

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
TRABALHO DE CONCLUSÃO DE CURSO EM ENGENHARIA DE MINAS

ALINE TEIXEIRA BICCA
EDUARDO HILLER MARQUES
FERNANDO ALVES CARDOZO CANTINI
GRABRIEL HENRIQUE COSTA E SILVA TRINCA

PROJETO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE OURO

Porto Alegre

2013

ALINE TEIXEIRA BICCA
EDUARDO HILLER MARQUES
FERNANDO ALVES CARDOZO CANTINI
GRABRIEL HENRIQUE COSTA E SILVA TRINCA

PROJETO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE OURO

Trabalho de conclusão de curso em Engenharia de Minas submetido ao Departamento de engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, como requisito parcial à obtenção do título de Bacharel em Engenharia de Minas.

Professor: Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre
2013

Dedicamos este trabalho as nossas famílias,
pela compreensão e apoio constante.

AGRADECIMENTOS

Ao Departamento de Graduação em Engenharia de Minas, pela oportunidade de realização de deste trabalho.

Ao Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni, pela orientação e conhecimento ao trabalho realizado.

Aos colegas do Laboratório de Pesquisa Mineral e Planejamento Mineiro pelo auxílio nas tarefas desenvolvidas durante o curso e apoio na revisão deste trabalho.

O sucesso é uma consequência e não um objetivo.

Gustave Flaubert

LISTA DE ILUSTRAÇÕES

Figura 1 - Distribuição dos furos de sondagem.....	22
Figura 2 - Histograma dos teores de prata com teor médio de 0,194 ppm.....	23
Figura 3 - Histograma dos teores de cobre com teor médio de 103,018 ppm.....	24
Figura 4 - Histograma dos teores de zinco com teor médio de 52,863 ppm.....	25
Figura 5 - Análise de contato Minério vs <i>Hanging Wall</i> , com linhas de tendência.....	26
Figura 6 - Análise de contato Minério vs <i>Hanging Wall</i> , com linhas de tendência.....	27
Figura 7 - Localização de Santa Luz na Bahia por mapa.....	28
Figura 8 - Localização detalhada da mina em Santa Luz por satélite.....	29
Figura 9 - Distribuição dos furos de sondagem na topografia.....	30
Figura 10 - Interpretação das seções geológicas com visível continuidade espacial.....	30
Figura 11 - Corpo de minério com parte aflorando em superfície, onde será considerada área já lavrada.....	31
Figura 12 - Representação do corpo de minério, limitado pela topografia.....	31
Figura 13 - Vista superior do corpo com azimute de 52°.....	32
Figura 14 - Vista lateral do corpo com mergulho de 45°.....	32
Figura 15 - Histograma do teor de ouro no sólido do <i>Foot Wall</i> (Lapa), com teor médio de 1,434 ppm.....	33
Figura 16 - Histograma do teor de ouro no sólido do <i>Hanging Wall</i> (Capa), com teor médio de 1,046 ppm.....	33
Figura 17 - Histograma do teor de ouro no sólido do <i>Main</i> (Minério), com teor médio de 3,228 ppm.....	34
Figura 18 - Volume total do <i>Foot Wall</i> (Lapa) é de 1.313.309,28 m ³	34
Figura 19 - Volume total do <i>Hanging Wall</i> (Capa) é de 6.049.451,08 m ³	35
Figura 20 - Volume total do <i>Main</i> (Minério) é de 6.633.554,81 m ³	35
Figura 21 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo <i>Foot wall</i>	37
Figura 22 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo <i>Hanging wall</i>	37
Figura 23 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo minério.....	38
Figura 24 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo <i>Foot wall</i> , compositados.....	39
Figura 25 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo <i>hanging wall</i> , compositados.....	39
Figura 26 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo minério, compositados.....	40
Figura 27 - Histograma do teor do ouro no <i>Foot Wall</i> , com furos compositados.....	41
Figura 28 - Histograma do teor de ouro no <i>hanging wall</i> , com furos compositados.....	41
Figura 29 - Histograma do teor de ouro do minério (<i>main</i>), compositados.....	42
Figura 30 - Gráfico de probabilidade acumulada do <i>foot wal</i>	43
Figura 31 - Gráfico de probabilidade acumulada do <i>hanging wall</i>	43
Figura 32 - Gráfico de probabilidade acumulada do minério (<i>main</i>).....	44
Figura 33 - Histograma das amostras de ouro no <i>foot wall</i> após o <i>Capping</i>	45
Figura 34 - Histograma das amostras de ouro no <i>hanging wall</i> após o <i>Capping</i>	45
Figura 35 - Histograma das amostras de ouro no <i>main</i> após o <i>Capping</i>	46
Figura 36 - Modelo de blocos para o <i>foot wall</i>	47
Figura 37 - Modelo de blocos para o <i>hanging wall</i>	48
Figura 38 - Correlograma omnidirecional do <i>foot wall</i>	50
Figura 39 - Correlograma de maior continuidade do <i>foot wall</i>	50

Figura 40 - Correlograma de média continuidade do <i>foot wall</i>	52
Figura 41 - Correlograma de menor continuidade do <i>foot wall</i>	54
Figura 42 - Correlograma omnidirecional do <i>hanging wall</i>	56
Figura 43 - Correlograma de maior continuidade do <i>hanging wall</i>	56
Figura 44 - Correlograma de média continuidade do <i>hanging wall</i>	58
Figura 45 - Correlograma de menor continuidade do <i>hanging wall</i>	60
Figura 46 - Correlograma omnidirecional do <i>main</i>	62
Figura 47 - Correlograma de maior continuidade do <i>main</i>	62
Figura 48 - Correlograma de média continuidade do <i>main</i>	64
Figura 49 - Correlograma de menor continuidade do <i>main</i>	66
Figura 50 - Elipsóide de busca	68
Figura 51 - Modelo krigado para o <i>foot wall</i>	69
Figura 52 -Histograma de teores de ouro no <i>foot wall</i> , krigado	69
Figura 53 - Modelo krigado para o <i>hanging wall</i>	70
Figura 54 - Histograma de teores de ouro no <i>hanging wall</i> , krigado	70
Figura 55 - Modelo krigado para o minério (<i>main</i>).....	71
Figura 56 - Histograma de teores de ouro no minério, krigado.....	71
Figura 57 - Análise visual <i>foot wall</i>	72
Figura 58 - Análise visual <i>hanging wall</i>	72
Figura 59 - Análise visual <i>main</i>	73
Figura 60 - Análise de deriva na direção Leste-Oeste do <i>foot wall</i>	74
Figura 61 - Análise de deriva na direção Norte-Sul do <i>foot wall</i>	74
Figura 62 - Análise de deriva no eixo vertical do <i>foot wall</i>	75
Figura 63 - Análise de deriva na direção Leste-Oeste do <i>hanging wall</i>	75
Figura 64 - Análise de deriva na direção Norte-Sul do <i>hanging wall</i>	76
Figura 65 - Análise de deriva no eixo Vertical do <i>hanging wall</i>	76
Figura 66 - Análise de deriva na direção Leste-Oeste do <i>main</i>	77
Figura 67 - Análise de deriva na direção Norte-Sul do <i>main</i>	77
Figura 68 - Análise de deriva no eixo Vertical do <i>main</i>	78
Figura 69 - Validação cruzada para o <i>foot wall</i>	79
Figura 70 - Validação cruzada para o <i>hanging wall</i>	79
Figura 71 - Validação cruzada para o <i>main</i>	80
Figura 72 - Curva de parametrização	81
Figura 73 - Recursos medidos, indicados e inferidos.....	82
Figura 74 - Análise geomecânica do <i>hanging wall</i>	85
Figura 75 - Análise geomecânica do <i>main</i>	85
Figura 76 - Análise geomecânica do <i>foot wall</i>	86
Figura 77 - Cava ótima do <i>open pit</i> com setorização para análise de estabilidade dos taludes	88
Figura 78 - Ruptura circular para o <i>hanging wall</i>	90
Figura 79 - Ruptura circular para o <i>foot wall</i>	90
Figura 80 - Análise de tombamento para talude global.....	91
Figura 81 - Ruptura planar para talude de bancadas	91
Figura 82 - Ruptura em cunha para talude de bancadas	92
Figura 83 - Média móvel do ouro nos últimos 5 anos	94
Figura 84 - Cava ótima resultante através do <i>software NPV Scheduler</i>	96
Figura 85 - <i>Ultimate pit</i> a partir do NPV X R.E.M	97
Figura 86 - Cava final operacionalizada.....	98
Figura 87 - Distância maior do <i>pit</i> da cava operacionalizada.....	99
Figura 88 - Distância menor do <i>pit</i> da cava operacionalizada.....	99
Figura 89 - Vista em planta da cava operacionalizada	100

Figura 90 - Curva de parametrização – dentro da cava otimizada	101
Figura 91 - Curva de parametrização – fora da cava otimizada	102
Figura 92 - Seção da cava final e da zona mineralizada.....	103
Figura 93 - Cava gerada após o sequenciamento	105
Figura 94 - Início do sequenciamento da mina.....	105
Figura 95 - Sequenciamento da mina – Ano 1	106
Figura 96 - Sequenciamento da mina – Ano 2	106
Figura 97 - Sequenciamento da mina – Ano 3	107
Figura 98 - Sequenciamento da mina – Ano 4	107
Figura 99 - Sequenciamento da mina – Ano 5	108
Figura 100 - Sequenciamento da mina – Ano 6	108
Figura 101 - Sequenciamento da mina – Ano 7	109
Figura 102 - Sequenciamento da mina – Ano 8	109
Figura 103 - Sequenciamento da mina – Ano 9	110
Figura 104 - Sequenciamento da mina – Ano 10	110
Figura 105 - Sequenciamento da mina – Ano 11	111
Figura 106 - Sequenciamento da mina – Ano 12	111
Figura 107 - Sequenciamento da mina – Ano 13	112
Figura 108 - Localização da pilha de estéril e planta de beneficiamento.....	113
Figura 109 - Escavadeira Komatsu 450 para minério	116
Figura 110 - Escavadeira CAT 6015 FS para estéril	117
Figura 111 - Caminhão para o minério.....	118
Figura 112 - Caminhão para estéril	119
Figura 113 - Motoniveladora VOLVO G976.....	122
Figura 114 - Wheel dozer CAT 844H	122
Figura 115 - Bulldozer KOMATSU 155AX	123
Figura 116 - Caminhão pipa CAT 740	123
Figura 117 - Desmonte de rochas no minério.....	127
Figura 118 - Desmonte de rochas no minério.....	127
Figura 119 - Perfuratriz hidráulica <i>Top Hammer Roc F9 CR</i>	129
Figura 120 - Circuito de Adquação Granulométrica Simplificado	131
Figura 121 - Fluxo de Massas de Circuito de Adquação Granulométrica.....	132
Figura 122 - Exemplo de Britador de Mandíbulas	134
Figura 123 - Exemplo de Moinho de Bolas.....	135
Figura 124 - Exemplo de Arranjo de hidrociclones crebs	136
Figura 125 - Exemplo concentrador Knelson.....	137
Figura 126 - Exemplo de tanques CIL	142
Figura 127 - Circuito completo de Beneficiamento	145
Figura 128 - Rio Itapicuru	147
Figura 129 - Plantações de sisal e vegetação original da região	150
Figura 130 - Forma da Pilha.....	155
Figura 131 - Detalhes da Pilha de Estéril	156
Figura 132 - Dimensões finais da Pilha.....	157
Figura 133 - Visualização 01 em perspectiva da Pilha de Estéril	157
Figura 134 - Visualização 02 em perspectiva da Pilha de Estéril	158
Figura 135 - Perfil Barragem.....	160
Figura 136 - Dados da barragem	161
Figura 137 - Configuração final do Barramento	161
Figura 138 - Análise para ruptura circular.....	162
Figura 139 - Vista em seção da barragem	164

