

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS
CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

Aline Capoani da Silva
Cristian Udo Ruppenthal de Souza
Jonas Kloeckner

ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE FERRO

Porto Alegre
2015

Aline Capoani da Silva
Cristian Udo Ruppenthal de Souza
Jonas Kloeckner

ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE FERRO

Trabalho de conclusão de curso de graduação apresentado ao Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul como requisito parcial para a obtenção do título de Engenheiro(a) de Minas.

Área de habilitação: Engenharia de Minas.

Orientador: Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni.

Porto Alegre

2015

CIP - Catalogação na Publicação

Capoani da Silva; Udo Ruppenthal de Souza;
Kloeckner, Aline; Cristian; Jonas

Estudo de Pré-Viabilidade de um Depósito de Ferro
/ Aline; Cristian; Jonas Capoani da Silva; Udo
Ruppenthal de Souza; Kloeckner. -- 2015.
129 f.

Orientador: Rodrigo de Lemos Peroni.

Trabalho de conclusão de curso (Graduação) --
Universidade Federal do Rio Grande do Sul, Escola de
Engenharia, Curso de Engenharia de Minas, Porto
Alegre, BR-RS, 2015.

1. Mineração. 2. Pré-Viabilidade. 3. Depósito de
Ferro. I. de Lemos Peroni, Rodrigo , orient. II.
Título.

Elaborada pelo Sistema de Geração Automática de Ficha Catalográfica da UFRGS com os
dados fornecidos pelo(a) autor(a).

Aline Capoani da Silva
Cristian Udo Ruppenthal de Souza
Jonas Kloeckner

ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE FERRO

Trabalho de conclusão de curso de graduação apresentado ao Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul como requisito parcial para a obtenção do título de Engenheiro(a) de Minas.

Aprovado em: ____ de _____ de ____.

BANCA EXAMINADORA

Nome do professor - instituição

Nome do professor - instituição

Nome do professor - instituição (orientador)

AGRADECIMENTOS

Nós gostaríamos de agradecer primeiramente a esta universidade, seu corpo docente, direção e administração que oportunizaram a janela que hoje vislumbramos um horizonte superior, eivado pela acendrada confiança no mérito e ética aqui presentes.

Agradecemos a todos os professores por nos proporcionar o conhecimento não apenas racional, mas a manifestação de caráter e afetividade da educação no processo de formação profissional, por tanto que dedicaram a nós, não somente por terem nos ensinado, mas por terem nos feito aprender. A palavra mestre, nunca fará justiça aos professores dedicados aos quais sem nominar terão os nossos eternos agradecimentos.

Aos nossos pais e padrinhos, pelo amor, incentivo e apoio incondicional. Verdadeiros professores de nossas vidas, que se doaram por inteiro e sacrificaram seus sonhos e anseios para que realizássemos os nossos, oferecemos a vocês o título que agora conquistamos. A vocês, naturalmente pais, de fato e de direito, por amor ou opção, é pouco dizermos que não temos meios de exprimir o nosso agradecimento.

Nossos agradecimentos aos amigos e namoradas que fizeram parte da nossa formação e que vão continuar presentes em nossa vida com certeza.

A todos que direta ou indiretamente fizeram parte da nossa formação, o nosso muito obrigado.

SUMÁRIO

RESUMO	15
1. BANCO DE DADOS	16
1.1 Importação e verificação do banco de dados.....	16
1.2 Mapa Amostral	18
2. MODELAGEM GEOLÓGICA	20
2.1 Definição do arcabouço geológico	20
2.2 Regularização amostral	23
2.3 Agrupamento das litologias	24
2.4 Criação das seções	26
2.5 Modelo geológico e volume do sólidos.....	26
3. GEOESTATÍSTICA E AVALIAÇÃO DE DEPÓSITO	28
3.1 Domínios geoestatísticos	28
3.2 Definição das variáveis de interesse.....	28
3.3 Análise exploratória de dados	28
3.3.1 Valores extremos	29
3.3.2 Estatística univariada	29
3.3.3 Estatística bivariada	31
3.4 Modelo de blocos	31
3.5 Análise de continuidade espacial.....	33
3.6 Estimativas	37
3.6.1 Desagrupamento amostral	37
3.6.2 Krigagem ordinária.....	38
3.6.3 Validação das estimativas.....	39
3.7 Classificação de recursos.....	44
3.7.1 Quantificação de recursos.....	45
3.7.2 Curva de parametrização de recursos	45
4. PROJETO DA MINA	46
4.1 Mecânica de rochas	46
4.1.1 Parâmetros geomecânicos.....	46
4.1.2 Estabilidade das bancadas.....	48
4.1.2.1 Análise do risco de ruptura planar	49

4.1.2.2	Análise do risco de ruptura planar em cunha.....	49
4.1.3	Definição do ângulo do talude global.....	50
4.1.3.1	Validação da análise do fator de segurança	51
4.2	Desmonte	56
4.2.1	Dimensionamento do desmonte.....	56
4.2.2	Dimensionamento dos equipamentos de perfuração.	59
4.3	Plano de lavra	60
4.3.1	Definição do método de lavra.....	60
4.3.2	Determinação de parâmetros de cava ótima	61
4.3.3	Cava operacional	65
4.3.4	Produção Anual e Horária da Mina	68
4.3.5	Sequenciamento de lavra	69
4.4	Dimensionamento de equipamento de carregamento e frota de caminhões	73
4.4.1	Equipamento de Carregamento.	73
4.4.2	Dimensionamento de Frota.....	76
4.4.3	Equipamentos Auxiliares.	81
5.	BENEFICIAMENTO.....	84
5.1	Circuito de Beneficiamento	85
5.2	Pilha de Homogeneização	86
5.3	Britagem Primária	88
5.4	Peneiramento Primária	90
5.5	Britagem Secundário	91
5.6	Peneiramento Secundária	92
5.7	Britagem Terciário.....	93
5.8	Peneiramento Terciário	94
5.9	Moagem e Classificação.....	95
5.10	Moinho	97
5.11	Hidrociclones.....	98
5.12.	Deslamagem	99
5.13	Flotação	100
6.	MEIO AMBIENTE.....	102
6.1	Pilha de estéril	103

6.2 Barragem de rejeitos	106
6.3 Água	108
6.3.1 Controle e monitoramento das águas superficiais e subterrâneas	109
6.4 Controle de vibrações e sobrepressão acústica	109
6.5 Gestão ambiental	109
7. ANÁLISE ECONÔMICA	111
7.1 Definição do preço de venda do produto.....	111
7.2 Taxa de desconto	112
7.3 CAPEX.....	113
7.4 OPEX.....	114
7.5 Fluxo de Caixa.....	115
7.6 Vida Útil.....	116
7.7 VPL.....	116
7.8 Payback.....	116
7.9 TIR.....	117
7.10 Análise de Sensibilidade.....	117
CONCLUSÃO	120
BIBLIOGRAFIA	121
ANEXOS	123

LISTA DE FIGURAS

Figura 1: Topografia gerada a partir do software Datamine Studio3® com legenda referente à coordenada Z.	17
Figura 2: Mapa amostral em vista plana X por Y dos furos de sondagem com legenda para a coordenada Z.	18
Figura 3: Mapa amostral em vista leste – oeste Y por Z dos furos de sondagem com legenda para a coordenada Z.	19
Figura 4: Mapa do Brasil e do Estado de Minas Gerais com a localização do Quadrilátero Ferrífero.	20
Figura 5: Mapa local do Quadrilátero Ferrífero e suas principais atividades mineiras.	21
Figura 6: Mapa Geológico do Quadrilátero Ferrífero	21
Figura 7: Estratigrafia do Supergrupo Minas e Grupo Itabira.	22
Figura 8: Histograma de comprimento de amostras.	24
Figura 9: Exemplo de duas litologias com alto teor de ferro que serão agrupadas	25
Figura 10: Seção vertical do modelo geológico	26
Figura 11: Modelo geológico e topografia sem o corte por cota	27
Figura 12: Modelo geológico final	27
Figura 13: Curva acumulativa de probabilidade de teores de ferro	29
Figura 14: Histogramas de ferro, sílica e fósforo para o domínio hematita.	30
Figura 15: Histogramas de ferro, sílica e fósforo para o domínio itabirito rico.	30
Figura 16: Histogramas de ferro, sílica e fósforo para o domínio itabirito pobre.	30
Figura 17: Modelo de blocos para domínio canga, hematita, itabirito rico e pobre.....	32
Figura 18: Modelo geológico e de blocos para o domínio hematita.	32
Figura 19: Modelo geológico e de blocos para o domínio itabirito rico.	33
Figura 20: Modelo geológico e de blocos para o domínio itabirito pobre.	33
Figura 21: Direção de continuidade do corpo parcialmente indicada por furos exploratórios	34
Figura 22: Variografia para o domínio itabirito rico	35
Figura 23: Variografia para o domínio hematita.	35
Figura 24: Variografia para o domínio itabirito pobre.	36
Figura 25: Gráficos e valores para desagrupamento amostral.	37
Figura 26: Inspeção visual para os três domínios atributo ferro.	39
Figura 27: Inspeção visual para os três domínios atributo sílica.	40

Figura 28: Inspeção visual para os três domínios atributo fósforo.	40
Figura 29: Comparação dos valores estimados com os valores desagrupados para o domínio hematita atributo ferro.	41
Figura 30: Comparação dos valores estimados com os valores desagrupados para o domínio itabirito rico atributo ferro.	41
Figura 31: Comparação dos valores estimados com os valores desagrupados para o domínio itabirito pobre atributo ferro.	42
Figura 32: Análise de deriva na porção leste, norte e vertical para o domínio hematita atributo ferro.	43
Figura 33: Análise de deriva na porção leste, norte e vertical para o domínio itabirito rico atributo ferro.	43
Figura 34: Análise de deriva na porção leste, norte e vertical para o domínio itabirito pobre atributo ferro.	44
Figura 35: Curva de Parametrização de Recursos para Ferro.	45
Figura 36: Estereograma com as famílias de fraturas adotadas.	48
Figura 37: Representação da análise do fator de segurança para ruptura planar.	49
Figura 38: Representação da análise do fator de segurança para ruptura em cunha.	50
Figura 39: Representação da análise do fator de segurança de um talude genérico para tombamento.	51
Figura 40: Representação da análise do fator de segurança de um talude genérico para ruptura circular.	51
Figura 41: Representação em planta das seções analisadas na validação do talude global. ...	52
Figura 42: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Norte.	52
Figura 43: Representação da análise do fator de segurança para ruptura circular do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Norte.	53
Figura 44: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Sul.	53
Figura 45: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Sul.	53
Figura 46: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Norte-Sul.	54

Figura 47: Representação da análise do fator de segurança para ruptura circular do talude global da cava operacional numa seção Norte-Sul.	54
Figura 48: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção 280 graus Norte.	54
Figura 49: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção 280 graus Norte.	55
Figura 50: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção 300 graus Norte.	55
Figura 51: Representação da análise do fator de segurança para ruptura circular do talude global da cava operacional numa seção 300 graus Norte.	55
Figura 52: Malha do desmonte.....	57
Figura 53: Geometria do carregamento.	58
Figura 54: Taxas de perfuração médias por litologia.	59
Figura 55: Perfuratriz rotativa Cat MD6290.	60
Figura 56: Curva do NPV x Massa de Minério.	63
Figura 57: Representação da cava ótima.	63
Figura 58: Curva de parametrização da cava ótima.	64
Figura 59: Vista em planta da cava operacional.	65
Figura 60: Vista no sentido Leste-Oeste da cava operacional.	66
Figura 61: Cava operacional com a locação da pilha de estéril, da planta de beneficiamento, da barragem de rejeito e dos acessos à cavas	66
Figura 62: Curva de parametrização da cava operacional.	67
Figura 63: Cava ótima x cava operacional: aderência plano Norte-Sul.	68
Figura 64 :Cava ótima x cava operacional: aderência plano Leste-Oeste.	68
Figura 65: Teor de ferro x teor de sílica.	69
Figura 66: Teor de fósforo.	70
Figura 67: REM.	70
Figura 68: Sequenciamento de lavra: ano 1	71
Figura 69: Sequenciamento de lavra: ano 5	71
Figura 70: Sequenciamento de lavra: ano 10	72
Figura 71: Sequenciamento de lavra: ano 15	72
Figura 72: Sequenciamento de lavra: ano 20	73

Figura 73: Shovel hidráulica 6050 FS da Caterpillar.	75
Figura 74: Caminhão Caterpillar 793F.	76
Figura 75: Motoniveladora CAT 24M.	81
Figura 75: Retroescavadeira CAT 432F.	81
Figura 77: Carregadeira CAT 994K.	82
Figura 78: Buldôzer CAT D11T.	82
Figura 79: Caminhão Mercedes Benz Atron 2729 6x4.	83
Figura 80: Camioneta Toyota Hilux.	83
Figura 81: Classificação do minério de ferro por produto (Souza, 2010).	85
Figura 82: Fluxograma com balanço de massa para britagem	87
Figura 83: Curva de Distribuição Granulométrica do Britador Giratório Primário.....	89
Figura 84: Curva de distribuição granulométrica do britador secundário.....	92
Figura 85: Fluxograma com balanço de massa para moagem.	96
Figura 86: Fluxograma com balanço de massa para flotação.	101
Figura 87: Croqui com delimitações da área operacional.....	102
Figura 88: Método ascendente de construção de pilhas de estéril.....	104
Figura 89: Pilha de estéril na etapa final de construção.....	105
Figura 90: Método de construção de barragem a Jusante.....	108
Figura 91: Preço minério de Ferro dos últimos 5 anos.....	112
Figura 92: Fluxo de caixa.....	115
Figura 93: Payback.....	116
Figura 94: Gráfico tornado TIR.....	117
Figura 95: Gráfico tornado VPL.....	118
Figura 96: Gráfico aranha VPL.....	119
Figura 97: Gráfico aranha TIR.....	119

LISTA DE TABELAS

Tabela 1: Comprimento das Amostras por número de amostras	16
Tabela 2: Parte do arquivo Assay para representar ausência de dados	17
Tabela 3: Classificação prévia de domínios geológicos	23
Tabela 4: Domínios geológicos para litologias agrupadas	25
Tabela 5: Volume, densidade e toneladas para cada domínio geológico	27
Tabela 6: Correlações entre os elementos para cada domínio	31
Tabela 7: Resultados obtidos através da variografia experimental	36
Tabela 8: Valores de entrada utilizados para os teores estimados	39
Tabela 9: Valores comparativos entre teores estimados e desagrupados	42
Tabela 10: Porcentagem das classes medido, indicado e inferido para cada domínio	44
Tabela 11: Quantificação de recursos e teor médio para cada domínio	45
Tabela 12: Parâmetros geomecânicos do maciço	46
Tabela 13: Parâmetros geomecânicos utilizados no software RocData® e valores de coesão e ângulo de atrito para cada litologia	47
Tabela 14: Família de fraturas assumida	47
Tabela 15: Parâmetros geométricos assumidos para as bancadas	48
Tabela 16: Análise para os potenciais riscos de ruptura	49
Tabela 17: Parâmetros iniciais para o desmonte	56
Tabela 18: Produções requeridas para os desmontes	56
Tabela 19: Resultado do dimensionamento do desmonte	57
Tabela 20: Produção por desmonte	58
Tabela 21: Custo por desmonte	58
Tabela 22: Premissas para os equipamentos de perfuração	59
Tabela 23: Reservas da cava ótima	64
Tabela 24: Parâmetros geométricos da cava operacional	65
Tabela 25: Reservas da cava operacional	67
Tabela 26: Definição das Reservas: Cava ótima x cava operacional	68
Tabela 27: Sequenciamento anual de produção	69
Tabela 28: Regime de trabalho e produções	74
Tabela 29: Premissas do equipamento de escavação e características do material	74
Tabela 30: Ciclo da escavadeira	74
Tabela 31: Características básicas das shovel's analisadas	75
Tabela 32: Distância média de transporte	77

Tabela 33: Velocidades do caminhão em diversas situações	77
Tabela 34: Premissas do equipamento de transporte, rampa e características do material	78
Tabela 35: Ciclo do caminhão	78
Tabela 36: Tempos dos ciclos dos caminhões	78
Tabela 37: Ciclo e produtividade por hora	79
Tabela 38: Quantidade de caminhões por ano	80
Tabela 39: Índices do estudo Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco Mineração S/A, Lamartine da Silva Freitas, 2014 ..	85
Tabela 40: Parâmetros para dimensionamento do Britador Primário	89
Tabela 41: Parâmetros da Peneira Primária	91
Tabela 42: Parâmetros do Britador Secundário	91
Tabela 43: Parâmetros Peneira Secundária	93
Tabela 44: Parâmetros do Britador Terciário	94
Tabela 45: Parâmetros da Peneira Terciária	94
Tabela 46: Parâmetros de dimensionamento das Pilhas Pulmão	95
Tabela 47: Parâmetros do Moinho de bolas	98
Tabela 48: Parâmetros do Britador Terciário	99
Tabela 49: Parâmetros de dimensionamento dos ciclones para deslamagem	99
Tabela 50: Volumes para cada célula de flotação	100
Tabela 51: Parâmetros para as pilhas de estéril	104
Tabela 52: Volume para cada pilha de estéril	105
Tabela 53: Critérios para determinação do porte da barragem e do reservatório	106
Tabela 54: Classificação de barragens	107
Tabela 55: Valores de investimento Mina a Céu Aberto	113
Tabela 56: Valores de Investimento Usina de Beneficiamento	113
Tabela 57: Valores de Investimento Infraestrutura	114
Tabela 58: Valores de CAPEX do projeto mineiro	114
Tabela 59: Custos operacionais do projeto	114
Tabela 60: Custos operacional total do projeto	115
Tabela 61: Receita Anual	128
Tabela 62: Fluxo de caixa	129

RESUMO

O presente trabalho de conclusão de curso visa a elaboração e discussão de resultados de um estudo de pré-viabilidade mineiro de um depósito de ferro. O banco de dados foi fornecido pelo Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul. O trabalho será realizado através de ferramentas computacionais e percorrerá as seguintes áreas do conhecimento: modelagem geológica e avaliação geoestatística em um primeiro momento; seguido de estudos geomecânicos e planejamento de lavra e finaliza-se por beneficiamento de minério, economia mineral e avaliação ambiental. Tais passos visam aplicar os conhecimentos adquiridos nas disciplinas cursadas durante a graduação.

1. BANCO DE DADOS

1.1 Importação e verificação do banco de dados

O banco de dados possui 247 furos de sondagem, entre furos de malha regular e furos de sondagem exploratória, totalizando 4037 amostras em 30814 metros e média de comprimento em 7,63 metros. Os arquivos recebidos incluem três em formato Excel® (Header, Survey e Assay) e dois em formato Datamine® Table (topo_pt e topo_tr). Header faz referência às componentes espaciais da boca do furo e comprimento destes, Survey ao azimute e mergulho de cada furo e Assay refere-se as amostras dentro de cada furo como comprimento das amostras, identificação, análise químicas e litologia das mesmas.

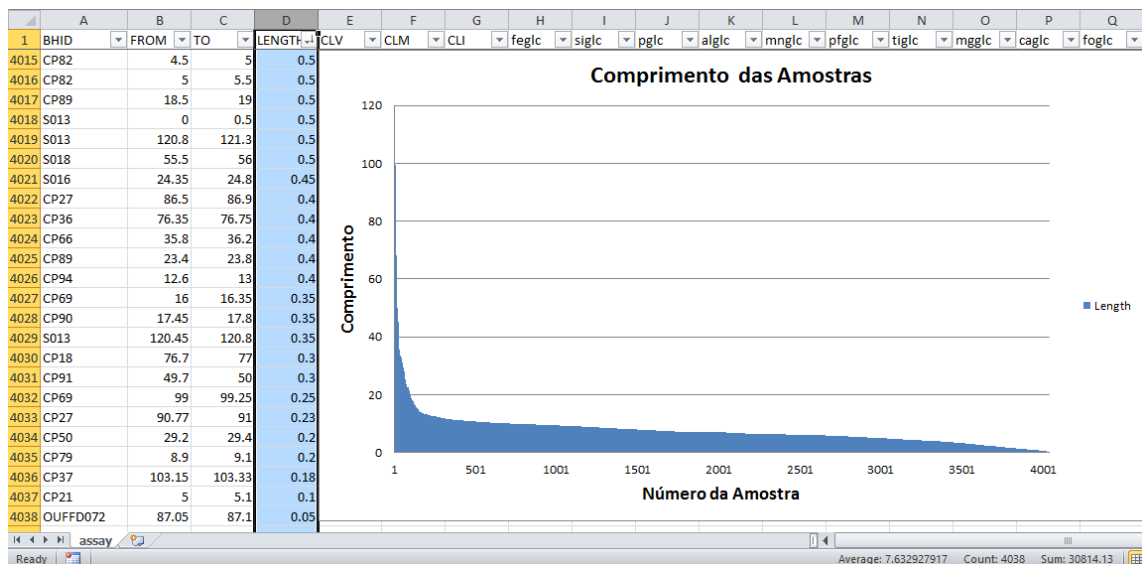


Tabela 1: Comprimento das amostras versus o número da amostra.

Buscou-se por falta de dados em litologia, amostragem, descontinuidade nas coluna From_To e/ou discrepância para com a coluna LENGTH. Há 899 não amostradas em ferro (e por conseguinte em nenhum outro elemento) e descartá-las é inviável pela grande quantidade de informação litológica que seria perdida como é possível visualizar na Tabela 1 acima.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P	Q
1	BHID	FROM	TO	LENGTH	CLV	CLM	CLI	feglc	siglc	pglc	alglc	mnglc	pfglc	tiglc	mgglc	caglc	foglc
30	S006	70.4	105.9	35.5	IF	IF?	IGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
31	CP67	0	35.29	35.29	WH	WH	CG	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
32	CP11	93	128	35	HB	HF?	IFR	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
33	OUFFD037	30.77	65	34.23	IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
34	OUFFD044	61.4	95	33.6	IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
35	CP08	58.5	92	33.5	SI	IFR	IFR	54.7512	21.76545	0.07665	0.9408	-99	3.62565	-99	-99	-99	-99
36	S008	34.5	68	33.5	IF	IF?	IGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
37	S016	24.8	58.25	33.45	IA	IGO?	IGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
38	CP61	3.65	37	33.35	WH	WH	HGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
39	FDCM0016	155.65	189	33.35	1IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
40	FDCM0398	41.9	75.1	33.2	2FSF	FL	FL	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
41	CP09	33	66	33	HA	IFR	IFR	65.57145	8.1858	0.05145	0.54075	-99	2.226	-99	-99	-99	-99
42	FDCM0375	79	111.7	32.7	2QZS	QT	QT	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
43	SV05	19.3	51.25	31.95	IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
44	FDCM0399	25.5	57.25	31.75	2FSF	FL	FL	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
45	FDCM0379	43.5	75	31.5	2QZC	QT	QT	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
46	CP85	0	31.3	31.3	WH	WH	CG	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
47	CP95	5.5	36.7	31.2	IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
48	FDCM0383	79.5	110.3	30.8	2FLF	FL	FL	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
49	S006	13.4	44.2	30.8	IF	IF?	IGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
50	S017	19.55	50.2	30.65	IAF	IGO?	IGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
51	OUFFD052	4.85	35	30.15	IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
52	S009	17	46.8	29.8	IF	IF?	IGO	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99
53	CP86	50.4	79.9	29.5	IN	IN	IN	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99	-99

Tabela 2: Parte do arquivo Assay para representar ausência de dados

Optou-se por interpretar furo a furo geologicamente com o auxílio das informações da coluna CLI (referente à litologia) através do Método das Seções Paralelas após a definição de Domínios Geológicos obtidos pelas Análises de Contato. As colunas são: BHID é a identificação de cada furo, FROM e TO é o início e fim de cada amostra, LENGTH é o comprimento da amostra; CLV, CLM e CLI são referências à litologia, mas somente CLI é a definitiva. As siglas feglc, siglc e pglc é a quantidade em porcentagem de ferro, sílica e fósforo global respectivamente. Há também para alumínio, manganês, perda ao fogo, titânio, magnésio e cálcio que não foram considerados para este trabalho e será explicado posteriormente. Abaixo é possível visualizar a topografia importada e gerada pelo software *Datamine Studio3*®.

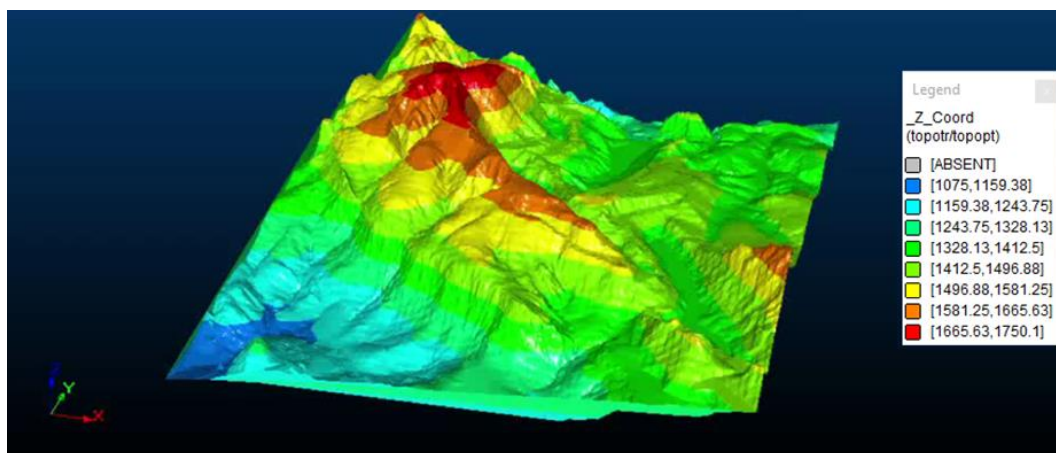


Figura 1: Topografia gerada a partir do software *Datamine Studio3*® com legenda referente à coordenada Z.

Será importante para o desenvolvimento do trabalho a análise da topografia, pois trata-se de um terreno acidentado e com elevações em grandes ângulos. Foi considerado, por exemplo, a utilização da técnica Unfolding durante a avaliação estatística do depósito. Mostrou-se, entretanto, desnecessário como será explicado posteriormente.

1.2 Mapa amostral

A Figura 2 abaixo apresenta a distribuição espacial dos furos amostrados gerados a partir da importação do banco de dados para o software Datamine Studio3®. As dimensões aproximadas para o mapa são de 1400 metros por 1700 metros e a malha regular na porção adensada de 50 metros por 50 metros.

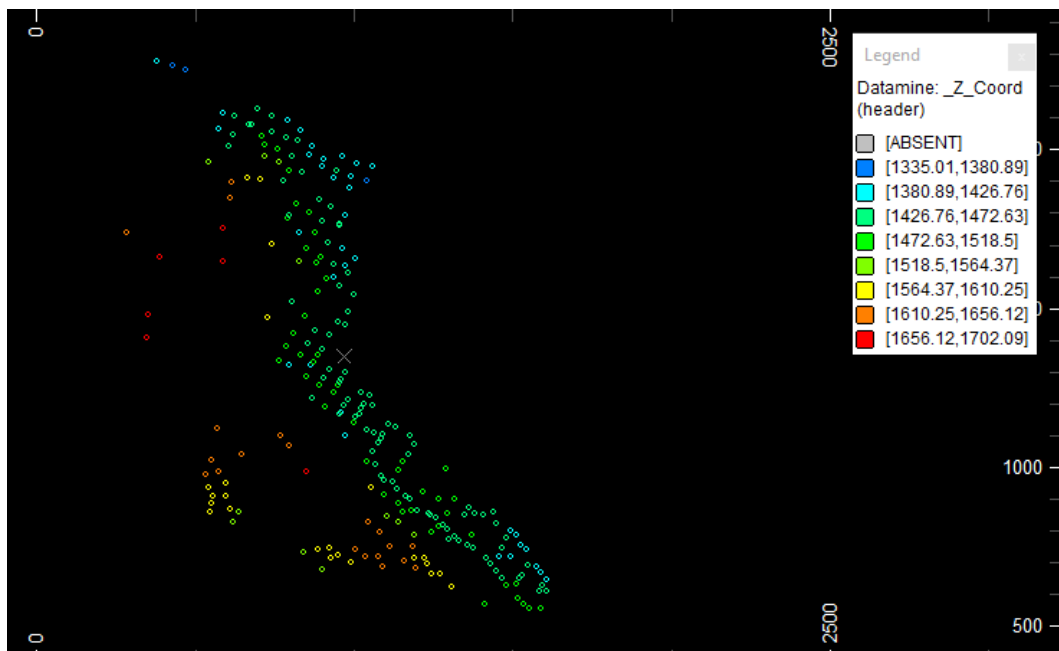


Figura 2: Mapa amostral em vista plana X por Y dos furos de sondagem com legenda para a coordenada Z.

A seção vertical na Figura 3 abaixo apresenta dimensões aproximadas de 900 metros (da boca do furo de maior cota até o fundo o furo de menor cota). O comprimento dos furos estão compreendidos entre 25 metros e 523 metros e inclui malha regular e sondagem exploratória.

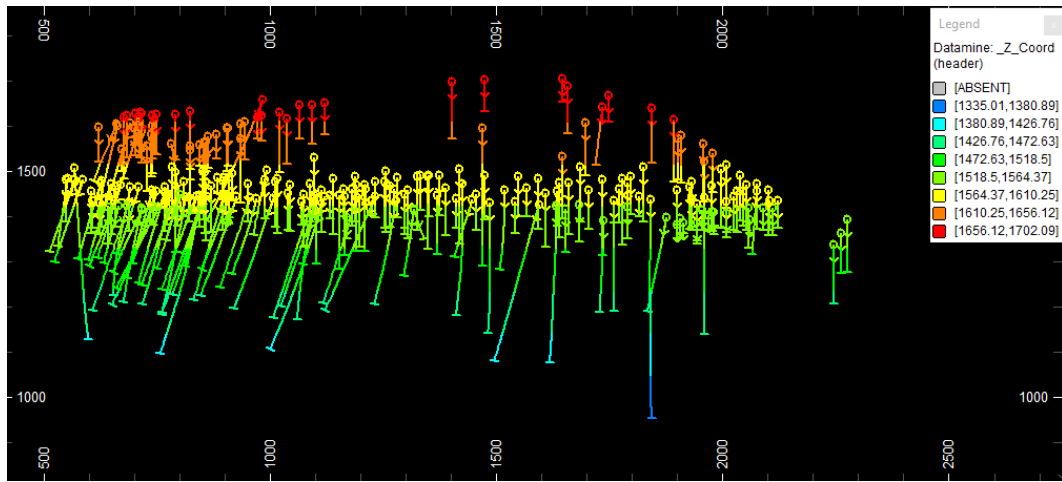


Figura 3: Mapa amostral em vista leste – oeste Y por Z dos furos de sondagem com legenda para a coordenada Z.

2. MODELAGEM GEOLÓGICA

2.1 Definição do arcabouço geológico

Uma vez que o arcabouço geológico original do banco de dados não foi fornecido, fez-se necessário uma suposição baseada nas informações presentes. Como a coluna CLI do arquivo Assay faz referência a litologia, foi possível um cruzamento de dados com o Grupo Itabira da região do Quadrilátero Ferrífero. Estão presentes as litologias: hematita friável e goethítica, minérios com altíssimo teor médio de ferro e baixos níveis de contaminação (sílica, fósforo e alumínio), itabirito friável e friável rico, itabirito goethítico, itabirito compacto e itabirito dolomítico. Há também rochas encaixantes como quartzito, filito e intrusivas. A figura 4 e 5 abaixo apresentam um mapa da localização regional e local respectivamente.

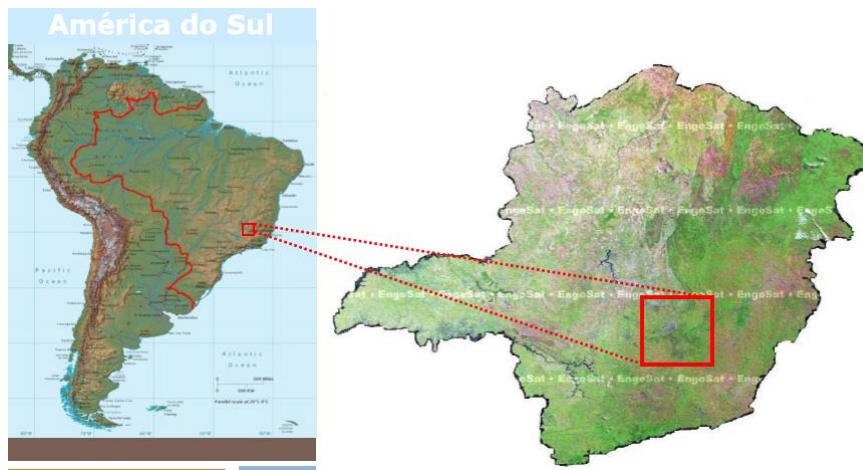


Figura 4: Mapa do Brasil e do Estado de Minas Gerais com a localização do Quadrilátero Ferrífero.

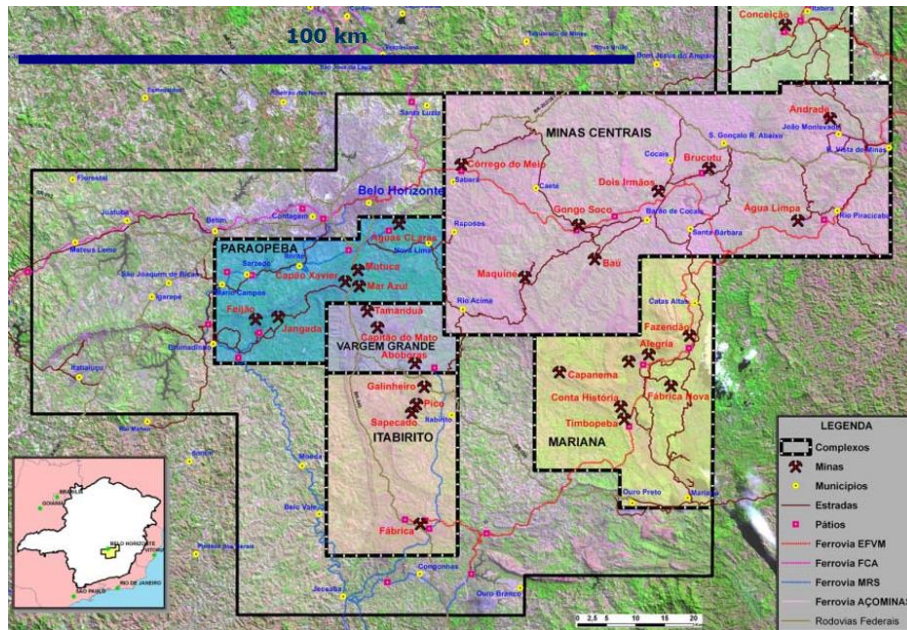


Figura 5: Mapa local do Quadrilátero Ferrífero e suas principais atividades mineiras.

Para este estudo faz-se necessário a compreensão da gênese do Quadrilátero Ferrífero e do Grupo Itabira. O Quadrilátero Ferrífero (Dorr, 1969) está localizado na borda sul do Cráton do São Francisco (Almeida 1977). É caracterizado por sinclinais onde afloram sedimentos plataformais do Supergrupo Minas e que encontram-se separados por estruturas antiformais irregulares com terrenos arqueanos e domos de rochas cristalinas (Machado et al. 1992, Machado & Carneiro 1992, Noce 1995) como está apresentado na Figura 6 abaixo.

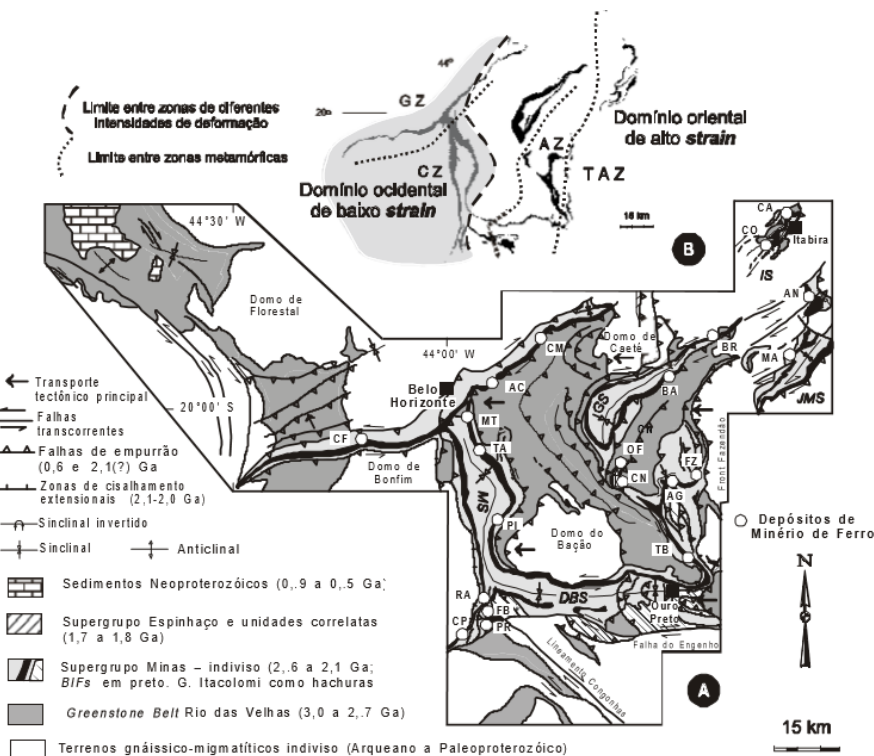


Figura 6: Mapa Geológico do Quadrilátero Ferrífero

A estratigrafia do Supergrupo Minas pode ser dividida em duas megasequências principais. A sequência entre fluvial deltaica e marinha plataformar que inclui Itabira e a sequência de depósitos marinhos imaturos do Grupo Sabará. Para o foco deste trabalho definiu-se pela sequência predominantemente marinha de ambiente raso a profundo do Grupo Itabira, onde estão localizados os itabiritos. Esta deposição, deu-se sobre a sequência clástica progradante do Grupo Caraça (~2600 Ma a 2520 Ma Romano 1989, Renger et al. 1994, Noce, 1995; Machado et al. 1996,), como está ilustrado na Figura 7.

A coluna estratigráfica do Quadrilátero Ferrífero (modificada de Chemale Jr. et al., 1994) ressaltada o posicionamento estratigráfico de conglomerados com seixos de itabiritos, em particular a Fácies Santo Antônio segundo Weiss (1990). Grupo Itabira apresenta assim itabiritos, dolomitos ferruginosos e filitos hematíticos que compõem um conjunto de formações ferríferas metamórficas. Este metamorfismo e deformação modificaram diversas características primárias dos sedimentos originais.

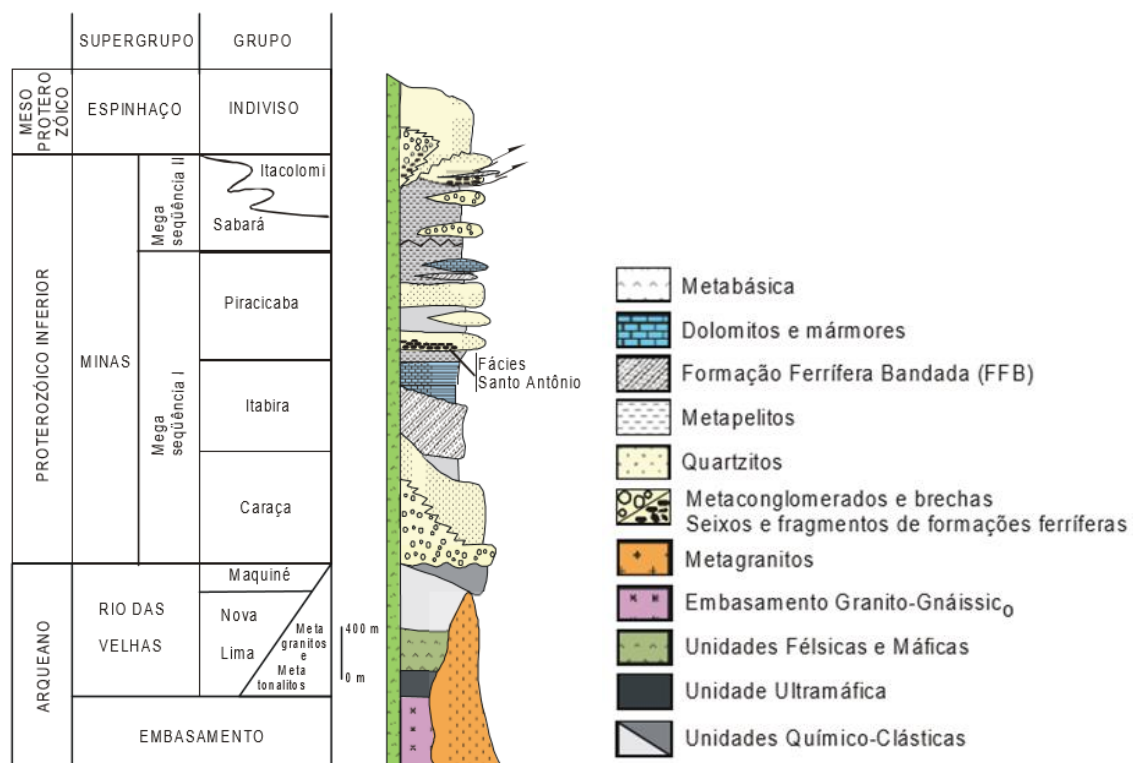


Figura 7: Estratigrafia do Supergrupo Minas e Grupo Itabira.

