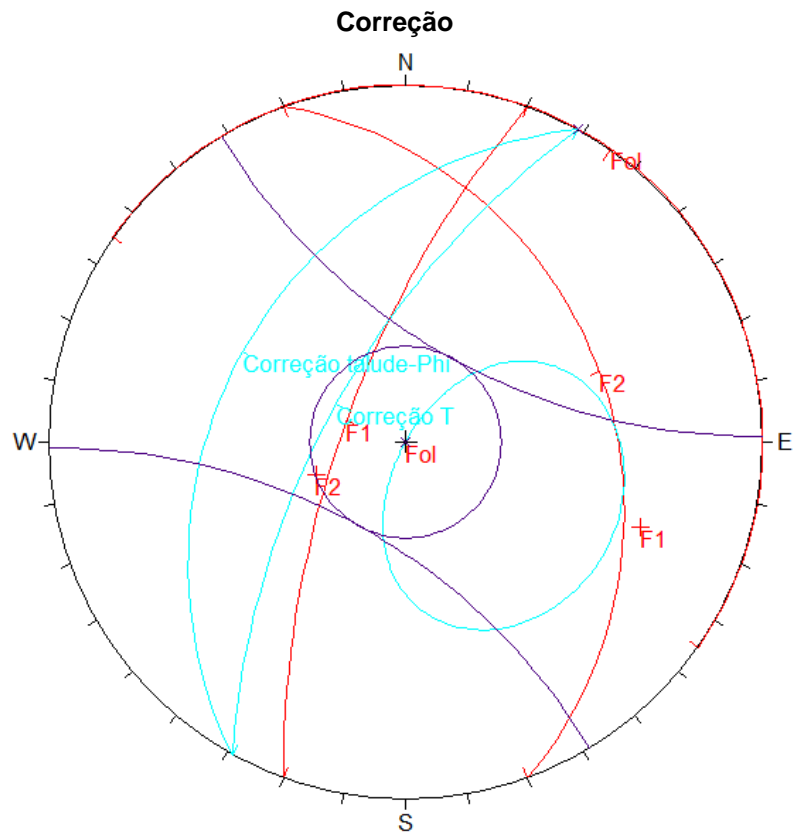


**Estereograma setor geotécnico 3**

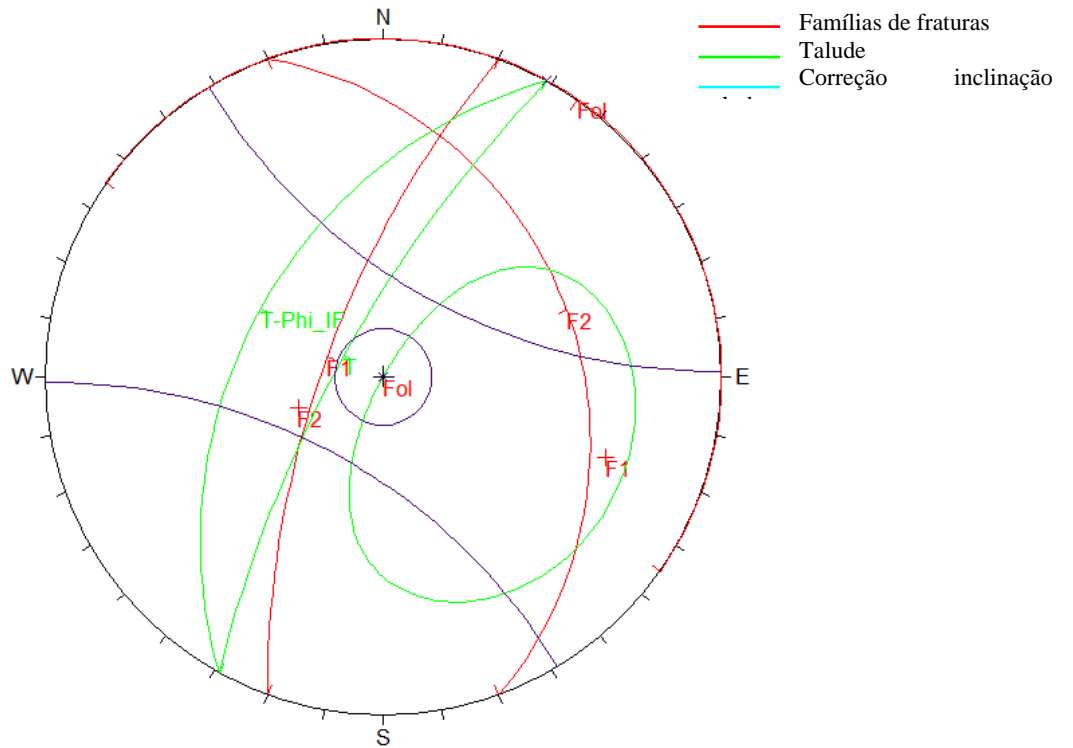


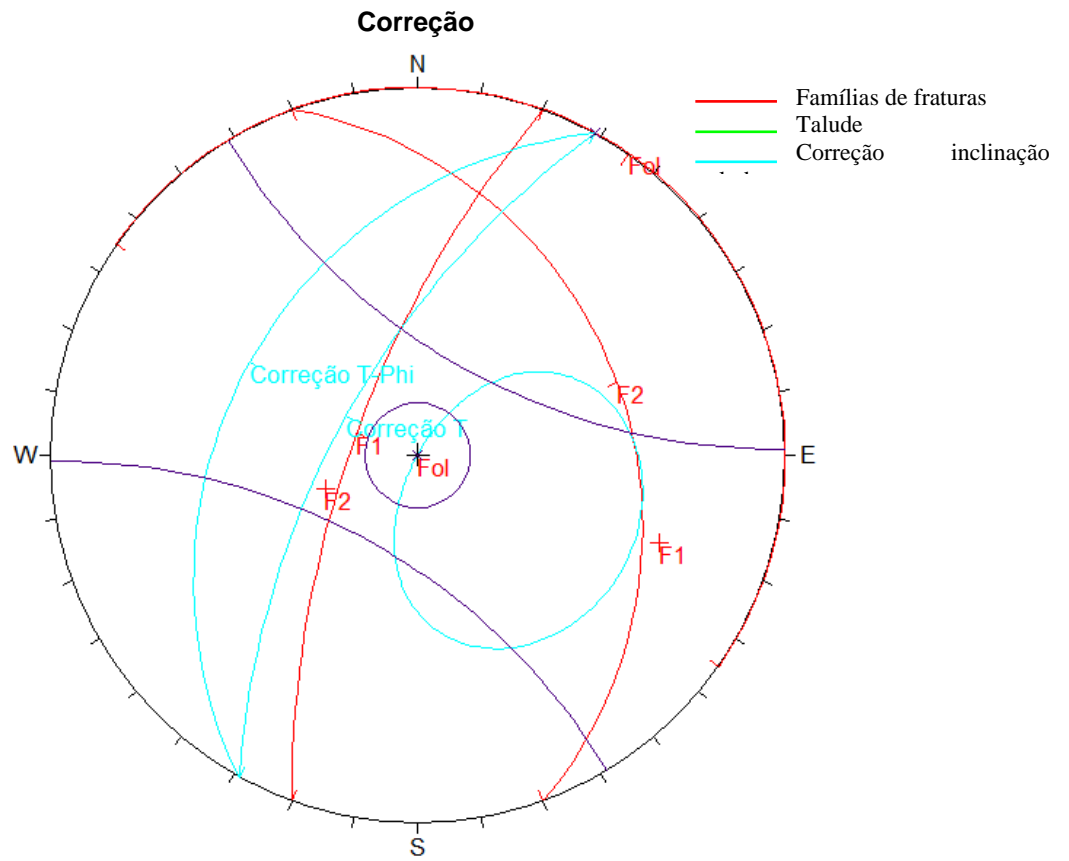
**Estereograma setor geotécnico 4 (Encaixante)**