Figura 140 - Payback do Empreendimento	169
Figura 141 - Variação no Tempo de Investimento	170
Figura 142 - Gráfico 01 - Aranha da TIR	171
Figura 143 - Gráfico 01 - Aranha TIR.....	172
Figura 144 - Exemplo da distribuição PERT	174
Figura 145 - Exemplo da distribuição Triangular	175
Figura 146 - Exemplo da distribuição Normal	176
Figura 147 - Análise de Risco para a TIR	177
Figura 148 - Análise de Risco para o VPL.....	178

LISTA DE TABELAS

Tabela 1 - Reserva e produção mundial de ouro	13
Tabela 2 - Tabela com as diferenças entre os volumes dos sólidos geológicos e os modelos de blocos.....	47
Tabela 3 – Dados de maior continuidade do <i>foot wall</i>	51
Tabela 4 - Dados de média continuidade do <i>foot wall</i>	53
Tabela 5 - Dados de média continuidade do <i>foot wall</i>	55
Tabela 6 - Dados de maior continuidade do <i>Hanging Wall</i>	57
Tabela 7 - Dados de média continuidade do <i>hanging wall</i>	59
Tabela 8 - Dados de menor continuidade do <i>Hanging Wall</i>	61
Tabela 9 - Dados de maior continuidade do minério.....	63
Tabela 10 - Dados de média continuidade do <i>main</i>	65
Tabela 11 - Dados de média continuidade do minério	67
Tabela 12 - Dados dos três domínios geológicos	86
Tabela 13 - Família de descontinuidades	87
Tabela 14 - <i>Strike</i> e <i>dip direction</i> para cada uma das zonas do <i>open pit</i>	88
Tabela 15 - Análise do talude global para cada uma das zonas do <i>open pit</i>	89
Tabela 16 - Custos finais gerados.....	94
Tabela 17 - Custos finais de serviços	95
Tabela 18 - Escolha do <i>ultimate pit</i>	97
Tabela 19 - Parâmetros utilizados para operacionalização da cava.....	98
Tabela 20 - Comparativo cava matemática x cava operacional	100
Tabela 21 - Reserva fora da cava operacional	102
Tabela 22 - Recuperação do minério	102
Tabela 23 - Valores anuais do sequenciamento da mina.....	104
Tabela 24 - Parâmetros para o dimensionamento da escavadeira	114
Tabela 25 - Dimensionamento da escavadeira e caminhão	115
Tabela 26 - Dimensionamento dos caminhões	118
Tabela 27 - Parâmetros do dimensionamento da frota de caminhões	119
Tabela 28 - DMT's e número de caminhões para o minério e estéril	120
Tabela 29 - Dimensionamento final da frota de caminhões	121
Tabela 30 - Parâmetros iniciais desmonte no minério.....	124
Tabela 31 - Parâmetros do desmonte do minério	125
Tabela 32 - Valores obtidos para o desmonte no minério	125
Tabela 33 - Parâmetros iniciais desmonte no estéril	125
Tabela 34 - Parâmetros desmonte no estéril	126
Tabela 35 - Valores obtidos para o desmonte no estéril.....	126
Tabela 36 - Custos totais para o desmonte do minério.....	128
Tabela 37 - Custos totais para o desmonte do estéril	128
Tabela 38 - Quadro de funcionários da mina	129
Tabela 39 - Balanço de Massa do Conjunto de Hidrociclones 1	133
Tabela 40 - Balanço de Massa do Conjunto de Hidrociclones 2.....	133
Tabela 41 - Balanço de Massa do Conjunto de Hidrociclones 3.....	133
Tabela 42 - Dimensionamento do 1º conjunto de hidrociclones	135
Tabela 43 - Dimensionamento do 2º conjunto de hidrociclones	136
Tabela 44 - Dimensionamento do 3º conjunto de hidrociclones	136
Tabela 45 - Balanço de Massa Espessador.....	138
Tabela 46 - Volume destinado para a pilha	154

Tabela 47 - Propriedades da Pilha	154
Tabela 48 - Especificações da Pilha	156
Tabela 49 - Volume destinado para a Barragem	159
Tabela 50 - Custos MAFMINE	166
Tabela 51 - Função Benefício.....	166
Tabela 52 - Dados de Entrada Análise Econômica	167
Tabela 53 - Valores do fluxo de caixa.....	169
Tabela 54 - Variação nos Anos de Investimento.....	170
Tabela 55 - Variação de Dados para Análise de Risco.....	177

SUMÁRIO

1. INTRODUÇÃO	13
2. OBJETIVO GERAL	14
3. MATERIAL E MÉTODOS.....	15
3.1 PARCIAL 1 – MODELAGEM GEOLÓGICA.....	15
3.1.1 Objetivo específico	15
3.1.2 Banco de dados.....	15
3.1.2.1 Importação de dados	15
3.1.2.2 Verificação dos dados.....	15
3.1.3 Modelagem geológica.....	16
3.1.3.1 Definição do arcabouço geológico	16
3.1.3.2 Interpretação de seções geológicas.....	16
3.1.3.3 Modelagem de sólidos e superfícies	16
3.1.3.4 Volumes dos sólidos.....	16
3.2 PARCIAL 2 – AVALIAÇÃO GEOESTATÍSTICA.....	17
3.2.1 Objetivo específico	17
3.2.2 Avaliação do depósito.....	18
3.2.2.1 Modelagem de teores	18
3.2.2.1.1 Análise Exploratória dos dados	18
3.2.2.1.2 Definição de dimensão de blocos	19
3.2.2.1.3 Correlografia.....	19
3.2.2.1.4 Estimativa de teores.....	19
3.2.2.1.5 Quantificação de recursos segundo critérios objetivos dos principais códigos de mineração	21
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO	22
4.1 PARCIAL 1 – MODELAGEM GEOLÓGICA.....	22
4.1.1 Banco de dados.....	22
4.1.1.1 Importação de dados	22
4.1.1.2 Verificação dos dados.....	23
4.1.2 Modelagem geológica.....	26
4.1.2.1 Definição do arcabouço geológico	27
4.1.2.2 Interpretação de seções geológicas.....	29
4.1.2.3 Modelagem de sólidos e superfícies	30
4.1.2.4 Volumes dos sólidos.....	32
4.2 PARCIAL 2 – AVALIAÇÃO GEOESTATÍSTICA.....	36
4.2.1 Avaliação do depósito.....	36
4.2.1.1 Modelagem de teores	36
4.2.1.1.1 Análise Exploratória dos dados	36
4.2.1.1.2 Definição de dimensão de blocos	46
4.2.1.1.3 Correlografia.....	48
4.2.1.1.4 Estimativa de teores.....	67
4.2.1.1.5 Quantificação de recursos segundo critérios objetivos dos principais códigos de mineração	81
4.3 PARCIAL 3 - PROJETO DE MINA.....	82

4.3.1	Projeto de mina	82
4.3.1.1	Objetivo específico.....	82
4.3.1.1.1	Definição do Método de Lavra.....	82
4.3.1.1.2	Otimização de Cava.....	93
4.3.1.1.3	Operacionalização de Cava	97
4.3.1.1.4	Sequenciamento de Cava.....	103
4.3.1.1.5	Transporte.....	112
4.3.1.1.6	Dimensionamento de Equipamentos de Lavra	113
4.3.1.1.7	Desmonte de Rochas	124
4.3.1.1.8	Número de Funcionários por Setor da Mina	129
4.4	PARCIAL 4 – BENEFICIAMENTO, MEIO AMBIENTE E ANÁLISE	
	ECONÔMICA.....	129
4.4.1	Beneficiamento do Ouro.....	129
4.4.1.1	Equipamentos Utilizados.....	131
4.4.1.2	Fluxo de Massas.....	131
4.4.1.3	Balaço de massa	132
4.4.1.4	Balaço de Hídrico	134
4.4.1.5	Equipamentos Requeridos.....	134
4.4.1.6	Unidade de Beneficiamento	138
4.4.1.7	Cominuição.....	139
4.4.1.8	Flotação.....	139
4.4.1.9	Concentração Gravimétrica no rejeito da flotação.....	140
4.4.1.10	Manuseio do Concentrado	140
4.4.1.10.1	Remoagem do concentrado	140
4.4.1.10.2	Espessamento de Concentrado	141
4.4.1.11	Lixiviação – CIL	141
4.4.1.12	Carvão Tratamento.....	143
4.4.1.13	Eluição de Carvão.....	143
4.4.1.14	Reativação do Carvão	144
4.4.1.15	Abatimento do Cianeto e Arsênio.....	144
4.4.2	Meio Ambiente.....	145
4.4.2.1	Aspectos Físicos.....	146
4.4.2.2	Aspectos Bióticos	149
4.4.2.3	Aspectos socioeconômicos.....	151
4.4.2.4	Disposição de Resíduos	151
4.4.2.4.1	Pilha de Disposição de Estéril.	152
4.4.2.4.2	Projeto de Barragem de Rejeitos	158
4.4.2.5	Fechamento da Mina	165
4.4.3	Análise econômica	165
4.4.3.1	Fluxo de Caixa.....	167
4.4.3.2	Análise de Sensibilidade.....	168
4.4.3.3	Resultados.....	168
4.4.3.3.1	Análise de Sensibilidade.....	169
4.4.3.3.2	Análise de Risco	172
5.	CONCLUSÃO	179
	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	180

1. INTRODUÇÃO

O Brasil foi o maior produtor mundial de ouro durante o ciclo do ouro, segundo Porto, C.G. et. al. (2002, p. 1), entre os anos de 1700 à 1850, chegando a produzir 16 t/ano (toneladas por ano), e desde então vem ocupando posição de destaque na produção de minério. Na década de 1980, houve a descoberta do garimpo de Serra Pelada e foi quando a produção anual de ouro no Brasil “deu um salto” de 20 t para 100 t anuais no final desta década.

No ano de 2011, o Brasil produziu cerca de 65 t de ouro (cerca de 57 t de ouro primário), ocupando o 13º lugar entre os maiores produtores mundiais. Considerando somente a produção de ouro primário, Minas Gerais foi destaque na produção nacional com 56,8%, seguido por Goiás (15,6%), Bahia (10%,3), Pará (8,7%) e Mato Grosso (5,7%). A produção oficial de garimpos, calculada a partir do recolhimento de tributos (1% de IOF), atingiu aproximadamente 8,2 t, sendo os principais estados produtores: MT, PA e RO.

Conforme os dados preliminares da *Gold Fields Mineral Service* (GFMS), a produção mundial de ouro em 2011 atingiu cerca de 2.818 t, com a Austrália apresentando a maior produção entre os países destaques com 258,3 t anuais.

Na América do Sul, destacam-se o Peru (188 t), Brasil (65 t), Argentina (59 t), Chile (45 t) e a Colômbia (37 t). (Balanço Mineral Brasileiro, DNPM, 2011).

Tabela 1 - Reserva e produção mundial de ouro

Discriminação Países	Reservas (t)		Produção (t)	
	2011 ^{(p)(1)}	2010 ^(r)	2011 ^(p)	%
Brasil	2,400	62	65	2.3
China	1,900	341	371	13.2
Austrália	7,400	259	258.3	9.2
Estados Unidos da América	3,000	240	232.8	8.3
África do Sul	6,000	192	197.9	7
Chile	3,400	40	50	1.8
Rússia	5,000	190	211.9	7.5
Peru	2,000	170	188	6.7
Canadá	920	90	107.7	3.8
Gana	1,400	100	91	3.2
Indonésia	3,000	120	111	3.9
Uzbequistão	1,700	90	71.4	2.5
Outros países	12,880	758	862.4	30.6
TOTAL	51,000	2,652	2818.4	100

Fonte: DNPM/DIPLAM; GFMS (*Gold Fields Mineral Service*); USGS: *Mineral Commodity Summaries* 2012 (1) dado USGS – nova metodologia; (r) revisado; (p) dado preliminar

2. OBJETIVO GERAL

Analisar a pré-viabilidade técnico-econômica de um depósito de ouro a partir da modelagem geológica, avaliação geoestatística, métodos de lavra, processos de beneficiamento, fechamento da mina e recuperação da área minerada.