As formações ferríferas do Grupo Itabira sofreram ao longo de sua evolução geológica, além de alterações mineralógicas, intensas modificações texturais (Rosière 2001), o que dificulta a identificação de estruturas e processos prédeformacionais. Portanto, a

distribuição dos diferentes tipos de itabirito não pode ser representada realisticamente em um modelo de “bolo de camadas” que negligencia a complexa interdigitação entre elas.

De maneira resumida, a distribuição dos diferentes tipos composicionais está condicionado por três fatores: composição original dos sedimentos na bacia; a estruturação tectônica (complexa estruturação interna nas formações ferríferas com superposição de dobras e desenvolvimento de zonas de cisalhamento obliterando ao mesmo tempo diversas características sedimentares e diagenéticas); metamorfismo e processos hidrotermais (no Quadrilátero Ferrífero os itabiritos sofreram, além das reações metamórficas que se refletem principalmente nas associações mineralógicas dos silicatos, houve um intenso processo de oxidação e alteração hidrotermal). Através das premissas apresentadas, foi possível uma construção plausível de seções e assim um modelo geológico do depósito em questão.

4.2 Regularização amostral

Para a construção das seções geológicas, faz-se necessário o agrupamento de litologias em domínios para a simplificação do modelamento. Para tanto, foi feita uma regularização amostral visando um agrupamento em mesmo suporte. Fez-se uma classificação prévia, ilustrada na tabela 2, baseada em teor de ferro, rotas de beneficiamento e critérios de mineradoras de ferro (como nomenclatura, porcentagem de sílica superior a 50%, fósforo superior a 0.12% e alumínio superior a 2.45%) para reduzir o número de Análises de Contato a serem rodadas após a regularização das amostras. Alumínio, manganês e as demais análises foram desconsideradas por questões de tempo para o tratamento dos dados.

Litologia	Legenda					
	Sigla	Sequência	Ferro	Sílica	Fósforo	Classe
Produto Intemperizado	PI	1	60.0%	10.68%	0.08%	Minério Marginal
Canga	CG	2	60.8%	3.20%	0.12%	Minério Marginal
Hematita Friável	HF	3	67.8%	3.67%	0.06%	Minério de Alto Teor
Hematita Goethítica	HGO	4	65.4%	2.73%	0.11%	Minério de Alto Teor
Itabirito Friável Rico	IFR	5	59.4%	15.80%	0.05%	Minério de Alto Teor
Itabirito Goethítico	IGO	6	51.1%	21.70%	0.10%	Minério de Alto Teor
Itabirito Compacto	IC	7	42.8%	41.20%	0.04%	Minério Marginal
Itabirito Dolomítico	IDO	8	37.9%	45.00%	0.07%	Minério Marginal
Itabirito Friável	IF	9	42.2%	41.20%	0.05%	Minério Marginal
Intrusiva	IN	10	33.0%	28.74%	0.11%	Estéril
Quartzito	QT	11	-	-	-	Estéril
Filito	FL	12	37.1%	38.80%	0.05%	Estéril
Sem Recuperação	SR	13	-	-	-	-

Tabela 3: Classificação prévia de domínios geológicos.

As amostras são de comprimento irregular e, principalmente, após a construção dos furos no software *Datamine Studio 3*® que, pela junção de todos os dados referentes aos furos (Survey, Header e Assay), no momento da geração da tabela de amostras, apresentaram 7077 amostras. Para a regularização, utilizou-se a rotina *Composite Down Drillholes* do mesmo e os critério de padronização foram altura de bancada de mineradoras de ferro (máxima de 8m e mínima de 4m) e assim melhor seletividade para geologia do depósito, apresentando então 3864 amostras. Bem como para a geração dos histogramas da Figura 8, para a análise geoestatística de todos os dados e análise de continuidade espacial foi utilizado o *software Isatis*®.

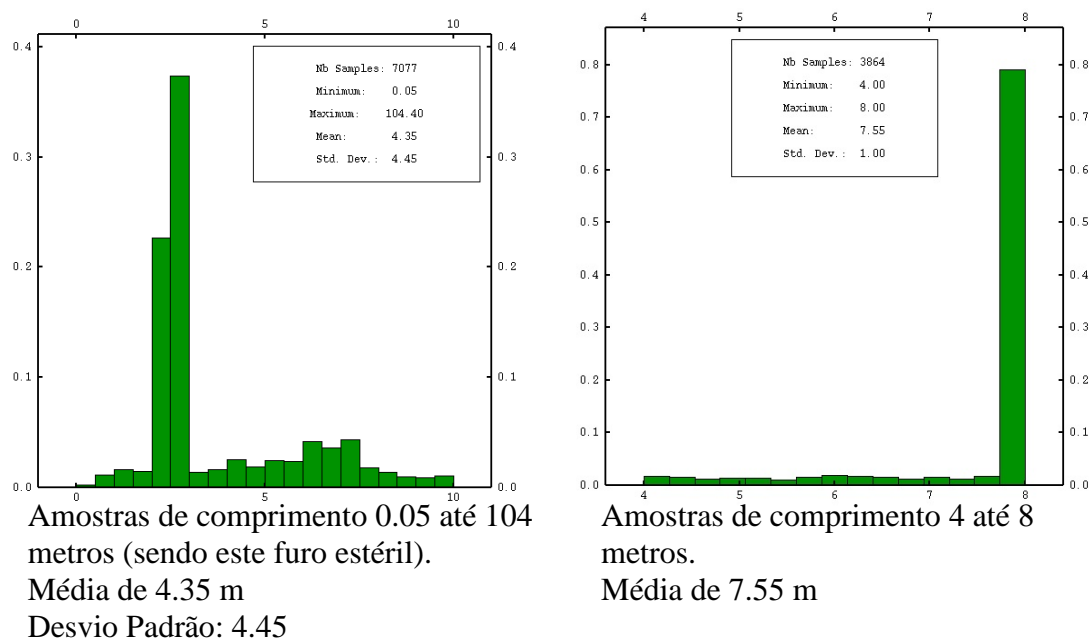


Figura 8: Histograma de comprimento de amostras.

2.3 Agrupamento das litologias

A partir da classificação prévia das 12 litologias e das amostras regularizadas em mesmo suporte, foi feita a verificação da distribuição dos teores de ferro através das análises de contato conforme a Figura 9. Esta análise foi realizada através de um script em *SGeMS*® (*Stanford Geostatistical Modeling Software*). Litologias que apresentaram teores de ferro semelhantes foram agrupadas e o distintos, não.

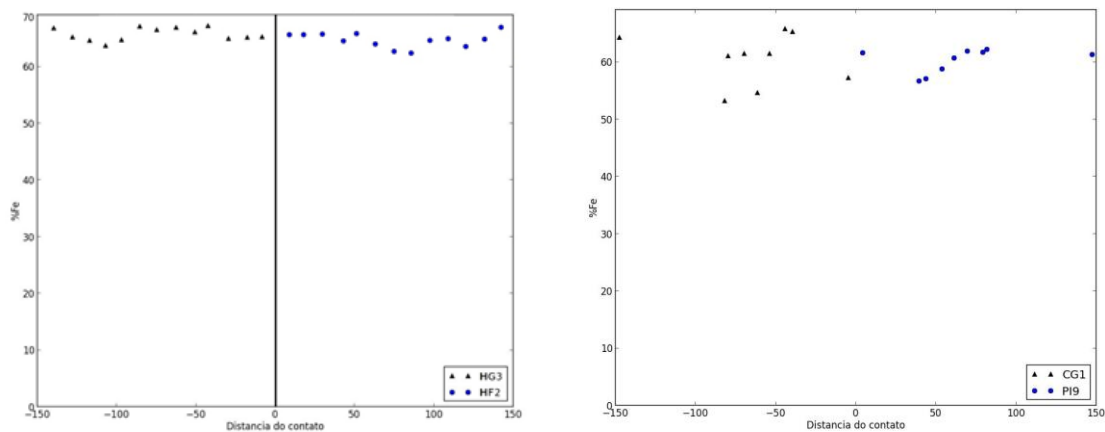


Figura 9: Exemplo de duas litologias com alto teor de ferro que serão agrupadas.

Foi possível então por semelhança de teores de ferro o agrupamento definitivo da classificação prévia estabelecida. Os domínios geológicos foram separados conforme apresentado na Tabela 4 abaixo neste código de cores, números e nome para facilitar a identificação durante o trabalho.

Litologia Simplificada	Sigla	Domínio
Canga	PI	1
	CG	
Hematita	HF	2
	HGO	
Itabirito Rico	IFR	3
	IGO	
Itabirito Pobre	IC	4
	IDO	
	IF	
Estéril	IN	5
	QT	
	FL	
	SR	

Tabela 4: Domínios geológicos para litologias agrupadas.

2.4 Criação das Seções

O método das seções paralelas e triangulação foi utilizado para a modelagem do corpo, e a definição das seções deu-se a partir dos domínios geológicos aplicados às amostras originais, mesmo assim foi possível notar a complexa estrutura já apontada pelo suposto arcabouço.

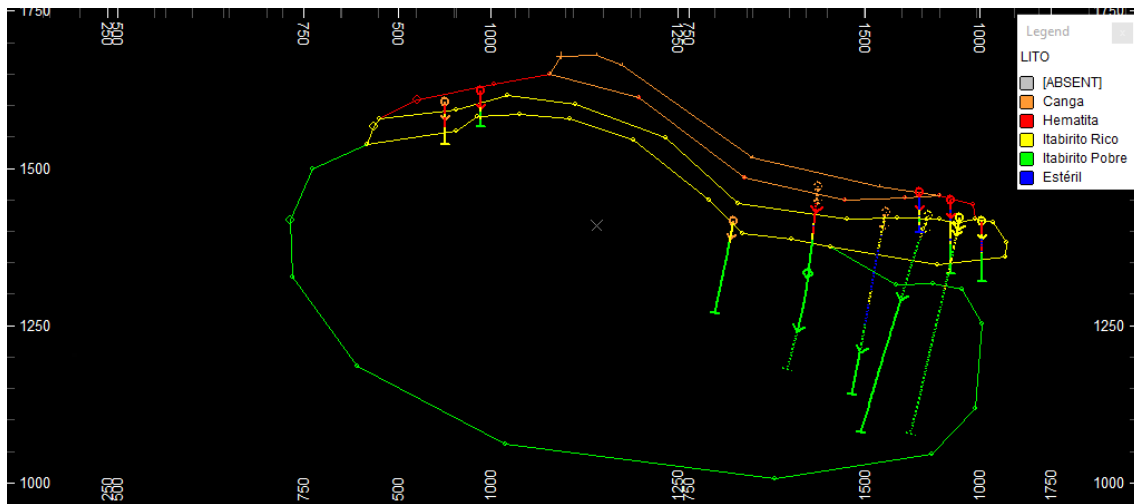


Figura 10: Seção vertical do modelo geológico.

2.5 Modelo Geológico e volume dos sólidos

A boca dos furos possuem uma cota mais alta que a topografia, o que indica que houve atividade mineira no local. Entretanto, afim de utilizar o máximo de informação possível sobre o depósito, foram traçadas as seções sem o corte topográfico (Figura 11). Após a sua finalização, para o refino do modelo geológico foi feita então uma operação de boolean no *Studio 3*® de todos os domínios e com a topografia, resultado nos sólidos finais apresentados na Figura 12 abaixo.

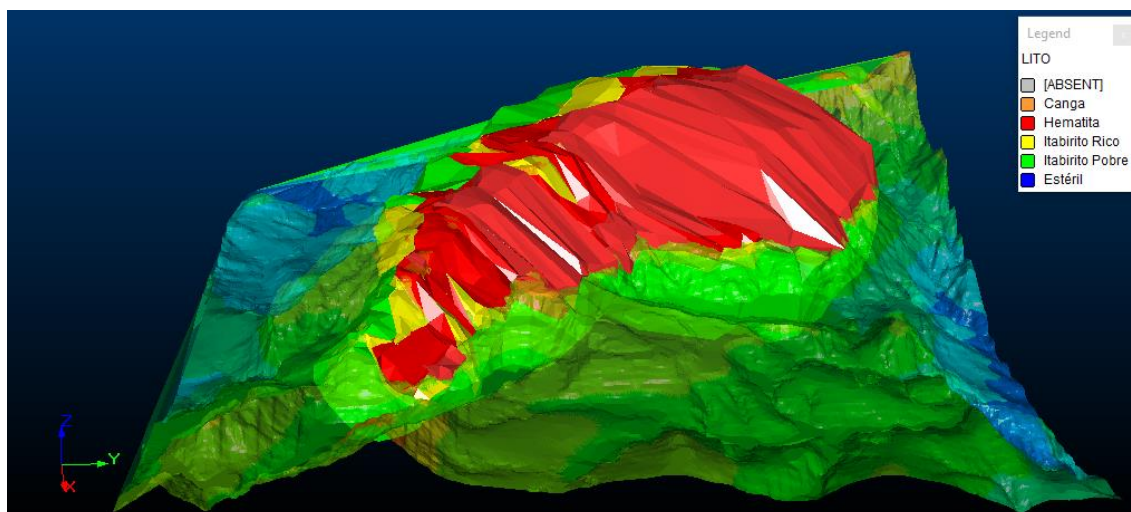


Figura 11: Modelo geológico e topografia sem o corte por cota.

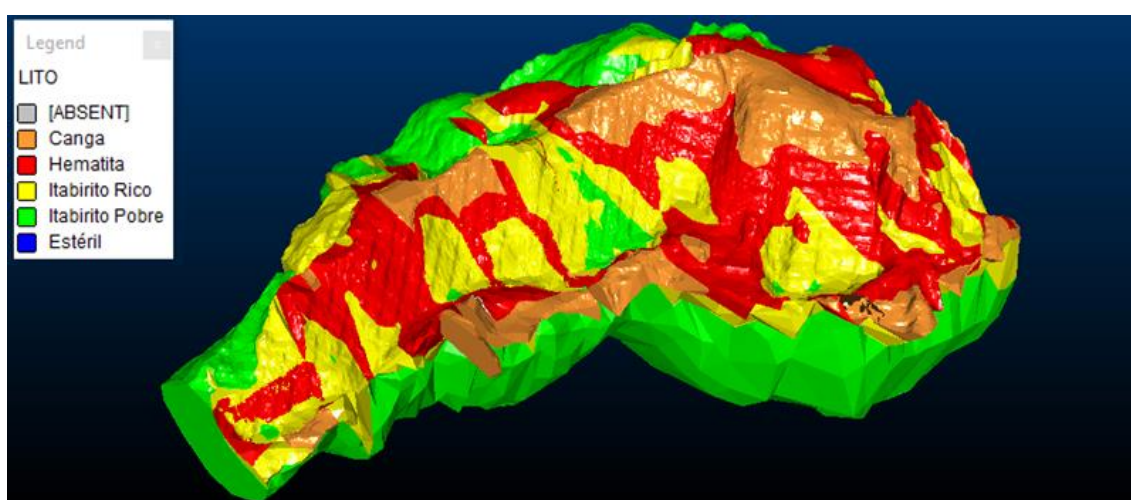


Figura 12: Modelo geológico final.

Calculou-se o volume para cada domínio após a criação e validação dos sólidos, utilizando a ferramenta *verify* do *Studio3*®. A sequência de passos será então o preenchimento de blocos garantindo a alta aderência dentro dos sólidos e após as respectivas estimativas. Para a densidade para cada domínio utilizou-se como referência Rocha 2008. A Tabela 5 abaixo apresenta portanto os resultados:

Domínio	Volume (m ³ x 10 ⁶)	Densidade (g/cm ³)	Toneladas (x 10 ⁶)
Canga	5.22	3.2	16.704
Hematita	19.83	3.1	61.473
Itabirito Rico	68.17	2.7	184.059
Itabirito Pobre	554.47	2.7	1497.069

Tabela 5: Volume, densidade e toneladas para cada domínio geológico.

3. GEOESTATÍSTICA E AVALIAÇÃO DE DEPÓSITO

3.3.2 Domínios geoestatísticos

A definição de domínios geoestatísticos é: unidade que agrupam dados e parâmetros que precisam ser estimados dentro dos limites destes domínios, de forma que estes apresentam similaridades tanto geológicas quanto estatísticas (Costa 2010). A definição destes domínios foi baseada em interpretações geológicas e análises exploratórias dos dados a partir dos resultados das estatísticas básicas.

3.2 Definição das variáveis de interesse

A definição das variáveis de interesse levarão em conta questões econômicas e para a melhor avaliação dado o estudo – este projeto trata a partir de conceitos de pré-viabilidade. O preço do minério de ferro, em geral, é fixado para um determinado teor de ferro, que normalmente é de 65% Fe em dólar (US\$) em base seca e em função da granulometria. Economia de escala a parte, os elementos de custo que mais influenciam na formação dos preços são: custo de concentração e os de transporte. A proporção de cada um varia de caso a caso, bem como de país para país. O elemento ferro, portanto, é o principal parâmetro, já a sílica é o principal elemento contaminante durante as etapas de beneficiamento. Há entretanto diversos elementos contaminantes que influenciam a fabricação de aço, como alumínio, manganês, etc. Para este estudo focaremos no elemento fósforo, que também é um contaminante para a fabricação de aço e deve ser levado em consideração. Para tanto, será apresentado histogramas para estes 3 elementos nos 3 Domínios principais construídos no modelo geológico.

3.3 Análise exploratória de dados

Para a análise exploratória, a partir das variáveis de interesse do presente estudo, foram geradas análises estatísticas destas sobre os respectivos domínios geoestatísticos de. Associou-se a variabilidade dos teores, bem como o desvio padrão e média, a cada domínio após a análise de valores extremos.

3.3.1 Valores extremos

Para a verificação de valores extremos, através do script *problt* da biblioteca do software livre *SGeMS*®, gerou-se um gráfico de probabilidade acumulada de teores de ferro por teor de ferro. Como já esperava-se, dado a geologia local e como aponta a literatura, valores extremos para minério de ferro não foram encontrados. A Figura 13 abaixo apresenta então os maiores valores de maneira bastante próxima da distribuição, logo, não é significativo para a aplicação de qualquer rotina de tratamento de valores extremos.

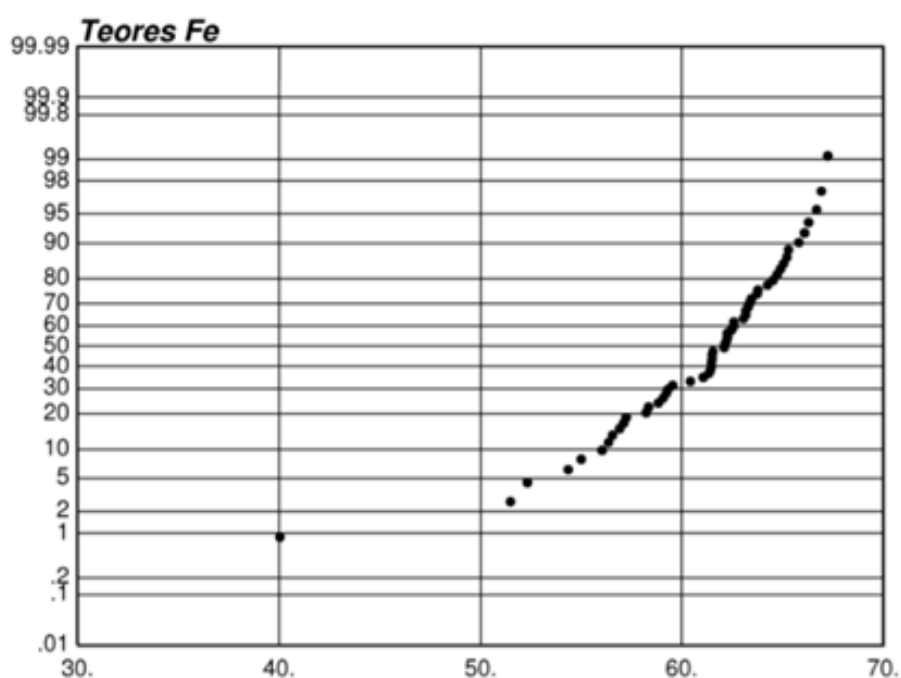


Figura 13: Curva acumulativa de probabilidade de teores de ferro.

3.3.2 Estatística univariada

As Figuras 14, 15 e 16 apresentam os histogramas para três variáveis nos domínios hematita, itabirito rico e itabirito pobre respectivamente. Nota-se que no domínio itabirito rico e pobre há um desvio padrão bastante elevado para ferro e sílica, apresentando portanto valores baixos e elevados no mesmo domínio. Diferentemente o domínio hematita, como aponta a literatura (Rosière, 2008), em que há um elevado teor de ferro e baixo de sílica.

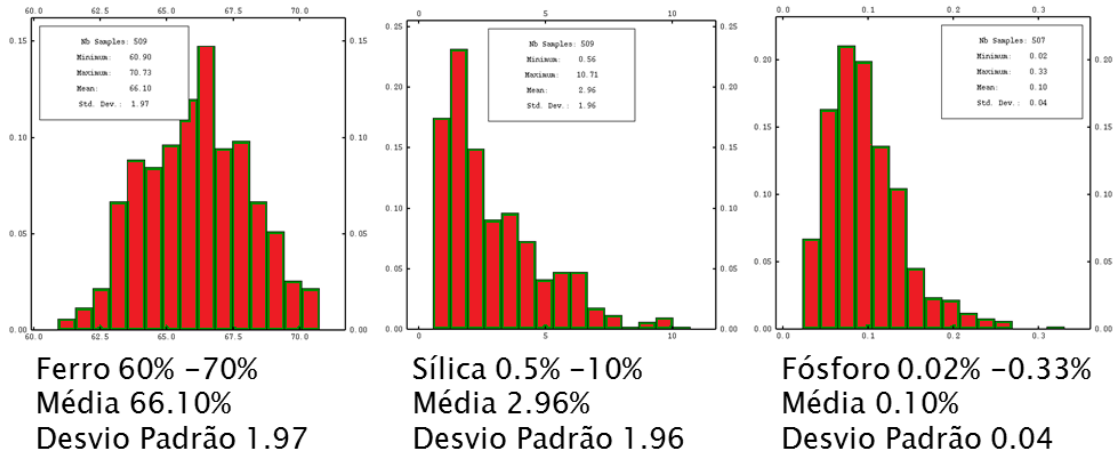


Figura 14: Histogramas de ferro, sílica e fósforo para o domínio hematita.

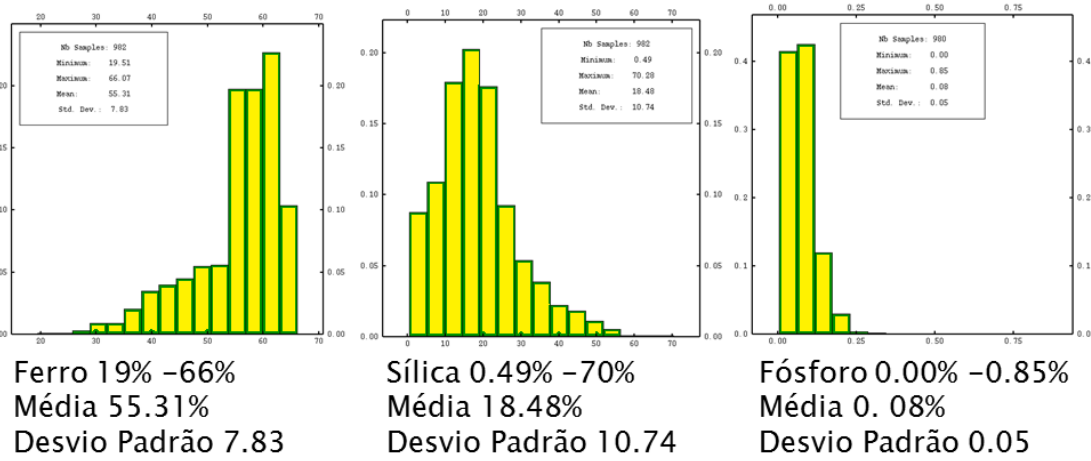


Figura 15: Histogramas de ferro, sílica e fósforo para o domínio itabirito rico.

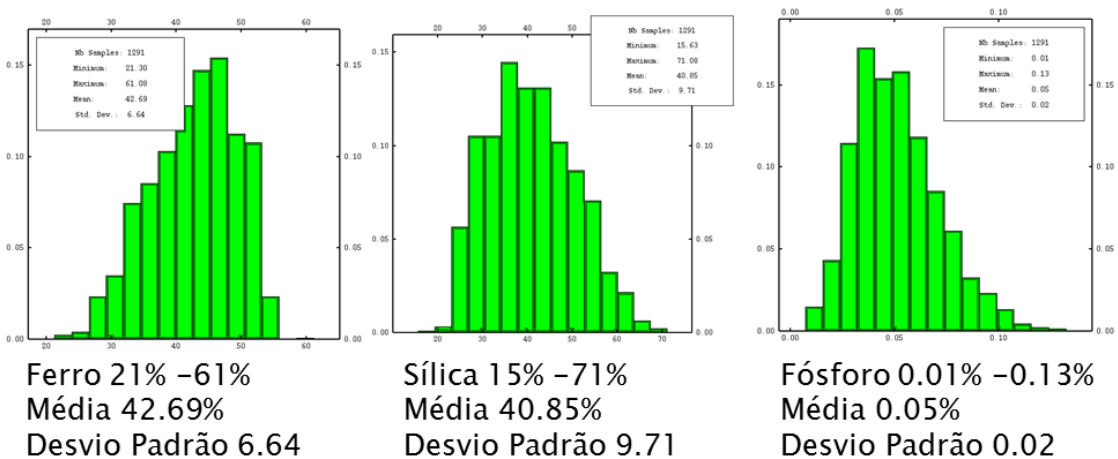


Figura 16: Histogramas de ferro, sílica e fósforo para o domínio itabirito pobre.

3.3.3 Estatística bivariada

Utilizou-se a análise estatística bivariada para verificar uma possível correlação entre as variáveis em estudo. Há normalmente uma alta correlação negativa entre sílica e ferro para os itabiritos, e não há correlação entre variáveis e fósforo (Rosière, 2008). A Tabela 6 apresentou-se conforme a expectativa. Uma forte correlação negativa de ferro e sílica para os itabiritos, uma baixa correlação negativa para hematita e nenhuma correlação para ambos quanto a fósforo. Este elemento está normalmente associado a canga e depósitos secundários rolados por intempere (Rosière, 2008), o que indicaria uma elevação superficial e local, como será demonstrado posteriormente.

Itabirito Rico				Itabirito Pobre				Hematita			
Variável	Fe	P	Si	Variável	Fe	P	Si	Variável	Fe	P	Si
Fe	1.00	0.00	-0.92	Fe	1.00	0.11	-0.99	Fe	1.00	-0.37	-0.31
P	x	1.00	-0.16	P	x	1.00	-0.17	P	x	1.00	-0.24
Si	x	x	1.00	Si	x	x	1.00	Si	x	x	1.00

Tabela 6: Correlações entre os elementos para cada domínio.

3.4 Modelo de blocos

Ao discretizar-se o modelo geológico através de blocos de dimensões pertencentes a um intervalo definido, leva-se em consideração a malha amostral dos furos regulares e altura de banca. Normalmente adota-se dimensões de blocos entre $\frac{1}{2}$ e $\frac{1}{4}$ do espaçamento entre furos. Portanto, para este estudo em que a malha é de 50 por 50 metros e altura de bancada 8 metros, utilizou-se blocos de 20m x 20m x 8m e sub-blocos de 10m x 10m x Zm. A letra Z neste caso representará uma variável em altura do sub-blocos, ou seja, garantirá a melhor aderência entre o modelo de blocos e o geológico.

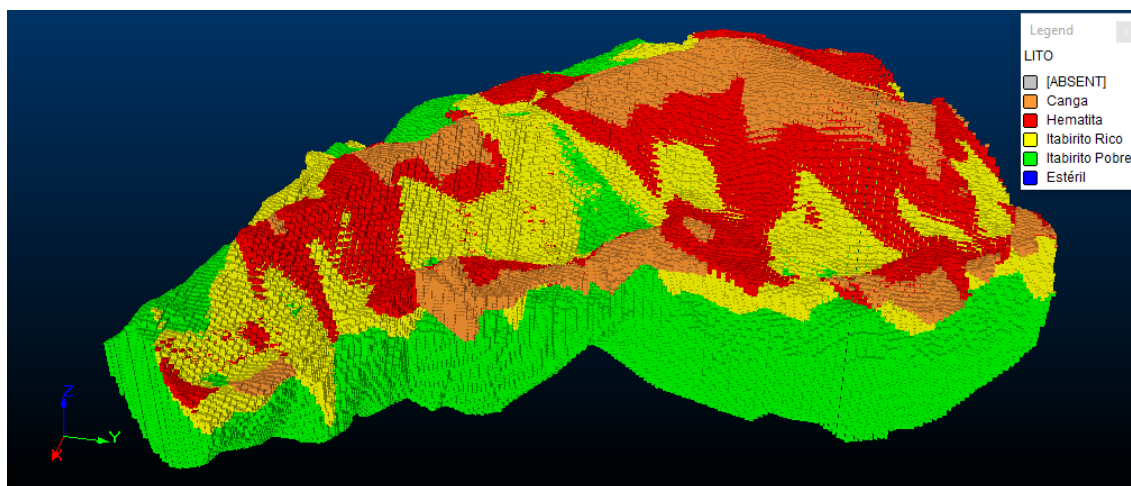


Figura 17: Modelo de blocos para domínio Canga, Hematita, Itabirito Rico e Itabirito Pobre.

Para a verificação de aderência dos blocos ao modelo, calculou-se a diferença de volume entre os modelos em *Excel*® após exportar os dados obtidos pelo *Studio3*®. Para o domínio hematita obtém-se uma discrepância de 0,047%, itabirito rico de 0,016% e itabirito pobre de 0,004%. O domínio canga foi transformado em estéril, após concluir-se que o ferro presente, por mais rico em teor que seja, é praticamente ferro oxidado. As Figuras 18, 19 e 20 abaixo apresentam visualmente a boa aderência.

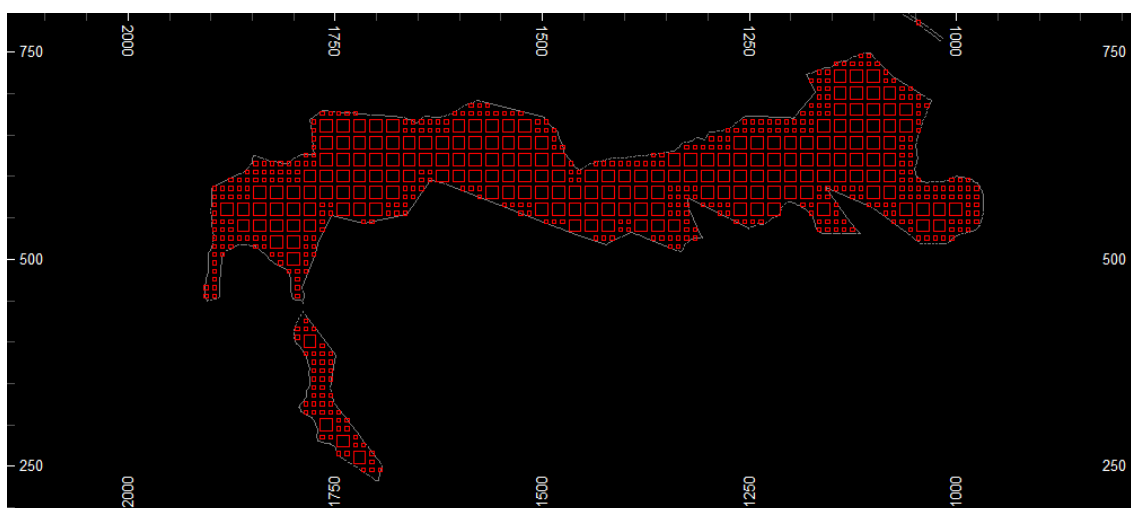


Figura 18: Modelo geológico e de blocos para o domínio hematita.

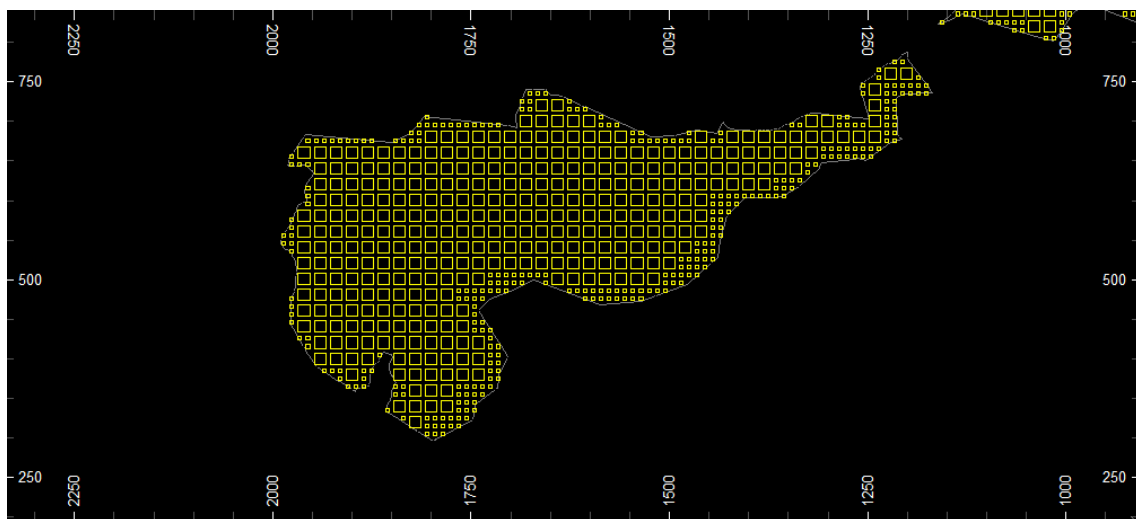


Figura 19: Modelo geológico e de blocos para o domínio itabirito rico.

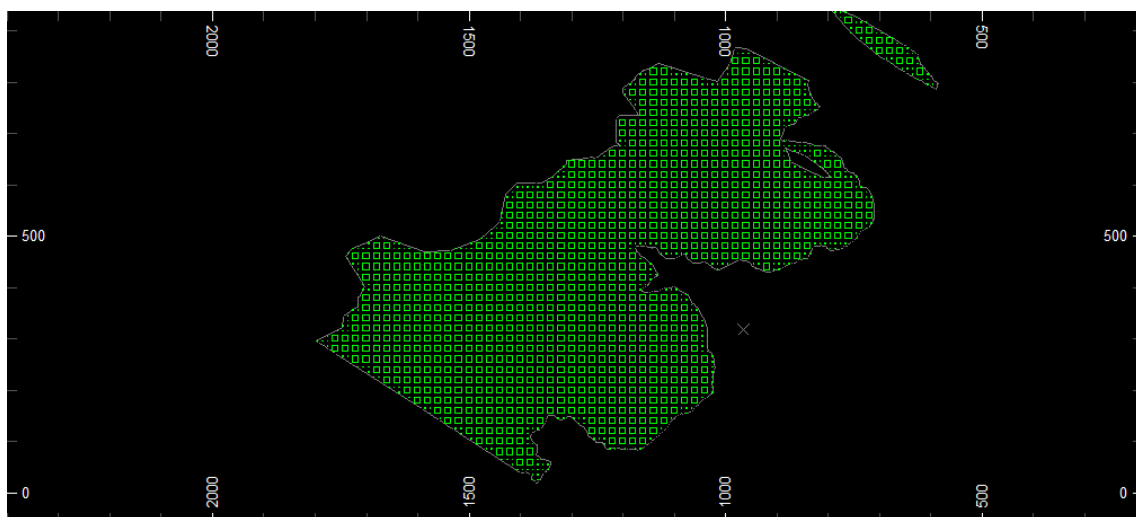


Figura 20: Modelo geológico e de blocos para o domínio itabirito pobre.

3.5 Análise de continuidade espacial

Conforme apresentado no arcabouço geológico, trata-se de um depósito de ferro bastante complexo e irregular. Por mais que tenha sido feito simplificações para seu modelamento, as amostras ainda possuem estes dados irregulares e estará em evidência nas análises deste capítulo. Será apresentado então através da variografia experimental as análises para continuidade do corpo de minério.

Há aproximadamente 40 furos de sondagem exploratória de mergulho médio 71.18° e azimutes compreendidos entre 190 e 340 que contornam a base leste do morro. Estes são

indicativos de que o geólogo responsável estaria buscando uma perfuração perpendicular ao corpo, afim de medir espessuras. Sendo, portanto, uma boa referência para o início de busca nas análises de continuidade espacial do corpo de minério. A Figura 21 abaixo ilustra esta indicação através de um plano orientado cortando a topografia e os furos de sondagem.

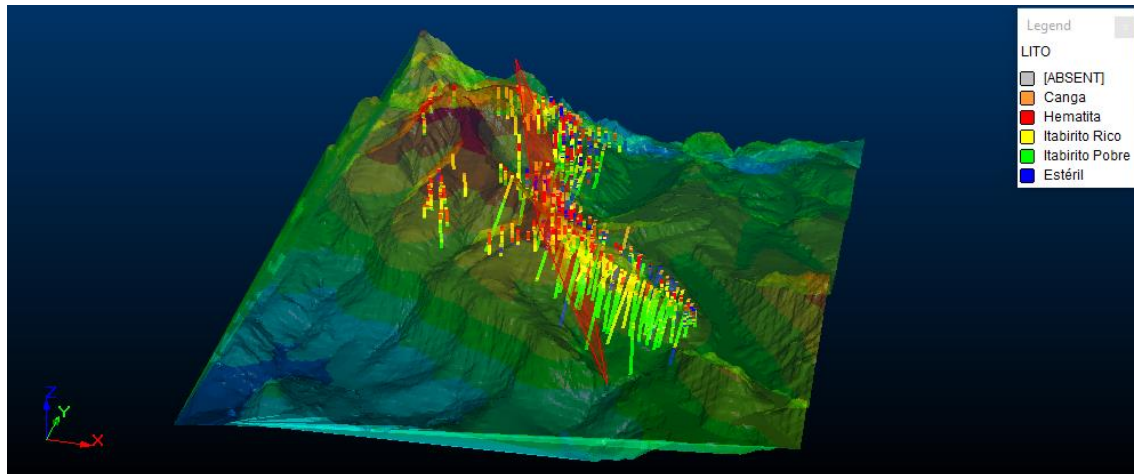


Figura 21: Direção de continuidade do corpo parcialmente indicada por furos exploratórios

Com o auxílio do software *Isatis*® foi possível a construção de variográfico, ou seja, a representação em gráficos a variância entre as amostras. Assim, através do algoritmo matemático desta método, é possível verificar quais amostras apresentam maior correlação e em qual direção este fenômeno geológico ocorre em um sistema de três dimensões. Para uma geração satisfatória e representativa desta correlação em gráficos, faz-se necessário a escolha adequada de parâmetros de busca.

Importou-se os quatro domínios com seus respectivos teores de Fe, Si e P. Contudo, por haver poucas amostras para o domínio canga, optou-se por realizar os variogramas para os três domínios restantes: hematita, itabirito rico e itabirito pobre. Foi obtido o efeito pepita em D90 na variografia ao longo do furo, direção de maior continuidade em varredura no plano horizontal, análise de mergulho na direção principal, varredura perpendicular a direção principal para obtenção da Intermediária e Menor.

- Itabirito Rico Fe maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.