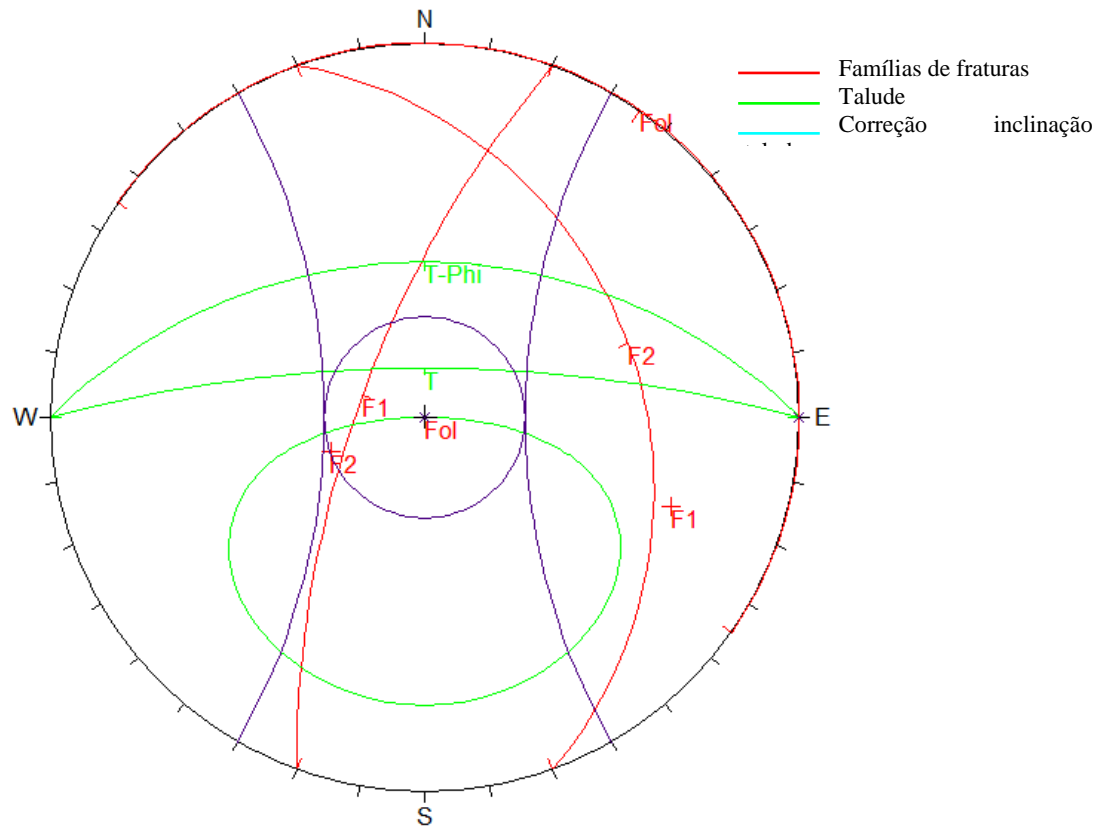


**Estereograma setor geotécnico 4 (Itabirito friável)**



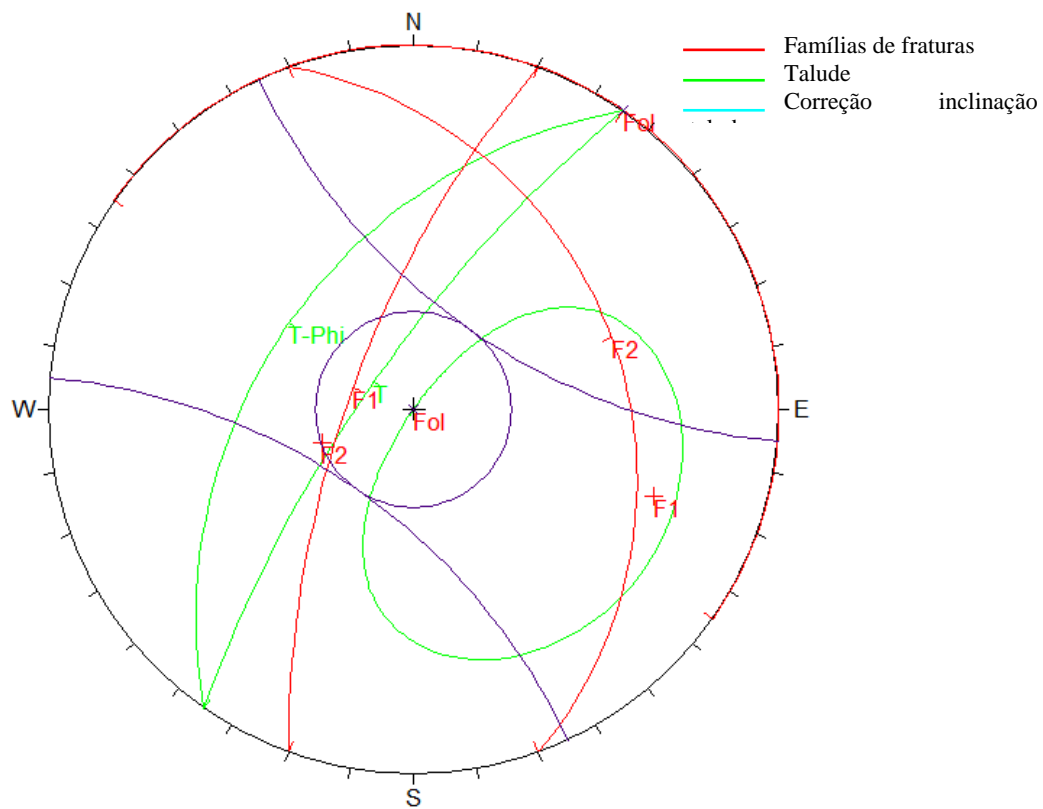


**Estereograma setor geotécnico 5**