3. MATERIAL E MÉTODOS

3.1 PARCIAL 1 – MODELAGEM GEOLÓGICA

3.1.1 Objetivo específico

Definir o arcabouço geológico; interpretar as seções geológicas e modelar os corpos mineralizados; obter seus volumes e os teores preliminares, separados por litologia.

3.1.2 Banco de dados

3.1.2.1 Importação de dados

- 3 arquivos com extensão (.dm) do *software Studio 3*:
 - dh1_mod.dm
 - topo_wgs84_current_0511_PT.dm
 - topo_wgs84_current_0511_TR.dm

Quantificação dos furos de sondagem e número de análises químicas através do *software Microsoft Excel* seguido pela importação e “plotagem” da disposição dos furos de sondagem da campanha de prospecção no *software Surfer*.

Interpretação e denominação das litologias presentes nas amostras retiradas dos furos de sondagem com base na nomenclatura abreviada, já presente no banco de dados original, e também na disposição espacial das camadas das amostras observadas no *software Studio 3*.

3.1.2.2 Verificação dos dados

Discriminação dos elementos presentes nas análises químicas. Análise através de histogramas e médias de teores dos elementos e rápida comparação com empreendimentos mineiros já existentes, do mesmo bem mineral, para uma avaliação preliminar em relação à sua possibilidade de lavra.

3.1.3 Modelagem geológica

Análise de contato através de um *script* dentro do *software Sgems* que por sua vez gerou um gráfico no *software Python*.

A análise de contato é a representação gráfica da média dos teores em função da distância a partir da interface de dois litotipos diferentes, onde:

- Variação suave – não ocorre descontinuidade: modelagem por teor.
- Variação abrupta – ocorre continuidade: modelagem por litologia.

3.1.3.1 Definição do arcabouço geológico

Análise dos elementos contidos nas amostras da mineralização e de suas localizações espaciais e pesquisa bibliográfica para a classificação mais coerente com as características do depósito em questão. Pesquisa dos principais depósitos existentes que possuem o mesmo subsistema, ambiente, sub-ambiente, modelo genético e forma do corpo. Locação da mina.

3.1.3.2 Interpretação de seções geológicas

As seções geológicas foram interpretadas no *software Studio 3*, através da construção de *strings* em planos paralelos ao alinhamento das sondagens.

3.1.3.3 Modelagem de sólidos e superfícies

Com o uso de *tags*, foi estipulada uma melhor orientação de “*linkagem*” entre as *strings* que compõem cada seção litológica, evitando, por exemplo, o cruzamento entre superfícies.

Os sólidos foram gerados e seus afloramentos além da superfície topográfica foram considerados lavrados e por conseguinte separados do restante dos sólidos em subsuperfície.

3.1.3.4 Volumes dos sólidos

Através do comando “seltri” no *software Studio 3*, foram gerados novos arquivos contendo somente os fragmentos das sondagens inseridas dentro de cada litologia dos sólidos gerados.

Com isso foi possível gerar um histograma para uma análise preliminar dos teores médios de cada litologia.

Os volumes dos sólidos, já descontada a parte aflorante em superfície, foram gerados, possibilitando realizar uma estatística básica em relação aos teores de ouro presentes nelas.

3.2 PARCIAL 2 – AVALIAÇÃO GEOESTATÍSTICA

É de suma importância para um empreendimento mineiro a análise geoestatística de um depósito mineral, com o intuito de se obter uma previsão da variabilidade e continuidade espacial do minério de interesse e desta forma otimizar o planejamento da lavra.

A geoestatística é uma ferramenta crucial para a correta quantificação e também localização das áreas mais ricas e pobres de um depósito mineral a ser explorado.

Na modelagem do corpo de minério foi possível definir qual parte da mineralização seria considerada minério e, conseqüentemente, quais amostras seriam utilizadas a análise geoestatística. Com o sólido representando o corpo de minério modelado via *software Studio 3* foi possível selecionar as amostras dos furos de sondagens que estavam em seu interior, sendo somente estas utilizadas nas estimativas dos teores do corpo de minério.

3.2.1 Objetivo específico

Realizar a análise exploratória dos dados, definir as dimensões dos blocos, analisar a continuidade espacial, estimar os teores e quantificar os recursos, afim de avaliar o depósito por meio de modelagem de teores.

Para realizar o processo de avaliação do depósito, primeiramente, foram utilizados os segmentos dos furos de sondagens que estavam contidos dentro de cada um dos três sólidos gerados em função de sua litologia.

Será realizada a análise para os três domínios geológicos sendo estes o *Hanging Wall*, *Foot wall* e o *Main*. e selecionados os furos de sondagens pertencentes ao corpo de minério, a escolha do tamanho das amostras compostadas foi feita através da observação dos

histogramas de comprimento das amostras. Sendo assim, o valor escolhido para a regularização foi aquele que era mais recorrente dentro do banco de dados, no caso, 1,0 m.

Os segmentos dos furos foram compositados para regularizar o suporte amostral onde foram gerados três arquivos de saída:

- teor_fw_compo.dm
- teor_hw_compo.dm
- teor_main_compo.dm

Posteriormente estes três arquivos foram exportados para o *software* SGeMS onde foi feita a análise exploratória dos dados.

3.2.2 Avaliação do depósito

3.2.2.1 Modelagem de teores

Tem por objetivo a estimativa do teor de ouro dentro dos sólidos modelados. Os dados (amostras) utilizados para o modelamento dos teores serão somente os aqueles contidos dentro do modelo geológico.

3.2.2.1.1 Análise Exploratória dos dados

Primeiramente foi realizada a regularização comprimento das amostras, também chamada de compositagem das amostras, utilizando o *software Studio 3*. Após, é realizada a análise da estatística básica do banco de dados das amostras contidas dentro dos sólidos geológicos. A análise foi realizada a partir dos histogramas gerados pelo *software SGeMS*.

Realizou-se também o *Capping*, que é o tratamento para os outliers, que são as amostras de valores extremos quando comparados a grande maioria dos dados que podem levar a superestimação da reserva mineral.

Valores extremos podem ocorrer devido a erros no banco de dados ou, também, podem indicar diferentes domínios geológicos dentro de um depósito mineral. Os *outliers* são identificados através da mudança de comportamento dos histogramas, apresentando valores anômalos, o que indica uma possível mudança de população.

3.2.2.1.2 *Definição de dimensão de blocos*

A criação do modelo de blocos visa dividir o modelo geológico em blocos de mesmo tamanho que irão receber atributos como teores das variáveis de interesse, parâmetros geotécnicos, metalúrgicos, financeiros, entre outros, para que posteriormente seja efetuada a estimativa de teores do depósito mineral em questão. Sendo assim, o modelo de blocos é considerado uma representação do depósito mineral onde cada bloco representa a unidade mínima do modelo e contém atributos próprios referentes àquela porção do depósito.

3.2.2.1.3 *Correlografia*

Para a análise de continuidade espacial do depósito, foram utilizados correlogramas ao invés de semivariogramas, devido à sua capacidade de proporcionar uma curva mais suave do que a do semivariograma, especialmente na presença de valores extremos.

O correlograma representa os aspectos estruturais e aleatórios dos dados analisados. O alcance do correlograma representa a parte estrutural do modelo. Os valores de correlação tendem a diminuir com o aumento da distância (h) de separação das amostras, até atingir um máximo, conhecido como alcance (*range*). Para uma distância praticamente igual a zero, ou seja, quando h tender à zero, o valor apresentado no correlograma é conhecido como efeito pepita (*nugget-effect*). O patamar (*sill*) é o valor no qual não existe mais correlação entre pares amostrais, ou seja, a correlação é igual à zero. Tanto o patamar quanto o efeito pepita caracterizam o aspecto aleatório dos dados.

3.2.2.1.4 *Estimativa de teores*

Após a análise correlográfica, criou-se um *grid* e foram feitas as estimativas através da krigagem ordinária. As dimensões do bloco escolhidas para que esse recebesse as estimativas foram as definidas pelo modelo de blocos criado.

O número de células em X e Y foi o suficiente para que o *grid* (grade) cobrisse todas as amostras do banco de dados.

A krigagem estima os blocos através da Equação 1:

$$Z^*(u) = \sum_{i=1}^n w_{\alpha} Z(u_{\alpha}) \quad (1)$$

Onde: $Z^*(u)$ refere-se a estimativa na posição (u) , W_{α} são os pesos usados para cada amostra, e $Z(u_{\alpha})$ é a amostra usada para as estimativas. Os pesos são calculados com o intuito de achar a menor variância do erro de estimativa. Para isso, é utilizada a Equação 2, da variância do erro:

$$E\{[Z^*(u)-Z(u)]^2\} = \sigma^2(u) \quad (2)$$

A Equação 2 é expandida até obter a Equação 3:

$$\sigma^2(u) = (u) \sum_{\alpha=1}^n \cdot \sum_{\alpha=1}^n w_{\alpha} w_{\alpha} C(u_{\alpha} - u_{\alpha}) - 2 \cdot \sum_{\alpha=1}^n w_{\alpha} C(u - u_{\alpha}) + C(0) \quad (3)$$

Dessa forma, a variância do erro de krigagem fica em função do peso w_{α} . Para encontrar o w_{α} onde essa função é mínima, se faz a seguinte derivada parcial:

$$\frac{\partial \sigma^2(u)}{\partial w_{\alpha}} \quad (4)$$

Igualamos essa função a zero e resolvemos o sistema linear:

$$\sum_{\alpha=1}^n w_{\alpha} C(u_{\alpha} - u_{\alpha}) = C(u - u_{\alpha}) \quad (5)$$

As soluções “ w_{α} ” serão os pesos usados na krigagem.

Após a criação do grid, foi definida a nossa estratégia de busca. Ela é responsável por selecionar as amostras que serão utilizadas para estimar determinado bloco. Para as nossas estimativas, foi utilizada uma vizinhança de busca em forma de elipsóide com os eixos correspondentes aos alcances das direções da maior e menor continuidade determinadas pelos correlogramas. Com isso, estabelecemos que iremos usar amostras que possuam correlação com o bloco para realizar a nossa estimativa.

O próximo passo foi realizar o desagrupamento das amostras para obter a média desagrupada. Isso foi feito porque o banco de dados não está amostrado em uma malha perfeitamente regular, tendo algumas regiões onde há maior concentração de amostras. Após, foi realizada a validação das estimativas utilizando os seguintes métodos:

- Validação Global.
- Análise visual .
- Análise de deriva.
- Validação cruzada.
- Curvas de parametrização.

3.2.2.1.5 Quantificação de recursos segundo critérios objetivos dos principais códigos de mineração

Segundo Souza (2007), as principais classificações de recursos são baseadas principalmente em dois critérios:

- Distribuição espacial dos dados ou na confiança.
- Grau de incerteza do método de estimativa aplicado

Para realizar a classificação quanto a recurso e reserva, em medido, indicado e inferido, foi utilizada a metodologia do alcance do correlograma. O correlograma permite uma indicação do nível de correlação que os dados amostrais apresentam em uma certa zona mineralizada.

Na classificação de recursos, o modelo mais restritivo chama-se de Medido, já quanto ao modelo com um pouco menos de restrição este chama-se de Indicado e ao modelo com pouca ou nenhuma restrição chama-se de Inferido.