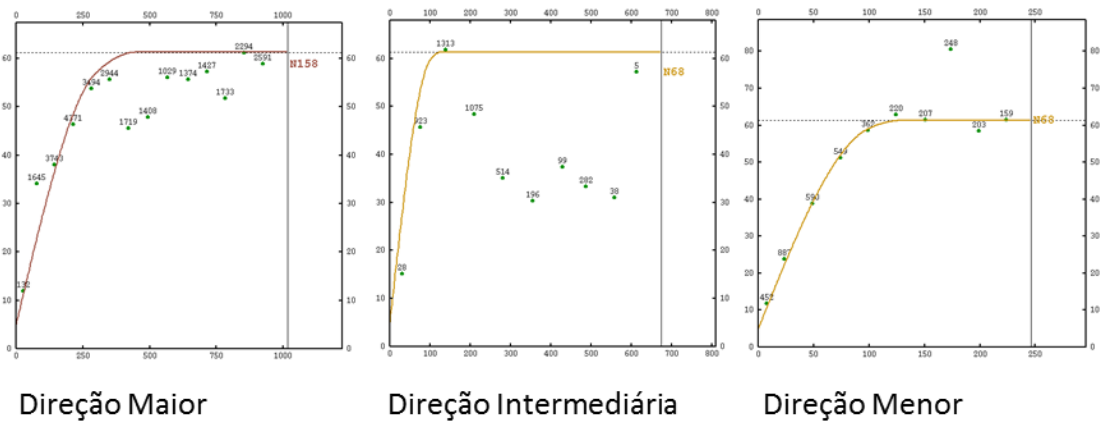


Figura 22: Variografia para o domínio itabirito rico

Após diversas tentativas de construção de variogramas para cada domínio, utilizando técnicas para mascarar furos extremos, mascarar furos em locais distintos, como por exemplo na porção oeste do morro e isolar depósitos secundário “rolados” (Rosière, 2008), optou-se por utilizar o variograma do domínio itabirito rico como guia para os domínios hematita e itabirito pobre. Utilizou-se duas estruturas além do efeito pepita, e através do desvio padrão ao quadrado, ou seja, a variância de cada histograma dos teores de ferro de cada domínio, foi possível manter a proporcionalidade para obter-se um modelo variográfico global com o azimute em 157.5 graus no plano horizontal e perpendicular a um plano 67.5 graus e mergulho de 67.5 graus.

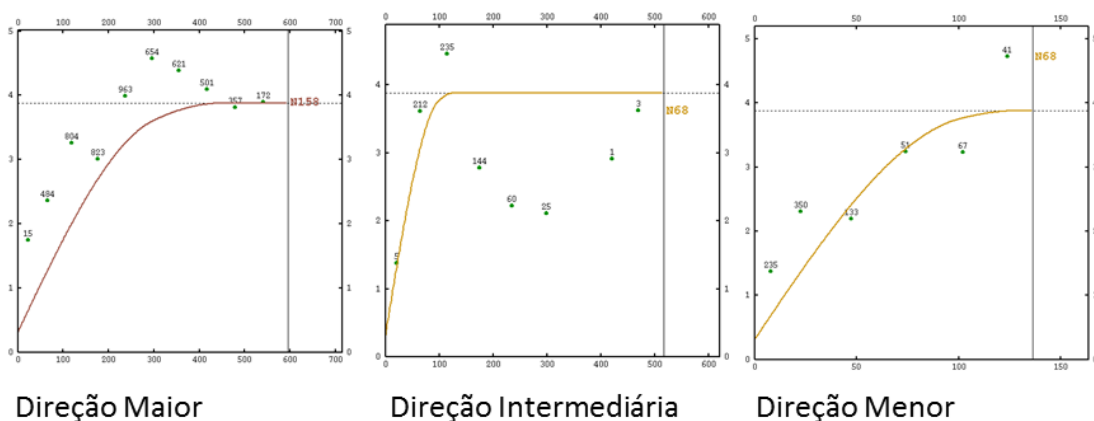


Figura 23: Variografia para o domínio hematita.

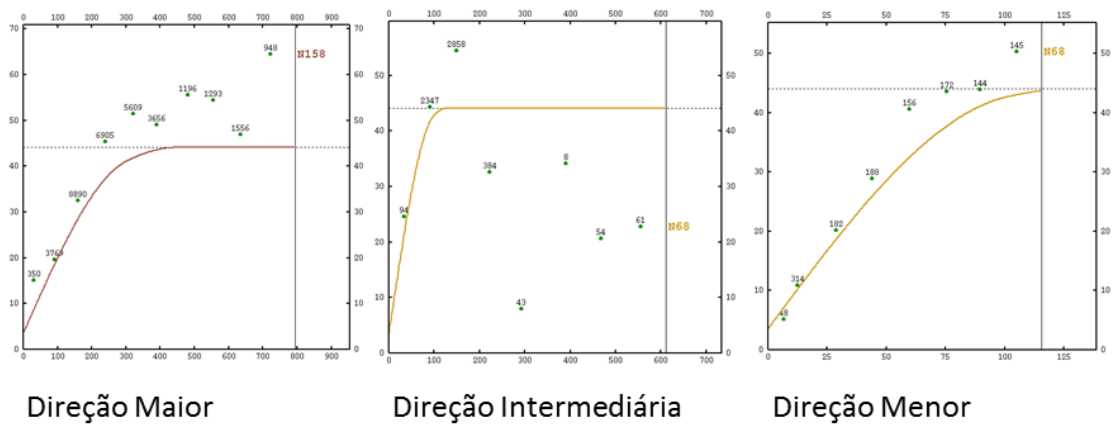


Figura 24: Variografia para o domínio itabirito pobre.

A variografia foi fundamental para a compreensão da geologia local, pois apesar das complexas formações geológicas apresentadas, foi possível utilizar o mesmo modelo variográfico para os três domínios e seus respectivos elementos. A Tabela 7 abaixo apresenta resumidamente os parâmetros do modelo de continuidade que será usado – direções preferenciais, variância, todos os alcances, patamares e efeito pepita. No anexo estão apresentados os demais variogramas experimentais dos elementos sílica e fósforo que aparecem na tabela abaixo.

DOMÍNIO	ATRIBUTO	DIREÇÃO	VARIANCIA	EFEITO PEPITA	U1 V1 W1	SILL1	U2 V2 W2	SILL2
HEMATITA	Ferro	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	3.88	0.32	300 100 98	1.77	450 130 125	1.79
	Sílica	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	3.84	0.31		1.75		1.77
	Fosforo	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	0.0016	0.0001		0.0007		0.0007
ITABIRITO RICO	Ferro	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	61.31	5	300 100 98	28	450 130 125	28.3
	Sílica	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	115.35	9.41		52.68		53.24
	Fosforo	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	0.0025	0.0002		0.0011		0.0012
ITABIRITO POBRE	Ferro	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	44.09	3.60	300 100 98	20.14	450 130 125	20.35
	Sílica	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	94.2841	7.69		43.06		43.52
	Fosforo	Az 157.5 Dip 0 Az 67.5 Dip 67.5	0.00040	0.00003		0.0002		0.0002

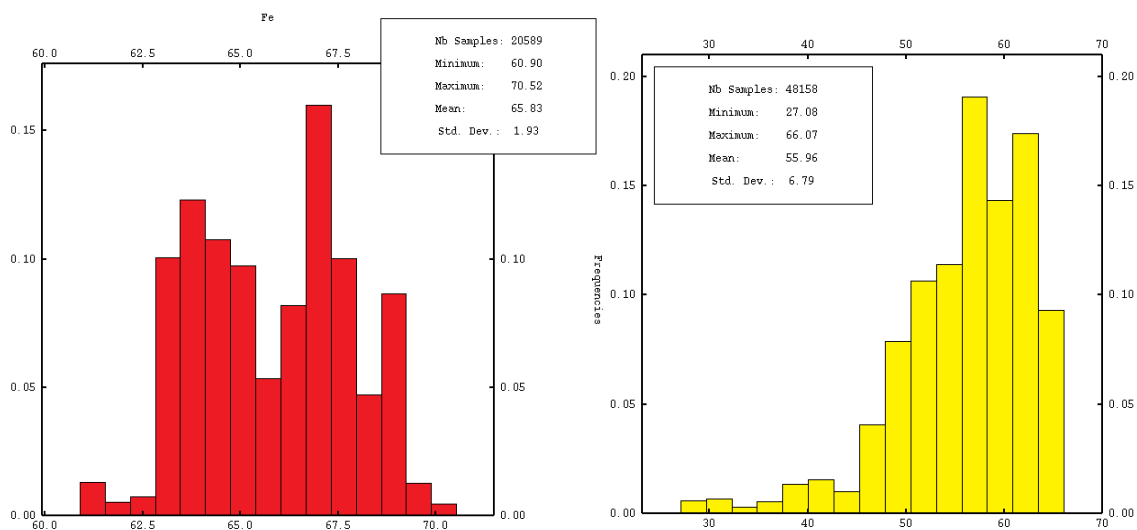
Tabela 7: Resultados obtidos através da variografia experimental; u, v e w fazem referência ao maior alcance, intermediário e menor, respectivamente.

3.6 Estimativas

Apresentaremos nesse capítulo as estratégias para melhor estimar os valores locais do modelo, ou seja, mais próximos possíveis dos valores globais. Conforme os resultados obtidos nas análises estatísticas exploratórias e na continuidade espacial do corpo, as estimativas foram geradas utilizando o método de Krigagem ordinária. Para comparar estes resultados com valores desagrupados, utilizou-se o método de vizinho mais próximo. Na sequência, para a validação do modelo estatístico, foram utilizadas diversas técnicas que serão discutidas no respectivo capítulo.

3.6.1 Desagrupamento amostral

Neste estudo, utilizou-se o método do vizinho mais próximo para o desagrupamento amostral, ou ainda método poligonal. Este atribui uma ponderação inversamente proporcional ao volume de influência de cada amostra, dessa forma, para uma estimativa tridimensional por modelo de blocos, é atribuído estes pesos aos blocos mais próximos da amostra. Os teores gerados pelo método serão utilizados para comparação com as estimativas da Krigagem ordinária, que será explicada no respectivo tópico. Na figura 25 abaixo são apresentados os valores e gráficos desagrupados, vermelho para hematita com média de teor de ferro de 65%, amarelo para itabirito rico com 55% e verde para itabirito pobre com 44%.



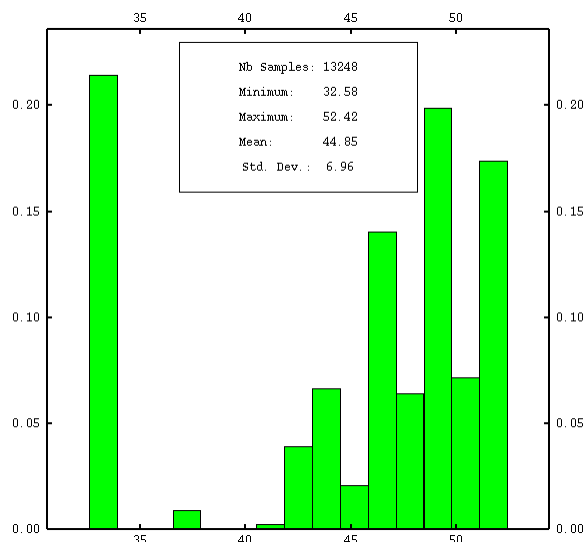


Figura 25: Gráficos e valores para desagrupamento amostral.

3.6.2 Krigagem ordinária

Para a estimativa de teores utilizou-se o método estatístico de Krigagem ordinária. Trata-se de um interpolador que, a partir da distribuição espacial e continuidade do corpo, aplica uma regressão linear de fora não tendenciosa. Entretanto, como este método depende destes dados de entrada e não são absolutos, faz-se necessário a repetição do método mudando estes dados até obter a melhor estimativa garantida pelos métodos de validação.

O elipsoide de busca que o método utiliza, foi baseado nos valores de alcance do variograma, com exceção do maior alcance. Será discutido no capítulo de reservas e recursos, entretanto, este é o ponto de corte para o critério. Quando o alcance atinge o patamar, ou seja, cem por cento de variância, consideraremos como indicado, dois terços deste valor será o medido e uma vez e meia para inferido. A discretização dos blocos em 5x5x1 é justificada pelo perfil simplificado sobreposto em camadas do depósito, por isso também optou-se por quadrantes e não aplicando octantes, além dos mínimos e máximos de amostras por quadrante. A Tabela 8 abaixo apresenta os valores de entrada.

DOMÍNIO	ATRIBUTO	Elipsóide			Amostras		Parent Cell
		x	y	z	Mín	Máx	Discretização
Krigagem Hematita	Ferro	300	130	125	3	20	5x5x1
		450	130	125	3	20	5x5x1
		300	130	125	8	20	5x5x1
		450	130	125	8	20	5x5x1
Krigagem Itabirito Rico	Ferro	300	130	125	3	20	5x5x1
		450	130	125	3	20	5x5x1
		300	130	125	8	20	5x5x1
		450	130	125	8	20	5x5x1
Krigagem Itabirito Pobre	Ferro	300	130	125	3	20	5x5x1
		450	130	125	3	20	5x5x1
		300	130	125	8	20	5x5x1
		450	130	125	8	20	5x5x1

Tabela 8: Valores de entrada utilizados para os teores estimados

Após diversas krigagens, variando o alcance do elipsoide de busca e o número de amostras, optou-se por fim pelos parâmetros considerados ideal para este estudo. Maior alcance de 300 metros e mínimo de amostras de 3.

3.6.3 Validação das estimativas

Para a validação das estimativas feitas, aplicou-se uma inspeção visual de dados contra modelo do blocos, check de reprodução da média global desagrupada e check da reprodução das médias locais. A análise de deriva, também aplicada, será discutida a seguir. As Figuras 26, 27 e 28 apresentam na sequência a inspeção visual dos resultados sobrepostos às amostras da seção em questão:

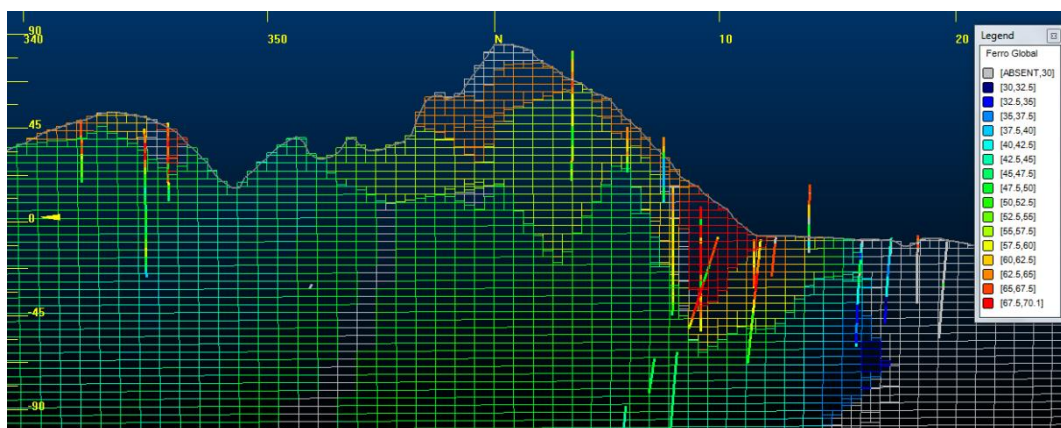


Figura 26: Inspeção visual para os três domínios atributo ferro.

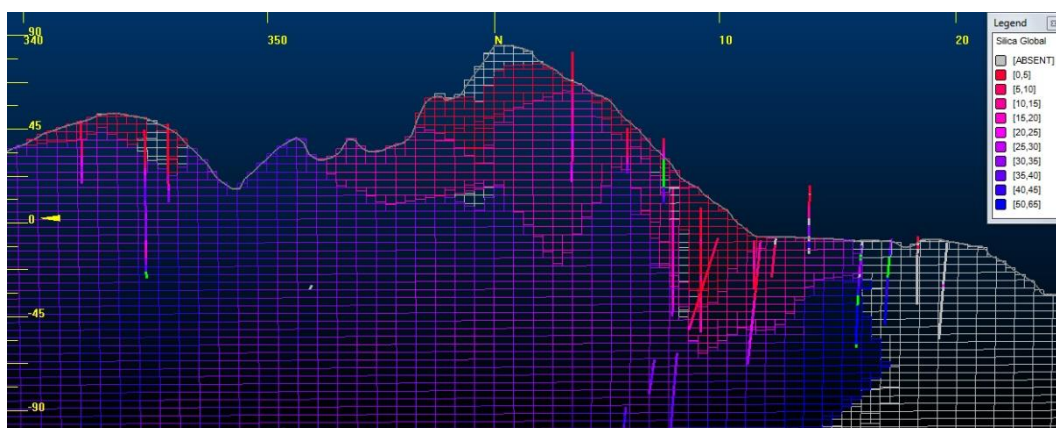


Figura 27: Inspeção visual para os três domínios atributo sílica.

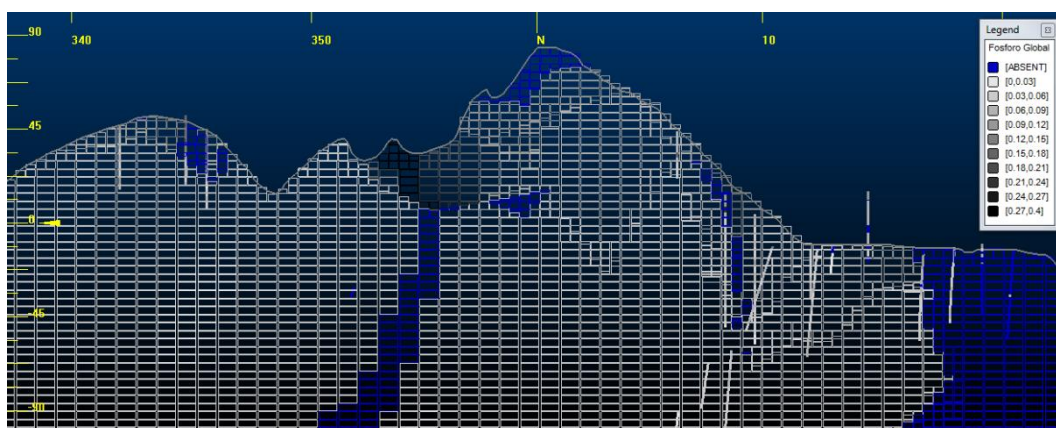
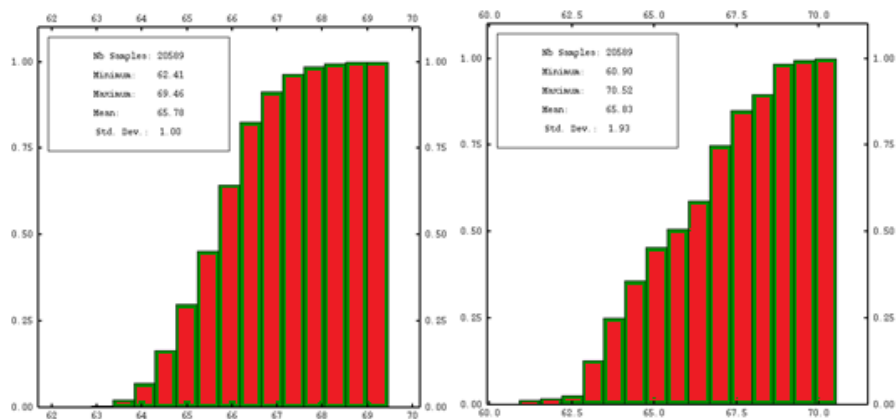


Figura 28: Inspeção visual para os três domínios atributo fósforo.

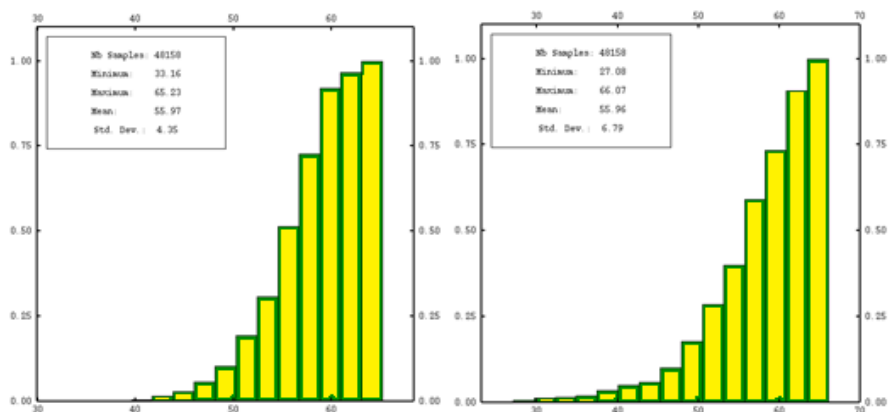
Neste corte de seção vertical para a inspeção visual dos teores estimados pelo modelo de Krigagem ordinária e com os teores das amostras é possível visualizar a boa aproximação de valores apresentados pela legenda. Os histogramas que seguem abaixo (Figura 29, 30 e 31) também é apresentado na Tabela 9 abaixo a comparação entre as médias dos teores estimados contra os teores desagrupados.



Ferro Desagrupado 61% -70%
 Média 65.83%
 Desvio Padrão 1.93

Ferro Estimado 62% -69%
 Média 65.78%
 Desvio Padrão 1.00

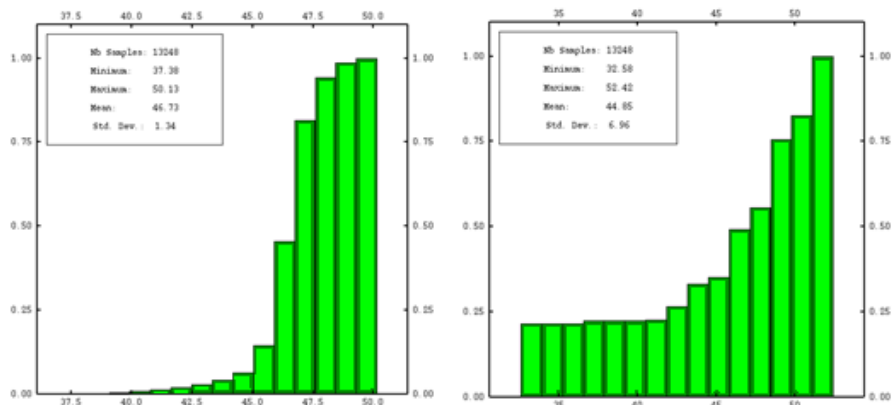
Figura 29: Comparação dos valores estimados com os valores desagrupados para o domínio hematita atributo ferro.



Ferro Desagrupado 33% - 65%
 Média 55.97%
 Desvio Padrão 4.35

Ferro Estimado 27% - 66%
 Média 55.96%
 Desvio Padrão 6.79

Figura 30: Comparação dos valores estimados com os valores desagrupados para o domínio itabirito rico atributo ferro.



Ferro Desagrupado 37% - 50%
 Média 46.73%
 Desvio Padrão 1.34

Ferro Estimado 32% - 52%
 Média 44.85%
 Desvio Padrão 6.96

Figura 31: Comparação dos valores estimados com os valores desagrupados para o domínio itabirito pobre atributo ferro.

DOMÍNIO	ATRIBUTO	MÉDIA DESAGRUPADA (%)	MÉDIA ESTIMADA (%)	DIFERENÇA (%)
HEMATITA	Ferro	65.83%	65.78%	0.05%
	Silica	3.18%	3.22%	0.04%
	Fosforo	0.0919%	0.0934%	0.0015%
ITABIRITO RICO	Ferro	55.96%	55.97%	0.01%
	Silica	16.73%	16.93%	0.20%
	Fosforo	0.0956%	0.0880%	0.0076%
ITABIRITO POBRE	Ferro	44.85%	46.73%	1.88%
	Silica	36.33%	37.25%	0.92%
	Fosforo	0.0505%	0.0525%	0.0020%

Tabela 9: Valores comparativos entre teores estimados e desagrupados.

A análise de deriva consiste em comparar as médias desagrupadas das amostras pelas médias estimadas em painéis de intervalo definido por 50 metros. Dessa forma, é possível verificar caso haja suavização da Krigagem. Foi também verificado a frequência da soma dos pesos negativos, assegurando um bom resultado. Figuras 32, 33 e 34 abaixo:

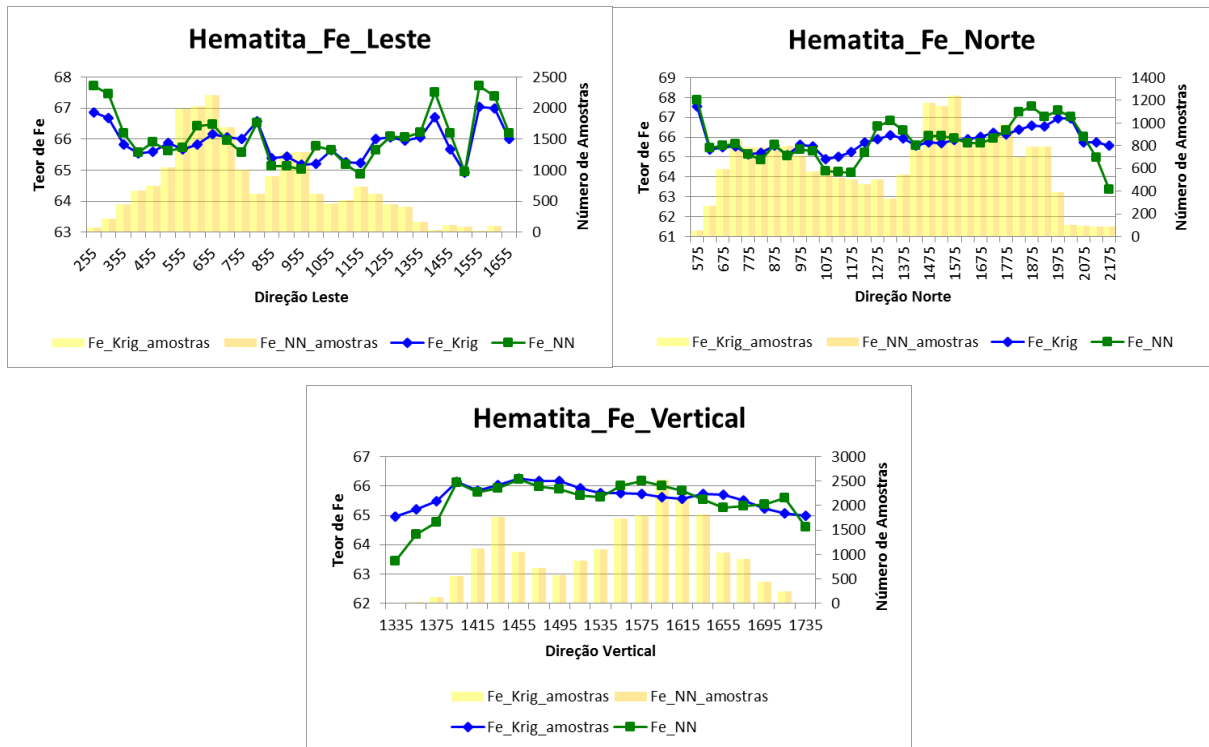


Figura 32: Análise de deriva na porção leste, norte e vertical para o domínio hematita atributo ferro.

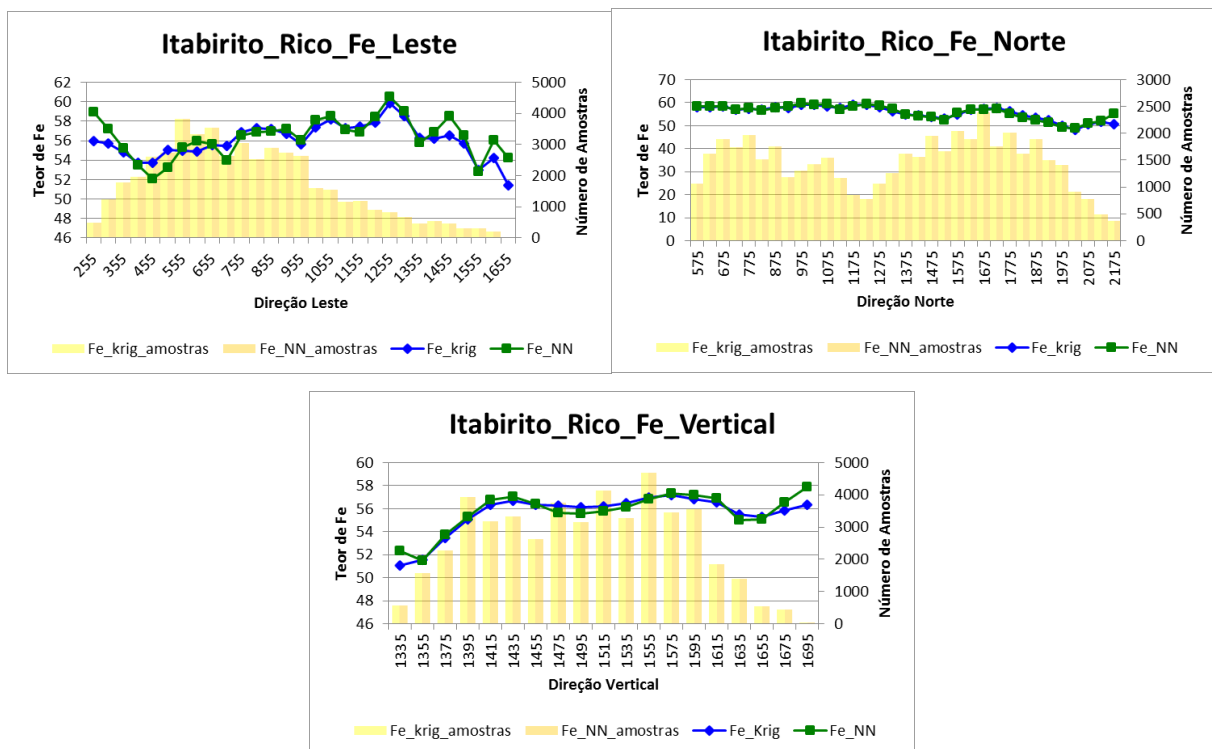


Figura 33: Análise de deriva na porção leste, norte e vertical para o domínio itabirito rico atributo ferro.

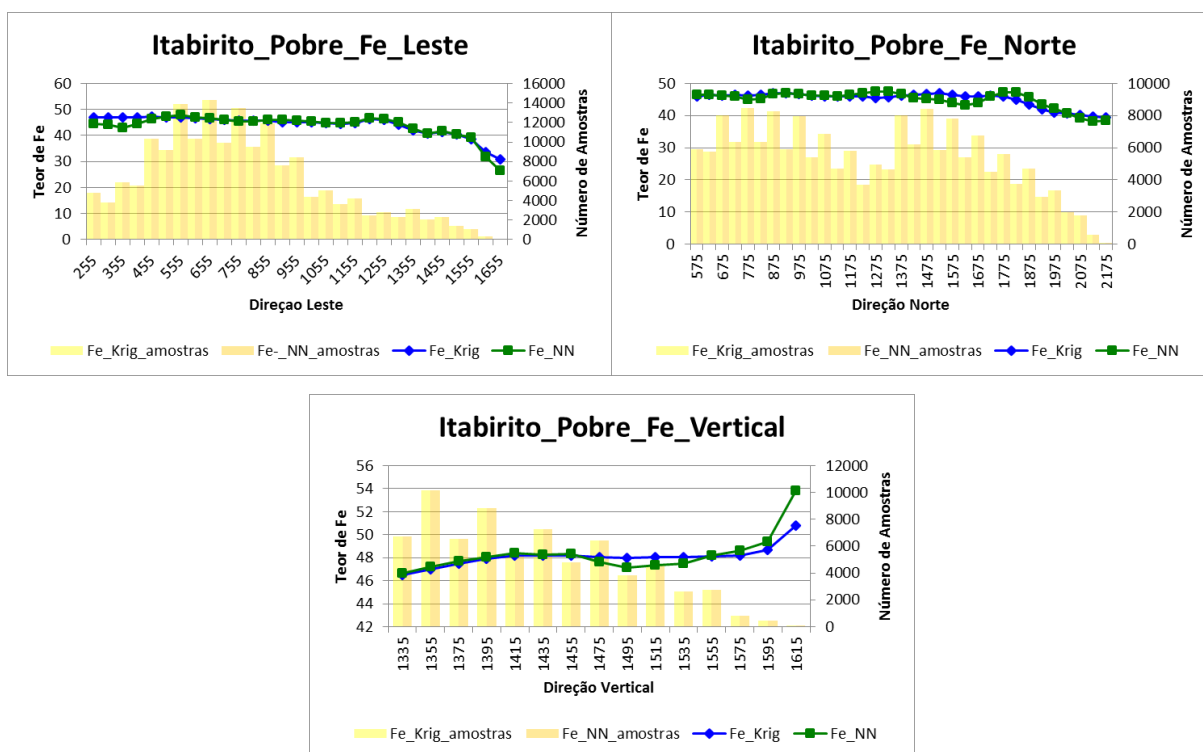


Figura 34: Análise de deriva na porção leste, norte e vertical para o domínio itabirito pobre atributo ferro.

3.7 Classificação de recursos

Para um estudo de pré-viabilidade é fundamental a quantificação de recursos e reservas, uma vez que, são valores monetários vitais para ativos de mineração. Além, obviamente, de um refino posterior em estudos de viabilidade e planos decorrentes para decisões futuras. A definição de recursos e reservas de minério é baseada no grau de certeza e confiabilidade nas estimativas dos blocos do modelo. O recurso é composto pela somatória do blocos classificados como medidos e indicados, já a reserva pelos blocos inferidos. A Tabela 10 abaixo apresenta em porcentagem para cada classificação referente ao total do corpo de minério estimado.

Porcentagem (%)	Medido	Indicado	Inferido
Hematita	51.76%	23.98%	24.25%
Itabirito Rico	73.84%	19.75%	6.41%
Itabirito Pobre	47.94%	27.92%	24.14%

Tabela 10: Porcentagem das classes medido, indicado e inferido para cada domínio.

Através da ferramenta Grade Estimate para a expansão do elipsoides de busca do software *Studio 3*® foi possível a separação por 3 classes baseadas pelo maior alcance deste. Se para a classe medido a busca deu-se para até 300 metros, uma vez e meia este valor para busca representará a classe indicado de 450 metros e, por fim, a classe inferido duas vezes este valor, resultando em até 600 metros de busca.

3.7.1 Quantificação de recursos

Na Tabela 11 abaixo está apresentando então pôr fim a quantidade de recursos de cada domínio, teor médio de ferro, sílica e fósforo. A partir do volume dos blocos e densidade ponderada para os cada domínio, foi possível o quantificar em massa o total de minério.

Massa (t)	Total Minério	Teor Ferro	Teor Sílica	Teor Fósforo
Hematita	52,579,463.55	65.78%	3.22%	0.09%
Itabirito Rico	178,637,062.52	55.69%	16.93%	0.09%
Itabirito Pobre	1,093,573,134.43	45.30%	46.73%	0.05%

Tabela 11: Quantificação de recursos e teor médio para cada domínio.

3.7.2 Curva de parametrização de recursos

A curva de parametrização é uma ferramenta rápida de análise para obtenção de teor médio, teor de corte e a tonelagem para o ponto arbitrário. A Figura 35 é o gráfico para esta curva de parametrização referente ao elemento ferro.

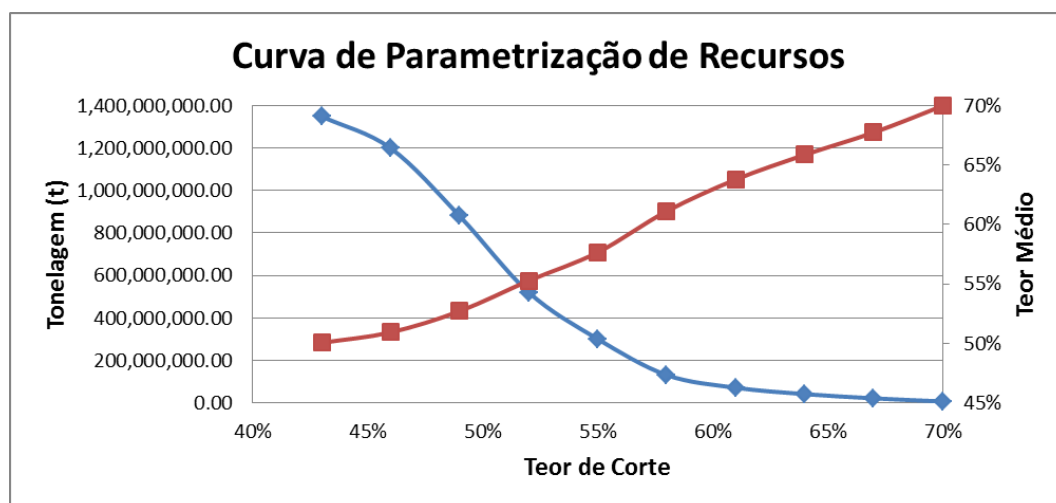


Figura 35: Curva de Parametrização de Recursos para Ferro.

4. PROJETO DA MINA

Esta etapa tem como objetivo a apresentação de dados prévios para o projeto da mina, definindo os parâmetros necessários para a otimização da cava, bem como para o projeto da cava operacional, e consequente dimensionamento da frota de equipamentos, e plano de fogo para o desmonte de rochas.

4.1 Mecânica de rochas

A mecânica de rochas procura definir os parâmetros geomecânicos, como o valor da resistência da rocha, a qualidade da rocha, existência de descontinuidades, entre outros fatores, para realizar a análise de estabilidade de taludes que compõe a cava, e assim saber se o fator de segurança é adequado ou não.

4.1.1 Parâmetros geomecânicos

Não possuindo dados sobre o maciço rochoso, utilizamos parâmetros encontrados na literatura ou ensaios de laboratório, os dados encontrados sobre o Itabirito Friável estavam muito desconhecidos (RMR variando de 15 a 65), então os valores da resistência a compressão uniaxial foi estimado em 30% do valor de resistência a compressão uniaxial do itabirito compacto, a encaixante é um quartzito do quadrilátero ferrífero. O GSI foi estimado baseado no RMR, $GSI=RMR-5$ Assim, foi possível obter os dados necessários para calcular o ângulo de atrito e definir o valor da coesão. A litologia que compõe o arcabouço está apresentada na Tabela 12, bem como os valores encontrados para as propriedades geomecânicas para cada tipo de rocha.

	Densidade (t/m ³)	σ_c (Mpa)	RMR
Hematita Friável	3.37	42	46
Hematita Goethítica	2.71	120	46
Itabirito Friável Rico	2.87	41	48
Itabirito Goethítico	2.37	76	42
Itabirito Compacto	3.14	118	54
Itabirito Dolomítico	2.63	101	49
Itabirito Friável	2.60	38	46
Encaixante	2.70	180	60

Tabela 12: Parâmetros geomecânicos do maciço

Podemos ver que o itabirito friável apresenta o valor de RMR de 46, o que o define como uma rocha de qualidade média. Para obter os valores de coesão e o ângulo de atrito apresentados na Tabela 13, foi usado o software *RocData*® com a classificação de Hoek-Brown e usando o critério de Mohr-Coulomb.

	σ_c (Mpa)	GSI	m_i	D	Coesão (Mpa)	Ângulo de atrito
Hematita Friável	42	48	15	0.9	1.336	21.23
Hematita Goethítica	120	41	20	0.9	3.015	17.41
Itabirito Friável Rico	41	49	15	0.9	1.304	21.23
Itabirito Goethítico	76	37	20	0.9	1.672	15.56
Itabirito Compacto	118	49	20	0.9	3.784	21.40
Itabirito Dolomítico	101	44	20	0.9	2.789	18.86
Itabirito Friável	38	46	15	0.9	1.208	21.23
Encaixante	180	55	20	0.9	6.840	24.62

Tabela 13: Parâmetros geomecânicos utilizados no software RocData® e valores de coesão e ângulo de atrito para cada litologia.

Como o maciço rochoso onde será aberta a cava é composto basicamente por itabirito friável, a análise foi feita baseado nos valores obtidos para o mesmo, pois além do fato que a cava vai ser composta por essas rochas, essa litologia apresenta o menor valor de resistência, o que nos dá segurança para analisar apenas por essa litologia. Também foi assumido que a rocha encaixante é um quartzito, do Quadrilátero Ferrífero, que teve seus valores foram buscados na bibliografia.

Não tendo informações sobre as fraturas do maciço, assumimos a existência de duas famílias de fraturas de baixa persistência, como o Itabirito é rocha uma metamórfica que pode ter uma foliação utilizamos esta ocorrência como uma terceira família de fratura, direção de maior continuidade do corpo, com as seguintes características apresentadas na Tabela 14 e Figura 36.