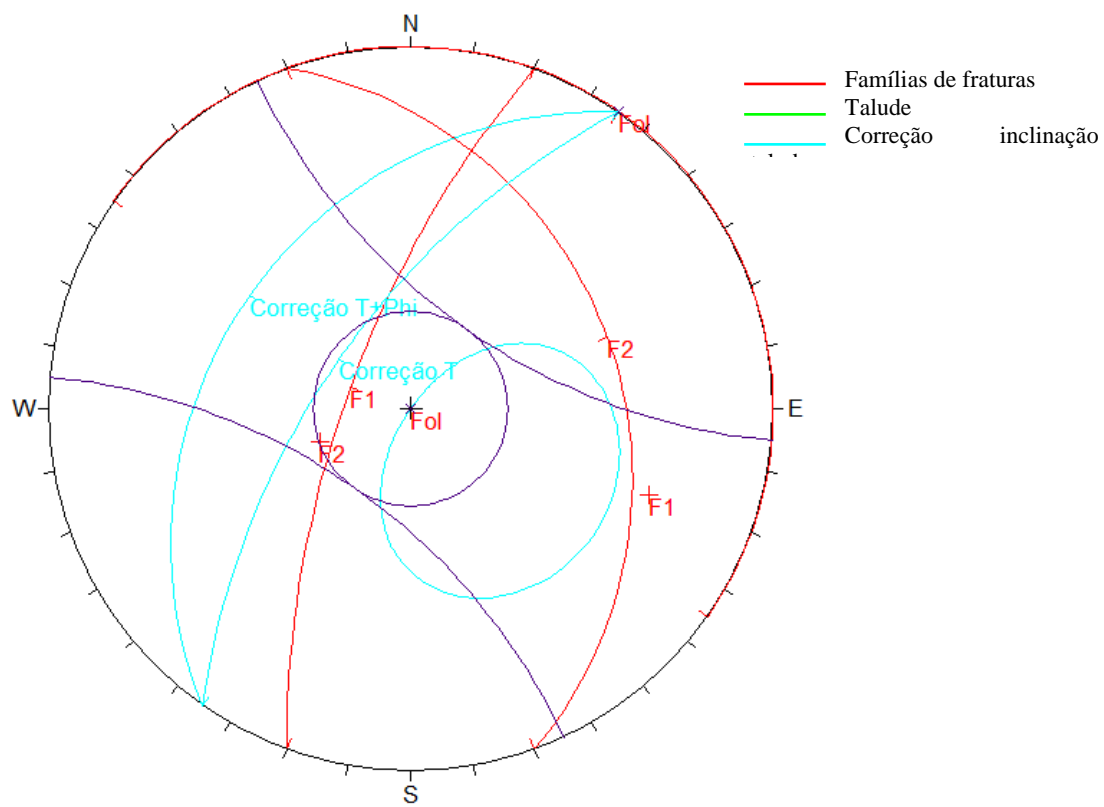




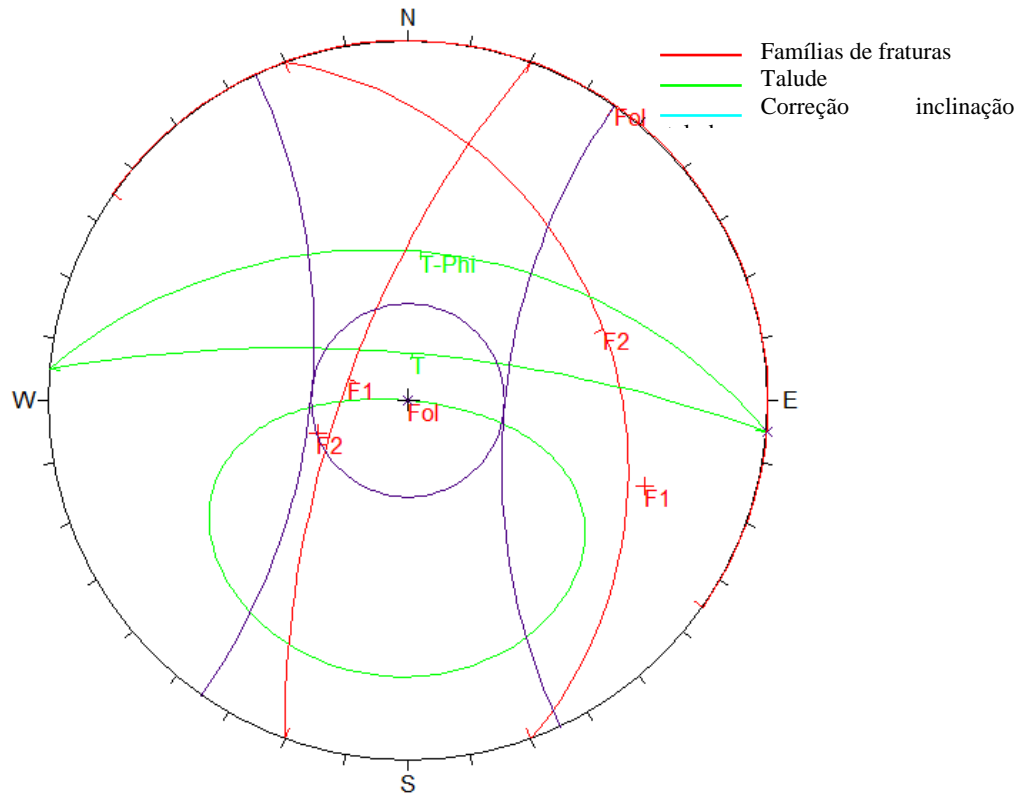
### Estereograma setor geotécnico 6



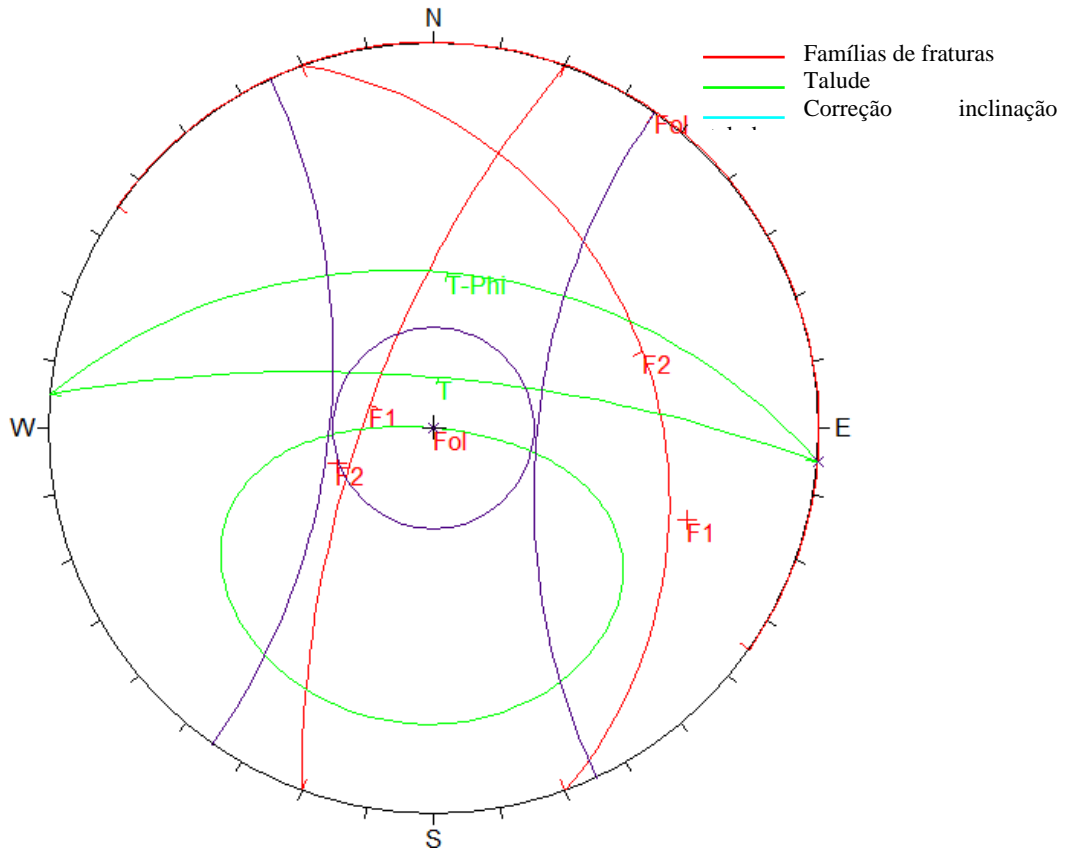