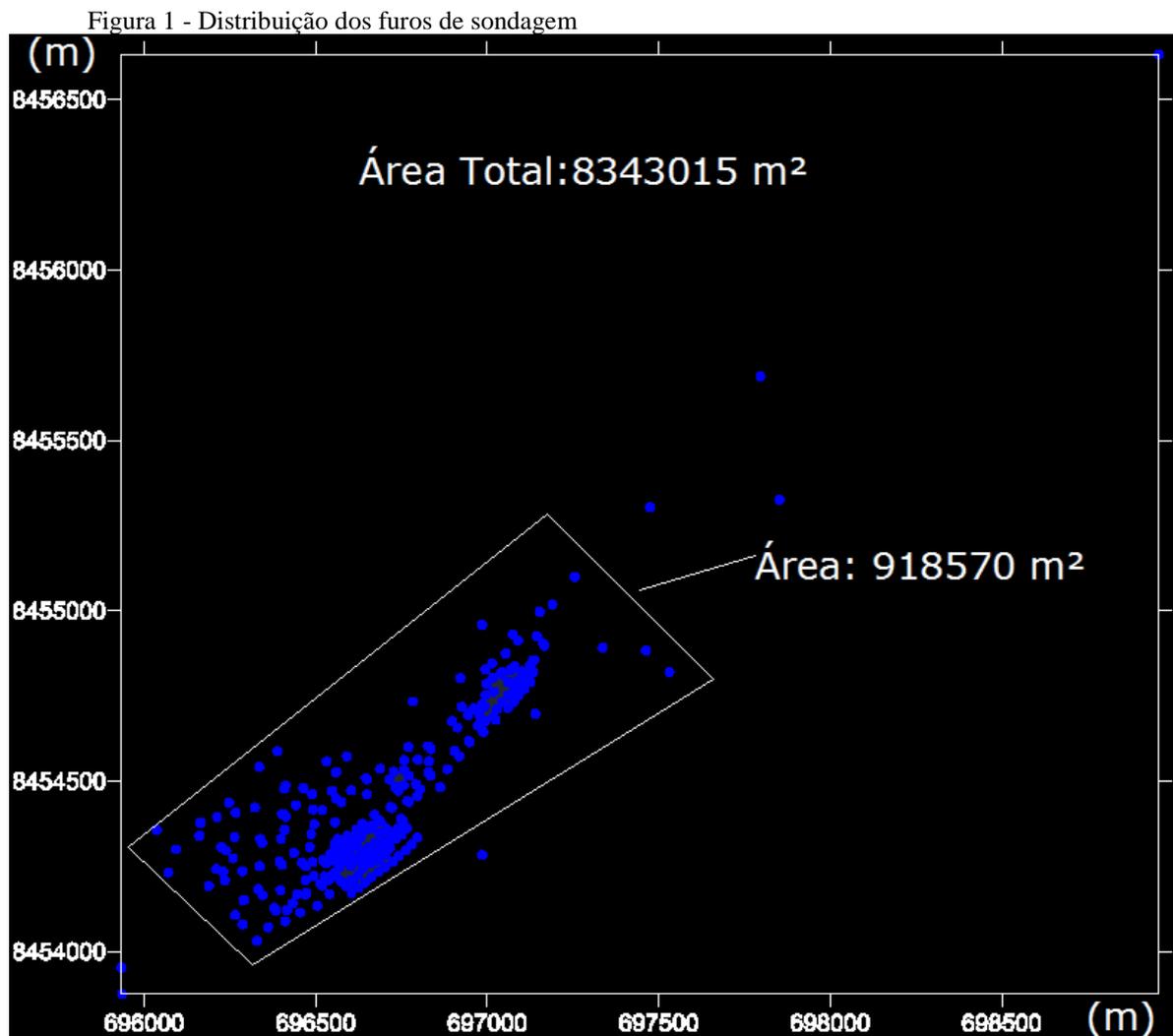
4. RESULTADOS E DISCUSSÃO

4.1 PARCIAL 1 – MODELAGEM GEOLÓGICA

4.1.1 Banco de dados

4.1.1.1 Importação de dados

A seguir (Figura 1) é mostrada a distribuição dos 275 furos de sondagem, compostos de 23.619 análises químicas em uma regular de 50 m x 50 m e adensamento da malha para 25 m x 25 m.



Fonte: Software AutoCAD

- Interpretação das unidades litológicas presentes nos furos de sondagem:

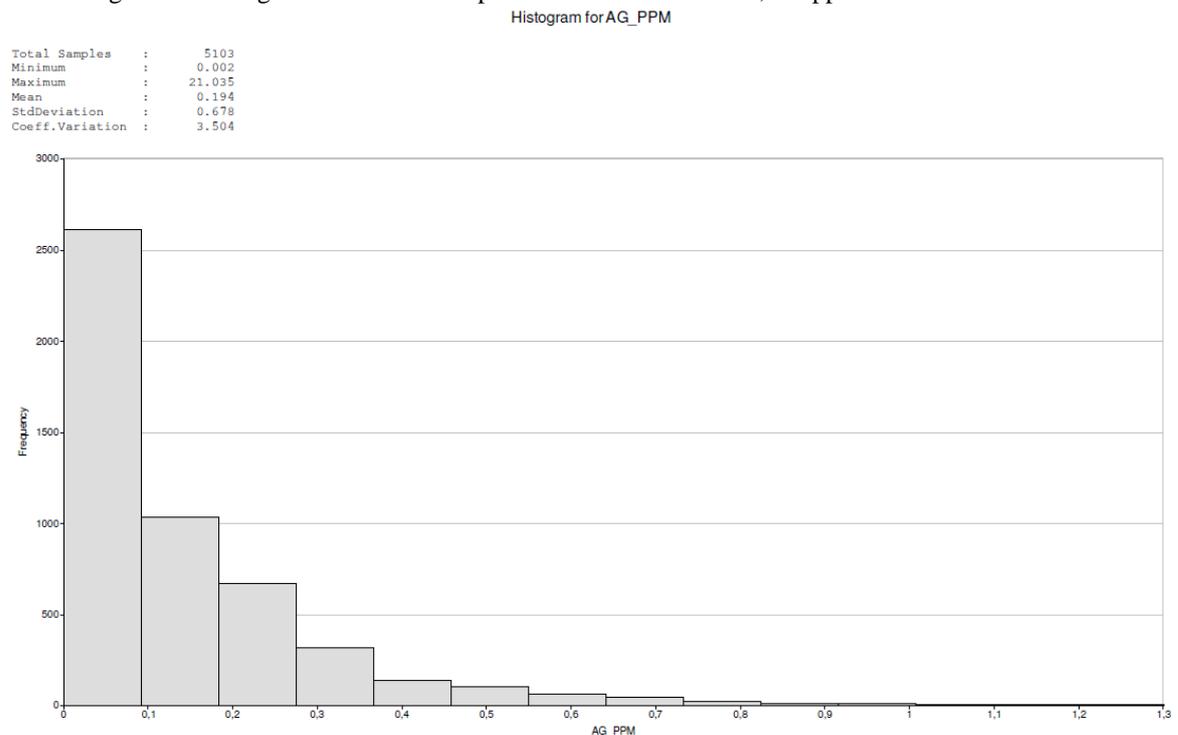
- *MAIN* = Minério
- *WST* = Waste (Estéril)
- *HW* = *Hanging wall* (Capa)
- *FW* = *Foot wall* (Lapa)

4.1.1.2 Verificação dos dados

Elementos presentes nas análises químicas além do ouro e desconsiderados nesta fase por apresentarem teores abaixo dos considerados econômicos:

- Prata
- Cobre
- Zinco
- Enxofre
- Arsênio
- Mercúrio

Figura 2 - Histograma dos teores de prata com teor médio de 0,194 ppm

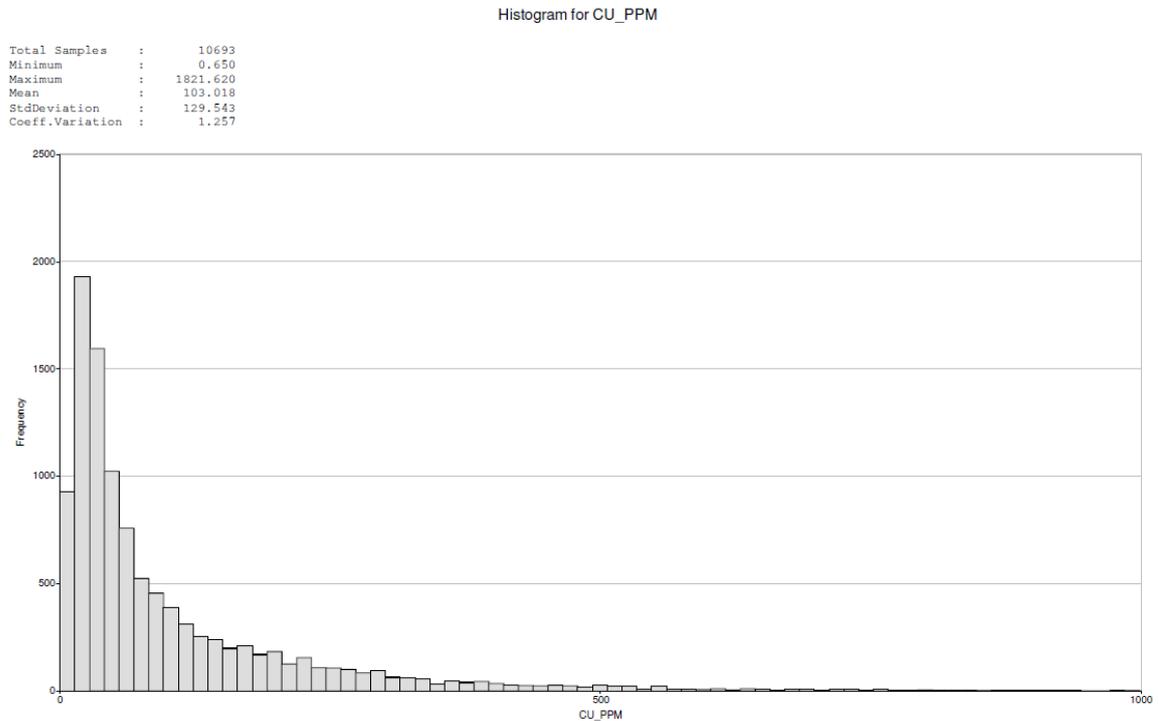


Fonte: *Software Studio 3*

Comparação:

Teor médio de prata na Mina do Salobo: 2,45ppm (CVRD, 2008).

Figura 3 - Histograma dos teores de cobre com teor médio de 103,018 ppm

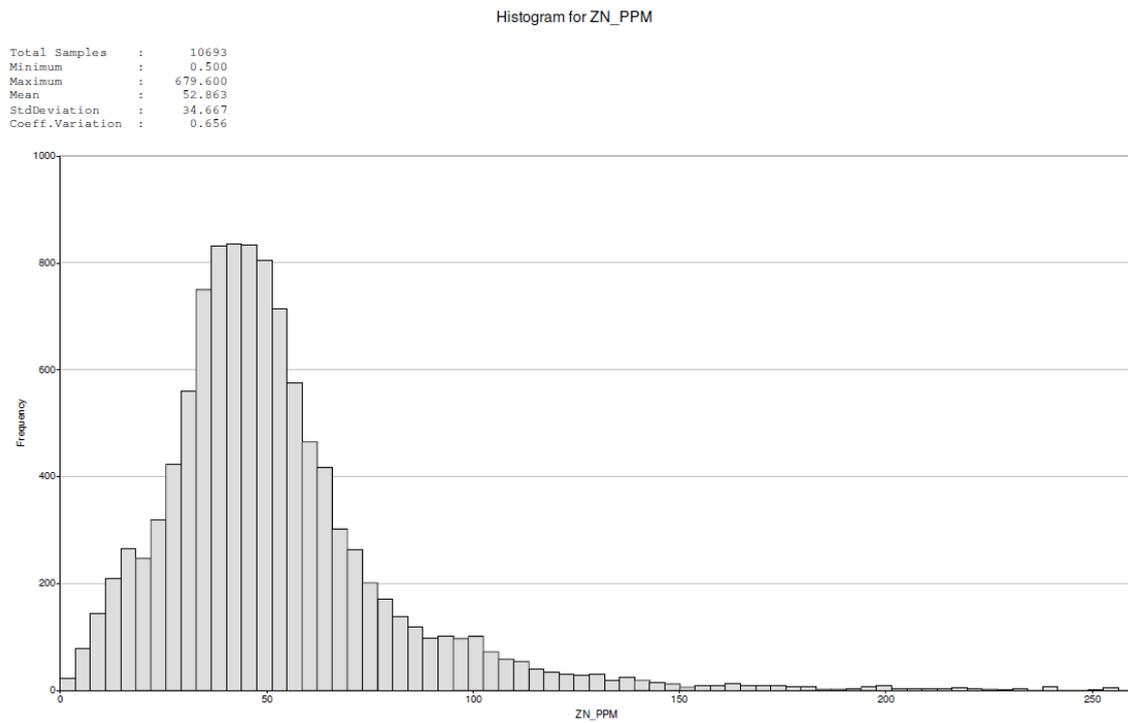


Fonte: *Software Studio 3*

Comparação:

Teor médio de cobre na Mineração Caraíba: 12.000 ppm (Mina Caraíba, 2013).