Família de falhas	Dip Direc	Dip	preenchimento	Coesão (Mpa)	Ângulo de atrito
F1	220	25	Sílica	10	35
F2	305	45	Sílica	8	15
Foliação	135	10			

Tabela 14: Família de fraturas assumida.

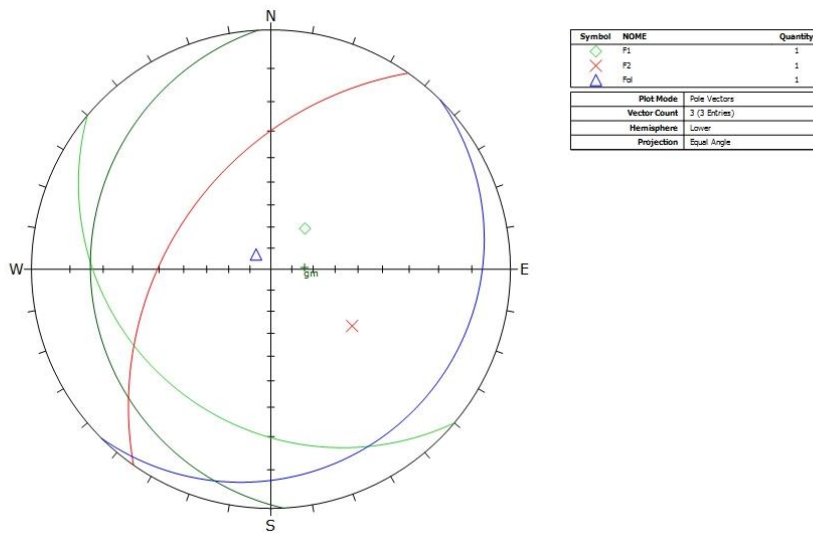


Figura 36: Estereograma com as famílias de fraturas adotadas.

4.1.2 Estabilidade das bancadas

Para a definição do tamanho de bancada determinamos como referência os valores apresentados na Tabela 15, estes valores foram escolhidos para otimizar o empreendimento e manter uma REM baixa.

Ângulo de bancada (°)	70
Altura de bancada (m)	15
Berma (m)	8

Tabela 15: Parâmetros geométricos assumidos para as bancadas.

Com a cava preliminar gerada pelo programa *NPV Scheduler*® dividiu-se a área do projeto em 6 setores geotécnicos (Tabela 16). Cada setor geotécnico é definido por um ângulo de face diferente para cada trecho do talude global. Foi feita a análise para os potenciais riscos de ruptura que poderiam ocorrer nas bancadas com relação ao seu setor geotécnico e as famílias de fraturas propostas com o programa *Dips*® 6.0 se o programa mostra uma ruptura em potencial em algum setor então uma análise mais precisa é realizado

Seções	Dip direction	Planar	Tombamento	Cunha
1	30	não	não	não
2	90	não	não	não
3	190	não	não	não
4	280	sim	não	não
5	230	não	não	não
6	300	sim	não	sim

Tabela 16: Análise para os potenciais riscos de ruptura.

4.1.2.1 Análise do risco de ruptura planar

Nos setores geomecânicos 4 e 6, respectivamente 280 e 300 graus, foi feita a análise do risco de ruptura planar relativo a família de fraturas F2 com o programa *RocPlane® 2.0* com o caso mais pessimista com um preenchimento das fraturas de 100% de água. Com a análise no software mostrou um fator de segurança menor que 1,3 sendo necessária uma redução do ângulo de face para 55 graus nos 2 setores como apresentado na Figura 37.

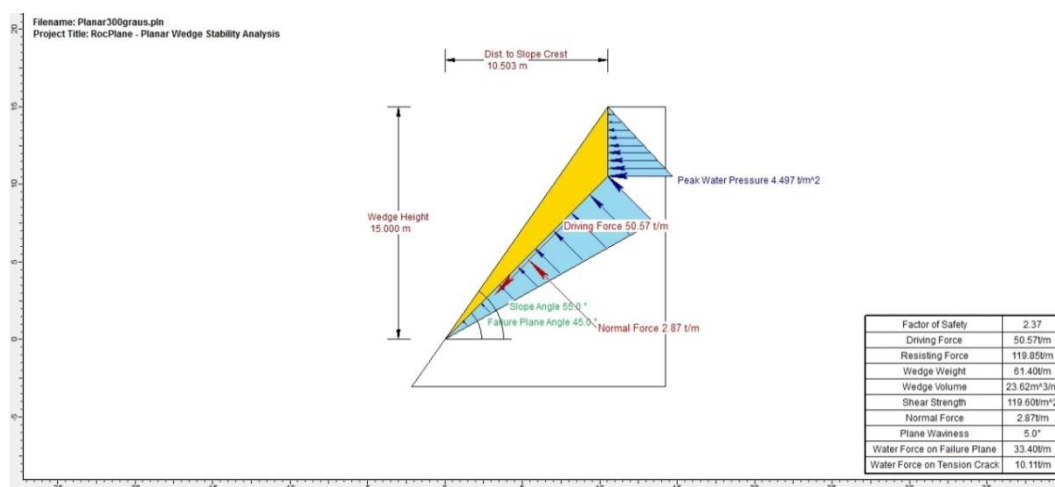


Figura 37: Representação da análise do fator de segurança para ruptura planar.

4.1.2.2 Análise do risco de ruptura planar em cunha

No setor geomecânico 6 (300 graus) foi feita a análise do risco de ruptura em cunha relativo as famílias de fraturas F1 e F2 com o programa *Swedge® 4.0* com o caso mais pessimista com um preenchimento das fraturas de 100% de água. Com a análise no software mostrou um fator de segurança menor que 1,3 sendo necessária uma redução do ângulo de face para 55 graus no setor como apresentado na Figura 38.

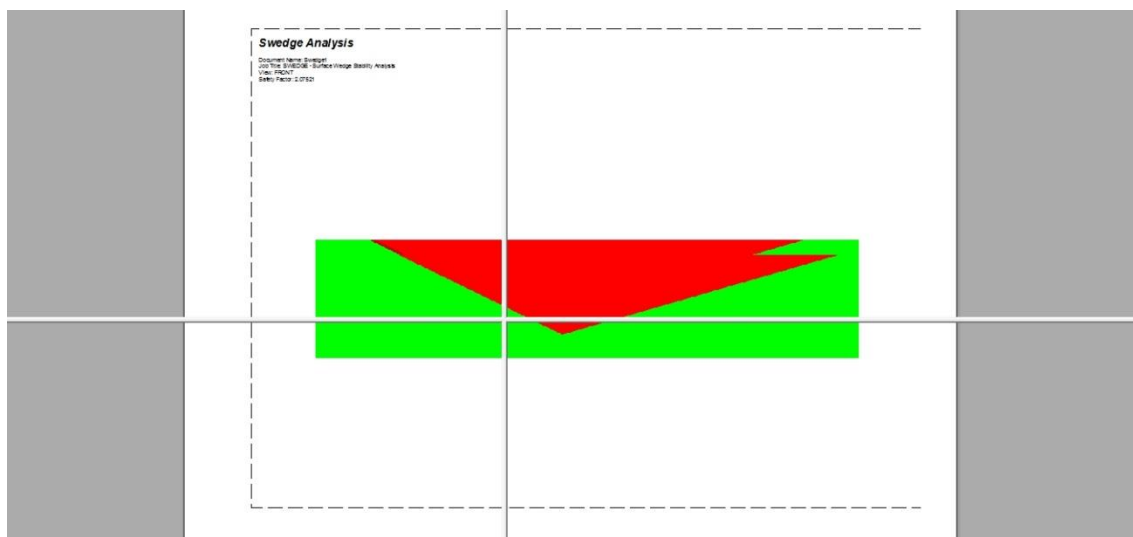


Figura 38: Representação da análise do fator de segurança para ruptura em cunha.

4.1.3 Definição do ângulo do talude global

Para criação da cava ótima no *NPV Scheduler*® geramos seções com o ângulo de talude global de 45 graus e analisamos nos programas *Phase*® 6.0 e *Slide*® 5.0 para determinarmos a estabilidade do talude global para ruptura circular e tombamento. Um modelo do talude foi feito e a estabilidade avaliada nos programas. 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. 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, somente foram realizados estudos de ruptura circular e tombamento do talude global.

A análise retornou os valores de fator de segurança de 1.6 no *Phase*® e 1.3 no *Slide*®. Os dados de coesão e ângulo de fratura são os do Itabirito Friável, demonstrando que podemos criar a cava com o ângulo definido apresentados nas Figuras 39 e 40.

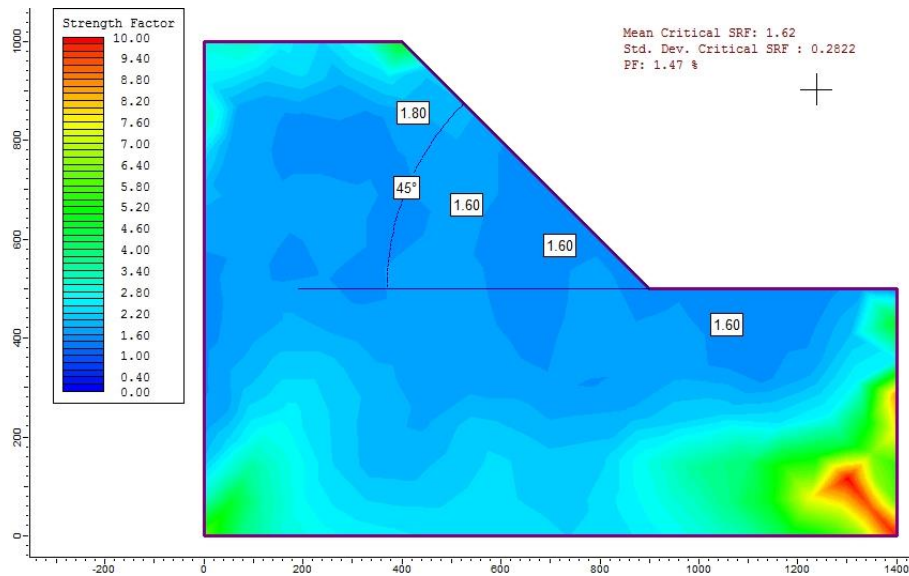


Figura 39: Representação da análise do fator de segurança de um talude genérico para tombamento.

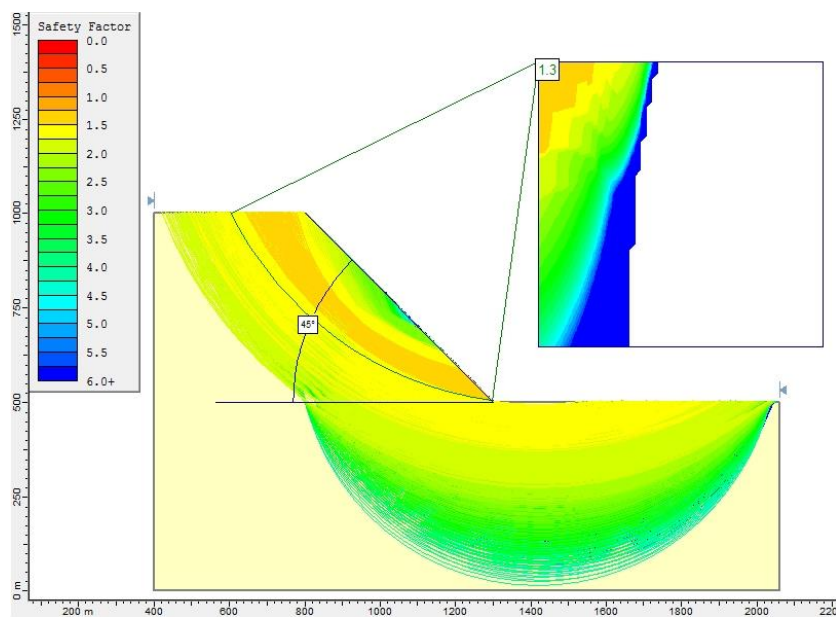


Figura 40: Representação da análise do fator de segurança de um talude genérico para ruptura circular.

4.1.3.1 Validação da análise do fator de segurança para o talude global

Após a geração da cava ótima no programa *NPV Scheduler*® e da cava operacional ser construída com o programa *Datamine Studio 3*® retiramos algumas seções da cava para analisarmos novamente nos programas *Phase*® 6.0 e *Slide*® 5.0 para determinarmos se os fatores de segurança da cava operacional estavam dentro do esperado (Figura 41).

As seções analisadas foram:

- Seção Norte-Sul.
- Seção Leste-Oeste Norte.
- Seção Leste-Oeste Sul.
- Seção na direção de 280 graus Norte.
- Seção na direção de 300 graus Norte.

As duas últimas seções foram adicionadas por sofrerem influência das famílias de F2, os dados de coesão e ângulo de fratura são os do Itabirito Friável.

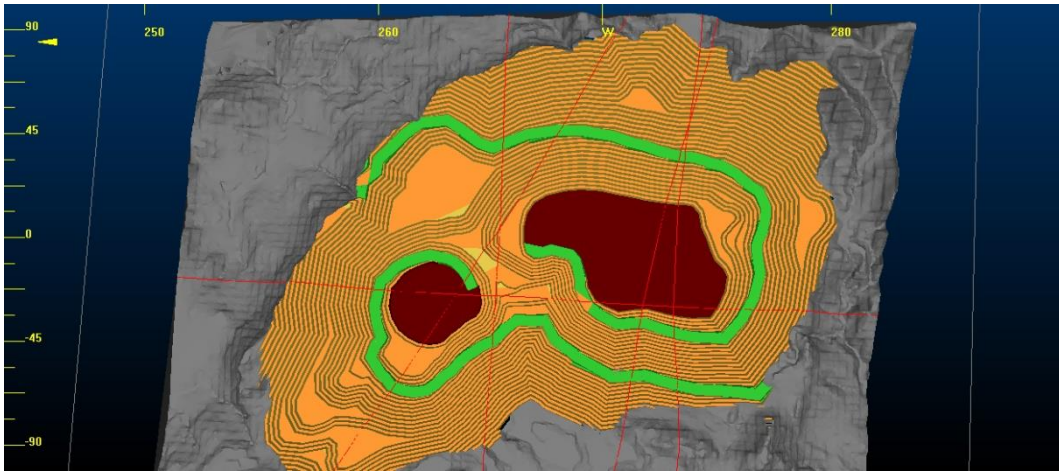


Figura 41: Representação em planta das seções analisadas na validação do talude global.

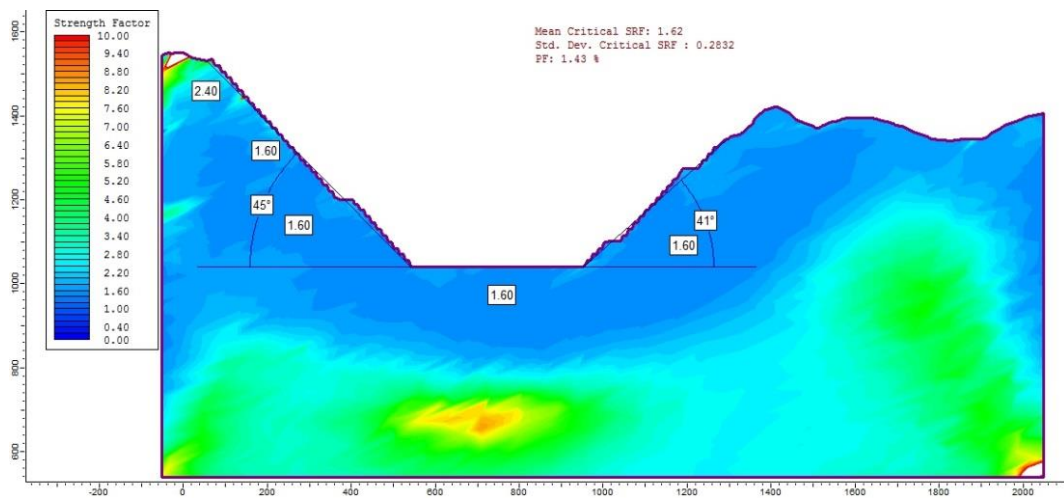


Figura 42: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Norte.

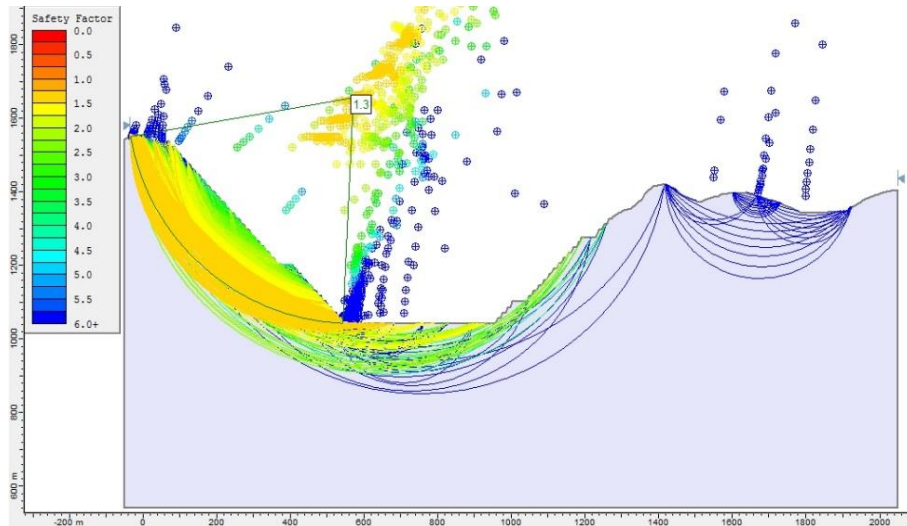


Figura 43: Representação da análise do fator de segurança para ruptura circular do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Norte.

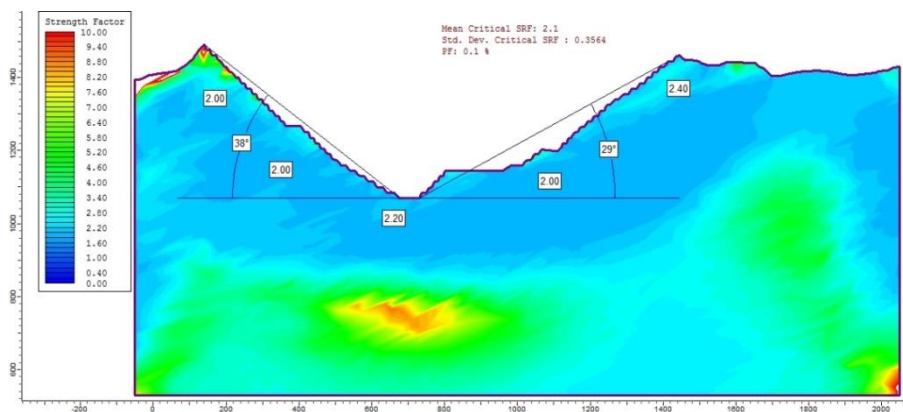


Figura 44: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Sul.

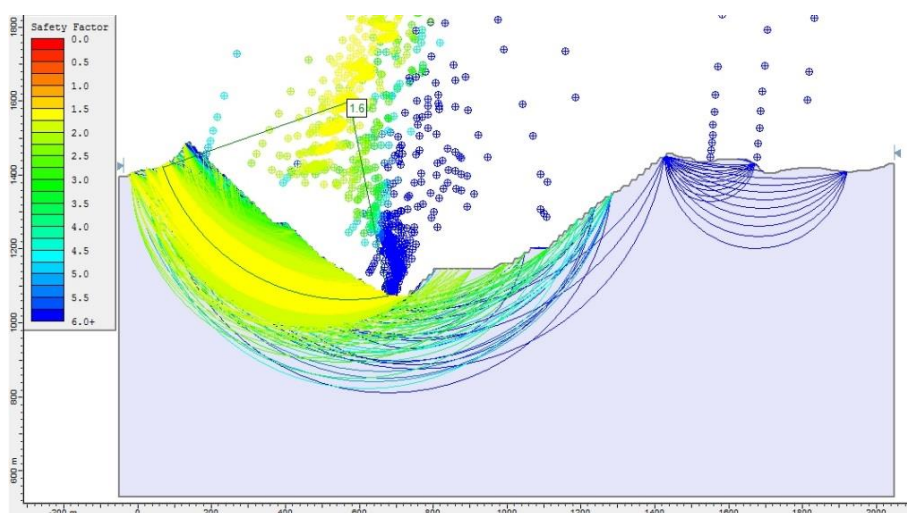


Figura 45: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Leste-Oeste Sul.

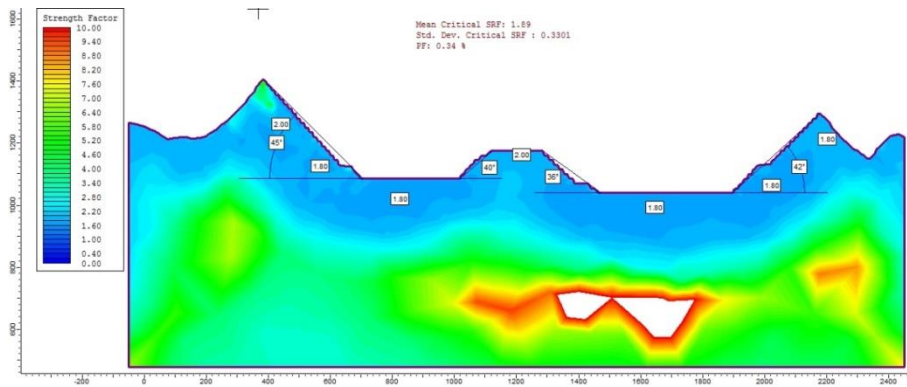


Figura 46: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção Norte-Sul.

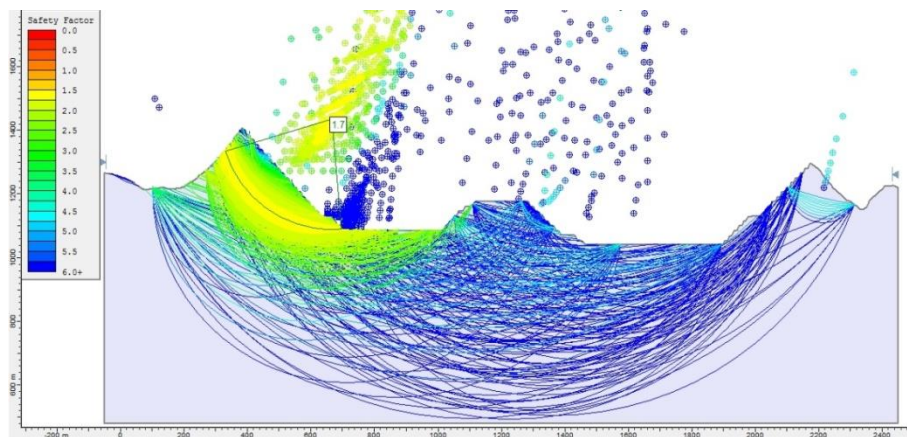


Figura 47: Representação da análise do fator de segurança para ruptura circular do talude global da cava operacional numa seção Norte-Sul.

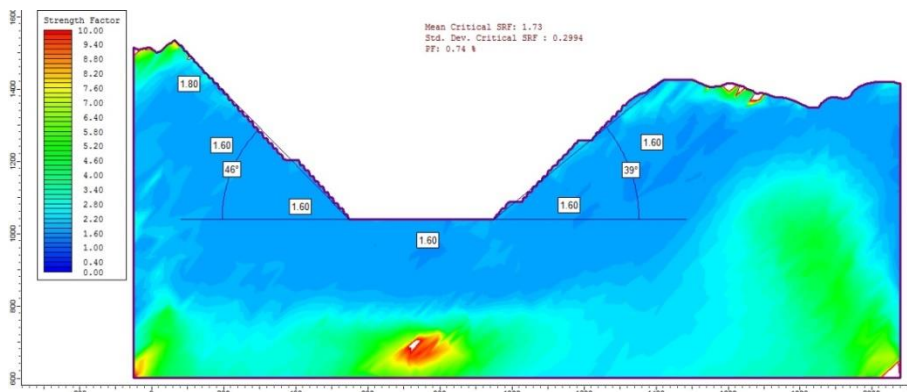


Figura 48: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção 280 graus Norte.

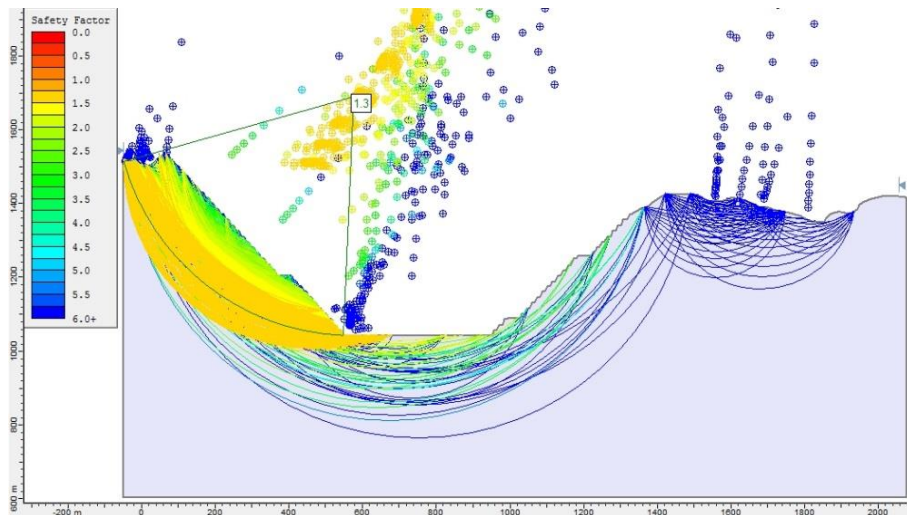


Figura 49: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção 280 graus Norte.

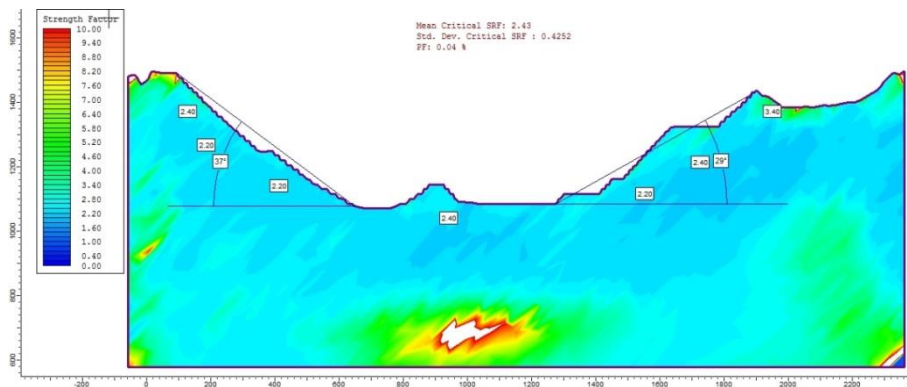


Figura 50: Representação da análise do fator de segurança para tombamento do talude global da cava operacional numa seção 300 graus Norte.

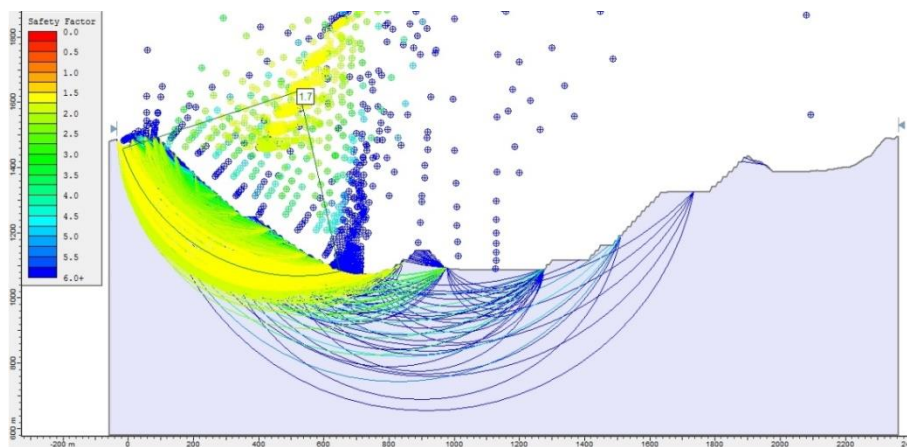


Figura 51: Representação da análise do fator de segurança para ruptura circular do talude global da cava operacional numa seção 300 graus Norte.

Após a validação da análise para ruptura dos taludes globais encontramos valores para o fator de segurança entre 1,3 e 1,7 pelo Slide® 5.0 para ruptura circular e valores entre 1.6 e 2.4 pelo Phase® 6.0 tombamento (Figuras de 42 até 51). Com o fechamento da mina será necessário um rebaixamento das cristas dos taludes para que tenhamos uma melhora nos fatores de segurança para ruptura circular.

4.2 Desmorte

Para a realização do desmorte de rochas, foi utilizado como ferramenta de trabalho as equações empíricas propostas por Olofsson (1988) em Applied Explosives Technology for Construction and Mining como os parâmetros apresentados na Tabela 17. Para o empreendimento mineiro foi considerado um desmorte para o minério e outro para o estéril, estes feitos a cada 2 dias em dias alternados como apresentado na Tabela 18. Os blocos vão ser desmontados utilizando emulsão, a iniciação vai ser realizada com espoleta e a ligação com não elétrico. Todas as litologias serão desmontadas da mesma forma.

4.2.1 Dimensionamento do desmorte

Legenda	Tipo de explosivo: Emulsão		
	Propriedade	Quantidade	Unidade
K	Altura média da bancada	15	m
d	Diâmetro do furo	254	mm
lb	Concentração de carga	59.0	Kg/m
ρ	Densidade da Rocha	2.7	t/m ³
W	Largura da bancada	150	m

Tabela 17: Parâmetros iniciais para o desmorte.

	minério	estéril	
produção diária	106,745.4	123,866.0	ton
densidade	2.7	2.7	ton/m ³
produção diária	39,535.3	45,876.3	m ³
volume p/ 2 dias	79,070.7	91,752.6	m ³

Tabela 18: Produções requeridas para os desmontes.

Legenda	Propriedade	Valor	Unidade	Equação
Bmax	Burden Maximo	11	m	$B = 1,45 \sqrt{b}$
U	Subfuracao	3.3	m	$U = 0,3B$
H	Profundidade do furo	19	m	$H = 1,05(K+U)$
E	Erro de perfuracao	0.8	m	$E = (d/1000) + (0,03H)$
B	Burden corrigido	10	m	$B = B_{max} - E$
S	Espaçamento	13	m	$S = 1,25B$
Wc	Ajuste da Largura da bancada	12	m	$Wc = W/S$
N	Numero de Furos por linha	13	furos	$N = Wc + 1$ (arredondar)
T	Tampao	10	m	$T = B$
h	Altura de carga	9	m	$h = H - T$
Q	Peso da carga	528.2	Kg	$Q = lbh$
RC	Razao de Carga	0.288	Kg/m ³	$RC = (QN)/(BKW)$
V	Producao do desmonte	23,188.3	m ³	$V = BKW$
m	Massa	62,608.4	ton	$m = \rho V$

Tabela 19: Resultado do dimensionamento do desmonte.

A produção por linha no minério e no estéril é de 62,8 mil toneladas (Tabela 19). Portanto, para atingir a produção diária da mina. O dimensionamento resultou numa razão de carga de 0,288 Kg/m³, que está dentro do intervalo utilizado em minas de minério de ferro a céu aberto, mas para as litologias mais competentes devesse realizar um acompanhamento criterioso dos resultados da operação e se necessário ajustar a malha para um desmonte mais eficiente do material.

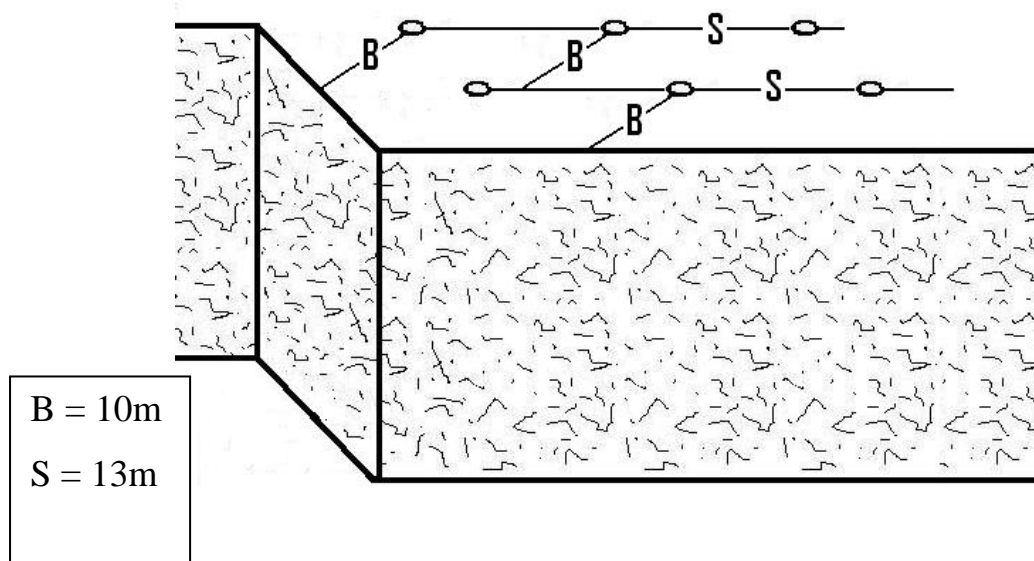


Figura 52: Malha do desmonte

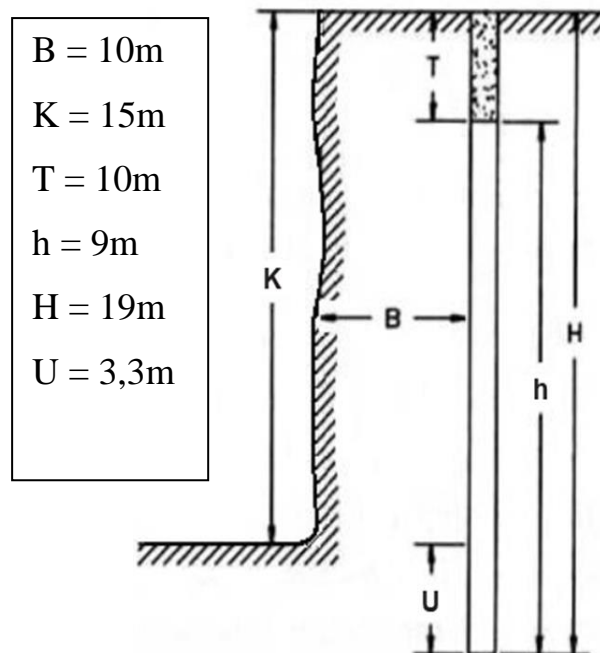


Figura 53: Geometria do carregamento.

Cálculo Global	Minério	Estéril	Unidade
Volume p/ 2 dias	79,070.7	91,752.6	m ³
Producao do desmonte	23,188.3	23,188.3	m ³
Total de furos	43	50	
Metragem Linear Total	828	963	m
Massa total explosivo	22,706.5	26,425.4	Kg
Massa total desmontado	212,868.6	247,732.1	ton

Tabela 20: Produção por desmonte.

	Custos	Minério	Estéril	Unidade
Emulsão (Kg)	1.00	22,772.91	26,425.39	U\$
Ñ elétrico (m)	2.50	3,442.38	3,994.49	U\$
Custo da perfuração (m)	8.50	7,057.69	8,189.66	U\$
Custo do desmonte		33,272.97	38,609.53	U\$
Custo por tonelada		0.16	0.16	U\$

Tabela 21: Custo por desmonte.

4.2.2 Dimensionamento dos equipamentos de perfuração.

Para definição da quantidade de perfuratrizes utilizaremos um valor médio para a taxa de perfuração de 22m/h retirado da análise da influência das litologias nos custos de perfuração (Koppe 2012) Figura 54 e das premissas da Tabela 22.

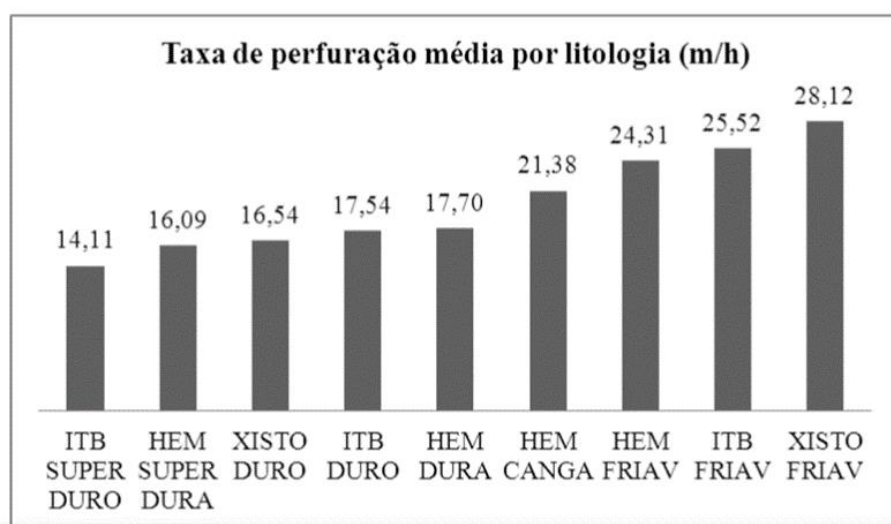


Figura 54: Taxas de perfuração médias por litologia.

Dados	valores	unidades
taxa de perfuração	22	m/h
Disponibilidade mecânica (A)	0.85	
Disponibilidades operacional (O)	0.83	
horas trabalhadas (H)	24	h

Tabela 22: Premissas para os equipamentos de perfuração.

A quantidade de perfuratrizes será dada pela equação a seguir e o cálculo indica um número de **3** perfuratrizes rotativas (EQUAÇÃO 1), sendo a **Cat MD6290** o modelo indicado (Figura 55).

$$N = \frac{\text{Produção da mina/dia}}{(\text{Produção da perfuratriz/hora}) \times A \times H \times O}$$

EQUAÇÃO 1: Cálculo da quantidade de perfuratrizes.



Figura 55: Perfuratriz rotativa Cat MD6290.

4.3 Plano de lavra

O planejamento de lavra é o processo para determinação do projeto e sequenciamento de lavra, baseado em premissas previamente estabelecidas, o qual visa buscar dentre as possíveis escolhas a que melhor se encaixe com a política do empreendimento, sendo esta encontrar o projeto de melhor aproveitamento dos recursos disponíveis com as melhores condições de operação e equipamentos necessários que gerem a maior lucratividade.

O planejamento minero de um depósito ferro, que tem como finalidade primordial a construção de um modelo de cava - open pit- em mina, com a utilização das melhores técnicas de avaliação de reservas, avaliação do preço da commodity, construção de vias de acessos, cava otimizada e cava operacional, pilha de estéril, cálculo da REM, BCOG, MCOG e dimensionamento de equipamentos e frota.

4.3.1 Definição do método de lavra

A modelagem do depósito mineral mostrou um corpo maciço, 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, que confirmou a escolha inicial.

4.3.2 Determinação de parâmetros de 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*®, para tanto, é necessária a entrada de alguns parâmetros:

- Preço de venda

O valor da commodity é de suma importância no projeto, pois é a partir dele que fazemos nossas estimativas de receita, também durante o planejamento diferentes valores de commodity tem grande impacto, como na definição dos valores de Teor de Corte, e por consequência na reserva lavrável. Para determinação do preço de venda do minério de ferro foram realizadas 3 médias móveis com as cotações de ano de 2015, 10 e 15 anos que respectivamente são U\$57, U\$124 e U\$67, mas todas as previsões de mercados futuros que analisamos falam em um preço entre U\$40 e U\$50 para o curto e médio prazo, por isso decidimos usar o valor de U\$47,50

- Custos e recuperação

A definição do valores dos custos operacionais e recuperação foram determinados a partir de outros empreendimentos de mesmo porte na área em questão.