### Correção



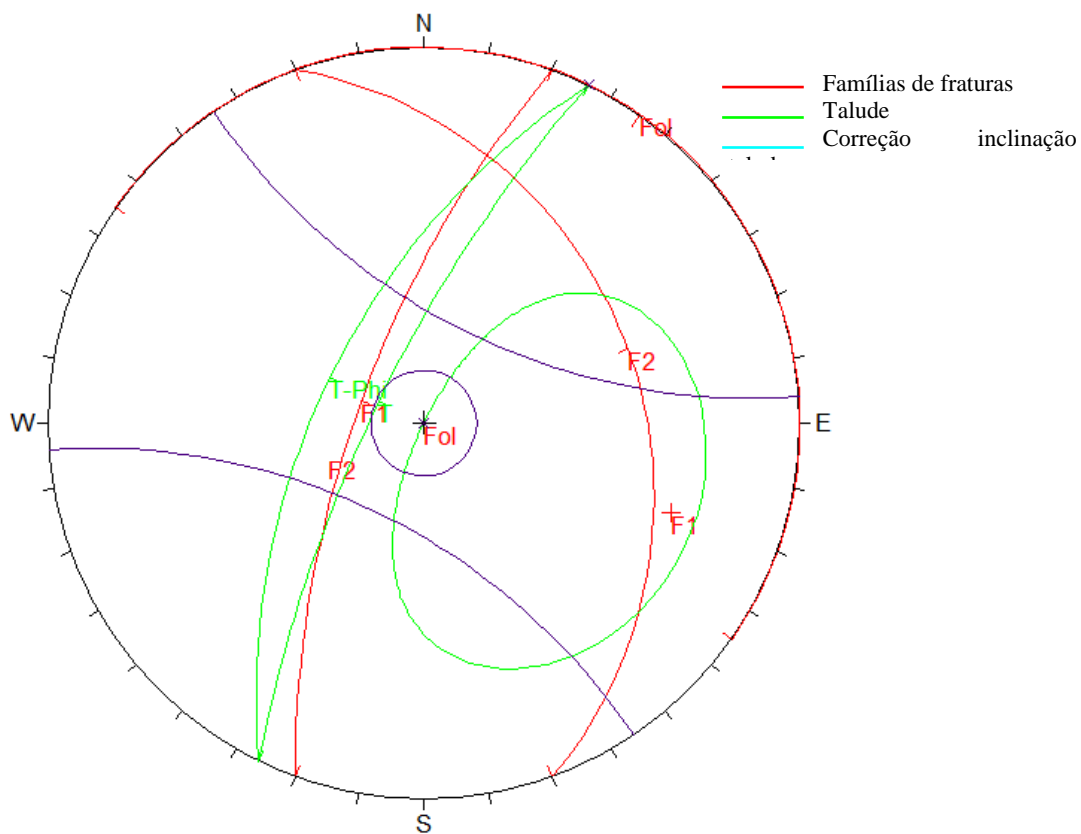
### Estereograma setor geotécnico 7 (Encaixante)



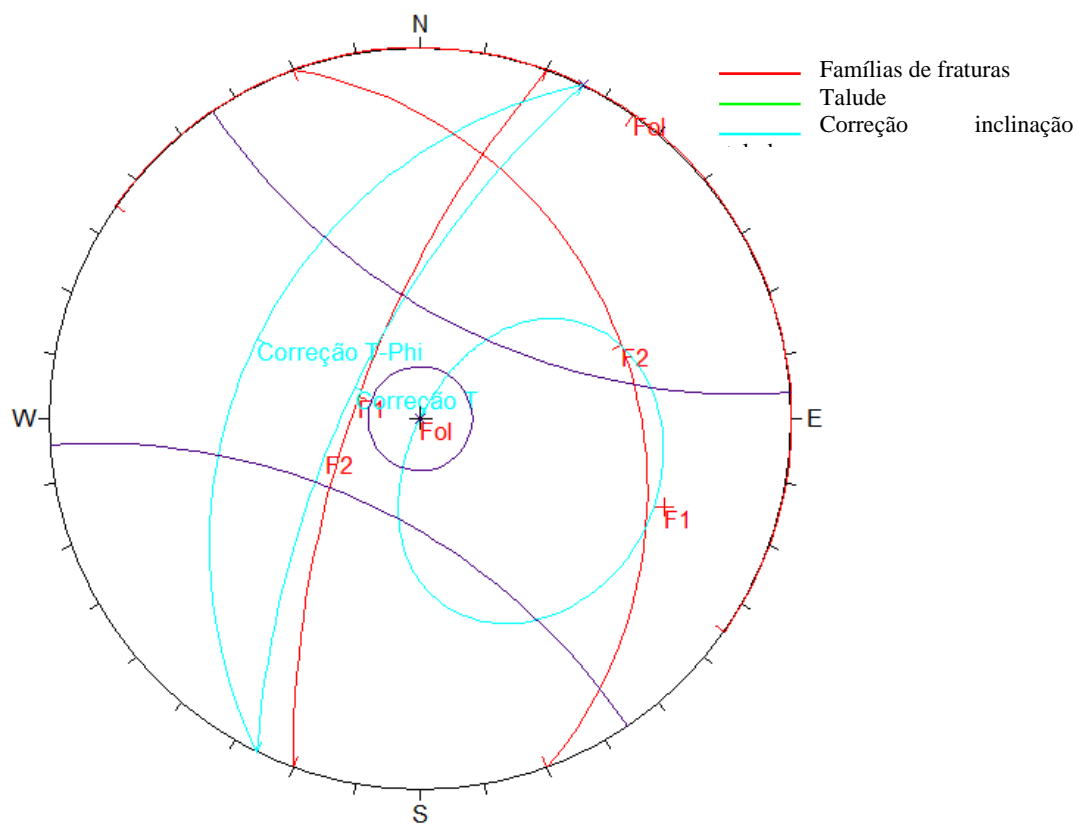
### Setor geotécnico 7 (Itabirito compacto)