Figura 4 - Histograma dos teores de zinco com teor médio de 52,863 ppm



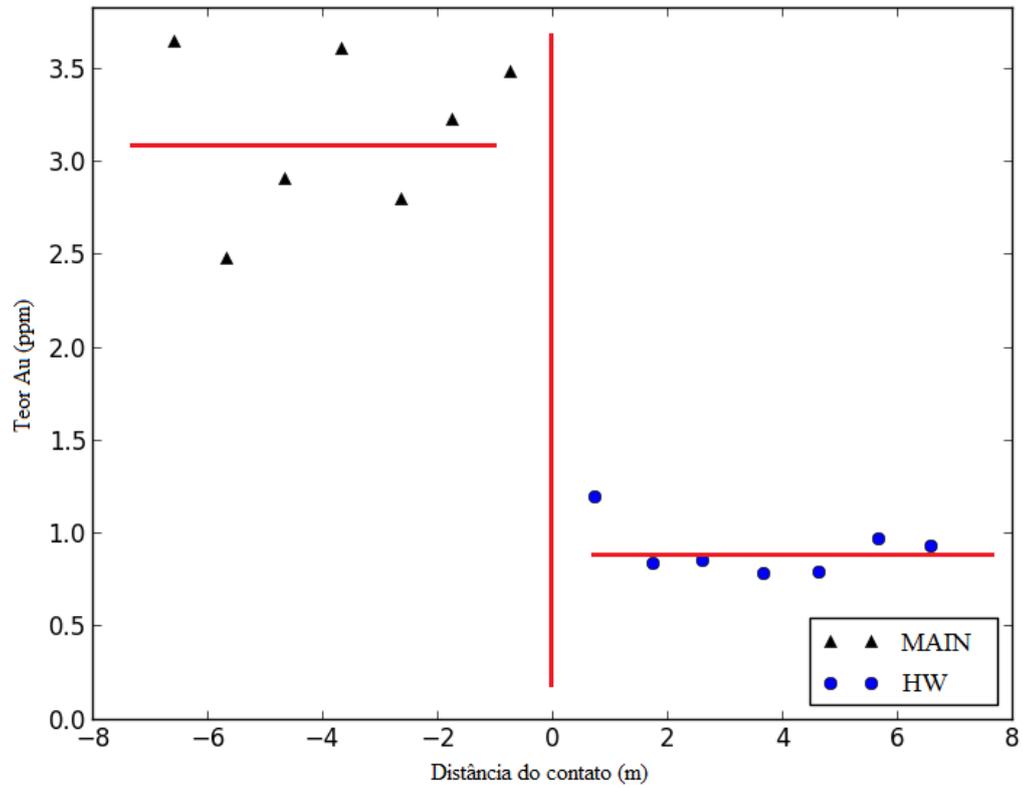
Fonte: *Software Studio 3*

Comparação:

Teor médio de zinco na Mina do Morro Agudo: 46.600 ppm (Votorantin Metais, 2010).

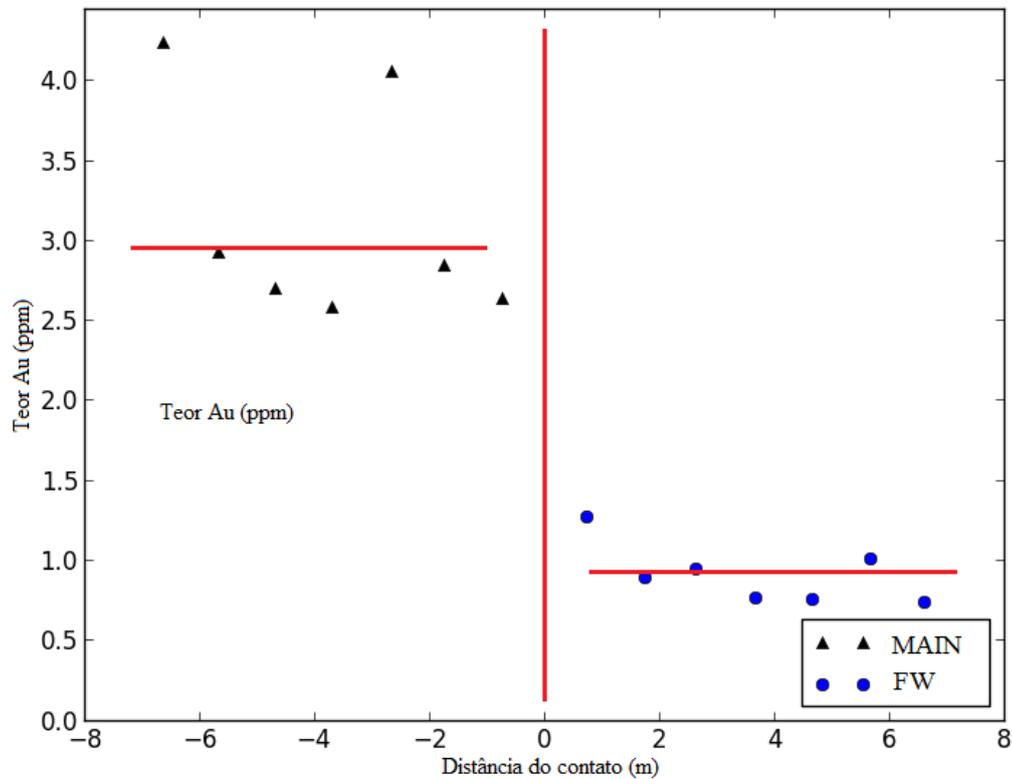
4.1.2 Modelagem geológica

Figura 5 - Análise de contato Minério vs *Hanging Wall*, com linhas de tendência



Fonte: *Software Python*

Figura 6 - Análise de contato Minério vs *Hanging Wall*, com linhas de tendência



Fonte: *Software Python*

Com base nas análises de contato, a modelagem do corpo mineralizado será feita pela litologia.

4.1.2.1 Definição do arcabouço geológico

Após análise dos elementos contidos nas amostras da mineralização e suas localizações espaciais, foram estipuladas as seguintes características do depósito (principalmente devido a presença de arsênio).

Segundo Biondi, J. C. (2003, p. 469), é um depósito de ouro orogênico do tipo *Golden Mile* pertencente a um subsistema de região dinamotermal metamorfisada em grau baixo e em zona de cisalhamento de alto ângulo. Sua formação foi durante a transição grau incipiente/ grau fraco – 225°-400°C, <1 até 3kb, <5 até 10 km de profundidade.

Segundo Biondi, J. C. (2003, p. 225), trata-se de um ambiente antigo e de região mais propensa à zonas de cisalhamento. Os cinturões de rochas verdes (*greenstone belts*) são os ambientes onde depósitos do subsistema metamórfico dinamotermal são mais comuns, não

somente pela maior probabilidade de serem cisalhados, que a idade lhes confere, como também devido aos tipos de rochas que contém.

Segundo Biondi, J. C. (2003, p. 469), os depósitos de ouro que possuem o elemento Arsênio e contidos em ambientes do tipo *greenstone belts*, localizam-se em sua maioria na Bahia, porém em sua maioria subterrâneos.

Como a mineralização é relativamente regular, tabular, extensa e aflorante, o local que atendia a este requisitos se localiza no Estado da Bahia, na porção nordeste do município de Santa Luz, 258 km de distância na capital Salvador.

Figura 7 - Localização de Santa Luz na Bahia por mapa



Fonte: *Wikipedia*

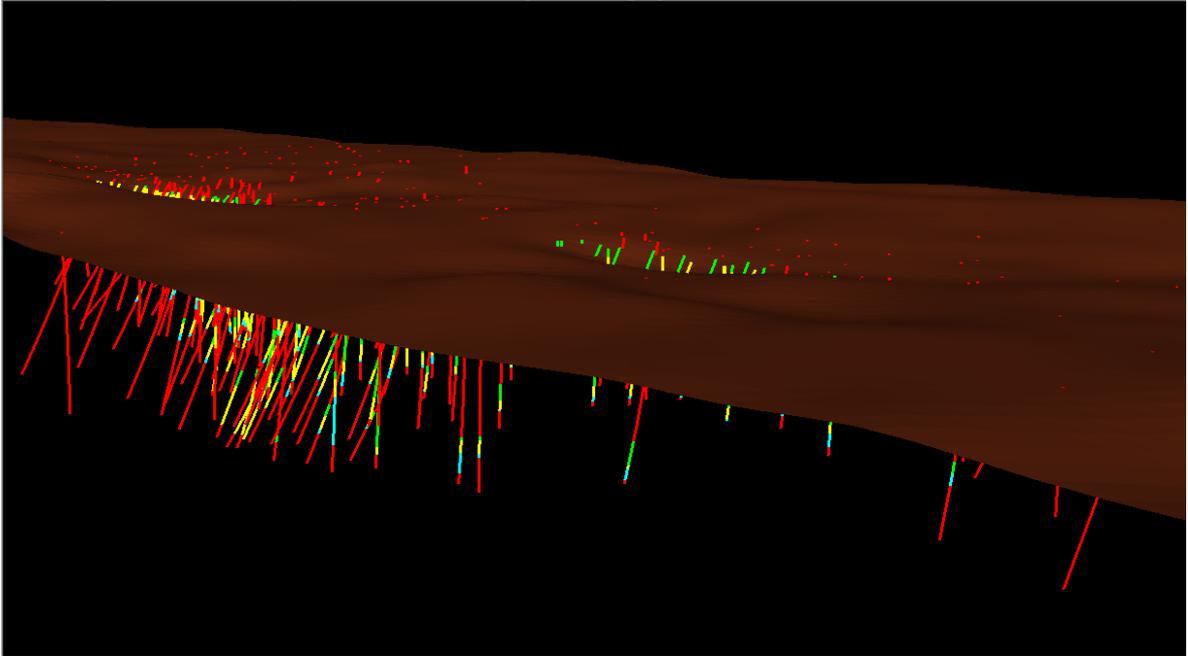
Figura 8 - Localização detalhada da mina em Santa Luz por satélite



Fonte: *Google maps*

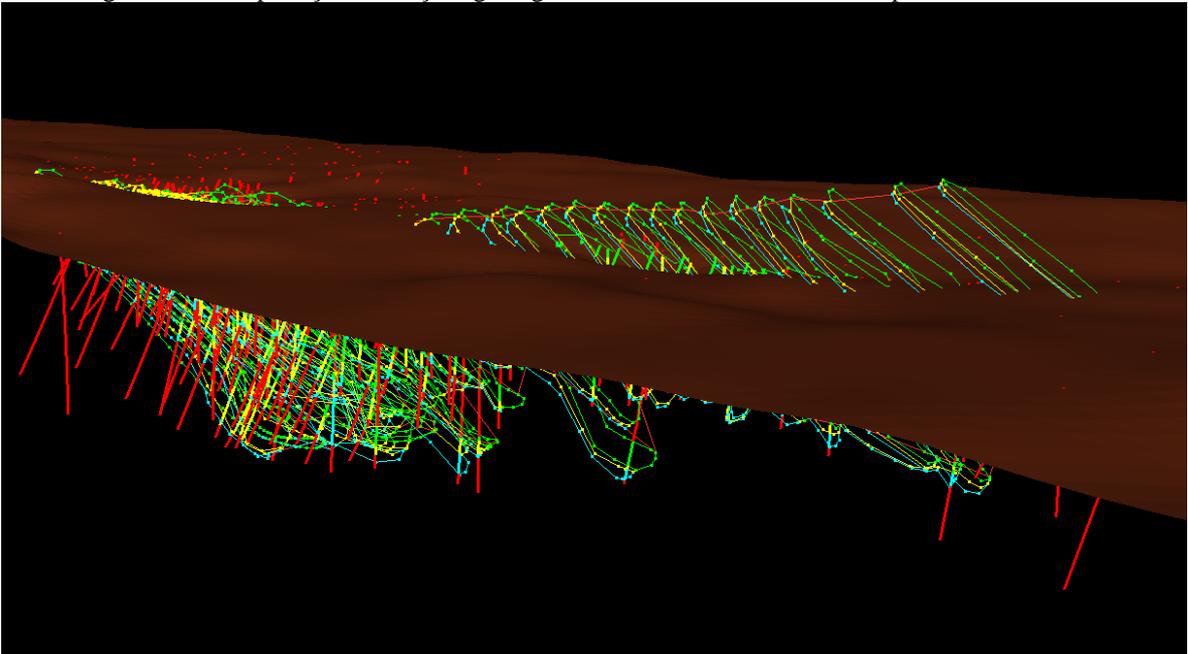
4.1.2.2 Interpretação de seções geológicas