1. Custo de lavra = U\$3,00
2. Custo de beneficiamento = U\$15,00
3. Custos Gerais e Administrativos = U\$0,70
4. Recuperação global = 80%

- Teor de corte

A partir do valor estipulado para o ferro, valores de recuperação e valores de custos foram calculados o teor de corte (BCOG - Break-Even Cutoff Grade) e o teor de corte marginal (MCOG - Marginal Cutoff Grade). O teor de corte representa a concentração mínima limite para que um bloco seja rentável, ou seja, pague todos os custos e perdas envolvidas. E o teor de corte marginal representa um bloco que possui teor abaixo do teor de corte e está em condições que deverá ser lavrado para liberação de minérios abaixo, no entanto ainda é menos oneroso beneficiá-lo do que transportá-lo para a pilha de estéril. Tais teores são calculados conforme a EQUAÇÃO 2 e 3.

$$BCOG = \frac{Cl+Cb+CG\&A}{P_{global} \times S} = \frac{3+15+0,70}{0,8 \times 47,50} = 49\%$$

EQUAÇÃO 2: Cálculo do BCOG

$$MCOG = \frac{Cb+CG\&A}{P_{global} \times S} = \frac{15+0,70}{0,8 \times 47,50} = 41\%$$

EQUAÇÃO 3: Cálculo do MCOG

Onde:

- I. Cl é o Custo de lavra;
 - II. Cb é o Custo de beneficiamento;
 - III. CC&A são os Custos Gerais e Administrativos;
 - IV. Pglobal é a recuperação global;
 - V. S é Preço de venda do metal.
- Função benefício

O próximo passo do projeto seria a geração da cava ótima, porém somente será possível realizar tal etapa após a valoração de cada bloco dentro do modelo de blocos. Então, necessitamos calcular uma função que leve em consideração fatores relevantes para a determinação do valor do bloco. É preciso considerar três situações distintas quando inserimos a função benefício para dentro de cada bloco.

1. Teor do bloco ser menor que o teor marginal, caracterizando o estéril;
2. Teor do bloco ser maior que o teor marginal e menor que o teor de corte, caracterizando o minério marginal;
3. Teor do bloco ser maior que o teor de corte, caracterizando o minério.

A seguir as equações das funções benefícios para cada situação, respectivamente:

Teor Fe < MCOG

$$FB = -Cl$$

MCOG < Teor Fe < BCOG

$$FB = (Fe \times P_{global} \times S) - (Cb + CG\&A)$$

Teor Fe > MCOG

$$FB = (Fe \times P_{global} \times S) - (Cl + Cb + CG\&A)$$

Com o valor econômico de cada bloco definido agora é possível utilizar o software *NPV Scheduler*® para gerar a cava ótima. O ótimo seria definido como a configuração resultante de um algoritmo que apresentasse: máxima lucratividade, ou maior valor presente líquido, ou maior aproveitamento dos recursos minerais. Neste caso, a cava ótima representa uma maior lucratividade e foi obtida com a utilização do algoritmo Lerchs-Grossman (Lerchs-Grossman, 1965), usado pelo NPV (Figura 56), e parâmetros geométricos.

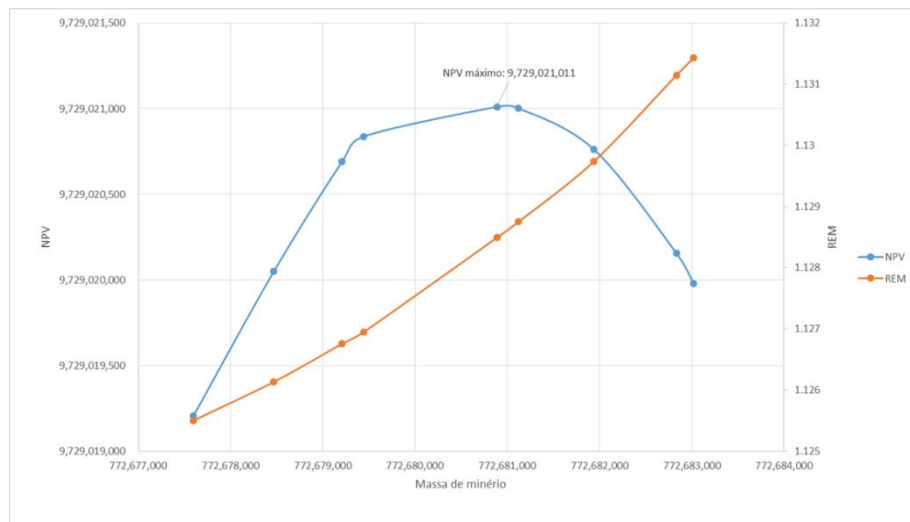


Figura 56: Curva do NPV x Massa de Minério.

Para gerar a cava ótima utilizamos (Figura 57), além dos parâmetros já determinados, utilizamos uma taxa de desconto de 12% ao ano, talude global de 45 graus, 350 dias trabalhados por ano e uma produção anual de 38,6 Mt. de minério.

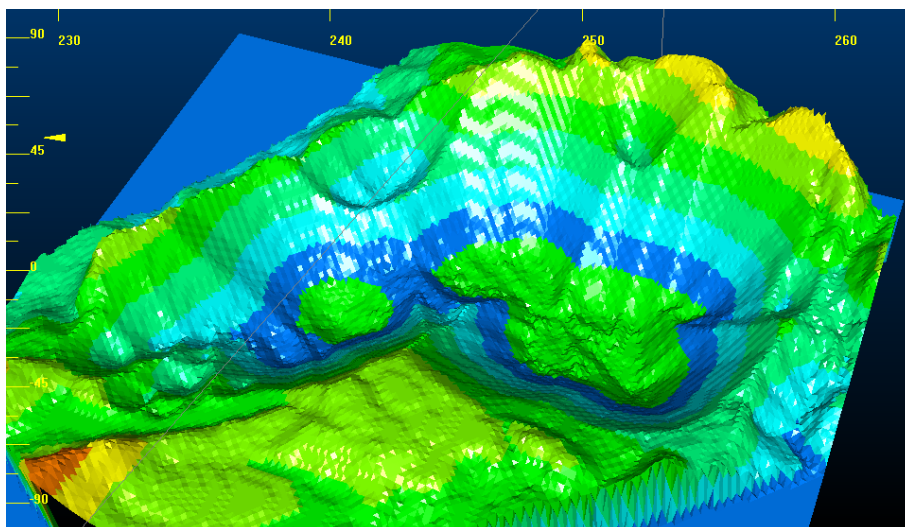


Figura 57: Representação da cava ótima.

categoria	tonelagem	teor médio Fe	densidade
[ABSENT,27]	787,050,000	0.0	2.7
[27,34]	5,348,701	32.7	2.6
[34,41]	84,359,000	38.6	2.6
[41,49]	442,630,000	45.8	2.6
[49,53]	153,760,000	50.4	2.6
[53,56]	38,967,000	54.7	2.7
[56,60]	64,886,000	58.0	2.7
[60,63]	18,342,000	61.0	2.7
[63,66]	32,543,000	64.7	3.1
[66,70]	20,608,000	66.7	3.3
Total Minério	771,736,000		
Total Estéril	876,757,701		
REM	1.14		
TOTAL	1,648,493,701		

Tabela 23: Reservas da cava ótima.

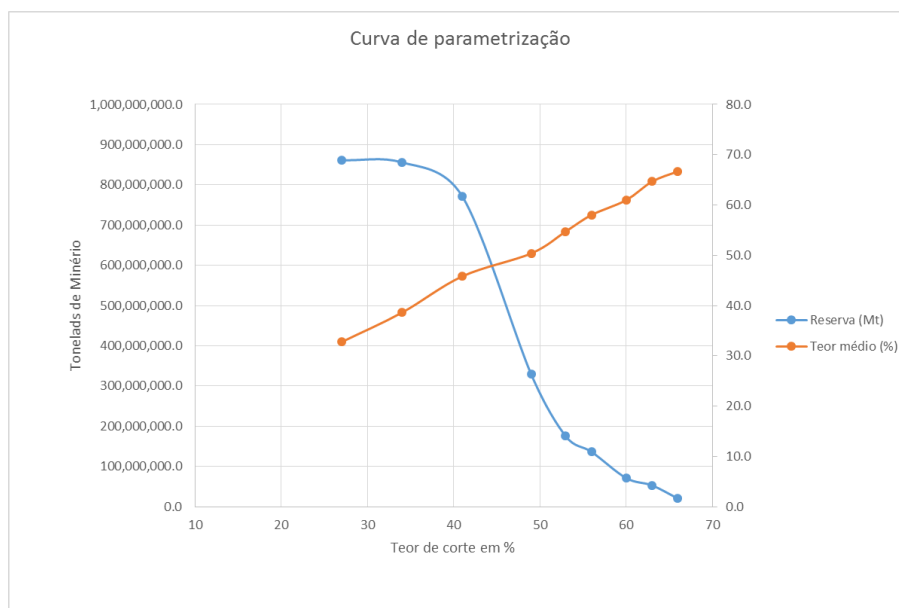


Figura 58: Curva de parametrização da cava ótima.

4.3.3 Cava operacional

Para que uma cava possa ser explorada é necessária à criação de rampas de acessos, bancadas e bermas, que com os fatores geomecânicos tornam o ambiente seguro e operacional. A partir da cava ótima pode ser gerada então a cava operacional (Figura 59, 60 e 61), respeitando os fatores geomecânicos e geométricos pré-estabelecidos com a utilização do software *Datamine Studio 3*[®], e seguiu um conjunto de parâmetros (Tabela 24):

Parâmetro	Valor
Altura da bancada (m)	15
Ângulo de face (°)	70
Gradiente da rampa (%)	10
Largura da rampa (m)	38
Largura da berma (m)	8

Tabela 24: Parâmetros geométricos da cava operacional.

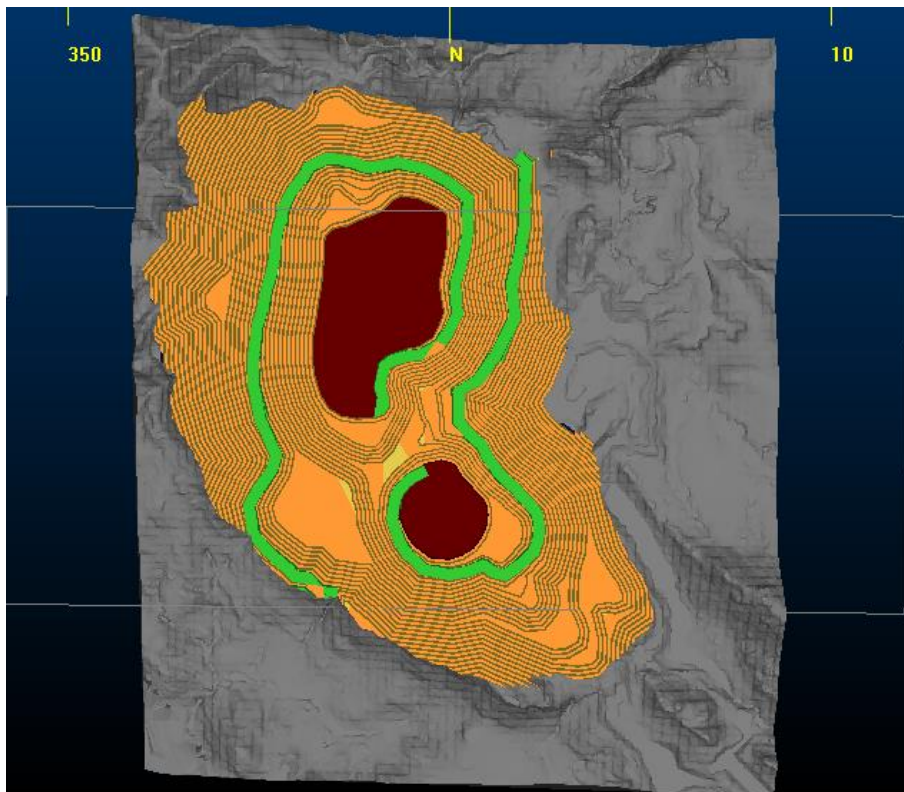


Figura 59: Vista em planta da cava operacional.

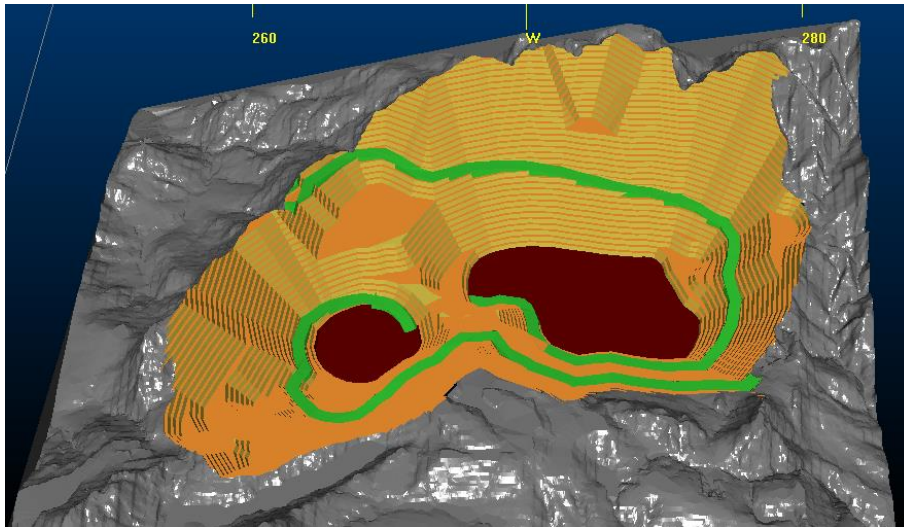


Figura 60: Vista no sentido Leste-Oeste da cava operacional.

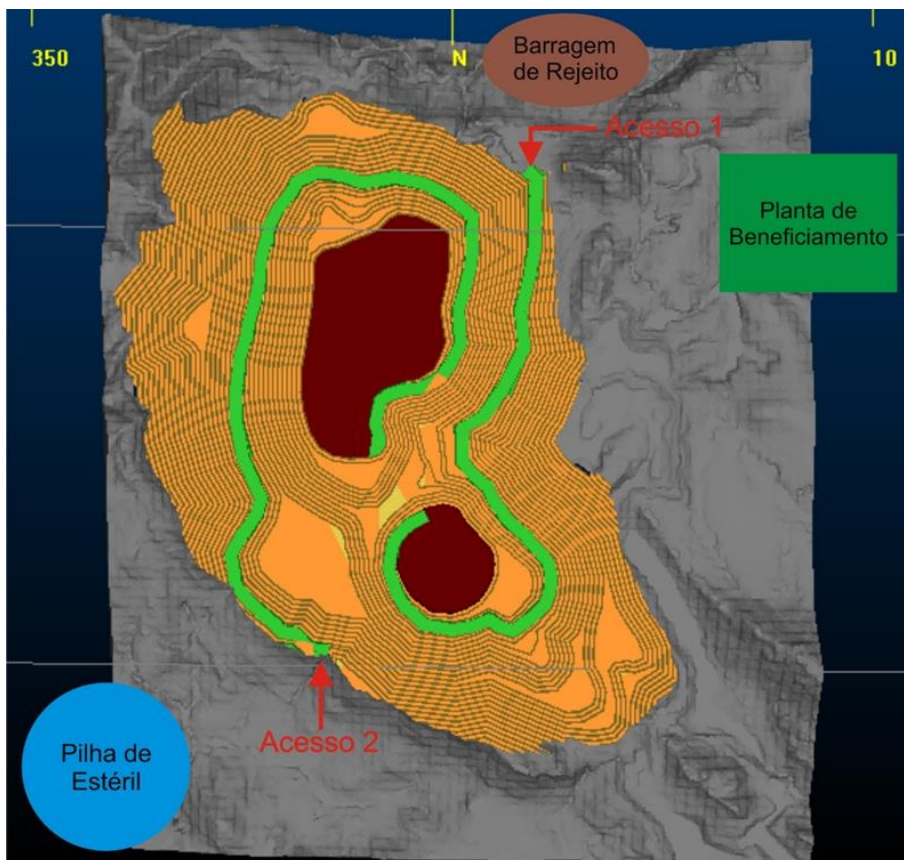


Figura 61: Cava operacional com a localização da pilha de estéril, da planta de beneficiamento, da barragem de rejeito e dos acessos à cavas

Os resultados obtidos da cava operacional estão sintetizados na Tabela 25, e seguem uma ordem da faixa de menor teor até maior teor de bloco. A relação estéril/minério da cava operacional também pode ser calculada neste ponto. Estes dados foram obtidos pela avaliação

da wireframe da cava operacional gerada no software *Datamine Studio 3*[®], juntamente com o modelo de blocos que está acima da cava.

categoria	tonelagem	teor médio Fe	densidade
[ABSENT,27]	783,380,000	0.0	2.7
[27,34]	5,516,260	32.8	2.6
[34,41]	78,166,000	38.6	2.6
[41,49]	418,800,000	45.9	2.6
[49,53]	153,250,000	50.4	2.6
[53,56]	38,867,000	54.7	2.7
[56,60]	64,831,000	58.0	2.7
[60,63]	18,342,000	61.0	2.7
[63,66]	32,543,000	64.7	3.1
[66,70]	20,585,000	66.7	3.3
Total Minério	747,218,000		
Total Estéril	867,062,260		
REM	1.16		
TOTAL	1,614,280,260		

Tabela 25: Reservas da cava operacional.

A cava operacional apresentou uma relação estéril/minério de 1,16 representa um acréscimo de 1,18% (Tabela 26) em relação a cava ótima (Figuras 63 e 64), graças a construção dos acessos e bermas. A recuperação de minério na cava operacional foi de 96,8% e o teor médio de 48,9% de ferro. Os recursos lavráveis foram estimados em um pouco a mais de 747 Mt. Com os resultados obtidos podemos plotar a curva de parametrização (Figura 62). Ela permite ver rapidamente, o teor médio e os recursos disponíveis fixando o teor de corte.

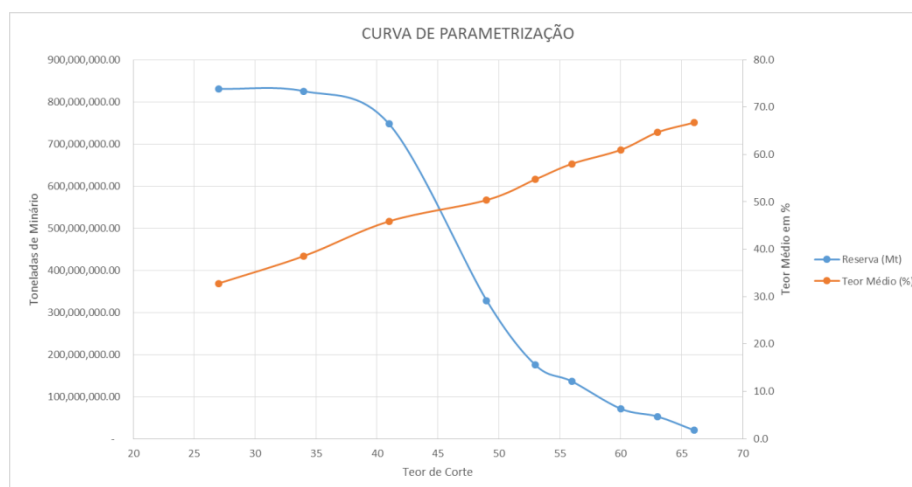


Figura 62: Curva de parametrização da cava operacional.

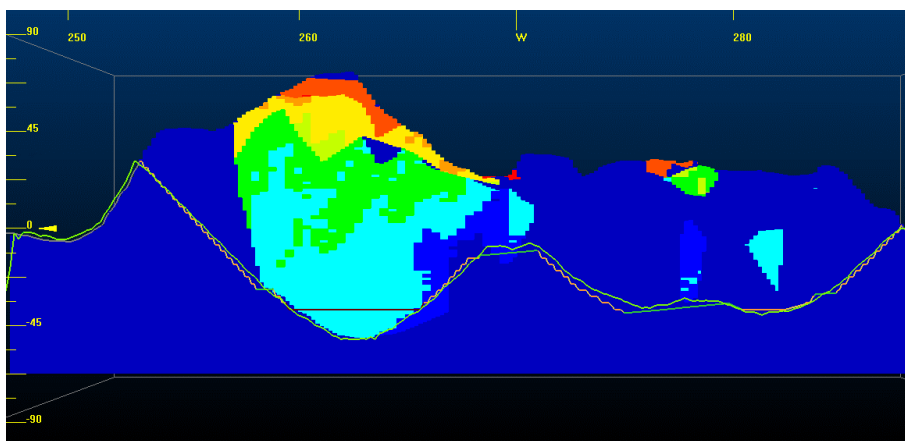


Figura 63: Cava ótima x cava operacional: aderência plano Norte-Sul.

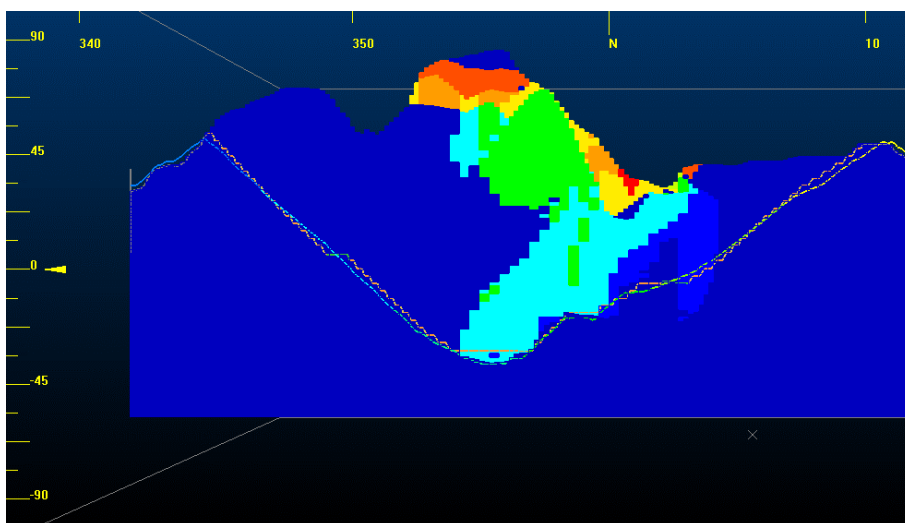


Figura 64 :Cava ótima x cava operacional: aderência plano Leste-Oeste.

	cava ótima (t)	teor médio (%)	cava operacional (t)	teor médio (%)	Diferença
medido	497,829,934.05	48.3	484,419,208.16	48.4	2.7%
indicado	273,896,065.95	49.5	262,798,791.84	49.7	4.1%
Total	771,736,000.00	48.7	747,218,000.00	48.9	3.2%
REM	1.14		1.16		-1.8%

Tabela 26: Definição das Reservas: Cava ótima x cava operacional.

4.3.4 Produção Anual e Horária da Mina

Considerando uma vida útil de 20 anos para o projeto teremos, dividindo os recursos lavráveis pela vida útil uma produção anual média em de 37.360.900 toneladas de minério. Com a REM encontrada de 1.16:1 encontra-se uma produção de estéril anual de 43.353.113 toneladas. A produção total do material desmontado na mina será de 80.714.013 toneladas por ano, como o empreendimento vai operar 24 horas por dia e 350 dias por ano isto dá uma produção horária de 4.448 toneladas de minério e 5.161 toneladas de estéril.

4.3.5 Sequenciamento de lavra

O objetivo do sequenciamento (Figuras de 65 até 72) 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*®, o sequenciamento resultou num VPL de aproximadamente 9,8 BU\$\$ (Tabela 27) com uma taxa de desconto de 12% para um tempo de vida de 20 anos.

NPV				NPV					
Ano	U\$	Estéril tonelagen	Minério tonelagen	REM	Ano	U\$	Estéril tonelagem	Minério tonelagem	REM
1	1,342,190,660	32,808,257	39,000,149	0.84	11	345,304,732	44,776,201	38,994,263	1.35
2	1,140,275,765	18,225,938	39,006,817	0.47	12	295,167,913	54,134,254	39,000,353	1.28
3	1,009,862,231	39,633,644	38,995,894	0.97	13	260,773,280	54,370,882	39,002,559	1.32
4	854,436,903	32,648,946	39,001,409	0.88	14	232,850,446	54,746,460	39,000,948	1.36
5	720,280,478	46,324,913	38,999,643	0.93	15	212,906,251	53,804,028	38,999,178	1.36
6	643,572,891	39,420,329	38,999,574	1.29	16	186,342,613	51,997,004	38,998,574	1.34
7	613,351,815	38,927,890	38,999,911	0.90	17	165,543,921	54,029,075	38,999,315	1.36
8	537,440,074	40,137,469	39,004,541	1.03	18	143,926,155	54,047,780	39,000,481	1.33
9	450,809,530	47,047,262	38,997,603	1.18	19	127,019,426	54,153,126	38,999,372	1.34
10	404,779,657	40,792,768	39,002,622	1.28	20	92,175,110	19,936,473	31,677,680	0.62
Total						9,779,009,851	871,962,699	772,680,886	1.13

Tabela 27. Sequenciamento anual de produção.

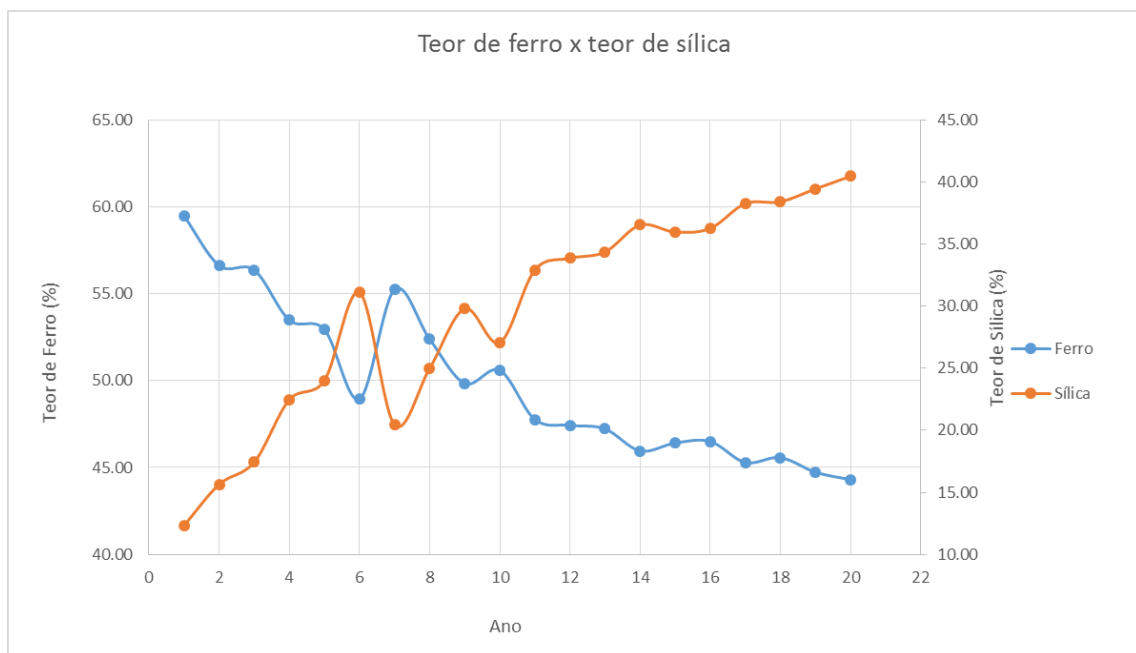


Figura 65: Teor de ferro x teor de sílica.

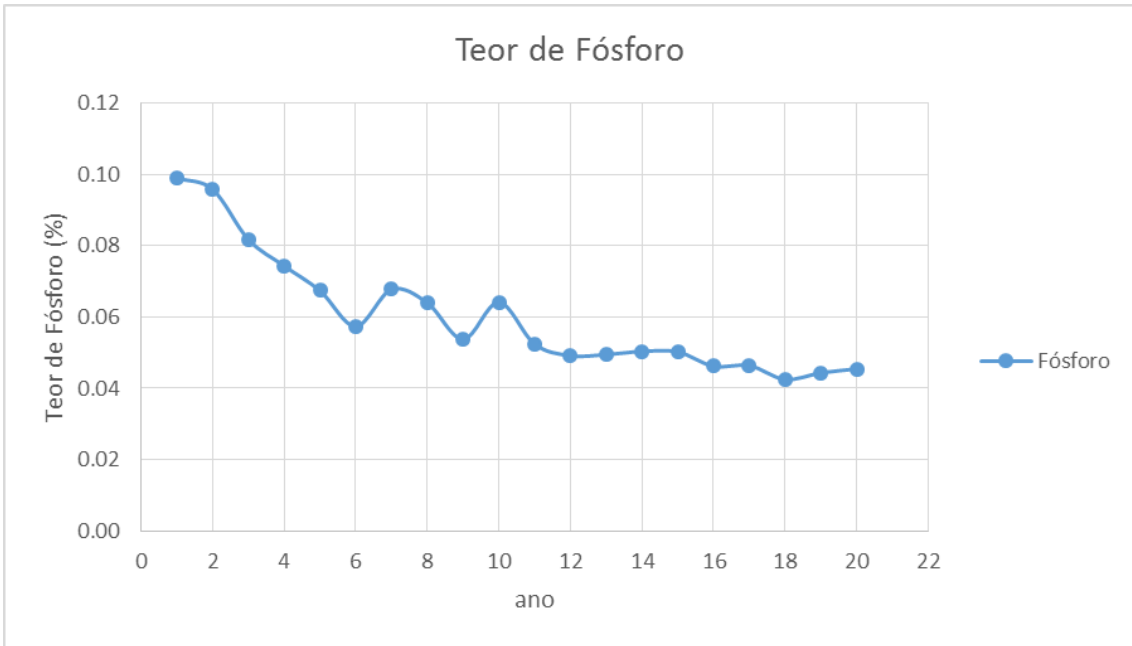


Figura 66: Teor de fósforo.

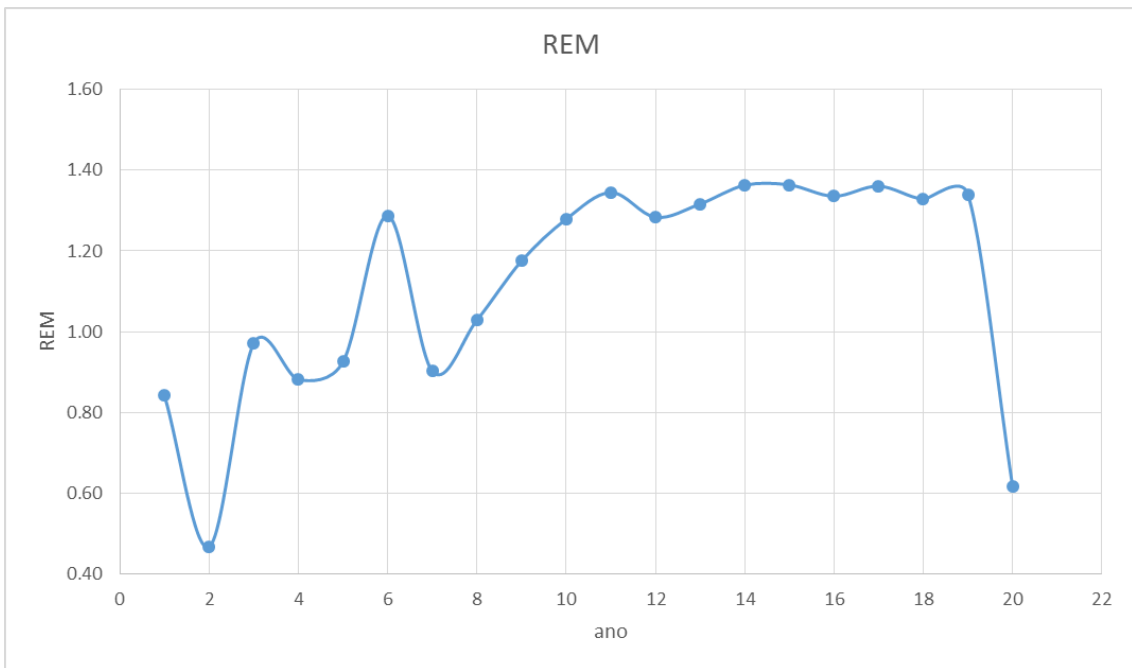


Figura 67: REM.

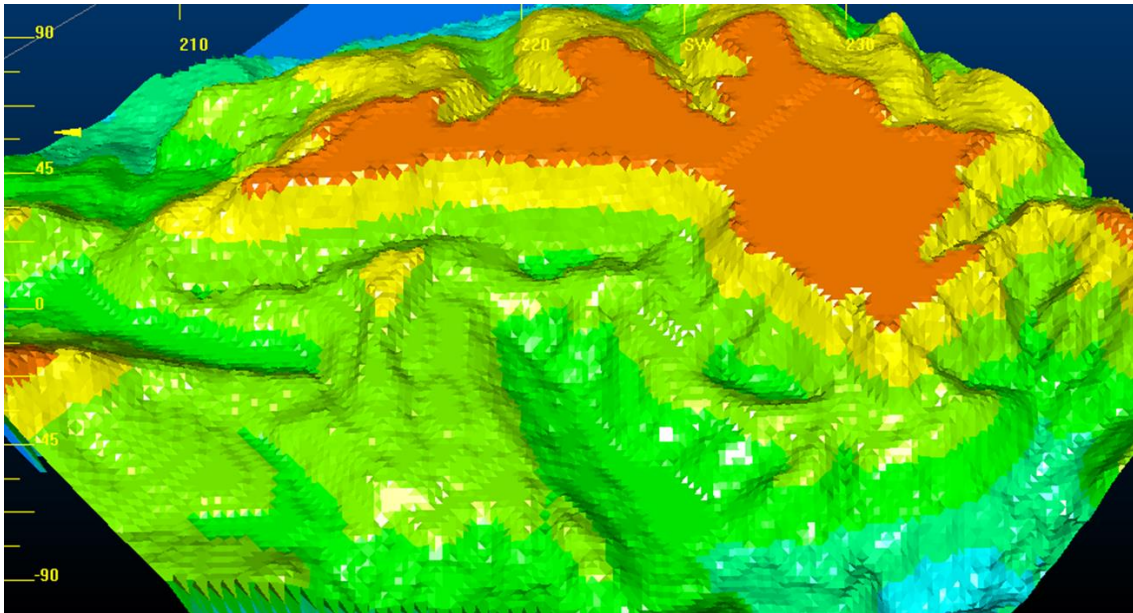


Figura 68: Sequenciamento de lavra: ano 1

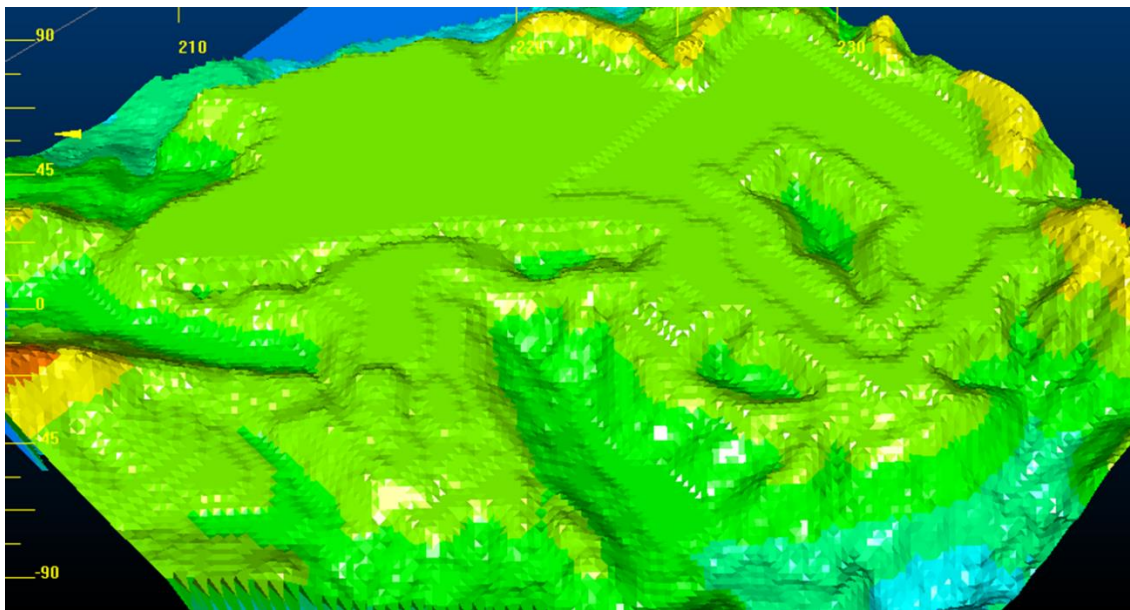


Figura 69: Sequenciamento de lavra: ano 5

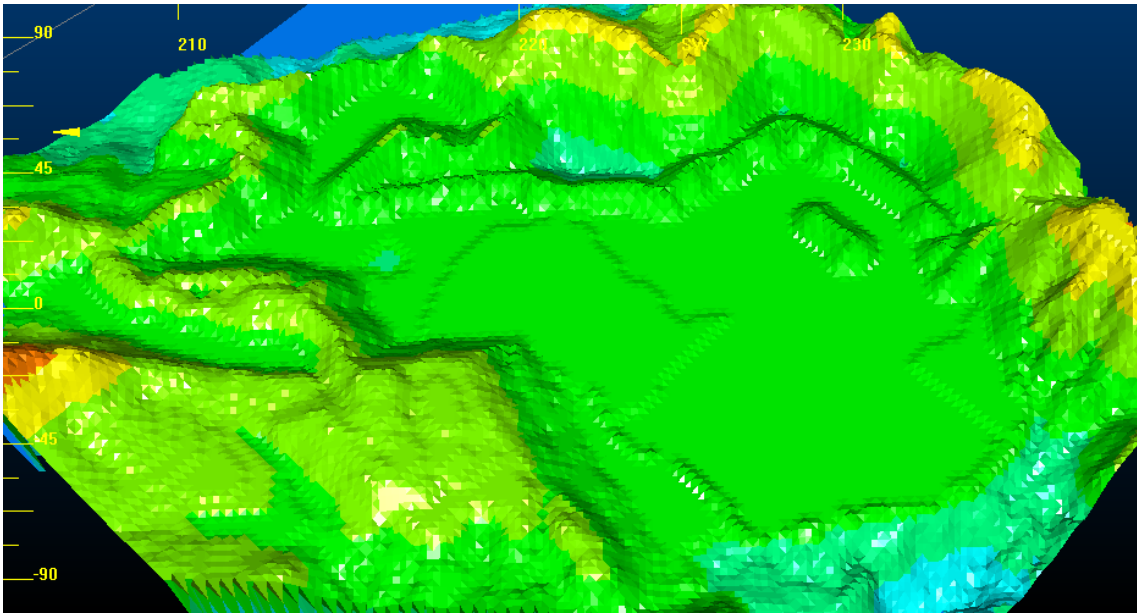


Figura 70: Sequenciamento de lavra: ano 10

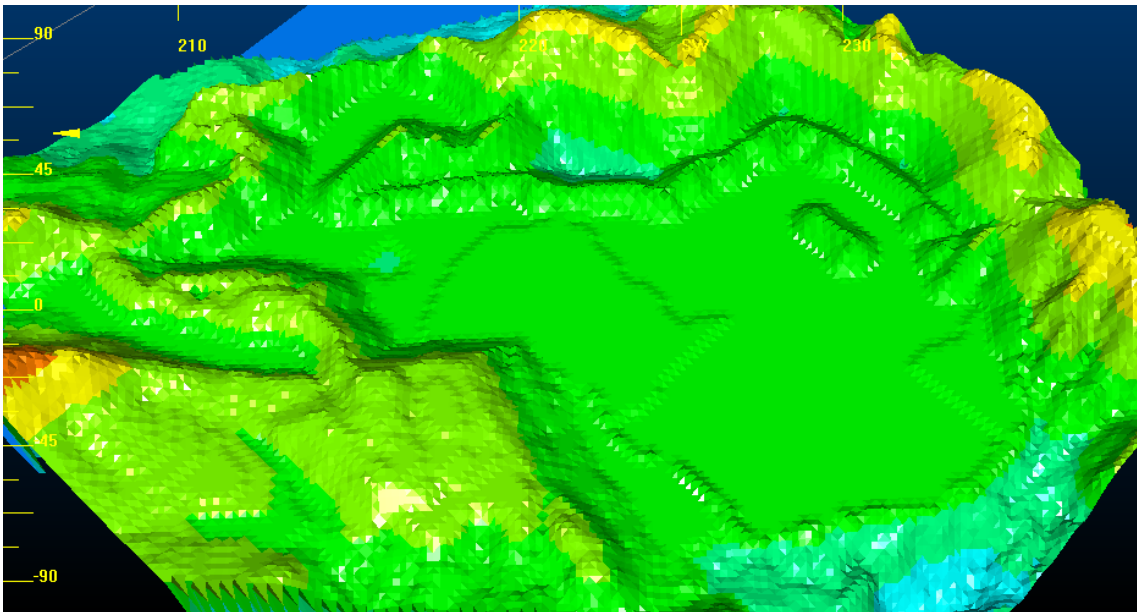


Figura 71: Sequenciamento de lavra: ano 15

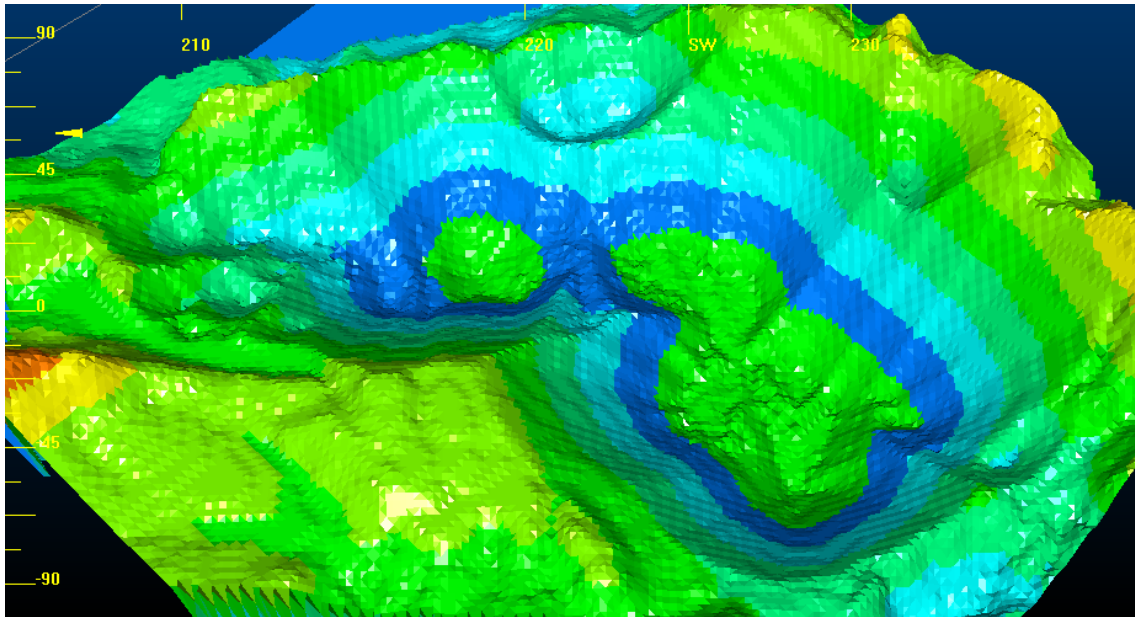


Figura 72: Sequenciamento de lavra: ano 20

4.4 Dimensionamento de equipamento de carregamento e frota de caminhões.

O dimensionamento de frota e seleção de equipamentos de carregamento e transporte tem grande relevância no planejamento minero e operação de mina. O processo de carregamento e transporte tem grande efeito no desempenho econômico de uma mina, pois envolve um alto custo de capital investido e um alto custo operacional ao longo da vida do projeto. Estas operações são as mais críticas e complexas dentro dos processos de lavra, sendo responsável por aproximadamente 50% dos custos operacionais.