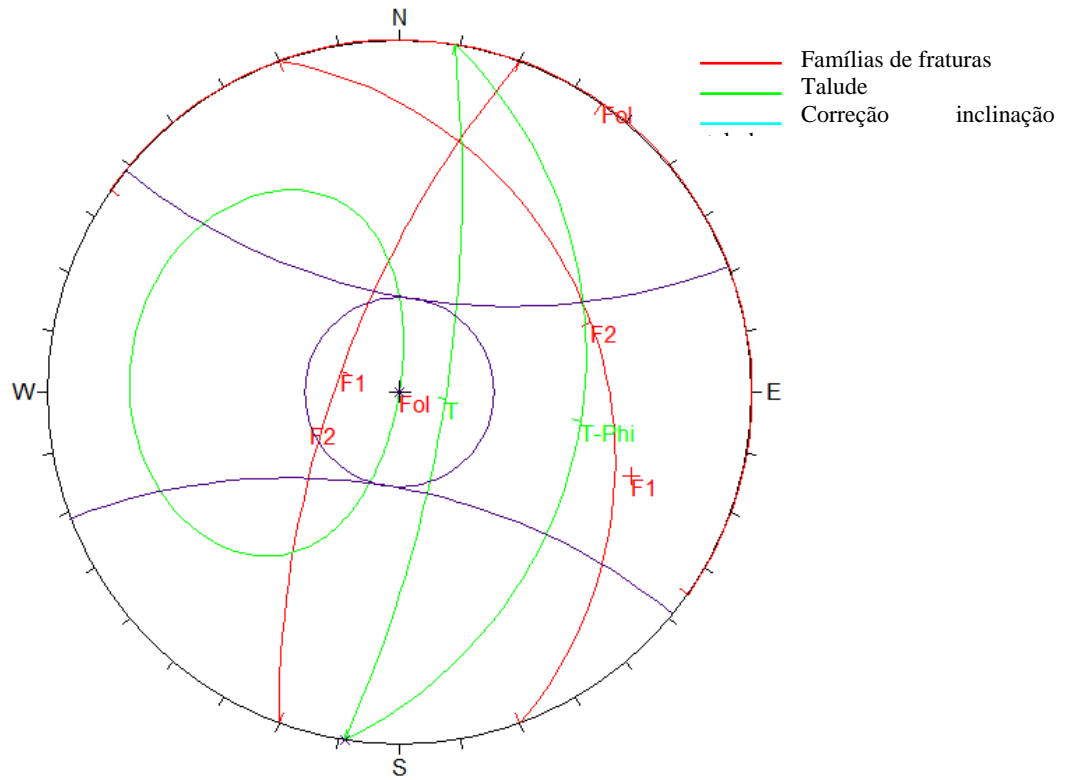
**Setor geotécnico 8 (Itabirito friável)**