Figura 9 - Distribuição do furos de sondagem na topografia



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 10 - Interpretação das seções geológicas com visível continuidade espacial



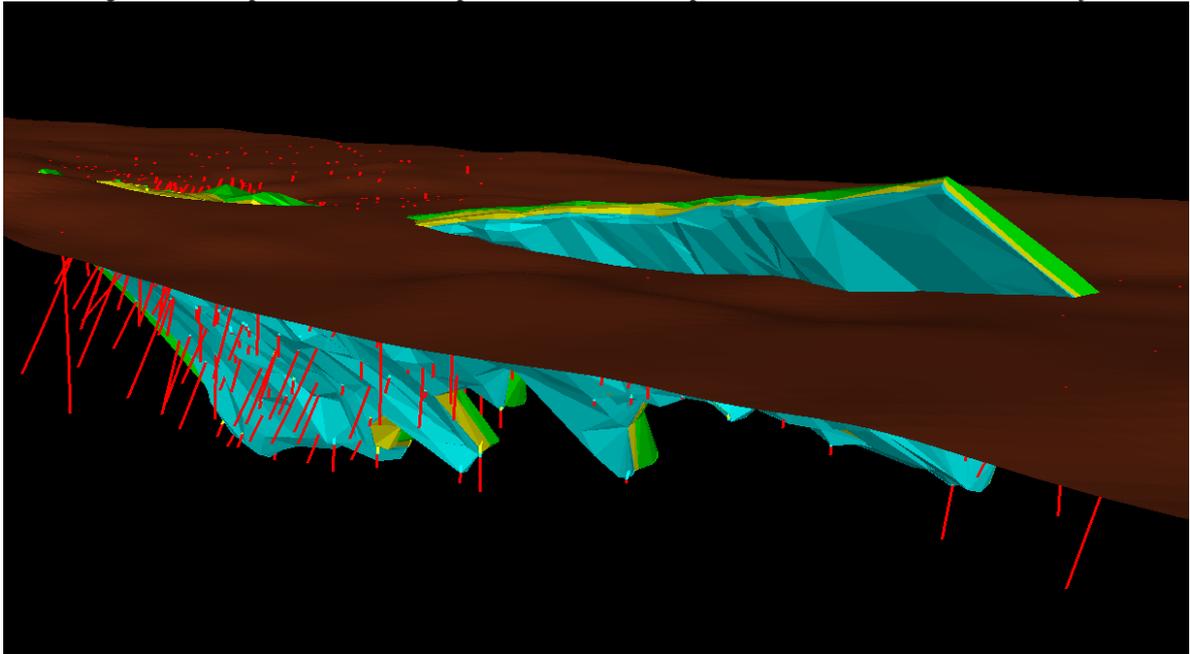
Fonte: *Software Studio 3*

4.1.2.3 Modelagem de sólidos e superfícies

- Dimensões médias do corpo mineralizado:
- Comprimento : 1200 m.
- Largura: 420 m.

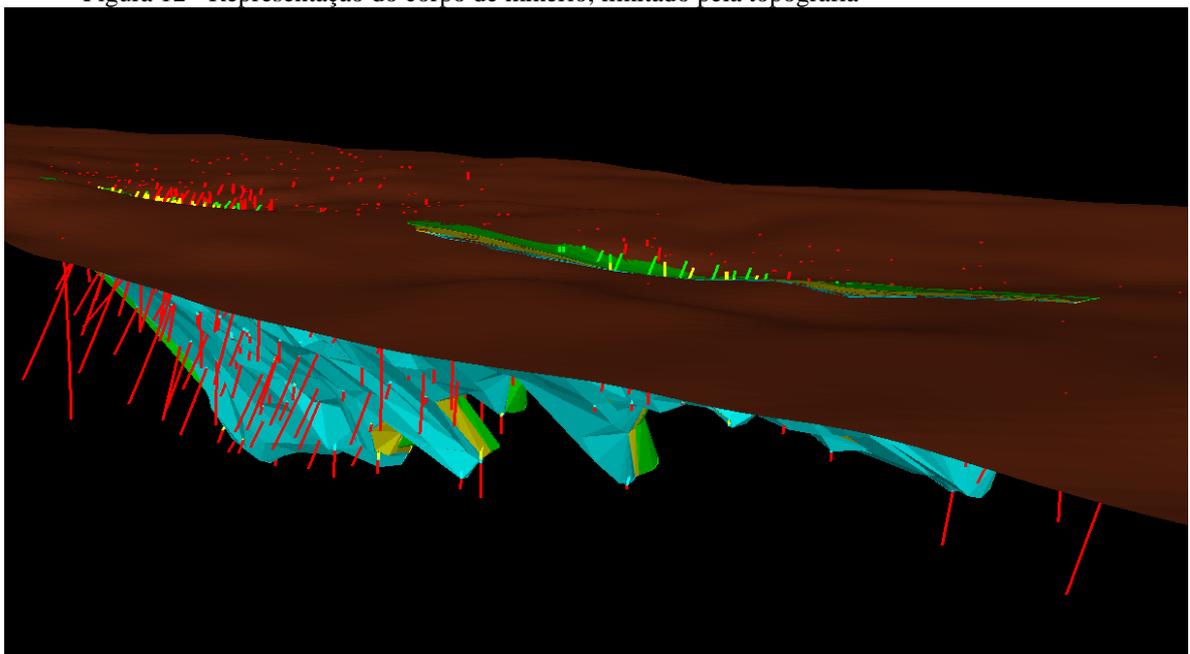
- Espessura: 50 m .
- Profundidade máxima: 380 m.
- *Hanging Wall* (Capa): 20 m.
- *MAIN* (Minério): 25 m.
- *Foot Wall* (Lapa): 5 m.

Figura 11 - Corpo de minério com parte aflorando em superfície, onde será considerada área já lavrada



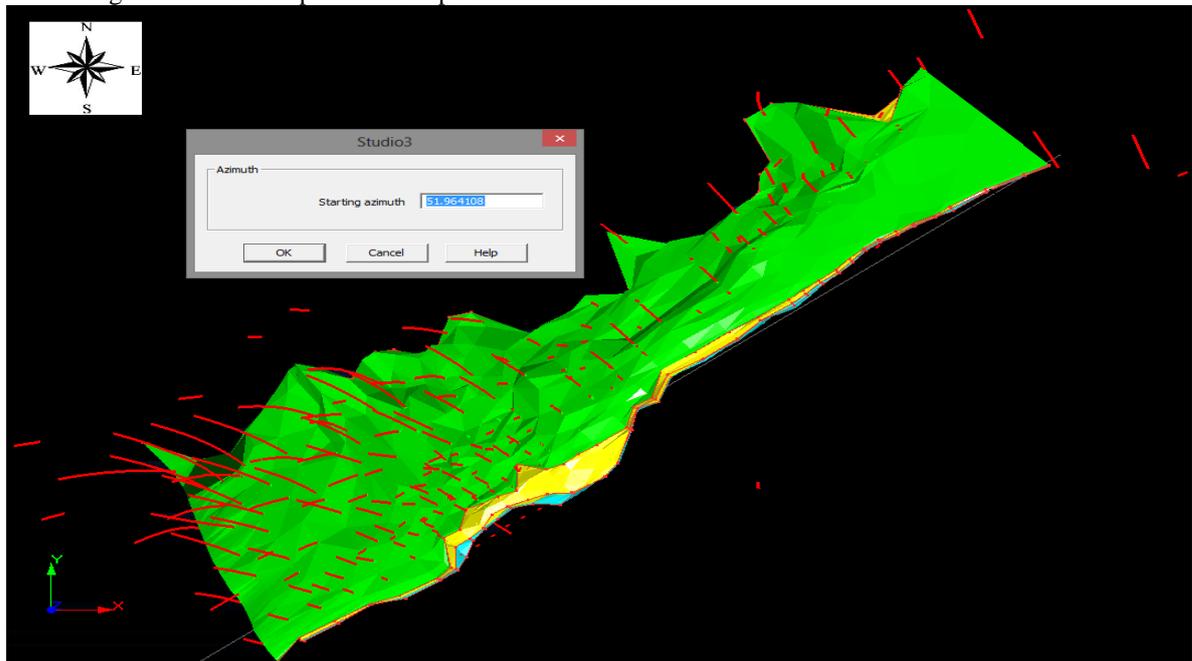
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 12 - Representação do corpo de minério, limitado pela topografia



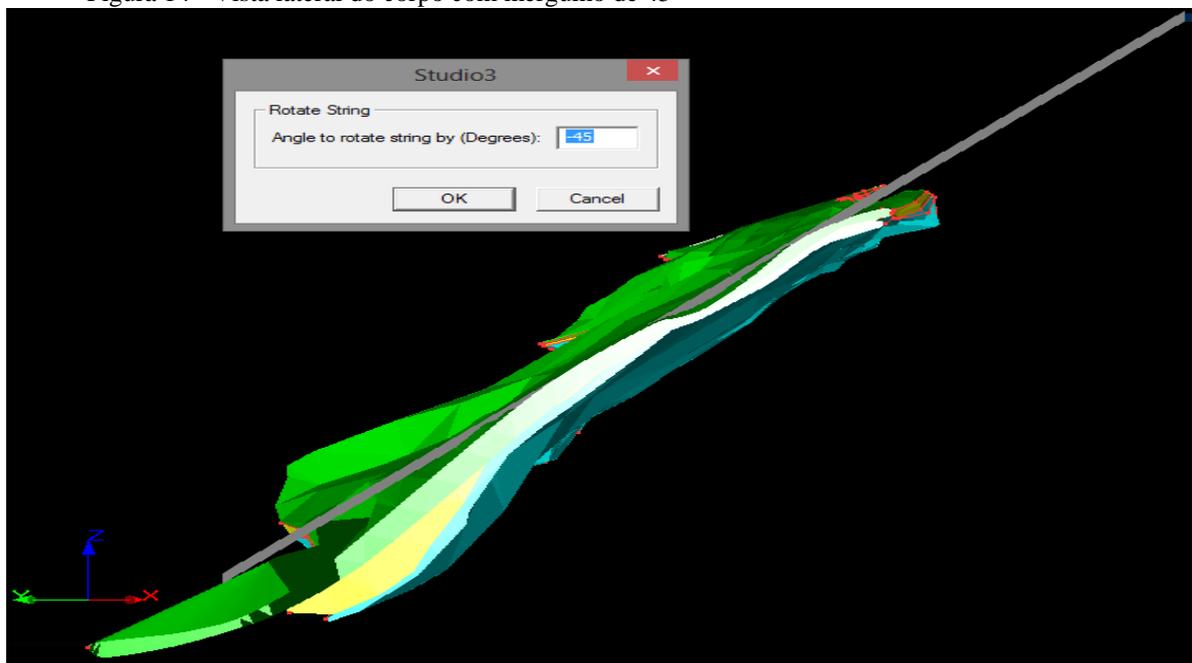
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 13 - Vista superior do corpo com azimute de 52°