4.4.1 Equipamento de Carregamento.

O equipamento de carregamento é peça vital na produção do material de uma mina, pois é através dele que determinamos a quantidade de material que irá sair da mina, tamanho e quantidade dos caminhões. E para dimensionar o tamanho da concha e equipamento que fará o carregamento serão utilizadas as premissas encontradas nas Tabelas 28, 29 e 30 e a EQUAÇÃO 4.

	Minério	Estéril	unidades
Tonelagem por ano	37,360,900	43,353,113	t/ano
Dias trabalhados por ano	350	350	Dias/ano
Horas trabalhadas por dia	24	24	Horas/dia
Densidade insitu	2.7	2.7	t/m ³
Produção horária	1647.3	1911.5	m ³ /h
Produção horária	4447.7	5161.1	t/h

Tabela 28: Regime de trabalho e produções.

dados	valores
densidade insitu	2,7t/m ³
empolamento	40%
densidade empolado	1,9t/m ³
disponibilidade mecânica	87%
disponibilidade operacional	83%
fator de giro	0.95
fator de deslocamento	0.88
enchimento	1.1

Tabela 29: Premissas do equipamento de escavação e características do material.

operação	tempo (s)
escavação	13
giro carregado	5
descarregar	7
giro vazio	5
total	30

Tabela 30: Ciclo da escavadeira.

$$V_c = \frac{Q}{C \times S \times A \times O \times B \times f \times P} = \frac{3558,82}{120 \times 0,95 \times 0,87 \times 0,83 \times 0,79 \times 0,88} = 62,5\text{m}^3$$

EQUAÇÃO 4: Equação para a definição do tamanho de concha da escavadeira.

Onde:

- I. C é o ciclo operacional da escavadeira por hora.
- II. S é o fator de giro.
- III. A é a disponibilidade mecânica.
- IV. O é a disponibilidade operacional.

- V. Bf é o fator de enchimento de concha.
- VI. P é o fator de deslocamento.
- VII. Q é a produção horária de minério mais estéril.

Das quatro escavadeiras analisadas a que melhor adaptou-se ao empreendimento foi shovel hidráulica 6050 FS da Caterpillar (Figura 73), pois para ter uma maior flexibilidade na operação e não aumentar demais a quantidade de caminhões para a mina que irá operar durante 20 anos com uma produção muito elevada, vamos utilizar de três equipamentos com um volume de concha de aproximadamente 21 m³ (Tabela 31).

Shovel	6018 FS	6030 FS	6050 FS	6090 FS
Cap. da concha (m ³)	7.6	13.5	21	42
Carga (ton)	14.7	26.0	40.5	81.0
Nº de equip.	8	5	3	2

Tabela 31: Características básicas das shovel's analisadas.



Figura 73: Shovel hidráulica 6050 FS da Caterpillar.

4.4.2 Dimensionamento de Frota

Para dimensionar os caminhões foi considerado um ciclo da retroescavadeira com 5 passes. Normalmente, não é o volume da caçamba que é limitante no dimensionamento, mas sim a carga total que ele pode suportar. Cinco passes de retroescavadeira correspondem a um volume de 105m³ de material com densidade 1,9 t/m³ (material desmontado com um empolamento de 40%) ou 199,5 toneladas de material.

A escavadeira 6050 FS pode trabalhar com 3 modelos diferentes de caminhões da Caterpillar que são o 785D, 789D e 793F, respectivamente com capacidades de carga máxima de 133, 181 e 218 toneladas. Devido a maior capacidade de carga o modelo escolhido foi o 793F (Figura 74).



Figura 74: Caminhão Caterpillar 793F.

Determinado qual a capacidade e modelo do caminhão agora o próximo passo é calcular o tempo de ciclo do mesmo. Vamos adotar as premissas como indicado nas Tabelas 32, 33, 34 e 35.

ano	DMT (m)			
	Estéril		Minério	
	Plano	rampa	Plano	rampa
1	1500	1500	1200	900
2	1500	1350	1200	810
3	1500	1200	1200	720
4	1500	1050	1200	630
5	1500	900	1200	540
6	1500	750	1200	450
7	1500	600	1200	360
8	1500	450	1200	270
9	1500	300	1200	180
10	1500	150	1200	90
11	1500	312.5	1200	230
12	1500	625	1200	460
13	1500	937.5	1200	690
14	1500	1250	1200	920
15	1500	1562.5	1200	1150
16	1500	1875	1200	1380
17	1500	2187.5	1200	1610
18	1500	2500	1200	1840
19	1500	2812.5	1200	2070
20	1500	3125	1200	2300

Tabela 32: Distância média de transporte.

A cava por ser em uma encosta de morro tem a particularidade de, até o ano 10, os caminhões carregados descerem para a pilha de estéril ou a planta de beneficiamento e subirem para o pit vazios, a partir do ano 11 esta situação se inverte.

situação	velocidades	
	Km/h	m/s
subindo carregado	12	3.3
subindo vazio	29	8.1
descendo carregado	17	4.7
descendo vazio	44	12.2
máxima no plano	45	12.5
média no plano	40	11.1

Tabela 33: Velocidades do caminhão em diversas situações.

As velocidades foram retirados dos ábacos contidos no handbook da Carterpillar.

dados	valores
densidade insitu	2,7t/m ³
empolamento	40%
densidade empolado	1,9t/m ³
disponibilidade mecânica	87%
disponibilidade operacional	83%
rampa	10%
resistência ao rolamento	3%
enchimento	1.1

Tabela 34: Premissas do equipamento de transporte, rampa e características do material.

operação	tempo (s)
manobra e posicionamento	15
carregamento	150 (5 passes)
manobra e basculamento	60
total	225

Tabela 35: Ciclo do caminhão.

A partir destes dados é possível determinar o tempo de ciclo dos caminhões (EQUAÇÃO 5), e quantos ciclos ele pode fazer por hora (EQUAÇÃO 6). Com o dado do payload, a quantidade de ciclos por hora, a disponibilidade operacional e mecânica do caminhão calcula-se a produção horária do mesmo (Tabela 37). Desta maneira pode ser determinado o número de caminhões necessários por ano (EQUAÇÃO 7 e Tabela 38). Com as distâncias e as velocidades do caminhão para os diferentes trechos calculamos os tempos para cada trecho e conseqüentemente o ciclo do caminhão nos diferentes anos como segue na Tabela 36.

ano	ida p/ pilha s	volta p/ pilha s	ida p/ usina s	volta p/ usina s	tempo operação s	total estéril s	total minério s
1	453	321	299	220	225	999	743
2	421	303	280	209	225	948	713
3	389	284	260	197	225	898	683
4	357	265	241	186	225	848	653
5	326	247	222	175	225	797	622
6	294	228	203	164	225	747	592
7	262	209	184	153	225	697	562
8	230	191	165	142	225	646	532
9	199	172	146	130	225	596	501
10	167	154	127	119	225	545	471
11	229	161	177	137	225	614	539
12	323	186	246	165	225	734	636
13	416	212	315	194	225	853	734
14	510	237	384	222	225	972	831
15	604	263	453	251	225	1092	929
16	698	288	522	279	225	1211	1026
17	791	314	591	308	225	1330	1124
18	885	340	660	336	225	1450	1221
19	979	365	729	365	225	1569	1319
20	1073	391	798	394	225	1688	1417

Tabela 36: Tempos dos ciclos dos caminhões.

Para determinar o número de ciclos por hora utilizamos a EQUAÇÃO 5:

$$N^{\circ} \text{ de } \frac{\text{ciclos}}{h} = \frac{3600s}{\text{tempo dos ciclos}}$$

EQUAÇÃO 5: Número de ciclos por hora.

Para determinar a produtividade por caminhão por hora utilizamos a EQUAÇÃO 6:

$$\frac{\text{Produção}}{h} = N^{\circ} \frac{\text{ciclos}}{h} \times \text{carga do caminhão} *$$

* Carga utilizada (218t)

EQUAÇÃO 6: Produtividade por hora.

ano	ciclo p/ estéril ciclo p/ h	ciclo p/ minério ciclo p/ h	Produção estéril ton/h	Produção minério ton/h
1	3.60	4.84	785.7	1055.8
2	3.80	5.05	827.4	1100.6
3	4.01	5.27	873.9	1149.3
4	4.25	5.52	925.8	1202.5
5	4.52	5.78	984.3	1261.0
6	4.82	6.08	1050.7	1325.3
7	5.17	6.41	1126.7	1396.6
8	5.57	6.77	1214.6	1476.0
9	6.04	7.18	1317.3	1565.0
10	6.60	7.64	1439.0	1665.4
11	5.86	6.68	1277.5	1457.2
12	4.91	5.66	1069.7	1233.8
13	4.22	4.91	920.1	1069.7
14	3.70	4.33	807.2	944.2
15	3.30	3.88	719.0	845.0
16	2.97	3.51	648.1	764.7
17	2.71	3.20	590.0	698.3
18	2.48	2.95	541.4	642.5
19	2.29	2.73	500.2	595.0
20	2.13	2.54	464.9	554.0

Tabela 37: Ciclo e produtividade por hora.

Para determinarmos a quantidade de caminhões por ano utilizamos a EQUAÇÃO 07.

$$N = \frac{\text{Produção da mina/h}}{(\text{Produção do caminhão/h}) \times A \times O}$$

EQUAÇÃO 07: Quantidade de caminhões.

Onde:

- I. A é a disponibilidade mecânica.
- II. O é a disponibilidade operacional.

ano	Nº de caminhões p/ estéril	Nº de caminhões p/ minério	Total de caminhões
1	10	7	17
2	9	7	16
3	9	7	16
4	8	7	15
5	8	6	14
6	7	6	13
7	7	6	13
8	6	5	11
9	6	5	11
10	6	5	11
11	6	5	11
12	7	6	13
13	8	7	15
14	9	8	17
15	10	9	19
16	12	10	22
17	13	11	24
18	14	12	26
19	15	13	28
20	16	14	30

Tabela 38: Quantidade de caminhões por ano.

4.4.3 Equipamentos Auxiliares.

- Motoniveladora:

Para manutenção de estradas e acessos serão usadas três moto-niveladoras CAT 24M (Figura 75), com uma lâmina de 7,3m.



Figura 75: Motoniveladora CAT 24M.

- Retroscavadeira:

Com a necessidade de manter estradas, drenos, abrir canais e demais atividades de manutenção que exijam movimento de material localizado e de um volume não muito grande, serão usadas duas retroscavadeiras CAT 432F (Figura 76).



Figura 76: Retroscavadeira CAT 432F.

- Carregadeiras:

Para a movimentação de minério e estéril serão utilizadas três carregadeiras CAT 994K (2 para o minério e 1 para o estéril) apresentado na Figura 77, as quais são compatíveis com o modelo de caminhão adotado na mina (CAT 793F).



Figura 77: Carregadeira CAT 994K.

- Buldôzers.

Para a movimentação e distribuição do minério e estéril serão utilizadas três buldôzers CAT D11T (2 para o estéril e 1 para o minério) (Figura 78).



Figura 78: Buldôzer CAT D11T.

- Caminhões auxiliares.

Com o objetivo auxiliar as operações da mina serão utilizados cinco caminhões Mercedes Benz Atron 2729 6x4 (Figura 79). As operações que os caminhões executaram são:

- I. Abastecimento da frota de deslocamento lento (2).
- II. Caminhões pipa para abater poeira (2).
- III. Caminhão para usos diverso (1).



Figura 79: Caminhão Mercedes Benz Atron 2729 6x4.

- Camionetas.

Para o deslocamento dos operadores até as escavadeiras e demais equipamentos que permanecerão na mina, bem como para o uso dos técnicos de segurança, engenheiros e demais funcionários que transitarão na mina, serão utilizadas quinze camionetas Toyota Hilux (Figura 80).



Figura 80: Camioneta Toyota Hilux.

5. BENEFICIAMENTO

Até o final dos anos 60, a maior parte dos circuitos de beneficiamento de ferro hematíticos existentes no Brasil eram simples, uma vez que os teores de ferro no minério ROM era maiores que 60%. Ao longo dos anos 70 e 80, iniciou-se o aproveitamento dos itabiritos, minério com teor de ferro mais baixo, tipicamente entre 50% e 60%, utilizados para a produção de *pellet feed*. Diminuição dos teores, associada às disseminações mais finas dos itabiritos, têm resultado no aumento da demanda por processos de beneficiamento que objetivem a maximização da recuperação e a redução de custos operacionais.

Segundo Bennet (1985), a qualidade do minério de ferro está ligada a três características: química, que corresponde à própria composição (quanto maior o teor de ferro e menor o de impurezas, melhor); física, que se refere à granulometria, ou seja, ao tamanho das partículas; metalúrgica (itens de desempenho que afetam a produtividade durante o processo siderúrgico). Isso requer um alto nível de controle nas etapas de peneiramento e classificação, mesmo para minérios de alto teor de ferro e baixo nível de impurezas, atendendo, assim, às exigências do mercado. É fundamental que todas as etapas do processamento sejam devidamente dimensionadas e controladas em função dos volumes processados, de modo a minimizar os custos e assegurar a qualidade dos produtos.

Quaresma (2001), em Balanço Mineral Brasileiro, afirma que a utilização do minério de ferro é feita normalmente de duas formas: minérios granulados e minérios aglomerados. Os granulados (entre 25mm e 6mm) são adicionados diretamente nos fornos de redução, enquanto os aglomerados são os minérios finos que devido à sua granulometria necessitam de uniformização. Os principais processos de aglomeração são a sinterização e a pelotização, indicados, respectivamente, para minérios de granulometria entre 6,35mm e 0,150mm (*sinter feed*) e menores que 0,150mm (*pellet feed*).

Segundo Souza (2010), a hematita com teor médio de 60% de ferro e o itabirito, com teor médio de 50% de ferro, geram nas usinas de beneficiamento produtos classificados como granulados (*lump*) e finos (*sinter feed e pellet feed*), produtos estes destinados ao mercado interno e à exportação. Souza (2001) ainda classifica os minérios de ferro, por produto, segundo o fluxograma abaixo.

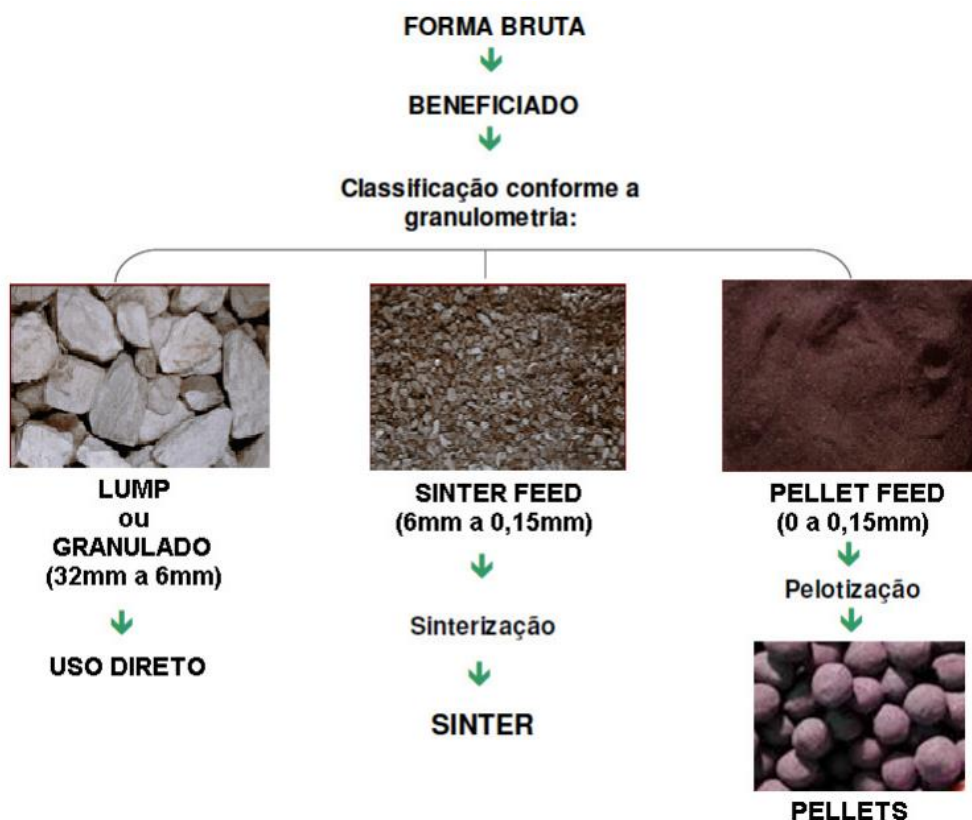


Figura 81. Classificação do minério de ferro por produto (Souza, 2010).

Entre os produtos, o *pellet feed* é o que possui a menor granulometria, necessitando de pelotização para a sua aplicação na indústria siderúrgica. Nesse processo, o *pellet feed* é transformado em “pelotas”, que podem substituir o granulado nos altos-fornos ou nos reatores de redução direta. Os *pellets* resultantes apresentam teor de ferro acima de 65%, com baixos níveis de impurezas (fósforo e sílica) e propriedades físicas metalúrgicas superiores. Este será o produto o qual a mina desse estudo irá produzir.

Este estudo foi baseado em valores de ensaios em laboratório de itabiritos compactos e semi-compactos minerados na empresa Samarco Mineração S/A, pois se assemelham ao minério encontrado em nossa mina estudada. Na Tabela 39 que segue, são apresentados os índices encontrados através dos ensaios.

Amostra	Índice de Abrasão (g)	WI (kWh/st)	WI (kWh/t)	Densidade aparente (t/m ³)	Peso Específico (t/m ³)	Índice de Resistência	Lameralidade
AP (minério friável)	0,278	11,20	12,35	2,37	3,66	174,47%	7,35%

Tabela 39. Índices do estudo Avaliação dos minérios itabiritos compactos e semi-compactos em um circuito de britagem da Samarco Mineração S/A, Lamartine da Silva Freitas, 2014.

5.1 Circuito de Beneficiamento

O circuito de beneficiamento visa a concentração da Hematita e do Itabirito que serão lavrados, para posterior venda. O tratamento do minério é iniciado com a blendagem dos diferentes tipos de minério lavrados, de modo que o teor médio na entrada da britagem seja de 50% de ferro. O processo físico-químico de flotação foi o escolhido, sendo que necessita que o minério esteja cominuído até um estado de liberação. O objetivo da cominuição é então alcançar uma granulometria 90% passante em 105µm, baseando-se em tamanhos de partículas de estudos anteriores que visaram a máxima recuperação do ferro nos processos de flotação.

O circuito de beneficiamento, a úmido, será composto de três estágios de britagem, um estágio de moagem, classificação e deslamagem, passando então para a etapa de flotação, seguindo a configuração *rougher, cleaner e scavanger*.

5.2 Pilha de Homogeneização

O minério lavado será transportado por caminhões até a planta de beneficiamento, distante cerca de 1km da cava. Na entrada da planta, o ROM será depositado em uma pilha de homogeneização para realização da blendagem, buscando através disso um teor médio de entrada na usina de 50% de ferro.

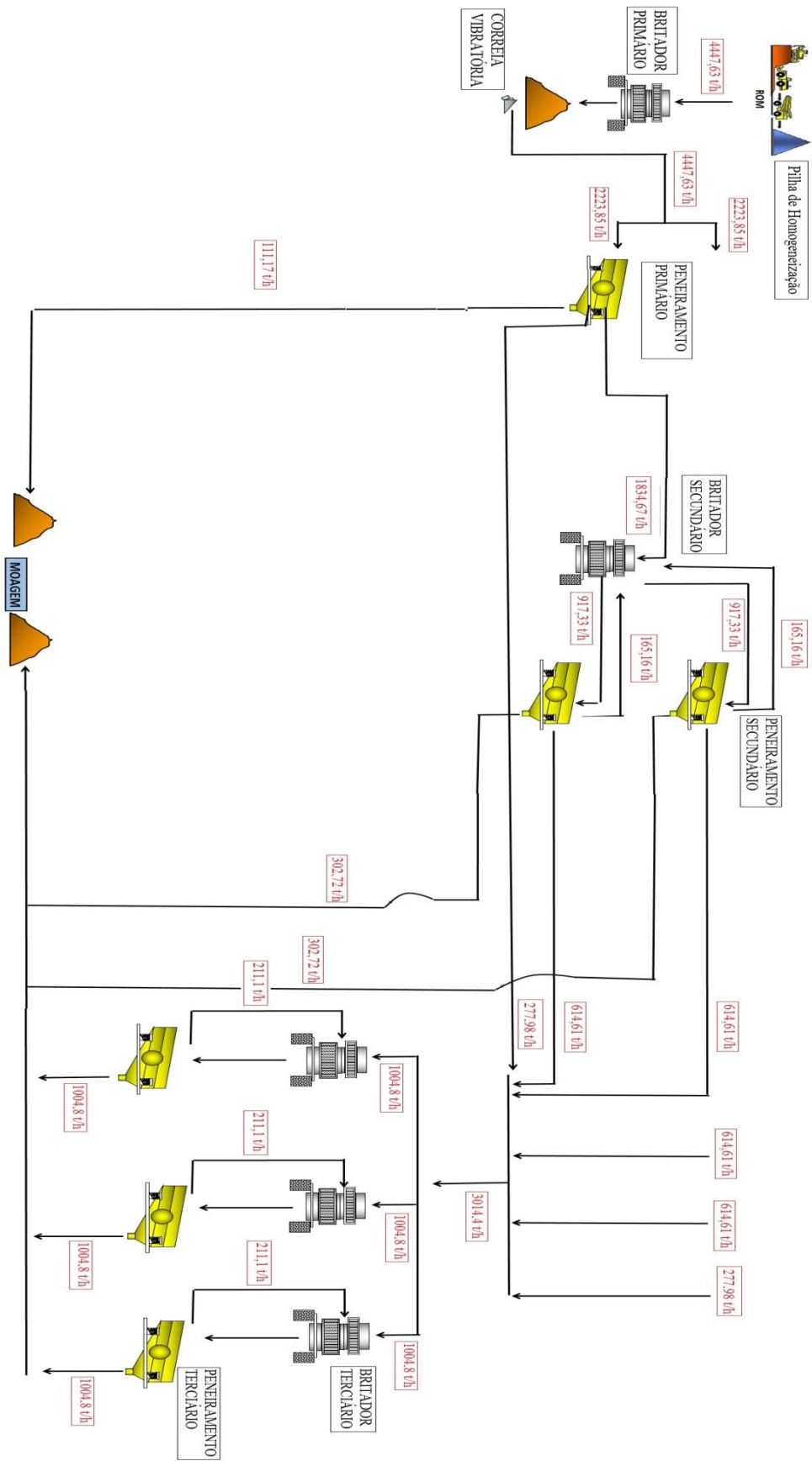


Figura 82: Fluxograma com balanço de massa para britagem.

No primeiro estágio de processamento da planta, a britagem – ilustrada na figura acima, o objetivo será cominuir o material que será usado para alimentação dos moinhos. No final desta etapa, o material deverá ter uma granulometria menor que ½” (12,5mm).

5.3 Britagem Primária

O dimensionamento do britador primário, e dos britadores subsequentes, se deu segundo *Manual de Britagem Metso*, da seguinte forma:

$$Q = Q_T \times A \times B \times C \times D$$

EQUAÇÃO 8: Dimensionamento britadores primários.

Onde,

Q = capacidade do britador real, t/h;

Q_T = capacidade de catálogo, t/h;

A = fator densidade, = 1,5 para densidade aparente = 2,4 t/m³;

B = fator W_i , $B = 1,1$ para $W_i = 12$ kW/st;

C = fator tamanho de alimentação, $C = 1,2$ para alimentação 20% menor que a metade de APF e topline de 70% de APA.

D = fator de umidade, $D = 1$ para APF maior que 12,5mm.

Para a etapa inicial de britagem foi escolhido um Britador Giratório Primário MK II – Linha Superior – Modelo 62-75. Este modelo de britador possui grande resistência ao desgaste, tanto de sua estrutura quanto de seus componentes, e longa vida útil.

A capacidade real calculada para este modelo foi de 5098,5 t/h, satisfazendo as necessidades de produção, cuja alimentação será de 4447,63 t/h. Os parâmetros do Britador primário seguem na Tabela 40:

Britador Giratório Primário	
MK II – Linha Superior – Modelo 62-75	
APA (mm)	150
Alimentação Total (t/h)	4447,63
Capacidade Catálogo (t/h)	2575
Capacidade Calculada (t/h)	5098,5
Quantidade	1
Potência (kW)	450
Produto 100% passante (mm)	1260

Tabela 40: Parâmetros para dimensionamento do Britador Primário.

A curva granulométrica dos produtos desse modelo de britador pode ser observada abaixo:

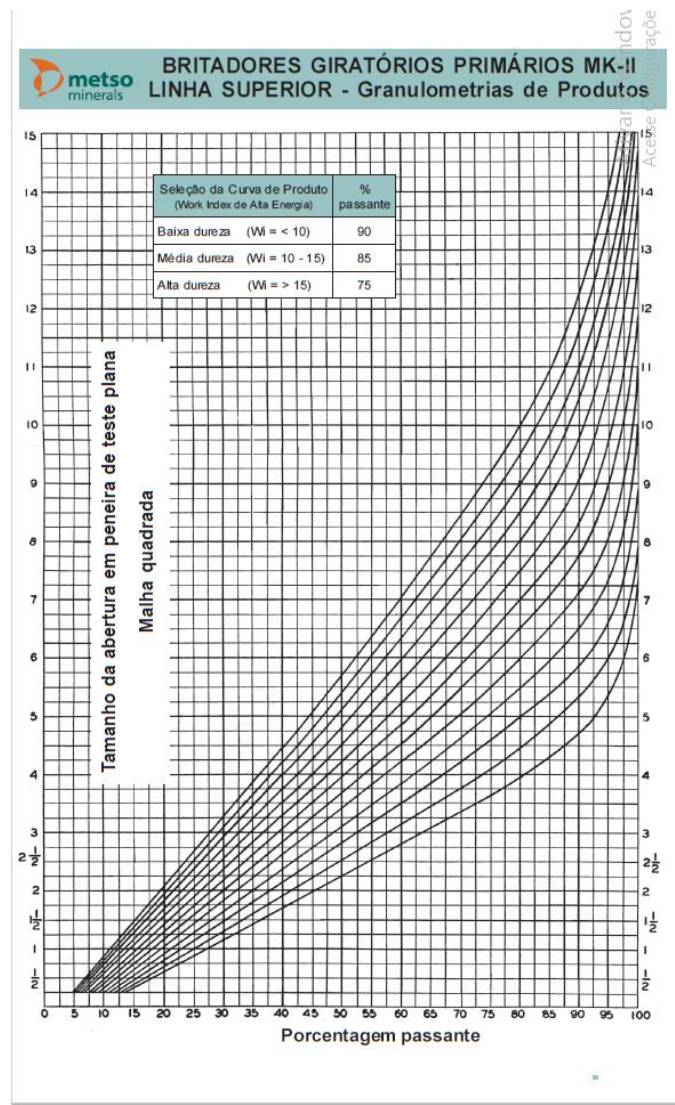


Figura 83 – Curva de Distribuição Granulométrica do Britador Giratório Primário.

5.4 Peneiramento Primária

Utilizado para segregar o material já menor de ½” (12,5mm) e encaminhá-lo ao moinho a fim de diminuir a alimentação do britador secundário e evitando a circulação de material já com granulometria ideal. Um segundo deck, com corte em 2” foi utilizado, conduzindo o material intermediário a ½” e 2” para a britagem terciária. Esta peneira, assim como as demais que serão utilizadas no circuito, foram dimensionadas segundo o Manual de Britagem da Metso:

$$A = \frac{T \times P}{C \times M \times K \times Q_n}$$

EQUAÇÃO 9: Dimensionamento das peneiras primárias.

Onde,

A = área da peneira, m²;

T = alimentação, m³/h;

P = fator de certeza, $P = 1$ para alta certeza, $P = 1,2$ foi utilizado;

C = fator capacidade;

M = fator de material retido;

K = fator de relativo à porcentagem de material da alimentação inferior à metade de tamanho da separação desejada;

Q_n = fator de correção;

Seguindo estes parâmetros, as características das peneiras primárias dimensionadas são as seguintes (Tabela 41):

Peneira Primária - 11 x 25	
Corte 1 (")	2
Corte 2 (")	0.5
Ângulo (graus)	19
Alimentação Total (t/h)	4447,63
Quantidade	2
Capacidade Individual (m³/h)	930
Área requisitada 1 (m²)	21,8
Área requisitada 2 (m²)	5,72
Área da peneira (m²)	25
Eficiência	90%

Tabela 41: Parâmetros das Peneiras Primárias.

Serão utilizadas duas peneiras de dois decks, de tamanho 11 por 25 pés de área cada uma. Desta forma, em cada peneira, no primeiro deck ficarão retidos 1834,67 t/h, material que será conduzido ao britador secundário. No segundo deck de ½", 277,9 t/h de material de cada peneira serão conduzidas ao britador terciário. O passante em segundo deck, equivalente a 111,17 t/h é conduzido diretamente ao circuito de moagem.

5.5 Britagem Secundária

O material do britador primário, retido no deck de 2" da peneira primária será conduzido ao britador secundário. O britador secundário definido para esta etapa foi do tipo cônico, trabalhando em circuito fechado com a peneira secundária.

O equipamento selecionado foi o modelo MP800, que segue as especificações abaixo (Tabela 42):

Britador Cônico Secundário	
APF (mm)	45
Alimentação Total (t/h)	1834,67
Capacidade Catálogo (t/h)	1460-1935
Capacidade Calculada (t/h)	3362
Quantidade	2
Produto 100% passante (mm)	80

Tabela 42: Parâmetros do Britador Secundário

A curva de distribuição granulométrica deste britador segue na Figura 84 abaixo.

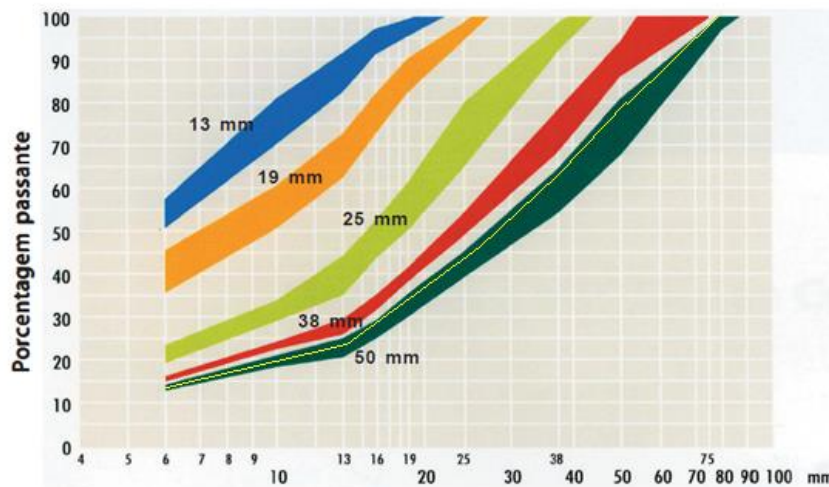


Figura 84: Curva de distribuição granulométrica do britador secundário.

Estando em circuito fechado com as peneiras secundárias, 18% da alimentação fica retida em 2'' (50mm), havendo a geração de carga circulante de 165,16 t/h. Serão utilizados dois britadores nesta etapa, sendo que cada um receberá 917,33 t/h que, somada a carga circulante, resulta em uma alimentação total de 2164,99 t/h.

5.6 Peneiramento Secundário

A peneira utilizada, que fechará circuito com o britador secundário terá seu primeiro deck de abertura 2'' e um segundo deck de ½'', visando separar uma porção do material destinada diretamente ao moinho. A peneira dimensionada foi a seguinte (Tabela 43):

Peneira Secundária - 11 x 15	
Corte 1 (")	2
Corte 2 (")	0.5
Ângulo (graus)	19
Alimentação Total (t/h)	1082,49
Quantidade	4
Capacidade Individual (m³/h)	451
Área requisitada 1 (m²)	14,4
Área requisitada 2 (m²)	18,6
Área da peneira (m²)	15
Eficiência	90%

Tabela 43: Parâmetros Peneira Secundária.

Segundo o dimensionamento, quatro peneiras serão necessárias nesta etapa, sendo duas para cada um dos britadores. Pela análise da curva granulométrica da saída do britador secundário, 18% da alimentação das peneiras fica retido no primeiro deck, correspondendo a 165,16 t/h, recirculando ao britador secundário. No segundo deck, 67% ficará retido no deck de ½'', correspondendo a 614,61 t/h, conduzidas ao britador terciário. O passante no segundo corte, que corresponde a 302,72 t/h será conduzido ao moinho.

5.7 Britagem Terciária

A britagem terciária receberá o passante em 2'' do peneiramento primário (555,96 t/h) e o retido em ½'' do peneiramento secundário (2458,44 t/h). A alimentação total desta etapa será 3014,4 t/h que ainda necessitam de cominuição. Para esta etapa foram dimensionados três britadores do tipo cônico MP1000, cujos parâmetros de dimensionamento podem ser visualizados abaixo (Tabela 44).

Britador Cônico Terciário – MP1000	
APF (mm)	13
Alimentação Total (t/h)	3014,4
Capacidade Catálogo (t/h)	615-730
Capacidade Calculada (t/h)	1331,55
Quantidade	3
Produto 100% passante (mm)	22

Tabela 44: Parâmetros do Britador Terciário

Cada britador irá operar em circuito fechado com uma peneira de abertura de ½”, recebendo 1004,8t/h. O produto do britador terciário, com APF de 13mm, é 79% passante em 12,5mm. O retido na peneira de ½”, correspondente a 21% da alimentação nova, gera 211,1 t/h de carga circulante. Desta forma, a alimentação total de cada britador desta etapa será de 1215,9 t/h.

5.8 Peneiramento Terciário

O peneiramento terciário irá receber a alimentação total dos britadores terciários. Com uma abertura de ½”, terá 21% de carga circulante em regime de alimentação nova dos britadores. Segue abaixo Tabela 45 com seu dimensionamento.

Peneira Terciária – 11x21	
Corte 1 (")	0,5
Alimentação Total (t/h)	3014,4
Quantidade	3
Capacidade Individual (m³/h)	418,67
Área requisitada (m²)	20,6
Área da peneira (m²)	21
Eficiência	93%

Tabela 45: Parâmetros da Peneira Terciária.

O produto do britador do terceiro estágio de britagem, passante na peneira 3, é conduzido ao moinho, representando uma vazão de 3014,4 t/h. Ao final do processo de Britagem, serão feitas pilhas suficientes para a alimentação do circuito de Moagem por 2 dias, caso haja paradas na planta de britagem. Serão 79068,98m³ de minério distribuídos em 2 pilhas com as seguintes dimensões em cada uma (Tabela 46):

Ângulo	30°
Topo	20m
Altura	13m
Base	50m
Comprimento	120m
Capacidade	40.950 m ³ / cada

Tabela 46: Parâmetros de dimensionamento das Pilhas Pulmão.

5.9 Moagem e Classificação

O circuito de moagem e classificação/deslamagem se resume a moinhos de bolas em circuito fechado com hidrociclones. No sistema há entrada de água e de reagentes de flotação. Após passar pelos moinhos de classificação, a polpa passará por um processo de deslamagem. O circuito simplificado pode ser visto na Figura 85 abaixo:

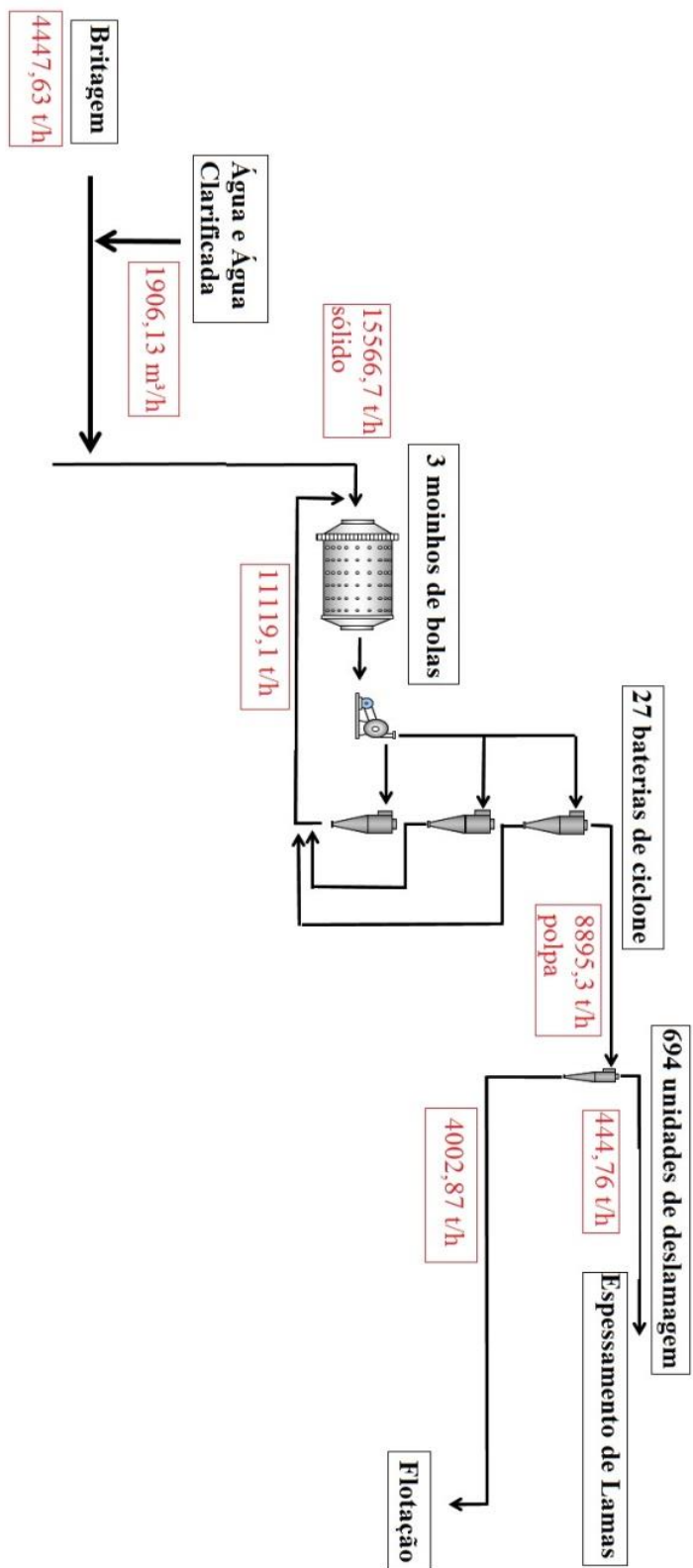


Figura 85: Fluxograma com balanço de massa para moagem.