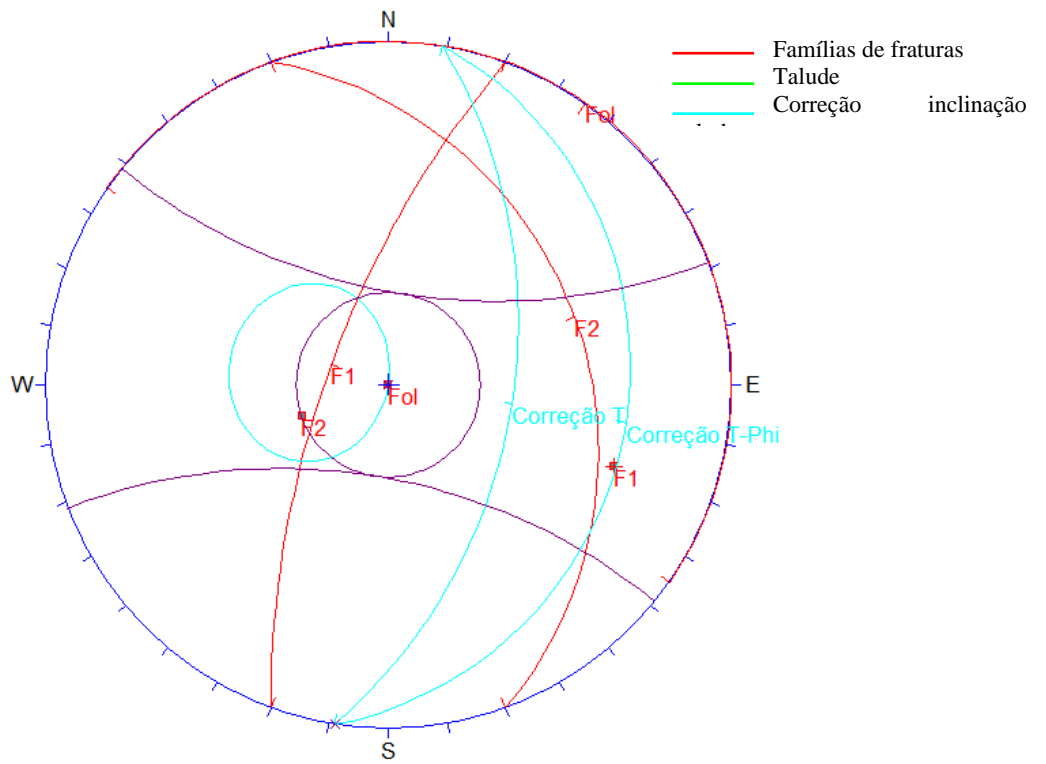
**Correção**



### Setor geotécnico 9 (Encaixante)



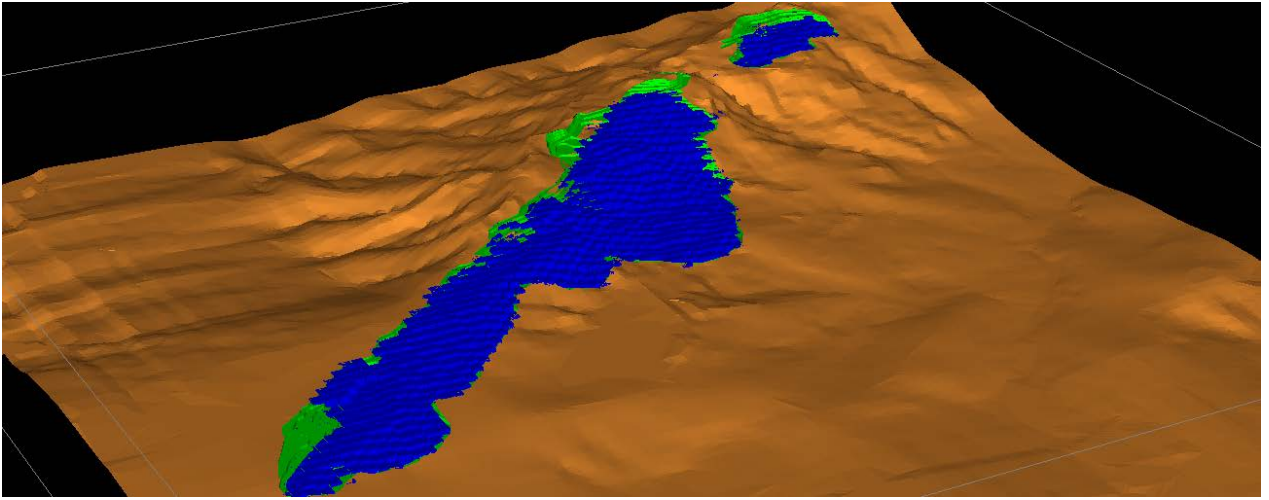
### Correção



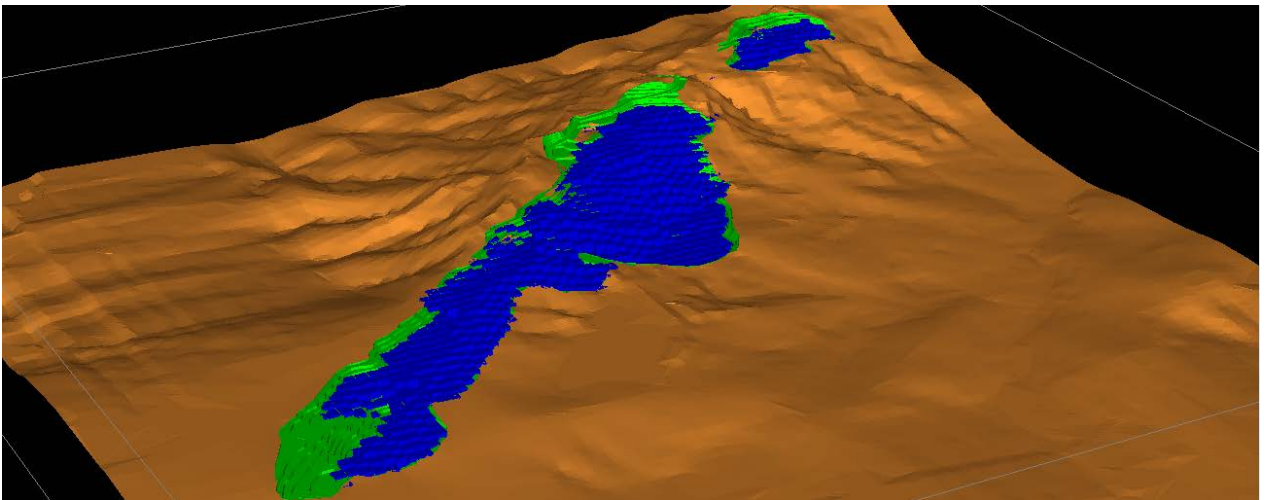
## Apêndice D

### Sequenciamento da Lavra em Detalhe

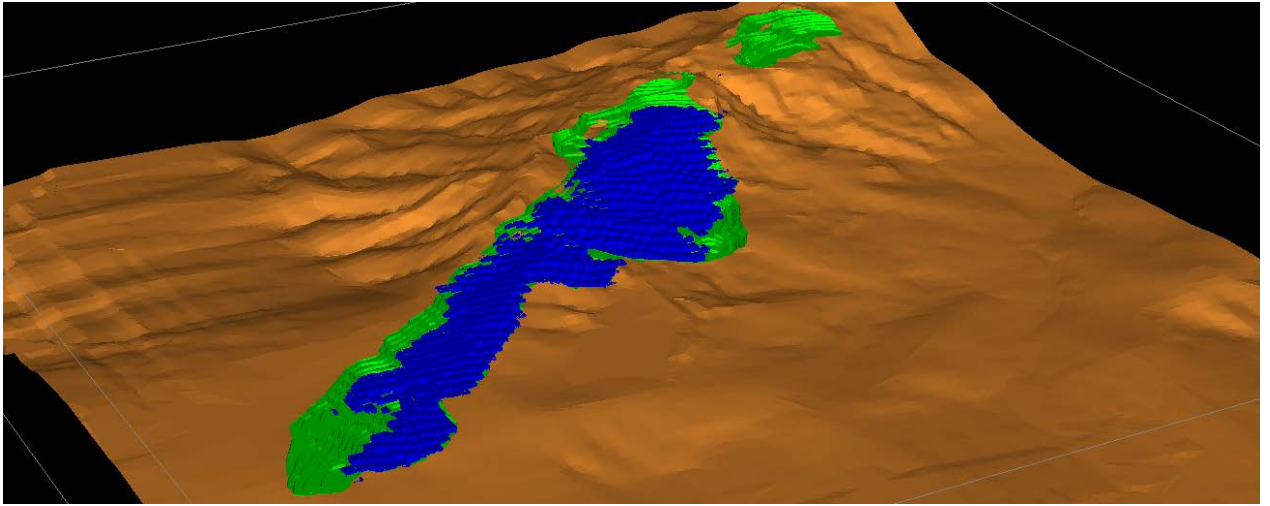
**Ano 1**



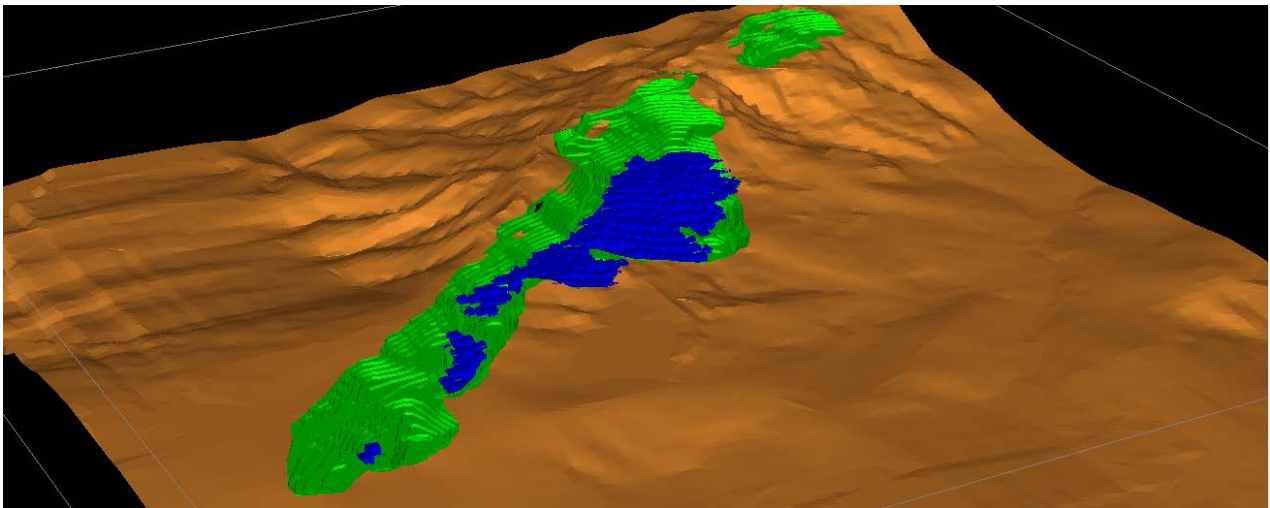
**Ano 5**



**Ano 10**



Ano 20



## Apêndice E

### Fluxo de caixa detalhado do projeto



Ano		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
<b>Receitas</b>																		
ROM estéril + minério (t)		0	0	0	0	11,127,000	10,336,500	10,473,750	11,598,000	11,689,500	11,855,750	9,658,500	9,632,250	9,760,250	10,095,750	8,967,250	11,163,750	9,560,750
Recuperação da usina	0.82																	
Produção minério ROM (t)		0	0	0	0	7,627,500.00	7,586,500.00	7,644,750.00	7,598,250.00	7,592,500.00	7,606,000.00	7,598,250.00	7,572,750.00	7,576,250.00	7,658,250.00	7,592,250.00	7,566,750.00	7,623,250.00
preço de venda (US\$/t)	50.00																	
Receita		0	0	0	0	312,727,500.00	311,046,500.00	313,434,750.00	311,528,250.00	311,292,500.00	311,846,000.00	311,528,250.00	310,482,750.00	310,626,250.00	313,988,250.00	311,282,250.00	310,236,750.00	312,553,250.00
<b>Custos Operacionais</b>																		
Investimento/ reinvestimento /posta em marcha		121,277,000.00	40,425,666.67	40,425,666.67	40,425,666.67											40,000,000.00		
Mina a Céu Aberto US (2012)/t movimentada	1.73					1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
Usina de BeneficiamentoUS (2012)/t tratada	8.59					8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59
Energia Elétrica (Mina+Usina) US (2012)/t tratada	13.19					13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19
Manutenção Eletro-Mecânica US (2012)/dia	2180.0791					0.100	0.101	0.100	0.100	0.100	0.100	0.100	0.101	0.101	0.100	0.101	0.101	0.100
Serviços Gerais US (2012)/dia	696.3524					0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032
Serviços Administrativos US (2012)/dia	2087.3098					0.096	0.096	0.096	0.096	0.096	0.096	0.096	0.096	0.096	0.095	0.096	0.097	0.096
Custos Ambientais US (2012)/t movimentada	0.049					0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049
Custo (US\$/t)						23.80	23.80	23.79	23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.79	39,999,976.20	23.80	23.80
<b>TOTAL Custos</b>		<b>121,277,000.00</b>				<b>187,742,286.46</b>	<b>185,438,906.86</b>	<b>186,952,655.56</b>	<b>187,945,380.16</b>	<b>187,983,360.46</b>	<b>188,574,029.06</b>	<b>184,485,312.16</b>	<b>183,883,000.36</b>	<b>184,187,594.96</b>	<b>186,572,382.16</b>	<b>223,121,420.56</b>	<b>186,484,494.76</b>	<b>184,855,516.16</b>
Lucro s/IR						124,985,213.55	125,607,593.15	126,482,094.45	123,582,869.85	123,309,139.55	123,271,970.95	127,042,937.85	126,599,749.65	126,438,655.05	127,415,867.85	88,160,829.45	123,752,255.25	127,697,733.85