Fonte: *Software Studio 3*

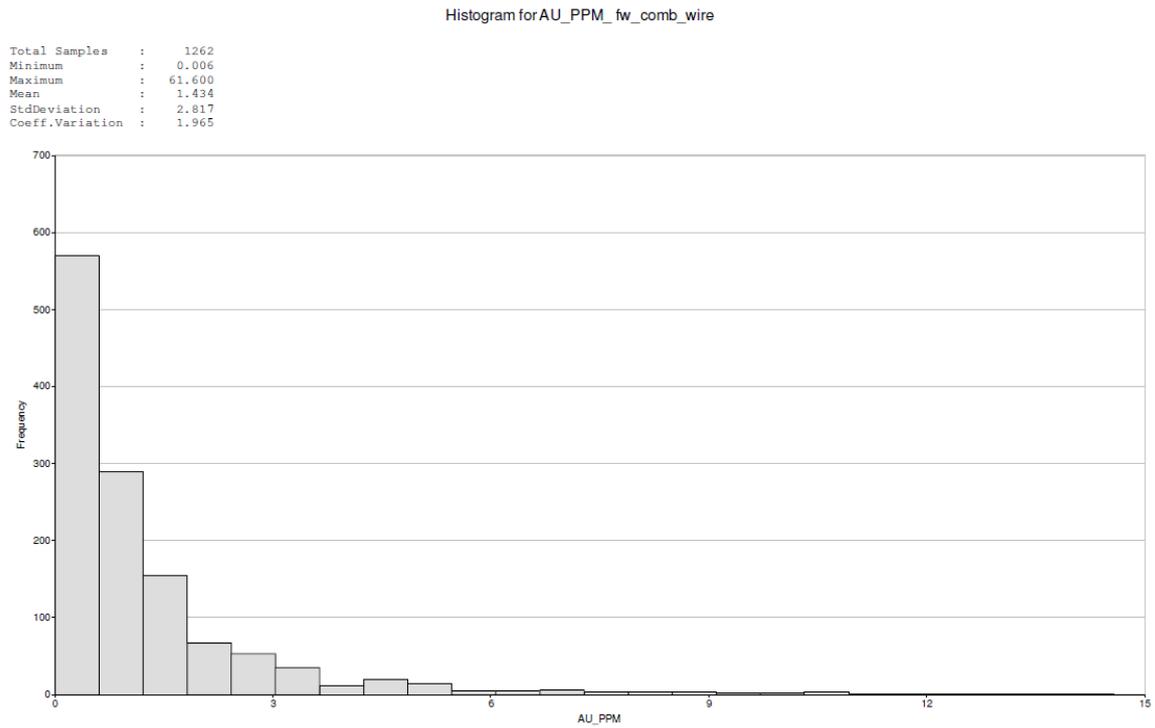
Figura 14 - Vista lateral do corpo com mergulho de 45°



Fonte: *Software Studio 3*

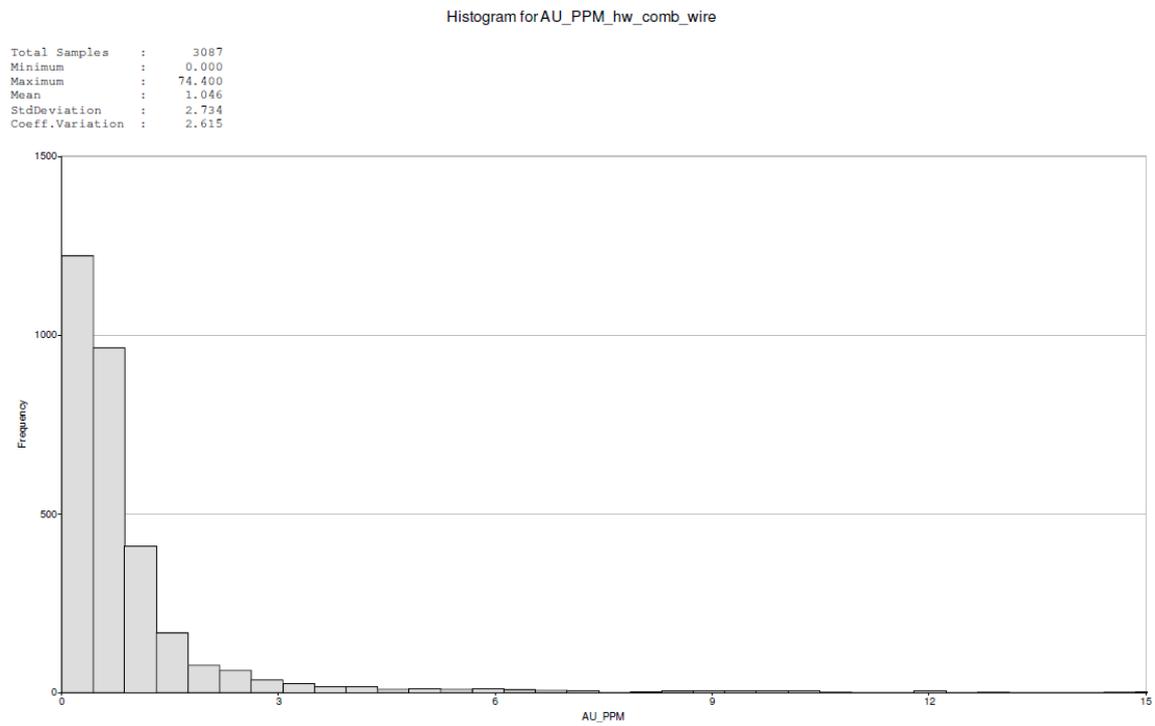
4.1.2.4 Volumes dos sólidos

Figura 15 - Histograma do teor de ouro no sólido do *Foot Wall* (Lapa), com teor médio de 1,434 ppm



Fonte: *Software Studio 3*

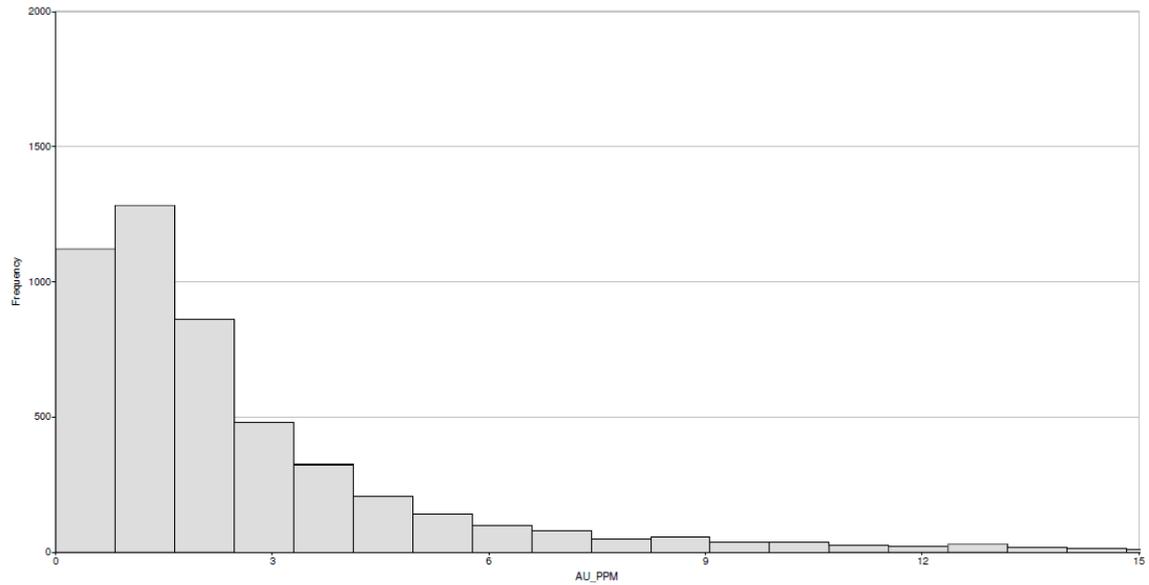
Figura 16 - Histograma do teor de ouro no sólido do *Hanging Wall* (Capa), com teor médio de 1,046 ppm



Fonte: *Software Studio 3*

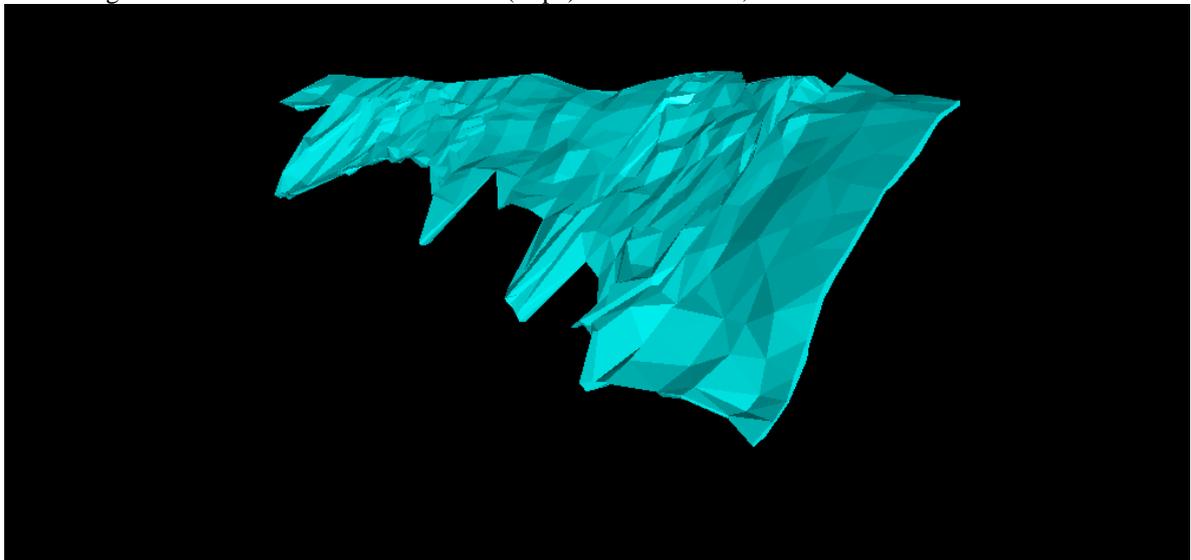
Figura 17 - Histograma do teor de ouro no sólido do *Main* (Minério), com teor médio de 3,228 ppm
Histogram for AU_PPM_main_comb_wire

Total Samples : 5019
Minimum : 0.000
Maximum : 180.000
Mean : 3.228
StdDeviation : 6.065
Coeff.Variation : 1.879



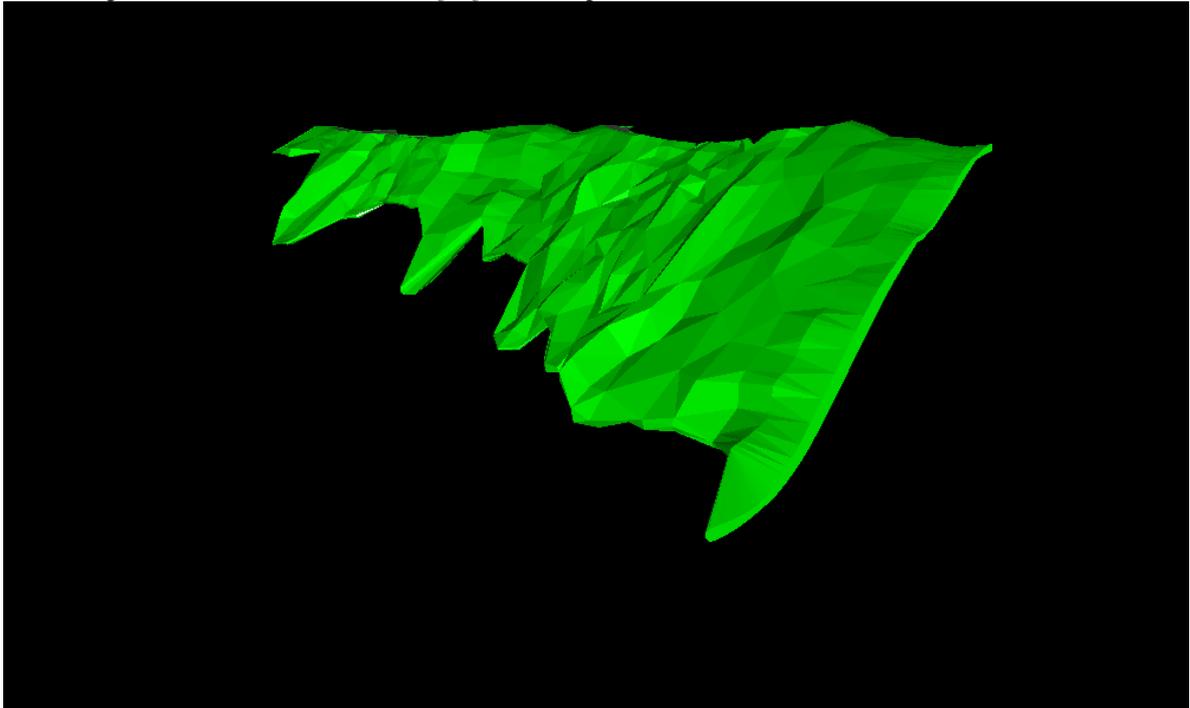
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 18 - Volume total do *Foot Wall* (Lapa) é de 1.313.309,28 m³