5.10 Moinho

O moinho escolhido será um modelo de bolas com descarga do tipo diafragma. Ele receberá o material passante das três etapas de peneiramento da britagem, resultando em 4447,63 t/h de vazão. Cominuindo até um p80 de 0,105mm, o produto com granulometria maior do que a citada retornará ao moinho por processo de classificação. Para dimensionamento do moinho, foi seguida a equação de Bond, demonstrada abaixo (EQUAÇÃO 10):

$$W = \frac{10W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}}$$

EQUAÇÃO 10: Equação de Band.

Onde,

W = energia em precisa para moer uma tonelada curta de rocha, kWh/st;

W_i = Work Index, kWh/st; utilizado $W_i = 11,2$ kWh/st;

P = tamanho do p80 do produto moído, μm ; $P = 105$ μm ;

F = tamanho do p80 da alimentação do moinho, μm ; $F = 9500$ μm ; 9,5mm

Como resultado, essa equação gerou um valor de energia de $W=10,8\text{kWh/t}$. Este valor deve passar por uma correção com fatores referentes às condições de trabalho da moagem (EQUAÇÃO 11).

$$W_{\text{corrigido}} = W \times EF1 \times EF2 \times EF3 \times EF4 \times EF5 \times EF6 \times EF7 \times EF8$$

EQUAÇÃO 11: Trabalho corrigido pelos fatores de condições de moagem.

Onde,

$W_{\text{corrigido}}$ = valor corrigido de W , kWh/t;

$EF1$ = fator de via seca, $EF1 = 1$;

$EF2$ = fator de circuito aberto, $EF2 = 1$;

$EF3$ = fator diâmetro, $EF3 = 0,79$;

$EF4$ = fator granulometria da alimentação, $EF4 = 1,08$;

$EF5$ = fator finos, $EF5 = 0,96$;

$EF6$ = fator para moinho de barras, $EF6 = 1$;

$EF7$ = fator se redução for menor que 6 vezes, $EF7 = 1$;

$EF8$ = fator para moinho de barras, $EF8 = 1$;

Assim, o valor corrigido foi de $W=8,81\text{kWh/t}$.

Alimentando a moagem com 4447,63 t/h, serão requisitados 39201,4 kW de potência. Utilizando o Manual Basics in Minerals Processing, o moinho escolhido possui diâmetro de 7,9m e comprimento de 11,6m, com uma potência individual de 9446hp / 14705kW. Desta forma, foram necessários 3 moinhos para atender a capacidade.

Moinho de Bolas	
Alimentação Total (t/h)	4447,63
Diâmetro (m)	7,9
Comprimento (m)	11,6
Potência (HP)	9446
Alimentação 100% passante (")	0,5
Alimentação 80% passante (mm)	9,5
Produto 80% passante (mm)	0,105
Bola utilizada (")	2" (80%) 2,5" (20%)
Quantidade	3

Tabela 47: Parâmetros do Moinho de bolas.

Ao moinho, haverá também a adição de água até o material apresentar uma característica de polpa com 70% de sólidos em peso. O volume de água necessário é de 1906,13 m³/h.

5.11 Hidrociclones

Os hidrociclones são utilizados para separar o produto do moinho em 0,105mm, onde os produtos menores que este valor, provenientes do overflow, seguirão para a deslamagem. Já os produtos provenientes do underflow irão retornar para o moinho para remoagem. Nesta etapa, foi considerada uma carga circulante de 250%, resultando em 11119,1 t/h.Os

hidrociclones foram dimensionados segundo Plitt, gerando os seguintes parâmetros (Tabela 48):

Hidrociclone	
Alimentação Total Polpa (m³/h)	22052,8
Corte (mm)	0,105
p80 alimentação (µm)	105
d50 (µm)	45
Diâmetro Hidrociclone (m)	1,27
Capacidade individual (m³/h)	908,5
Número de ciclones total	27
Número ciclones / moinho	9

Tabela 48: Parâmetros do Britador Terciário.

5.12. Deslamagem

Para a etapa de deslamagem, o material que chegará será o overflow dos ciclones, correspondendo a 4447,63 t/h, em polpa com 50% de sólidos. O objetivo desta etapa é retirar o material ultrafino menor do que 10 µm, prejudicial ao processo de flotação. Os parâmetros para dimensionamento dos hidrociclones nesta etapa seguem abaixo (Tabela 49):

Deslamagem	
Alimentação Total Polpa (m³/h)	6300,8
Corte (mm)	0,010
Diâmetro (m)	0,122 (4,8")
Capacidade individual (m³/h)	9,1
Número de ciclones total	694

Tabela 49: Parâmetros de dimensionamento dos ciclones para deslamagem.

É considerada a perda de 10% dos sólidos finos nesta etapa, sendo que são direcionados para a barragem de rejeitos. Essa quantia equivale a 444,76 t/h. O overflow da

deslamagem passará por um processo de espessamento, que visa recuperar água do sistema. Para isso foi calculado um espessador de 15m de diâmetro, onde o produto final irá conter 70% de sólidos. Para a floculação, serão utilizados cal e polímero de alto peso molecular, que irão proporcionar uma velocidade de sedimentação de 120cm/h. A recuperação de água desta etapa será utilizada para o processo de moagem, não sofrendo tratamento adicional.

5.13 Flotação

O método utilizado para a concentração foi baseado na Usina de Germano, da empresa Samarco, devido as características de granulometria e composição a alimentação do projeto em estudo. Será utilizado o método de flotação inversa dos minerais de ferro, em coluna. O circuito de flotação será dividido em duas linhas, onde cada uma irá contar com uma célula de coluna *rougher*, uma célula de coluna *cleaner* e uma célula de coluna *scavenger*, todas de seção retangular. Os volumes individuais de cada célula seguem especificados abaixo (Tabela 50):

Flotação			
Célula	Dimensões (m)	Volume (m ³)	Quantidade
Rougher	6,5x4,5x14	409,5	2
Scavenger	4,5x3,8x12	204,75	2
Cleaner	4,5x5,3x12	286,7	2

Tabela 50: Volumes para cada célula de flotação.

A fração de minério acima de 10 µm segue por bombeamento para as células *rougher*, onde ocorre adição de hidróxido de sódio (para controle do pH) e amido gelatinizado, cuja função é deprimir os óxidos e hidróxidos de ferro. O valor de pH da flotação é de 10,5 e o tempo utilizado foi de 8 minutos.

Nesta etapa também ocorrerá a adição do coletor acetato de eteramina. A vazão de material nesta etapa é de 4002,88 t/h de minério, sendo ajustada polpa de 50% de sólidos.

Os produtos flotados nas células *rougher* e *cleaner* são reprocessados no circuito das células *scavenger*. O não-flotado ou misto das células *scavenger* retorna ao circuito das células *rougher*. O flotado do segundo estágio das células *scavenger* constitui o rejeito (13% de Fe) que seguirá por gravidade à barragem de rejeitos.

O material não-flotado da etapa de flotação das células *cleaner* constitui o concentrado de ferro com teor de 66%, que ainda passará por um processo de espessamento para reaproveitamento de água do sistema. O espessador utilizado nesta etapa terá 21m de diâmetro e seu produto final possuirá 70% de sólidos, com características de floculação e produtos adicionados similares ao espessamento da etapa anterior após a deslamagem. A recuperação em massa da flotação foi de 82,47%, sendo produzidas 3302,88 t/h de Fe 66%. Já a recuperação global do sistema ficou em 74,25%. O fluxograma da flotação pode ser observado na Figura 86:

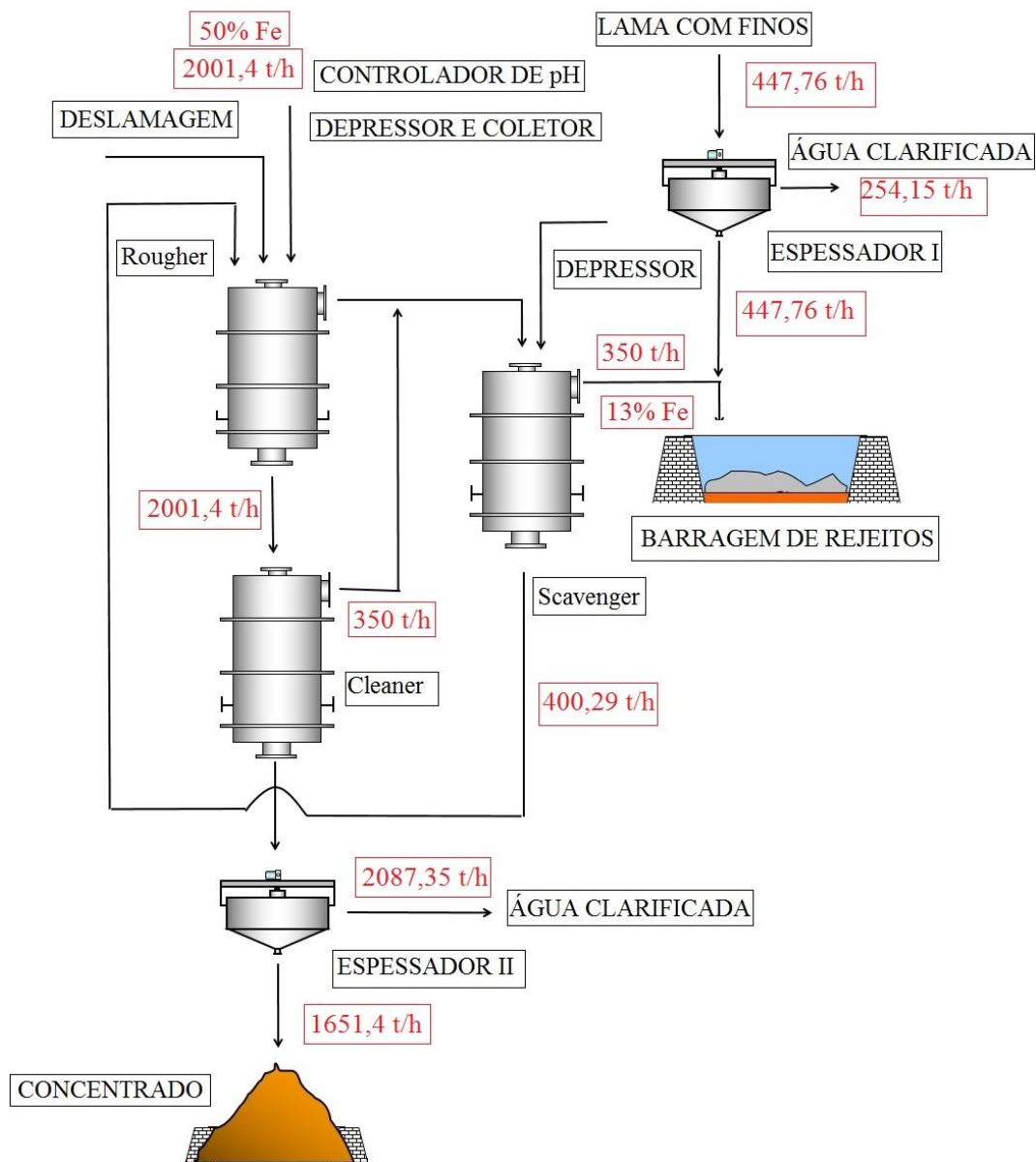


Figura 86: Fluxograma com balanço de massa para flotação.

6. MEIO AMBIENTE

Nosso projeto foi locado na região de Itabira, Minas Gerais. O estado tem grande tradição na mineração e, em consequência disso, um número muito grande de normas e deliberações voltadas à recuperação de áreas degradadas e monitoramento de pilhas de estéril e barragens de rejeito.

As mineradoras devem encaminhar, anualmente, um inventário eletrônico especificando quanto e aonde foram dispostos seus rejeitos. Quanto aos danos ambientais, a fiscalização é feita pelo COPAM (Conselho Estadual de Política Ambiental) e pela FEAM (Fundação Estadual do Meio Ambiente).

As áreas onde serão alocadas as estruturas como pilhas de estéril, barragens de rejeito, planta de beneficiamento, acessos estão dentro dos limites da empresa. Segue abaixo croqui das locações (Figura 87):

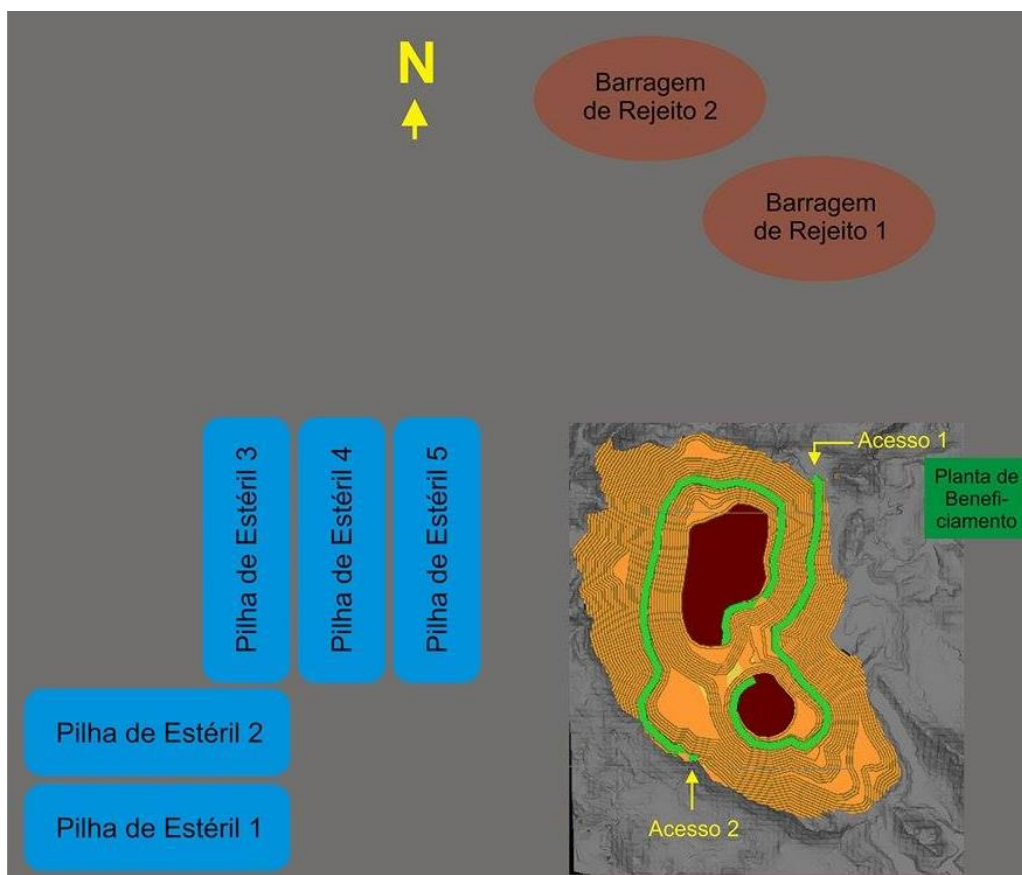


Figura 87: Croqui com delimitações da área operacional.

6.1 Pilha de estéril

As pilhas de estéril seguiram a NBR 13029/1993 da ABNT e a COPAM n° 117, de 27 de Junho de 2008, pela legislação do Estado de Minas Gerais. A NBR 13029 estabelece as condições exigíveis para elaboração e apresentação de projeto de disposição de estéril, em pilha, não se aplicando a estéril radioativo ou a estéril formando barramentos de cursos d'água perenes.

A COPAM n°117 classifica como resíduo sólido da atividade minerária todo resíduo proveniente de atividades de mineração, da lavra ao produto final, cujas particularidades tornem inviável o seu lançamento na rede pública de esgoto ou em corpos d'água. No inventário anual que deve ser apresentado, deve conter informações sobre geração, características, armazenamento, transporte, tratamento, reutilização, reciclagem, recuperação e disposição final dos resíduos sólidos gerados pelas atividades minerárias no Estado de Minas Gerais.

Seguindo essas normas, optou-se por dispor os resíduos sólidos gerados dentro dos limites legais do empreendimento, em área de terreno estável, sem proximidade com nascentes, cursos d'água, solos férteis ou vegetação nativa.

Quanto a geometria externa e interna da pilha, algumas das exigências são:

- altura máxima de bancos de 10m;
- largura mínima de bermas de 6m;
- altura máxima da pilha de 200m;
- acessos para manutenção;
- reduzir o ângulo entre bancos, para valores inferiores ao ângulo de repouso natural do estéril;
- compatibilização da formação e zoneamento da pilha com as etapas de remoção do estéril;
- proteção dos taludes, preferencialmente com vegetação;
- sistema de drenagem interna, superficial e periférica;
- sistema de monitoramento.

A massa total de estéril avaliada e contabilizada foi de 867.061.440 milhões de toneladas de rocha, sendo 298.96.703,45 m³ de material compactado em volume. Essa massa

foi depositada em pilhas de estéril nas áreas do entorno do empreendimento mineiro. Os parâmetros utilizados para o dimensionamento das pilhas estão na Tabela 51:

Densidade do material compactado	2,9 t/m ³
Altura de bancada	10 metros
Ângulo de repouso	27°
Largura de rampa	10 metros
Inclinação de rampa	10°

Tabela 51: Parâmetros para as pilhas de estéril.

As pilhas serão construídas utilizando o método ascendente por bancadas (Figura 88), onde cada alteamento sucessivo é suportado pelo anterior. Vantagem desse método construtivo é que qualquer ruptura terá de passar pelo banco anterior, que também atua como apoio para o pé do talude do banco e fornece confinamento para os solos de fundação.

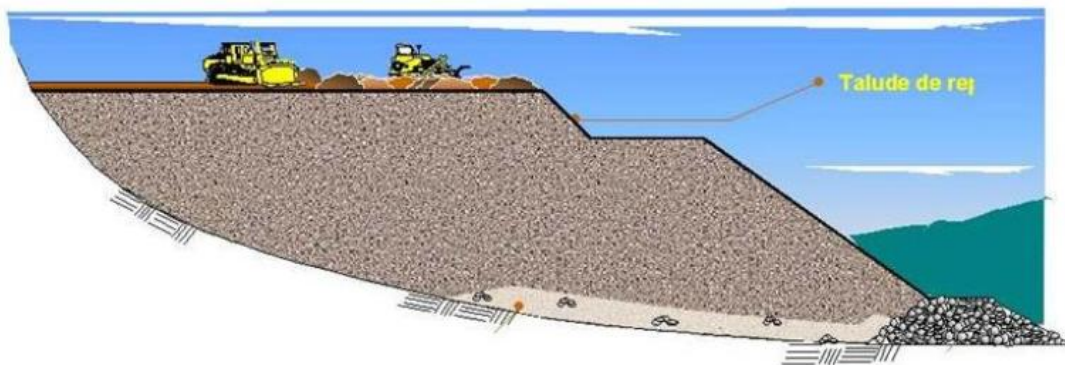


Figura 88: Método ascendente de construção de pilhas de estéril.

O material foi dividido em 5 pilhas, para melhor acomodá-lo, sendo então disposto nos vãos presentes na área, suavizando as declividades do terreno. Será realizada a construção de 1 pilha a cada 4 anos de operação, sempre buscando manter uma mesma distância da cava até o local onde o material é depositado. Seguindo os parâmetros estabelecidos, as pilhas geradas obtiveram as seguintes características (Tabela 52):

Pilha	Volume (Mm³)
1	42,523
2	56,831
3	64,396
4	74,109
5	62,816
Total	300,676

Tabela 52: Volume para cada pilha de estéril.

Com o intuito de melhorar a estabilidade dos taludes e o aspecto visual da área, as bancadas foram sendo vegetadas com gramíneas logo após serem finalizadas. Para escoamento da água superficial, visando evitar danos estruturais às pilhas, drenos verticais e mantas de rochas de drenagem serão dispostas na base das pilhas, que também serão compactadas.

Será realizado ainda um barramento na área a jusante do escoamento superficial para conter os finos provenientes da erosão nas pilhas de estéril. Com a finalização da construção das pilhas, as mesmas serão reflorestadas com plantas nativas, geradas em estufa pela própria empresa.



Figura 89: Pilha de estéril na etapa final de construção.

6.2 Barragem de rejeitos

Para dimensionamento da barragem para deposição do rejeito em polpa e a recuperação de água clarificada, foram tidas como base as normas NBR 13028/1993 da ABNT e a COPAM nº87, de 17 de junho de 2005.

A NBR 13028 trata da elaboração e apresentação de projeto de disposição de rejeitos de beneficiamento, em barramento, em mineração. Devem ser observados, no projeto, os condicionantes relativos à localização do barramento e reservatórios de rejeitos, aos métodos e sequenciamento de disposição e ao projeto do barramento. A COPAM nº87 estabelece os critérios para dimensionamento da barragem, sendo eles:

- O porte da barragem é determinado pela sua altura e o porte do reservatório é determinado pelo seu volume:

Porte da Barragem	Altura da Barragem H (m)	Porte do Reservatório	Volume do Reservatório (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	$V_r > 5.000.000$

Tabela 53: Critérios para determinação do porte da barragem e do reservatório.

- Ocupação humana a jusante da barragem, à época do cadastro, em quatro níveis: i) Inexistente; ii) Eventual; iii) Existente; iv) Grande.
- Podem ser classificadas em 3 categorias, considerando-se o somatório dos valores (V) dos parâmetros de classificação definidos no Artigo 2º da DN COPAM nº 62/2002, com as alterações impostas no Artigo 2º desta deliberação:

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	-	-

Tabela 54: Classificação de barragens.

Considerando a tabela 40, a barragem pode ser classificada como **Potencial de Dano Ambiental – Classe III**, pelo somatório dos dados como $V=5$. Sendo classificada como classe III, esta barragem requer auditoria a cada 1 ano, que deve ser feita por profissionais especialistas em segurança de barragens, externos ao quadro de funcionários da empresa, para garantir clareza e evitar conflito de interesses.

O volume total de sólidos secos produzidos ao fim da vida útil da mina será de $46.215.062 \text{ m}^3$, os quais serão divididos em duas barragens. Considerando a precipitação máxima na região, sendo de $350,6 \text{ mm}$, o volume total necessário calculado para cada barragem foi de $23.788.176 \text{ m}^3$.

Como medida de segurança, a capacidade real de cada barragem será de $31.061.952 \text{ m}^3$, com uma folga de $3,75 \text{ m}$ ao final dos alteamentos. Para a construção da barragem, será feito um dique semicircular de 942 metros de comprimento em topografia privilegiada com altura de 32 metros, inundando uma área de $1,94 \text{ km}^2$. A altura inicial da barragem será de 10 m , sendo então realizados alteamentos de 3 m a cada ano, até atingir 27 m de altura. Um último alteamento será então realizado, atingindo uma altura final de 32 m .

Para os alteamentos será utilizado o estéril proveniente da lavra, composto de quartzitos, que oferecem uma boa estabilidade. A área escolhida para barragem se encontra longe de regiões com córregos e locais residenciais. O método escolhido para a construção foi o da Jusante (Figura 90). Ele consiste no alteamento a jusante a partir do dique inicial. O eixo da crista vai se movendo a jusante conforme a construção de novos diques. O material é lançado no talude de jusante e devidamente compactado. Os diques possuirão drenagem interna e as margens da barragem serão preenchidas com vegetação para controle da estabilidade.

Vantagens do método: resistência a efeitos dinâmicos, maior segurança, compactação de todo o corpo da barragem, pode-se misturar os estéreis da lavra.



Figura 90: Método de construção de barragem a Jusante.

A origem da alimentação de polpa da barragem será pelo underflow do espessador que recebe a lama com finos provenientes da deslamagem, correspondendo a 444,76 t/h de sólidos e 375,9m³ de polpa. Receberá também o rejeito proveniente da célula scavenger na flotação, com fluxo de 350 t/h de sólidos, representando 495,8 m³/h de polpa. Essa alimentação se resume a 540,6³/h de água que entram na barragem.

O transporte da água clarificada na saída da barragem será feito por bombeamento. Considerando uma eficiência de 95% e 20% de evaporação, o volume de água recirculada da barragem será de 405,45 m³/h. Será realizado o preenchimento das margens com vegetação para manter a estabilidade do barramento e para recuperação da área ao final do empreendimento. As plantas utilizadas na revegetação serão provenientes da estufa mantida pela própria empresa.

6.3 Água

O volume de água proveniente da barragem, juntamente com a recuperação de água dos espessadores, será utilizado para suprir as necessidades da planta de beneficiamento, é que 4100 m³/hora de água.

O volume total de água recirculada é de 405,45m³/hora (proveniente da barragem) e 2341,50m³/h proveniente dos espessadores, um total de 2746,95m³/h recirculados, 67% do volume necessário.

Para suprir essa diferença, água nova será captada do Rio Do Peixe, cuja vazão média é de 11,97m³/s. Sendo a vazão de água nova necessária de 0,37 m³/s, cerca de 3,1% da vazão do rio, a captação é considerada outorgável junto à Agência Nacional de Águas (ANA).

6.3.1 Controle e monitoramento das águas superficiais e subterrâneas

Os recursos hídricos da região serão analisados regularmente através de amostras espaçadas, conforme o risco associado a área de estudo. A água superficial será analisada de acordo com seu uso contínuo na etapa de beneficiamento, e a subterrânea será gerenciada por amostragem em piezômetros colocados de forma a garantir que aquíferos da região, com possibilidade de contaminação pela atividade mineira, possam ser amostrados e monitorados durante as atividades e após o abandono da área.

6.4 Controle de vibrações e sobrepressão acústica

No controle de sobrepressão acústica, serão utilizadas coberturas em todos equipamentos de britagem e planta de beneficiamento, bem como nas correias transportadoras, ajudando inclusive no abatimento de poeiras. Serão utilizados caminhões pipa com aspersores de água com tensoativos, mantendo o material fino aglutinado, evitando excessivos gastos com água.

Sismógrafos serão utilizados no monitoramento dos desmontes realizados, verificando a propagação de ondas e a amplitude das mesmas no terreno, sempre buscando manter os níveis dentro dos limites aceitáveis da legislação.

Todas as operações que envolverem explosivos e acessórios seguirão a norma NRM 16 – Operações com Explosivos e Acessórios, observando os cuidados com transporte, armazenamento e execução das atividades que a norma estabelece.

6.5 Gestão ambiental

Durante a operação mineira, será realizado o controle e manutenção dos parâmetros ambientais da área em atividade, visando dispensar ou diminuir a ação antrópica futura. Será realizado o plantio de gramíneas sobre os taludes e construção de canaletas nas bermas para evitar erosão, além de controle da drenagem das pilhas de estéril através de canaletas e drenos de base.

Com o término das atividades mineiras na área, serão implantadas atividades de reabilitação das áreas degradadas, seguindo a NBR 13030 da ABNT, NRM -21 do DNPM e as resoluções CONAMA 001/86 e 237/97.

A NBR 13030 fixa as diretrizes para elaboração e apresentação de projeto de reabilitação de áreas degradadas pelas atividades de mineração, visando à obtenção de subsídios técnicos que possibilitem a manutenção e/ou melhoria da qualidade ambiental, independente da fase de instalação do projeto. Pela NRM -21, o projeto de reabilitação de áreas mineradas deve conter:

- Identificação e análise dos impactos ambientais diretos ou indiretos sobre os meios físico, biótico e antrópico;
- Aspectos sobre as conformações paisagísticas e topográficas, observando-se estabilidade, controle de erosão, drenagem, revegetação, adequação paisagística e topográfica.
- Programa de acompanhamento e monitoramento;
- Aptidão e uso da área futura.

A CONAMA 0014/86 estabelece as definições, as responsabilidades, os critérios básicos e as diretrizes gerais para uso e implementação da Avaliação de Impacto Ambiental. Já a CONAMA 237/97 determina as diretrizes para o licenciamento ambiental.

Os itens para elaboração e apresentação deste projeto devem contemplar atividades de controle ambiental nas fases de planejamento, implantação, lavra, suspensão temporária ou definitiva e abandono do empreendimento. Tendo em vista os impactos ambientais decorrentes da atividade de mineração, optou-se como melhor alternativa alagar a cava e realizar o reflorestamento da área no entorno.

Uma vez alagada, a cava contará com sistema de drenagem para evitar transbordo em caso de altos índices de precipitação. O volume de água excedente será direcionado para córregos próximos.

Adequação paisagística será realizada através de um processo de conformação topográfica de áreas que sofreram com movimentação de solo, rochas, em função das atividades mineiras. Após a conformação, será realizada revegetação com espécies nativas, cujas mudas sairão do viveiro da própria empresa, sempre buscando recompor o aspecto original da área.

O monitoramento da contaminação da água na região será feito através da coleta de amostras periodicamente, a montante e a jusante da área alagada, para realização de análises laboratoriais. Flora, fauna, ar solo, biodiversidade também serão monitoradas periodicamente.

As pilhas de estéril e a barragem de rejeitos seguirão orientações de acordo com as normas NBR 13028 e NBR 13029, para atender a aptidão do uso futuro da área e a conformação topográfica e paisagística.

7. ANÁLISE ECONÔMICA

A análise de viabilidade de um projeto pode ser feita com o uso de ferramentas de matemática financeira aplicadas a um fluxo de caixa estimado. Tal fluxo de caixa é composto por custos iniciais de investimento do projeto, sendo estes gastos com equipamentos, instalações e preparações da área para receber o empreendimento, conhecidos como CAPEX; custos operacionais de lavra e beneficiamento, conhecidos como OPEX; custos salariais e administrativos; e receitas provindas de desenvolvimento produtivo e produção.

Para estimar os custos do projeto, foi utilizado o software *MAFMINE*, que utiliza o modelo criado por T. Alan O'Hara, com intuito de estimar valores, baseando em operações reais. Devido ao fato do modelo não ter estimativas específicas para o ferro, pode ser gerada uma certa incerteza nos valores de retorno.

7.1 Definição do preço de venda do produto

O volume de exportações gera grande impacto no preço do minério de Ferro, principalmente no produto *Pellet Feed*, que nossa mina irá produzir. A China é o grande comprador do minério de Ferro brasileiro (mais de 45% de nossas exportações destinam-se àquele país), seguida pelo Japão e Holanda, que também exportam o produto.

A escolha do preço de venda foi feita através das médias móveis, que tendem a diminuir as oscilações de mercado, com cotações de 10 anos, 15 anos e do ano de 2015, que respectivamente foram US\$124, US\$67 e US\$57.

As previsões de mercado analisadas falam de valores entre US\$40 e US\$50 para o curto e médio prazo, por isso o valor de US\$47,50 para Fe 62% foi estabelecido, sendo US\$50,56 para Fe 66%.



Figura 91: Preço minério de Ferro do últimos 5 anos.

7.2 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 ainda, comparar um projeto a outro a fim de verificar qual tem o maior retorno.

A escolha da taxa que reflete no resultado do VPL está associada ao risco do investimento em dado projeto. Sendo assim, projetos de maior risco possuem uma taxa maior associada e projeto de menor risco uma taxa menor. O valor da taxa irá depender também do conhecimento em dado tipo de projeto, além da capacidade da empresa em superar problemas.

Para este projeto, a taxa escolhida foi de 6%. O valor da taxa de desconto foi estabelecido com base no Tesouro Direto prefixado, com retorno previsto para 2025. Dada a situação econômica atual, era arriscado demais utilizar um título indexado. O valor do tesouro, 15,5% a.a. teve a taxa de inflação descontada, sendo esta de 9,5%, restando então o valor de 6% para a taxa de desconto do projeto.

7.3 CAPEX

Os custos de capital (CAPEX) abrangem toda a concepção e preparação do projeto, compra bens para dar início a execução da lavra. A análise de custos foi realizada utilizando o software *MAFMINE*, tendo como ano base 2012. Através do site americano Bureau of Labor Statistics, os valores gerados foram atualizados para o ano de 2015, cuja inflação média foi de 3,60%.

Na tabela 41 seguem os valores de investimento, já atualizados, fornecidos pelo software *MAFMINE*. De acordo com os dados de entrada inseridos no software, os custos de investimento estão apresentados na Tabela 55, 56 e 57:

Mina a Céu Aberto	M US\$
Preparação do terreno	9,324
Descobertura Prévia	106,708
Equipamentos	125,356
Instalações de Manutenção	23,828
Estudos de Viabilidade	16,576
Supervisão do Projeto e Construções Provisórias	23,828
Enquadramento de Pré-Produção	13,468

Tabela 55: Valores de investimento Mina a Céu Aberto.

Usina de Beneficiamento	M US\$
Preparação do terreno	8,288
Fundações	35,224
Instalações de Britagem, Estocagem e Transferência	56,98
Edificações	41,44
Equipamentos de Moagem e Estocagem de finos	127,428
Unidade de Concentração	76,664
Unidade de Espessamento e Filtragem	11,396
Unidade de Armazenamento do Concentrado	139,86
Bacias de Decantação	10,36
Estudos de Viabilidade	40,404
Supervisão do Projeto	52,836
Enquadramento de Pré-Produção	29,008

Tabela 56: Valores de Investimento Usina de Beneficiamento.

Infraestrutura	M US\$
Energia Elétrica	12,432
Aprisionamento de Água	41,44
Serviços Auxiliares	7,252
Rotas de Acesso	7,252

Tabela 57: Valores de Investimento Infraestrutura.

O somatório dos valores de investimento seguem na Tabela 57:

Mina a Céu Aberto	US\$ 319.088.000
Usina de Beneficiamento	US\$ 629.888.000
Infra Estrutura	US\$ 70.448.000
CAPEX	US\$ 1.019.424.000

Tabela 58: Valores de CAPEX do projeto mineiro.

O custo total de investimento foi dividido igualmente em 4 anos, sendo a primeira parcela como investimento inicial e ao longo dos 3 anos restantes para desenvolvimento do projeto.

7.4 OPEX

Os custos operacionais (OPEX) englobam os custos de lavra, de processos (beneficiamento, energia elétrica), custos gerais e administrativos e custos ambientais. Esses custos também foram fornecidos a partir do software *MAFMINE* e corrigidos para o ano de 2015. Os custos operacionais do projeto seguem na Tabela 58:

Mina a Céu Aberto	US\$ 3,11	t/ movimentada
Beneficiamento	US\$ 8,29	t/ tratada
Energia (mina+usina)	US\$ 8,29	t/tratada
Manutenção Eletro-Mecânica	US\$ 15449,87	Dia
Serviços Gerais	US\$ 3102,82	Dia
Serviços Administrativos	US\$ 11561,76	Dia
Custos Ambientais	US\$ 0,042	t/movimentada

Tabela 59: Custos operacionais do projeto.

O custo operacional total calculado, considerando as produções do empreendimento, foi de US\$ 884.038.778,39 (Tabela 59).

Mina a Céu Aberto	US\$ 250.859.124,4	t/movimentada
Beneficiamento	US\$ 309.647.404,4	t/tratada
Energia (mina+usina)	US\$ 309.647.404,4	t/tratada
Manutenção Eletro-Mecânica	US\$ 5.407.453,8	dia
Serviços Gerais	US\$ 1.085.987,0	dia
Serviços Administrativos	US\$ 4.046.616,0	dia
Custos Ambientais	US\$ 3.344.788,326	t/movimentada

Tabela 60: Custos operacional total do projeto.

7.5 Fluxo de Caixa

Para gerar o fluxo de caixa do projeto, os valores incluídos foram os custos de investimento, as receitas da produção e os custos operacionais.

A produção do concentrado anual foi calculada baseada na capacidade de produção da usina de beneficiamento, que resulta em uma produção de 27.744.192 toneladas por ano.

Uma série de impostos precisam ser coletados junto ao DNPM, sendo estes calculados em cima da receita anual. Os impostos considerados foram:

COFINS, 3% sobre a receita bruta.

PIS/PASEP, 0,65% sobre o faturamento.

CEFEM, 2% da receita anual.

ICMS, 18% da receita menos o que os impostos anteriores já descontados.

IRPJ, 25% sobre o lucro real.

O fluxo de caixa resultante para o projeto pode ser visualizado na Figura 92:

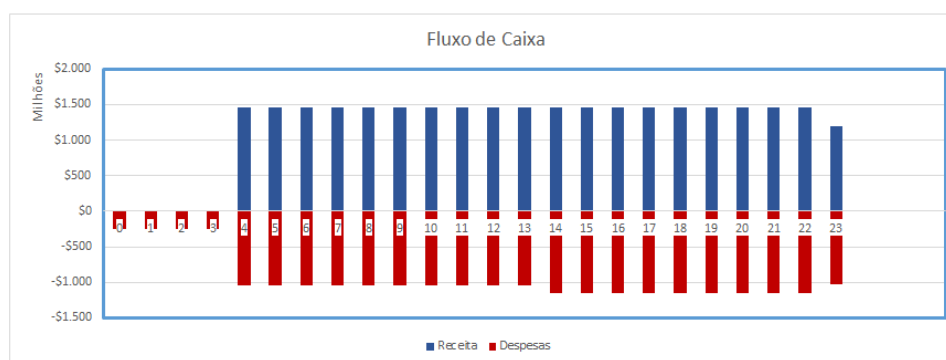


Figura 92: Fluxo de caixa.

7.6 Vida Útil

Para este projeto, foram estimados 20 anos de operação na mina. A estes anos, soma-se os anos de investimento e preparação, gerando então uma vida útil de 23 anos para o projeto.

7.7 VPL

A análise de viabilidade econômica de um projeto é realizada através do cálculo do VPL para tal empreendimento. A soma de todos os valores gastos e ganhos no tempo atualizados para a data de início do projeto deve ser positiva se o empreendimento for viável economicamente.

A taxa mínima de atratividade adotada foi de 6% ao ano, resultando em um VPL positivo de US\$ 776.360.384,21 para os 23 anos de vida útil da mina. Sendo que este resultado prévio foi um valor positivo e produtivo, o projeto é economicamente viável.

7.8 Payback

O payback mede o tempo de retorno do investimento no projeto, sem taxa de atualização. Analisando o gráfico com os dados gerados, o investimento será pago em aproximadamente 6,5 anos (Figura 93).

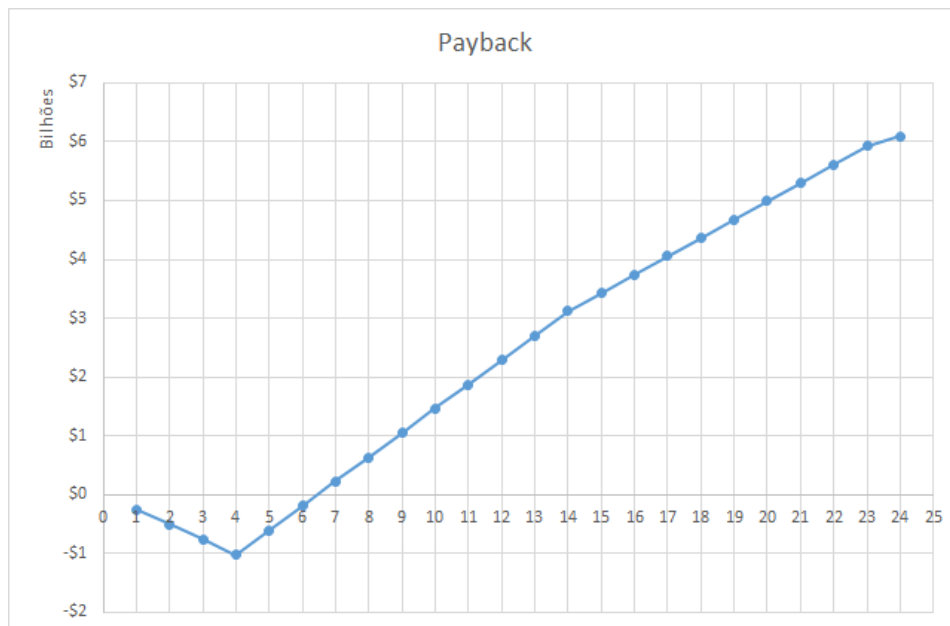


Figura 93: Payback.