Lucro s/IR (CALCULADO PELO NPV SCHEDULE)		121,277,000.00				145,621,843	134,295,474	108,859,755	140,903,171	130,514,183	93,469,798	87,023,555	78,026,182	35,360,923	91,623,369	131,791,252	80,224,620	96,269,660
Depreciação fiscal	20%					24,255,400.00	24,255,400.00	24,255,400.00	24,255,400.00	24,255,400.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	8,000,000.00	8,000,000.00
taxa sobre vendas	10%					14,562,184.30	13,429,547.40	10,885,975.50	14,090,317.10	13,051,418.30	9,346,979.80	8,702,355.50	7,802,618.20	3,536,092.30	9,162,336.90	13,179,125.20	8,022,462.00	9,626,966.00
Lucro Tributável	A-8					106,804,258.70	96,610,526.60	73,718,379.50	102,557,453.90	93,207,364.70	84,122,818.20	78,321,199.50	70,223,563.80	31,824,830.70	82,461,032.10	118,612,126.80	64,202,158.00	78,642,694.00
Imposto de renda das pessoas jurídicas (IRPJ)	27.5%					29,371,171.14	26,567,894.82	20,272,554.36	28,203,299.82	25,632,025.29	23,133,775.01	21,538,329.86	19,311,480.05	8,751,828.44	22,676,783.83	32,618,334.87	17,655,593.45	21,626,740.85
Imposto sobre operações relativas à circulação de mercadorias e sobre prestação de serviços de transporte interestadual e intermunicipal e de comunicação (ICMS)	6.0%					4,645,985.25	4,202,557.91	3,206,749.51	4,461,249.24	4,054,520.36	3,659,342.59	3,406,972.18	3,054,725.03	1,384,380.14	3,587,054.90	5,159,627.52	2,792,793.87	3,420,957.19
Compensação financeira pela exploração dos recursos minerais (CFEM)	2.0%					1,455,742.05	1,316,801.48	1,004,781.51	1,397,858.10	1,270,416.38	1,146,594.01	1,067,517.95	957,147.17	433,772.44	1,123,943.87	1,616,683.29	875,075.41	1,071,899.92
A compensação devida ao superficiário (o proprietário do solo), se distinto do próprio minerador, é de 50% do valor da CFEM.	50.0%					727,871.02	658,400.74	502,390.76	698,929.05	635,208.19	573,297.01	533,758.97	478,573.59	216,886.22	561,971.93	808,341.64	437,537.71	535,949.96
Contribuição social sobre o lucro líquido (CSLL)	12.0%					8,472,418.71	7,663,784.60	5,847,828.40	8,135,534.12	7,393,823.34	6,673,177.15	6,212,954.46	5,570,596.56	2,524,555.62	6,541,353.31	9,409,096.74	5,092,938.91	6,238,457.53
IRIS/PASEP - COFINS	Isento exportação					0.00												
Fluxo de Caixa	A-C-E		40,425,666.67	40,425,666.67	40,425,666.67	86,386,470.53	80,456,487.06	67,139,474.96	83,915,983.57	78,476,771.14	48,936,632.43	45,561,666.07	40,851,041.41	18,513,407.84	47,969,924.27	69,000,042.74	45,348,218.65	53,748,688.55
Fluxo de Caixa Atualizado			36,750,606.06	33,409,641.87	30,372,401.70	59,003,121.73	49,957,148.40	37,898,483.29	43,062,168.22	36,609,992.91	20,753,909.27	17,565,994.61	14,318,040.80	5,898,942.28	13,895,178.36	18,169,867.80	10,856,003.00	11,697,280.64

17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
11,877,500	9,757,750	11,248,000	10,295,000	11,037,250	11,791,500	9,228,250	9,717,000	9,109,750	9,117,250	9,488,250	8,992,500	9,191,500	8,787,500	8,420,000	7,157,000
7,565,000.00	7,632,750.00	7,623,000.00	7,607,500.00	7,599,750.00	7,541,500.00	7,665,750.00	7,592,000.00	7,547,250.00	7,617,250.00	7,613,250.00	7,555,000.00	7,629,000.00	7,600,000.00	7,607,500.00	6,969,500.00
310,165,000.00	312,942,750.00	312,543,000.00	311,907,500.00	311,589,750.00	309,201,500.00	314,295,750.00	311,272,000.00	309,437,250.00	312,307,250.00	312,143,250.00	309,755,000.00	312,789,000.00	311,600,000.00	311,907,500.00	285,749,500.00

							10,000,000.00								
1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73	1.73
8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59	8.59
13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19	13.19
0.101	0.100	0.100	0.100	0.100	0.101	0.100	0.101	0.101	0.100	0.100	0.101	0.100	0.100	0.100	0.109
0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.032	0.035
0.097	0.096	0.096	0.096	0.096	0.097	0.095	0.096	0.097	0.096	0.096	0.097	0.096	0.096	0.096	0.105
0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049	0.049
23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.79	9,999,976.20	23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.80	23.82
187,719,703.46	185,413,908.36	187,860,124.26	185,822,326.46	186,977,677.56	187,054,364.86	185,188,139.16	194,453,528.66	182,395,378.56	183,933,610.56	184,508,340.16	182,355,027.46	184,322,029.86	182,969,569.46	182,477,326.46	166,326,197.66
122,445,296.55	127,528,841.65	124,682,875.75	126,085,173.55	124,612,072.45	122,147,135.15	129,107,610.85	116,818,471.35	127,041,871.45	128,373,639.45	127,634,909.85	127,399,972.55	128,466,970.15	128,630,430.55	129,430,173.55	119,423,302.35
105,054,423	64,869,171	47,106,722	56,059,935	59,928,524	78,790,961	44,591,426	73,967,020	70,473,628	69,170,423	53,829,200	81,018,437	100,767,945	111,899,533	74,203,161	61,041,896
8,000,000.00	8,000,000.00	8,000,000.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	2,000,000.00	2,000,000.00	2,000,000.00	2,000,000.00	2,000,000.00	2,000,000.00	0.00	0.00
10,505,442.30	6,486,917.10	4,710,672.20	5,605,993.50	5,992,852.40	7,879,096.10	4,459,142.60	7,396,702.00	7,047,362.80	6,917,042.30	5,382,920.00	8,101,843.70	10,076,794.50	11,189,953.30	7,420,316.10	6,104,189.60
86,548,980.70	50,382,253.90	34,396,049.80	50,453,941.50	53,935,671.60	70,911,864.90	40,132,283.40	66,570,318.00	61,426,265.20	60,253,380.70	46,446,280.00	70,916,593.30	88,691,150.50	100,709,579.70	66,782,844.90	54,937,706.40
23,800,969.69	13,855,119.82	9,458,913.70	13,874,833.91	14,832,309.69	19,500,762.85	11,036,377.94	18,306,837.45	16,892,222.93	16,569,679.69	12,772,727.00	19,502,063.16	24,390,066.39	27,695,134.42	18,365,282.35	15,107,869.26
3,764,880.66	2,191,628.04	1,496,228.17	2,194,746.46	2,346,201.71	3,084,666.12	1,745,754.33	2,895,808.83	2,672,042.54	2,621,022.06	2,020,413.18	3,084,871.81	3,858,065.05	4,380,866.72	2,905,053.75	2,389,790.23
1,179,662.61	686,710.12	468,818.16	687,687.22	735,143.20	966,528.72	547,003.02	907,353.43	837,239.99	821,253.58	633,062.80	966,593.17	1,208,860.38	1,372,671.57	910,250.18	748,800.94
589,831.30	343,355.06	234,409.08	343,843.61	367,571.60	483,264.36	273,501.51	453,676.72	418,620.00	410,626.79	316,531.40	483,296.58	604,430.19	686,335.79	455,125.09	374,400.47
6,865,636.37	3,996,652.90	2,728,521.68	4,002,339.64	4,278,533.45	5,625,197.14	3,183,557.59	5,280,796.99	4,872,736.77	4,779,695.83	3,684,425.48	5,625,572.23	7,035,567.42	7,988,948.55	5,297,656.02	4,358,021.46
58,348,000.06	37,308,787.95	28,009,159.02	29,350,490.66	31,375,911.94	41,251,445.71	23,346,089.01	38,725,844.58	37,733,402.97	37,051,102.75	29,019,120.15	43,254,196.35	53,594,161.07	58,585,622.66	38,849,477.51	31,958,824.04
11,543,840.75	6,710,313.45	4,579,721.32	4,362,763.42	4,239,844.89	5,067,574.01	2,607,248.21	3,931,664.53	3,482,642.09	3,108,789.56	2,213,511.29	2,999,390.85	3,378,544.22	3,357,457.28	2,024,006.68	1,513,647.91