7.9 TIR

A taxa interna de retorno (TIR) indica a taxa de atualização que zeraria o valor presente líquido. Para viabilidade do projeto, a TIR deve ser maior que a TMA adotada. Para o empreendimento, constatou-se uma TIR de 27%, maior que a TMA adotada, que foi de 6%.

7.10 Análise de Sensibilidade

Para entendermos o comportamento das variáveis e como estas afetam o projeto, foi feita análise de sensibilidade por um gráfico do tipo aranha (Figuras 96 e 97) e do tipo tornado (Figuras 94 e 95) no complemento do *Excel* chamado *Risk Simulator*. Verificou-se que o VPL e a TIR são muito sensíveis a variação de preço e recuperação. Assim, foram simulados cenários, variando preços e taxas de recuperação.

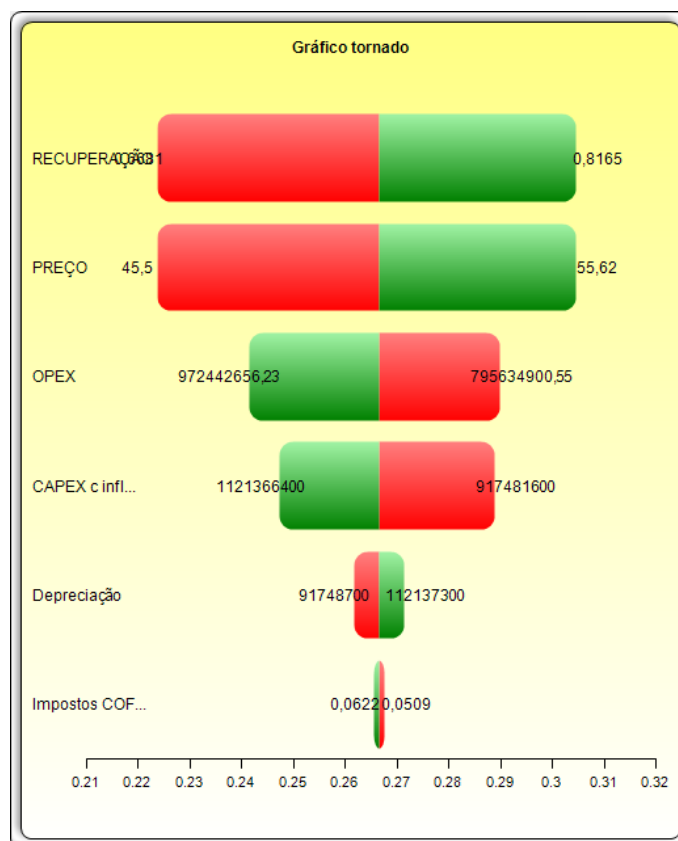


Figura 94: Gráfico tornado TIR.

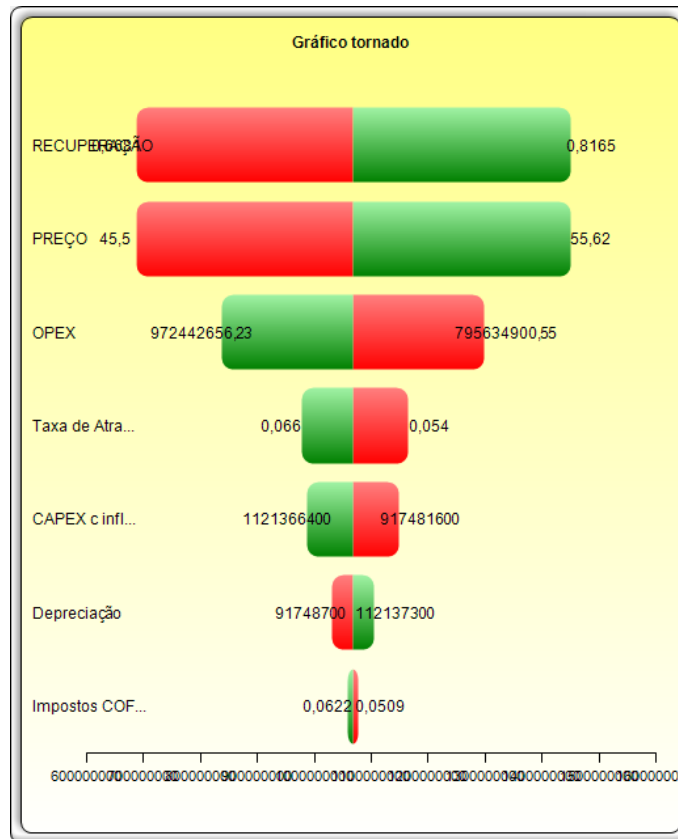


Figura 95: Gráfico tornado VPL.

O primeiro cenário criado foi o pessimista, com preço de US\$ 47,50 e recuperação abaixo do previsto, de 60%. Para este caso, o VPL foi negativo, -US\$ 227.351.104,35. O valor da TIR foi de 8%, pouco acima da TMA utilizada, que é 6%.

Para o segundo cenário, o preço utilizado foi de US\$60,00, mantendo a recuperação prevista do projeto, que é de 74,23%. O valor de VPL para este caso foi de US\$ 1.402.589.328,72 e a TIR de 29%.

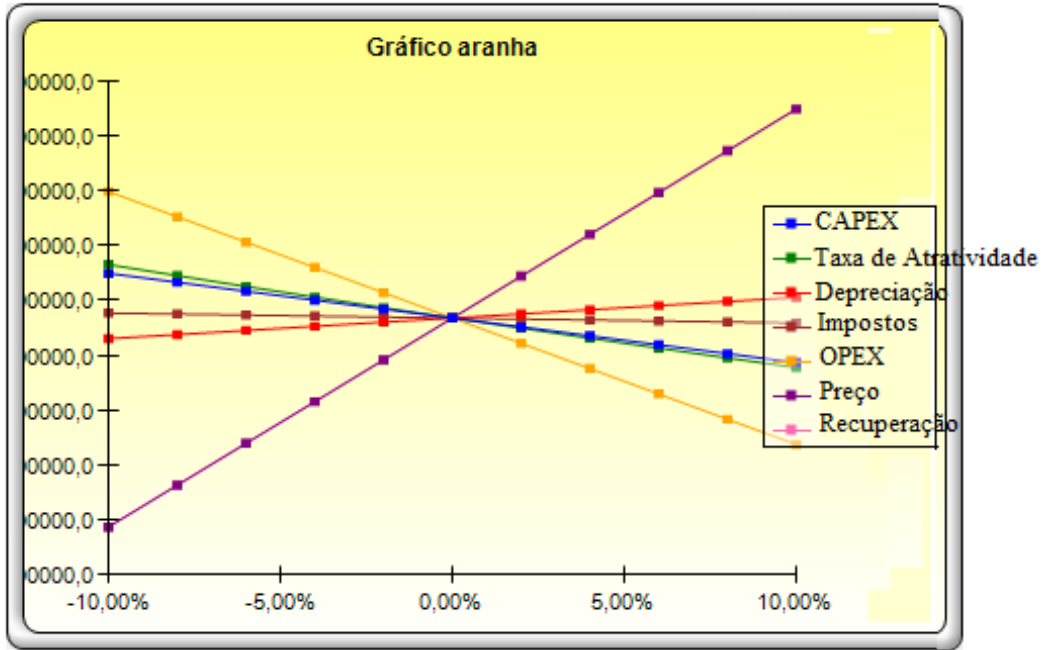


Figura 96: Gráfico aranha VPL.

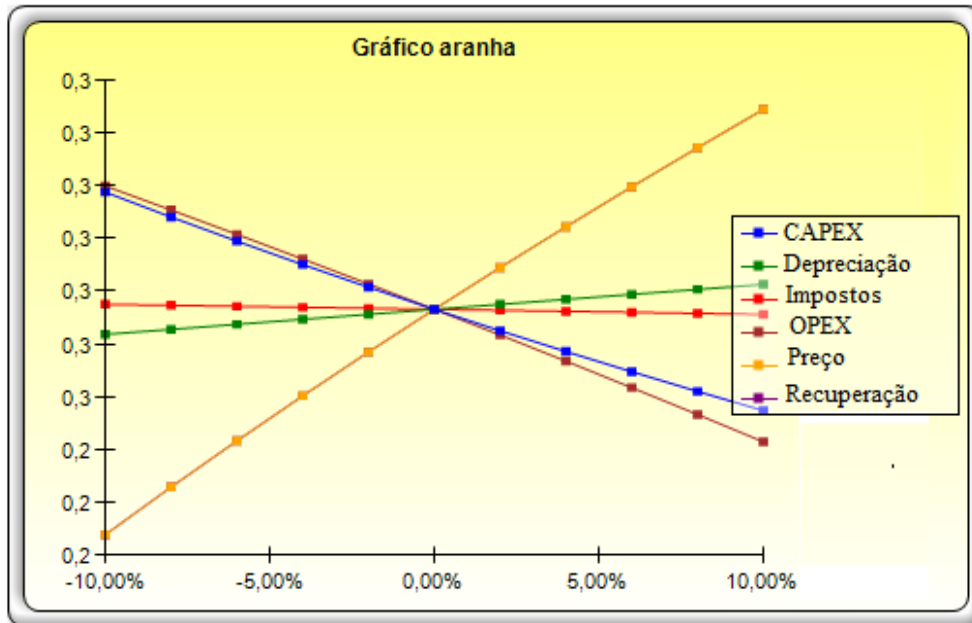


Figura 97: Gráfico aranha TIR.

CONCLUSÃO

O presente estudo de pré-viabilidade de um depósito de ferro, através dos parâmetros de validação estatística, projetista e financeira, torna possível confirmar as condições para o avanço do estudo a nível de viabilidade. Obviamente, para confirmar o sucesso do empreendimento é necessário maior aprofundamento. Como a viabilidade depende de muitos outros critérios e variáveis de análise, uma continuidade nos estudos é fundamental.

O preço do minério ferro, atualmente em queda, atingindo perto de mínimas em uma década, chama atenção para as principais mineradoras, produzindo minério em níveis recordes, como abordagem estratégica para o cenário. Ou seja, a situação atual é bastante delicada para esta commodity e a tomada de decisões sem feita todas as análises minuciosas é altamente arriscado. Portanto, só cabe a nós reafirmarmos a necessidade de mais estudos sobre este depósito de ferro.

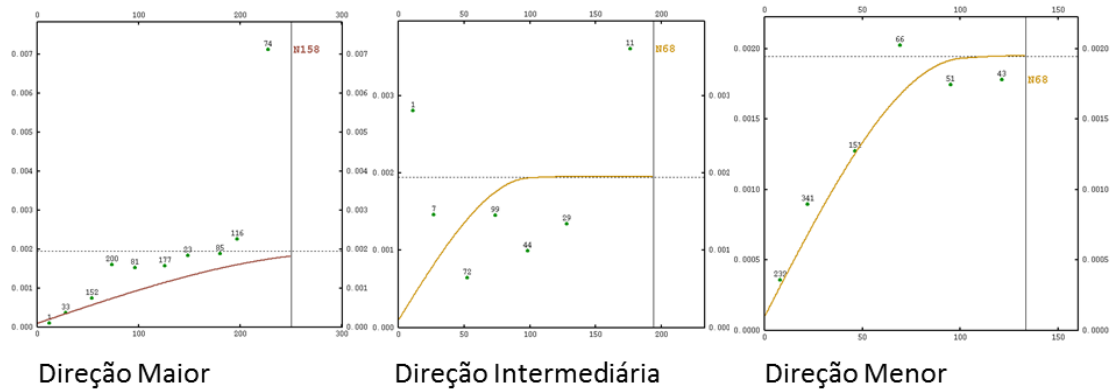
BIBLIOGRAFIA

- ROCHA, A. C.; Costa, F. V. (2008) – Sequenciamento de lavra trimestral na mina da Fábrica – Vale, 2008 Ibram
- ROSIÈRE, C. A.; Chemale, F. (2008) – Iabiritos e minérios de ferro de alto teor do Quadrilátero Ferrífero – Uma visão geral e discussão
- ISAAKS, E. H.; Srivastava R. M. (1989) – An Introduction to Applied Geostatistics. New York, Oxford University Press, 1989, 560 p.
- COSTA, J. F. C. L.; Peroni, R. L.; Caponi, L. N.; Veiga, D. C.; Gontijo, E. B., Grasso, C. B.; Almeida, L. A. P. (2010) Estimativa de teores de P2O5 utilizando agrupamento de domínios litológicos
- BRADY, B.H.G and Brown, E.T. “Rock Mechanics for Underground Mining” 3rd Edition. 2005
- OLOFSSON, S.A. “Applied Explosives Technology for Construction and Mining” 2nd Edition. 1990
- PERONI, R. L. - Vídeo aulas do software Datamine®.
- ALMEIDA, T. "A perfilagemgeofísicagama-gamaemdepósitos de ferro do QuadriláteroFerrífero :umaferramentaparamedições de densidade de rochas". Dissertação de Mestrado PPGEM UFRGS.
- HARTMAN, HOWARD L. Surface Mine Development Open Pit Planning and Design; Section 13S ME Mining Engineering Handbook 2nd edition, 1992.
- PERONI, R. L. Planejamento de Lavra a Céu Aberto; Capítulo 2 Bibliografia Complementar da apostila da disciplina de Lavra a Céu Aberto.
- PERONI, R. L. Operação de Lavra e Dimensionamento de Equipamentos; Capítulo 3 Bibliografia Complementar da apostila da disciplina de Lavra a Céu Aberto.
- PERONI, R. L. Projeto de Cava a Céu Aberto Usando DATAMINE Studio; Capítulo 6 Bibliografia Complementar da apostila da disciplina de Lavra a Céu Aberto.
- CAT® publication by Caterpillar Inc. Caterpillar Performance Handbook; Edition 30; U.S.A.; Illinois; Peoria, Printed in October 1999.
- BENNETT. R. L, Characteristics of IronOre and Agglomeration as related to Furnace Use – SME Mineral Processing Handbook, 1985.
- QUARESMA, F. L., Balanço Mineral Brasileiro, 2001.

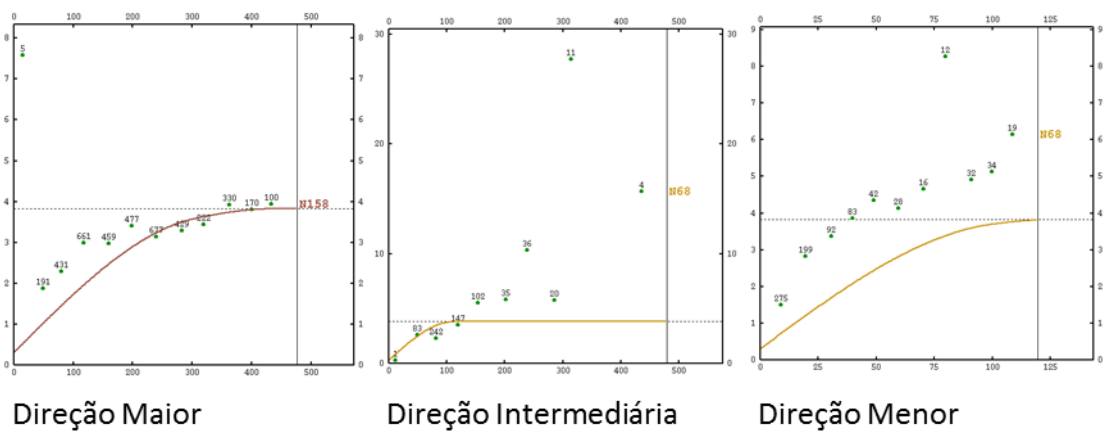
- SAMPAIO, J. A., LUZ. A. B. E LINS, F. F., Usinas de Beneficiamento do Brasil, 2001.
- METSO, Manual de Britagem, 2005
- METSO, Basics in Minerals Processing, 2015.
- Bureau of Labor Statistics, <http://www.bls.gov/>
- Deliberação Normativa COPAM n° 117, de 27 de junho de 2008.
- NBR 13029/1993 Elaboração e apresentação de projeto de disposição de estéril, em pilha, em mineração.
- NBR 13028/1993 Elaboração e apresentação de projeto de disposição de rejeitos de beneficiamento, em barramento, em mineração.
- Deliberação Normativa COPAM n° 87, de 17 de junho de 2005.
- NRM 16. Operações com Explosivos e Acessórios
- NBR 13030 – Elaboração e apresentação de projeto de reabilitação de áreas degradadas pela mineração
- CONAMA 001/86 DE 23.01.86
- CONAMA 237/97, de 19.12.1997
- NRM 21 – Reabilitação de áreas pesquisadas, mineradas e impactadas

ANEXOS

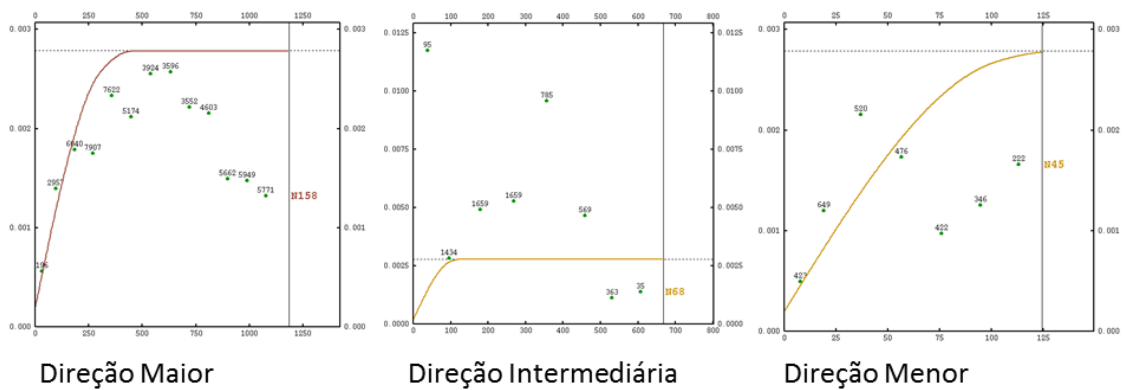
- Hematita P maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.



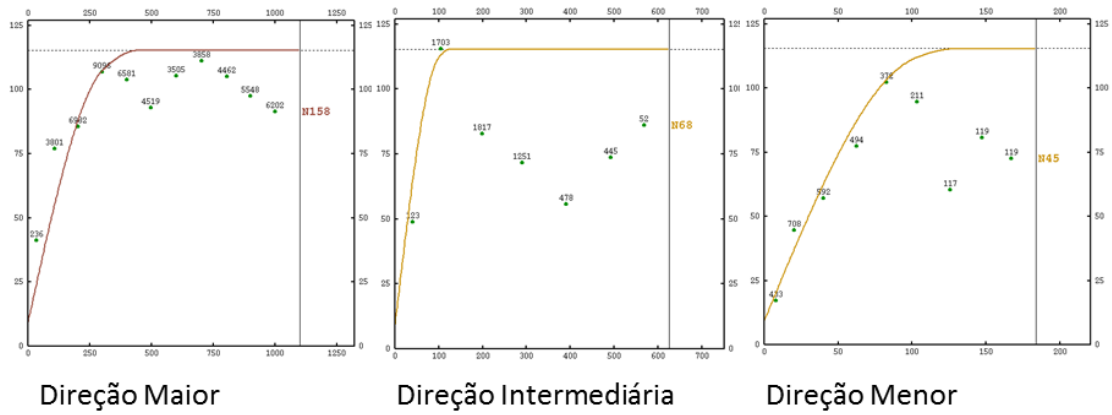
- Hematita Si maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.



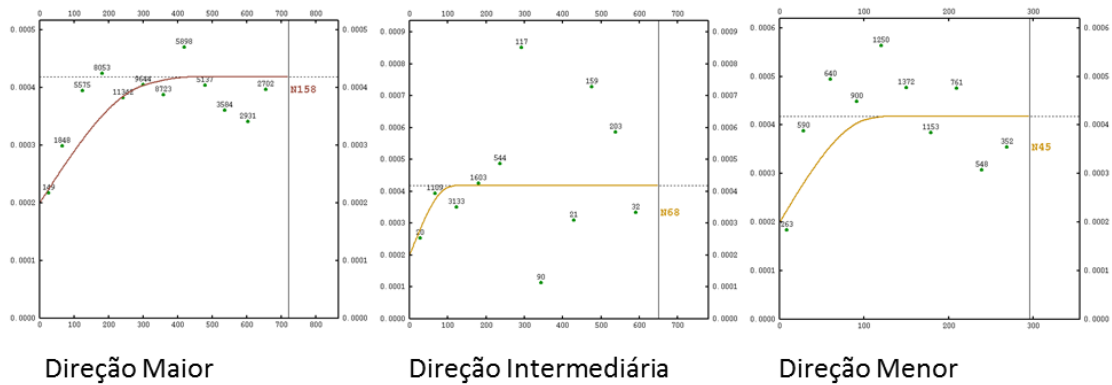
- Itabirito Rico P maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.



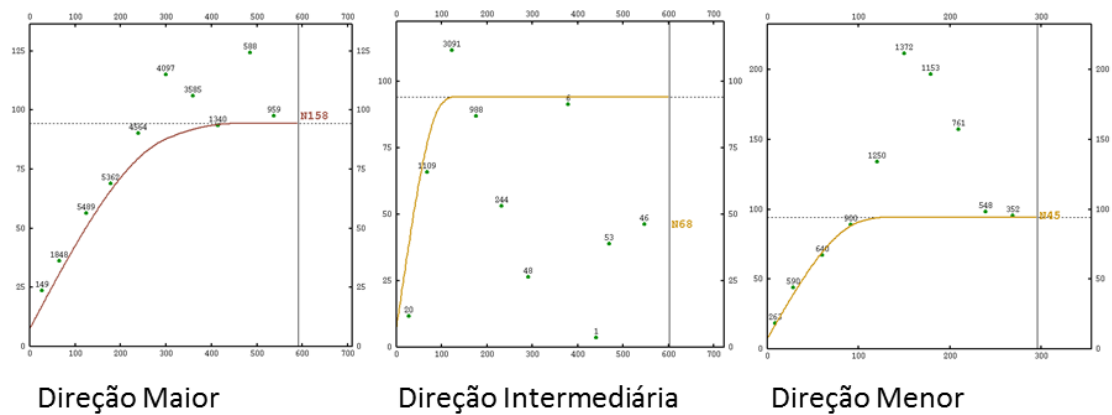
- Itabirito Rico Si maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.



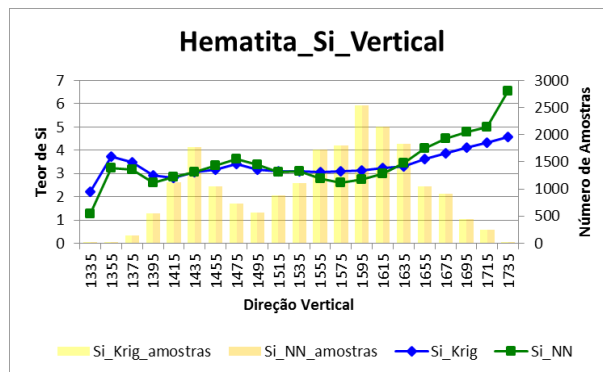
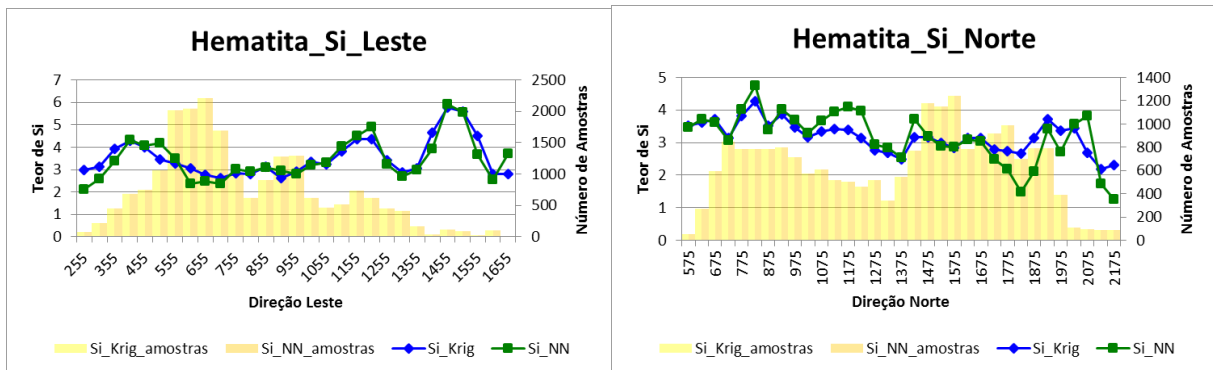
- Itabirito Pobre P maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.



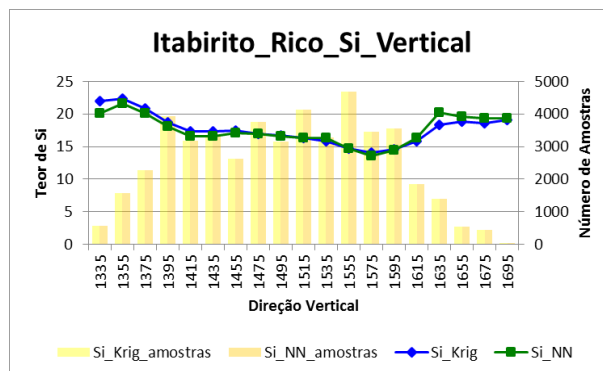
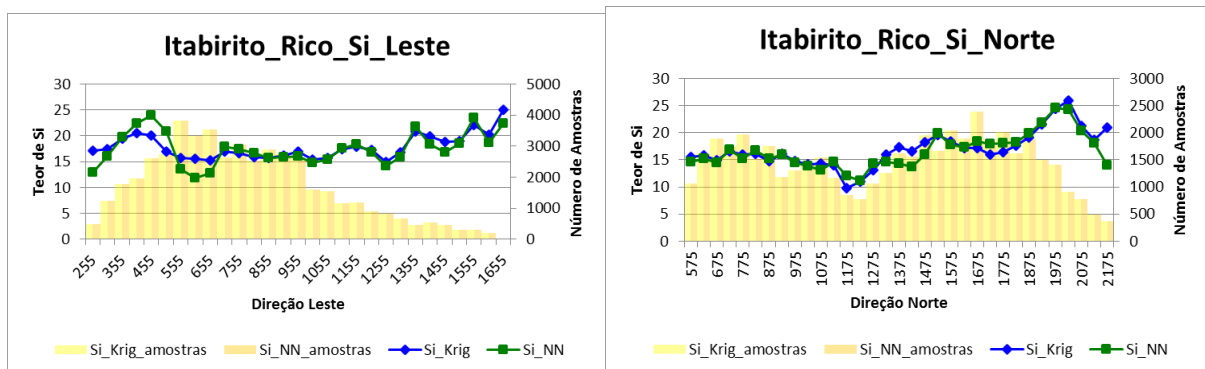
- Itabirito Pobre Si maior: N157.5/Dip0; intermediária: N67.5/Dip-22.5; menor: N67.5/Dip67.5.



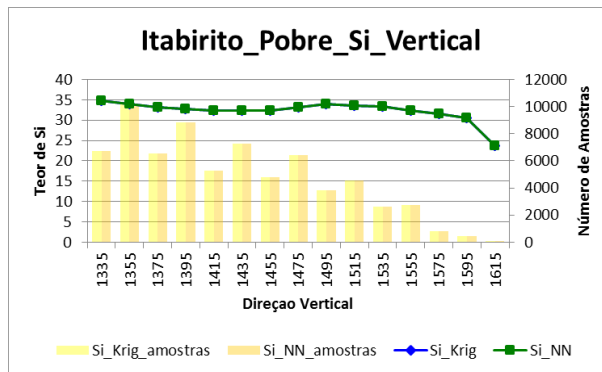
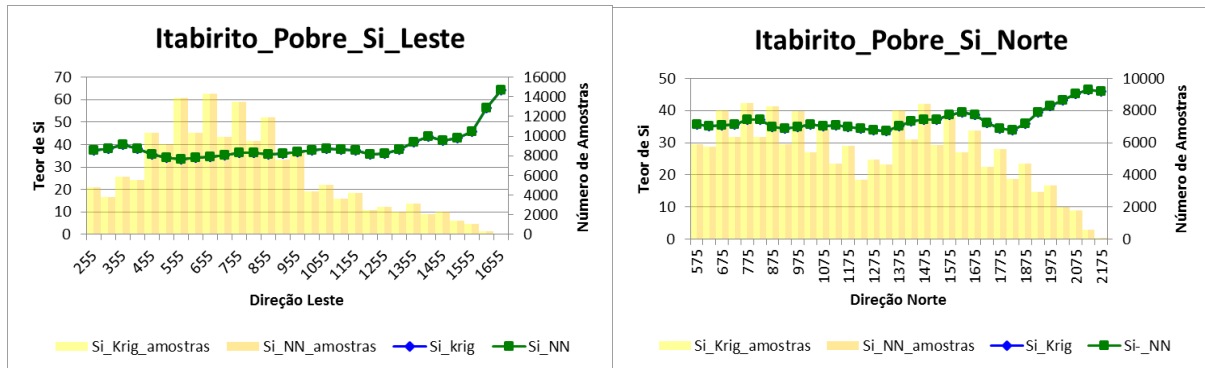
- Análise de deriva para o domínio hematita elemento sílica:



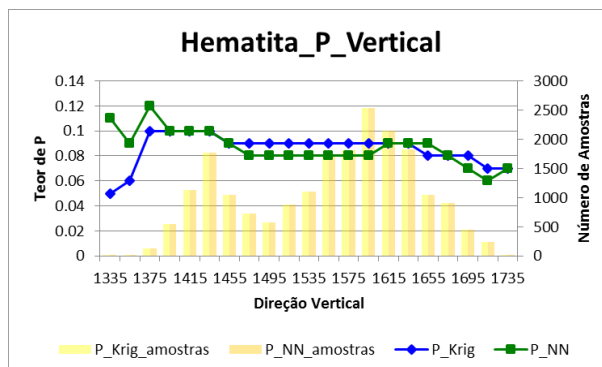
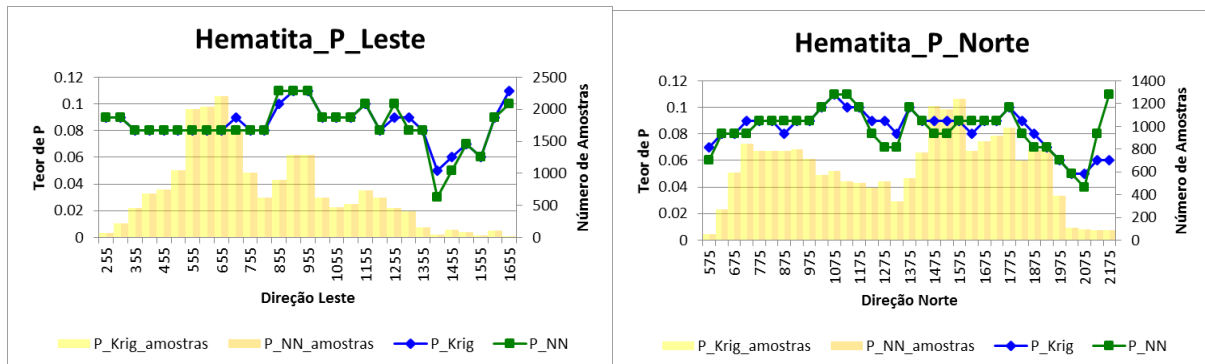
- Análise de deriva para o domínio itabirito rico elemento sílica:



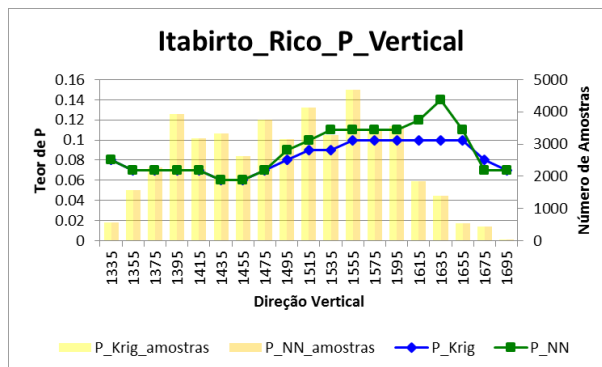
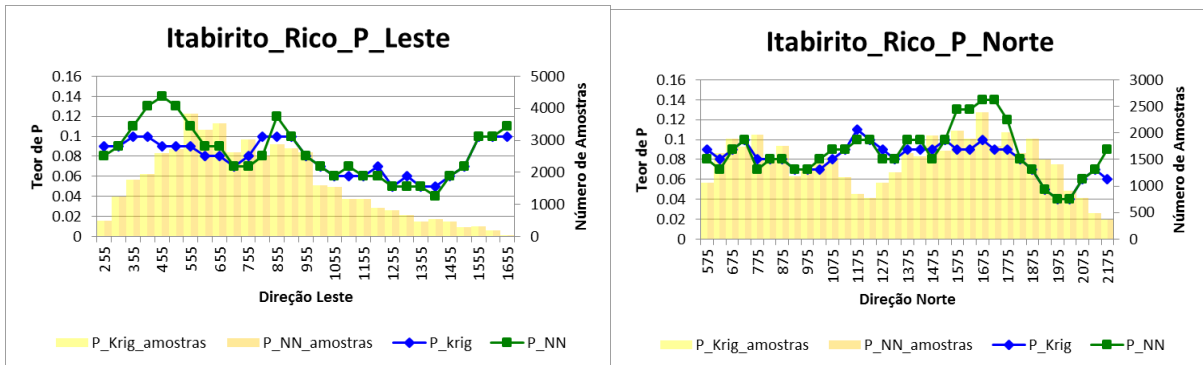
- Análise de deriva para o domínio itabirito pobre elemento sílica:



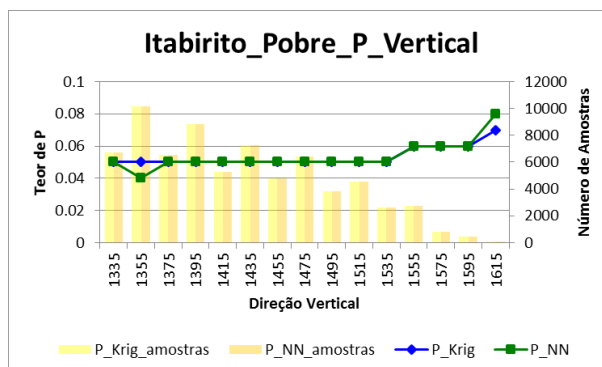
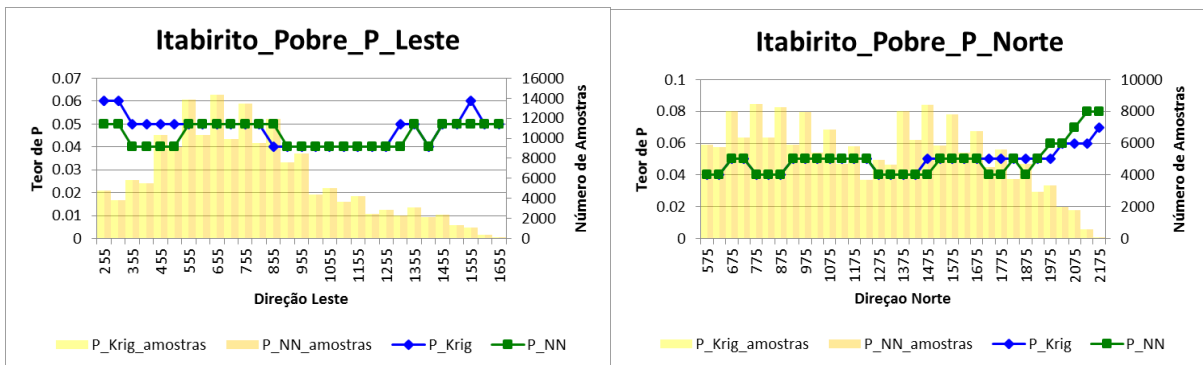
- Análise de deriva para o domínio hematita elemento fósforo:



- Análise de deriva para o domínio itabirito rico elemento fósforo:



- Análise de deriva para o domínio itabirito pobre elemento fósforo:



ANO	Produção Minério	Produção Concentrado	Receita Anual
1	39.000.149	28.949.811	1.463.702.424
2	39.006.817	28.954.760	1.463.952.679
3	38.995.894	28.946.652	1.463.542.731
4	39.001.409	28.950.746	1.463.749.713
5	38.999.643	28.949.435	1.463.683.434
6	38.999.574	28.949.384	1.463.680.844
7	38.999.911	28.949.634	1.463.693.492
8	39.004.541	28.953.071	1.463.867.259
9	38.997.603	28.947.921	1.463.606.871
10	39.002.622	28.951.646	1.463.795.237
11	38.994.263	28.945.441	1.463.481.518
12	39.000.353	28.949.962	1.463.710.080
13	39.002.559	28.951.600	1.463.792.873
14	39.000.948	28.950.404	1.463.732.411
15	38.999.178	28.949.090	1.463.665.982
16	38.998.574	28.948.641	1.463.643.313
17	38.999.315	28.949.192	1.463.671.123
18	39.000.481	28.950.057	1.463.714.884
19	38.999.372	28.949.234	1.463.673.263
20	31.677.680	23.514.342	1.188.885.125

Tabela 61: Receita Anual

Item/Ano	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
Investimento	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-254.856.000,00									
Receita					1.463.702.424	1.463.952.679	1.463.542.731	1.463.749.713	1.463.683.434	1.463.680.844	1.463.693.492		
Custo					884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39		
Depreciação Fiscal	10%				101.943.000,00	101.943.000,00	101.943.000,00	101.943.000,00	101.943.000,00	101.943.000,00	101.943.000,00		
Taxa de Atenuidade	6%												
Item tributável					579.663.645,68	579.913.900,31	579.503.952,61	579.710.934,35	579.644.655,15	579.642.065,54	579.654.713,38		
COFINS, PIS/PASEP e CEFEM	6%				165.980.435,35	166.096.104,29	165.906.624,41	166.002.292,41	165.971.657,84	165.970.460,90	165.976.306,80		
ICMS e RPI	43%												
Despesas	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-1.050.019.213,74	-1.050.134.882,68	-1.049.945.402,80	-1.050.041.070,80	-1.050.010.436,23	-1.050.009.239,29	-1.050.015.085,19		
Fluxo de Caixa	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-254.856.000,00	-254.856.000,00	413.683.210,33	413.817.796,02	413.597.328,19	413.708.641,94	413.672.997,32	413.671.604,64	413.678.406,58		
Fluxo de Caixa Amortizado	-254.856.000,00	-240.430.188,68	-226.820.932,72	-213.982.012,00	327.675.849,49	309.228.730,15	291.569.796,01	275.139.875,29	259.543.556,21	244.851.587,19	230.995.861,56		
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	
	1.463.667.259	1.463.606.871	1.463.796.237	1.463.481.518	1.463.710.080	1.463.792.873	1.463.732.411	1.463.665.982	1.463.643.313	1.463.671.123	1.463.714.884	1.463.673.263	1.188.885.125
	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39	884.038.778,39
	101.943.000,00	101.943.000,00	101.943.000,00										
	579.828.480,46	579.568.092,55	579.756.459,07	579.442.740,05	579.671.301,94	579.754.094,64	579.693.632,70	579.627.203,38	579.604.534,85	579.632.345,09	579.676.105,87	579.634.484,34	304.846.346,25
	166.056.622,81	165.936.270,22	166.023.334,17	267.821.331,67	267.926.974,11	267.965.241,31	267.937.295,50	267.906.591,54	267.896.114,03	267.908.968,06	267.929.194,51	267.909.956,83	140.901.505,47
	-1.050.095.401,20	-1.049.975.048,61	-1.050.062.112,56	-1.151.860.110,66	-1.151.965.752,50	-1.152.004.019,70	-1.151.976.073,89	-1.151.945.369,93	-1.151.934.892,42	-1.151.947.746,45	-1.151.967.972,90	-1.151.948.735,22	-1.024.940.283,86
	413.771.857,65	413.631.822,33	413.733.124,91	311.621.408,39	311.744.327,83	311.788.853,33	311.756.337,20	311.720.611,84	311.708.420,82	311.723.377,03	311.746.911,36	311.724.527,50	163.944.840,78
	217.969.832,97	205.562.343,50	193.974.233,75	137.830.449,45	130.080.015,89	122.734.523,42	115.575.210,91	109.209.380,93	103.023.688,56	97.196.822,44	91.702.038,26	86.505.145,21	42.920.310,31

Tabela 62: Fluxo de caixa