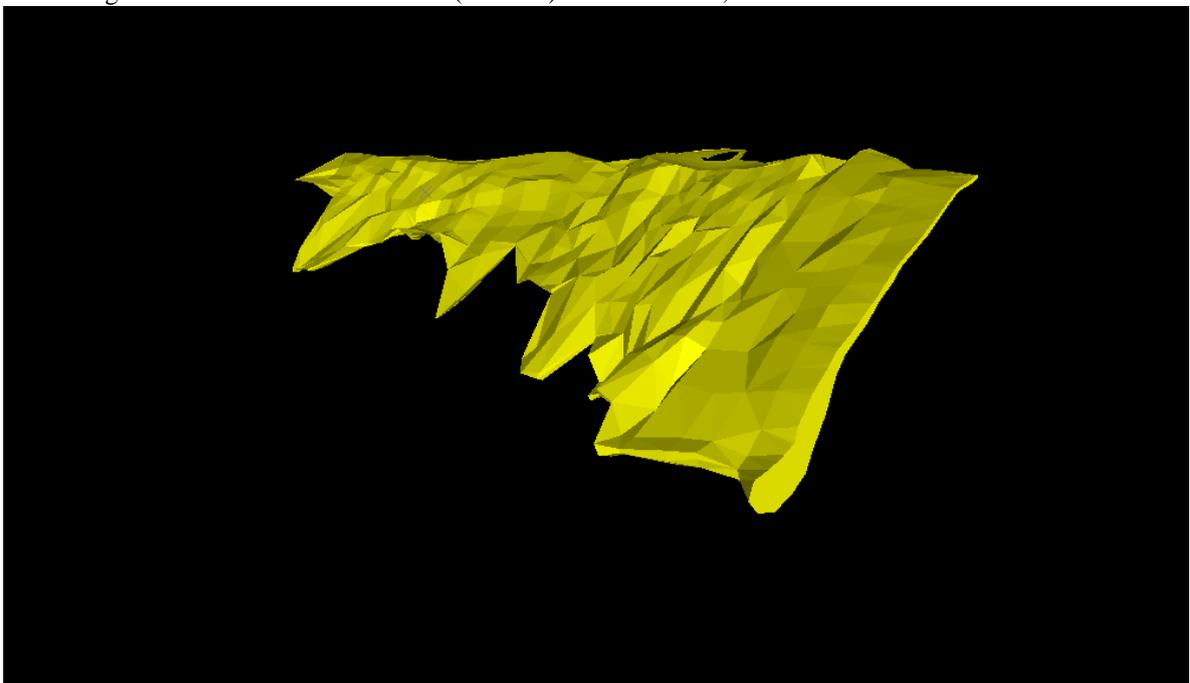
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 19 - Volume total do *Hanging Wall* (Capa) é de 6.049.451,08 m³



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 20 - Volume total do *Main* (Minério) é de 6.633.554,81 m³



Fonte: *Software Studio 3*

A prata, o cobre e o zinco possuem teores tão abaixo dos praticados em outras minas, que mesmo que ocorram oscilações do mercado de commodities, não seriam considerados como bens minerais lavráveis economicamente.

Os elementos encontrados além do ouro (prata, cobre, zinco, enxofre, arsênio e mercúrio) ainda podem ser considerados na etapa de beneficiamento de minério.

Com os dados amostrais foi possível interpretar os furos de sondagem, definir as seções geológicas que apresentaram uma continuidade espacial, assim como atribuir o volume das mineralizações através dos sólidos gerados e seus teores médios. Também foi possível analisando os elementos presentes nas amostras químicas, por meio de referências na literatura, descrever as características do depósito e definir sua localização geográfica ao Nordeste do Município de Santa Luz no Estado da Bahia.

O estudo forneceu bases para a pré-viabilidade de um depósito de ouro, para dar seguimento a uma detalhada avaliação geoestatística.

4.2 PARCIAL 2 – AVALIAÇÃO GEOESTATÍSTICA

4.2.1 Avaliação do depósito

4.2.1.1 Modelagem de teores

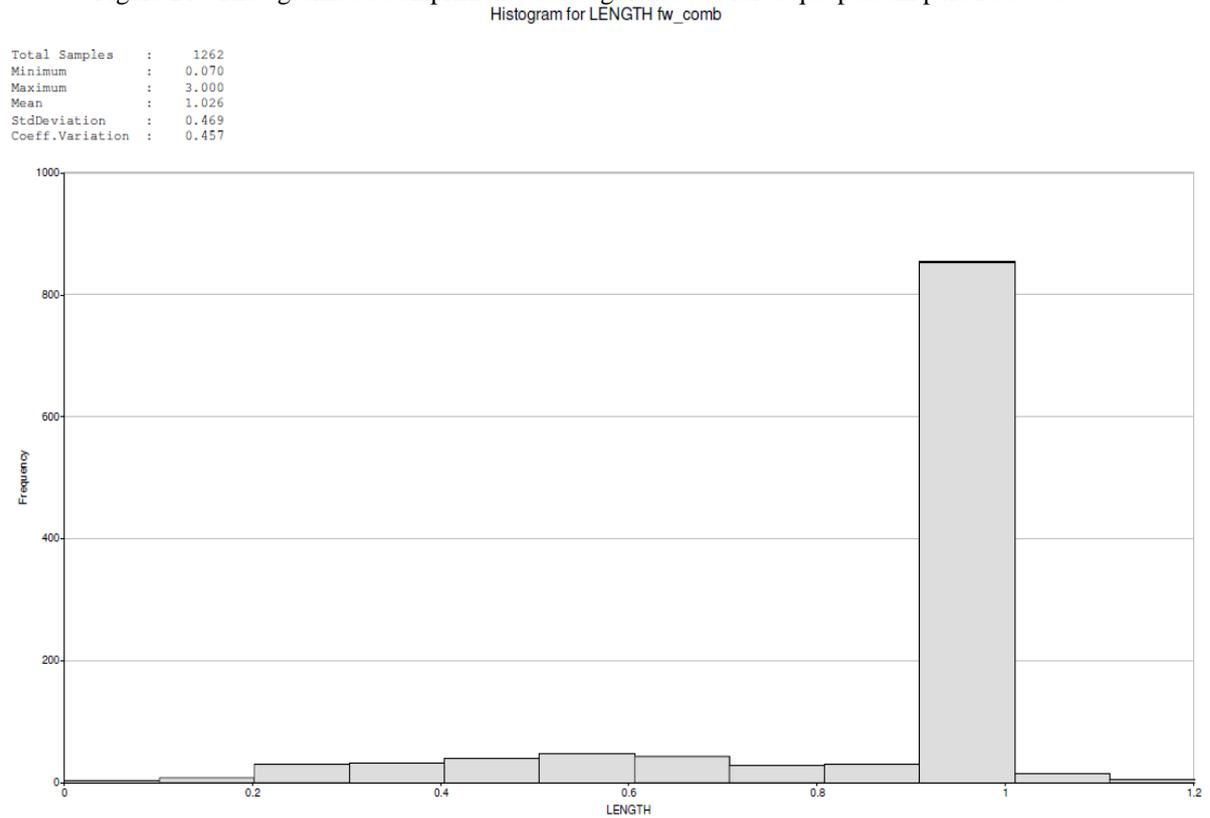
4.2.1.1.1 Análise Exploratória dos dados

Os dados fornecidos para a realização do trabalho possuíam intervalos de amostragem irregulares possivelmente devido aos diferentes procedimentos de amostragem utilizados durante a campanha de sondagem. Para poder realizar as análises estatísticas das amostras, não precisando realizar análises estatísticas das amostras, não precisando realizar ponderações pelo comprimento amostral na estimativa dos teores, obtendo assim informações de mesma representatividade espacial, é necessário que as amostras estejam com um mesmo suporte amostral (comprimento). Por isso os segmentos dos furos foram compositados para regularizar o suporte amostral onde foram gerados três arquivos de saída:

- Teor_fw_compo.dm
- Teor_hw_compo.dm
- Teor_main_compo.dm

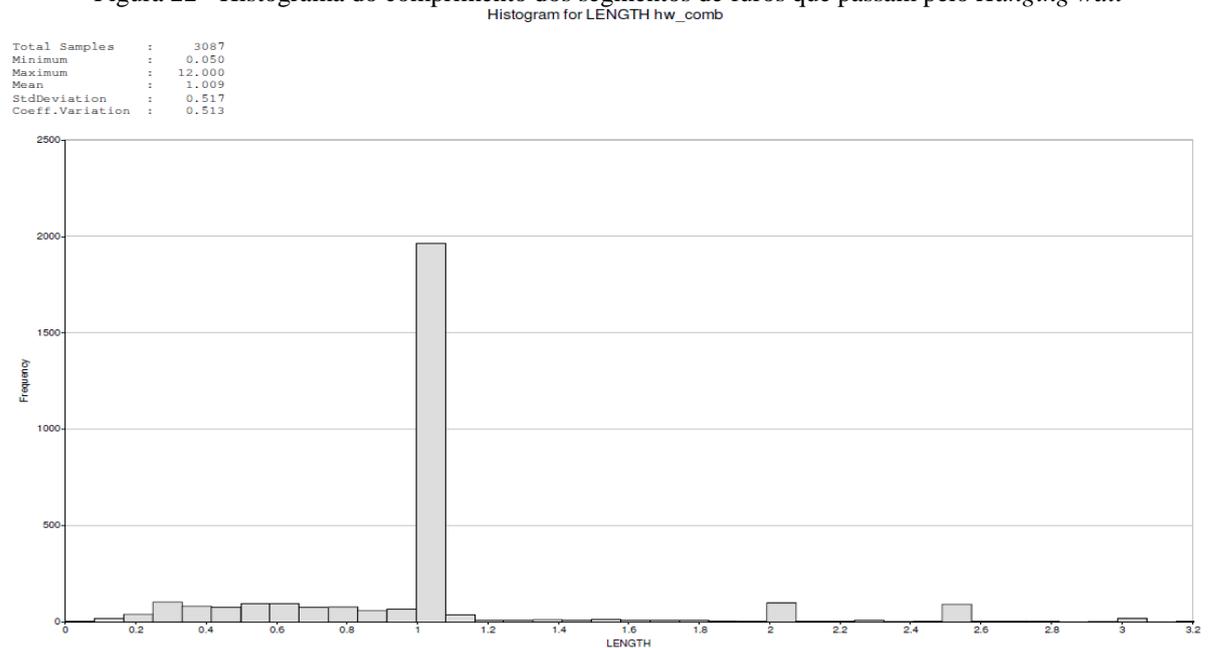
Posteriormente estes três arquivos foram exportados para o software *SGeMS* onde foi realizada a análise exploratória dos dados. Na tabela seguinte, encontram-se os intervalos de amostragem irregulares para cada um dos domínios geológicos:

Figura 21 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo *Foot wall*



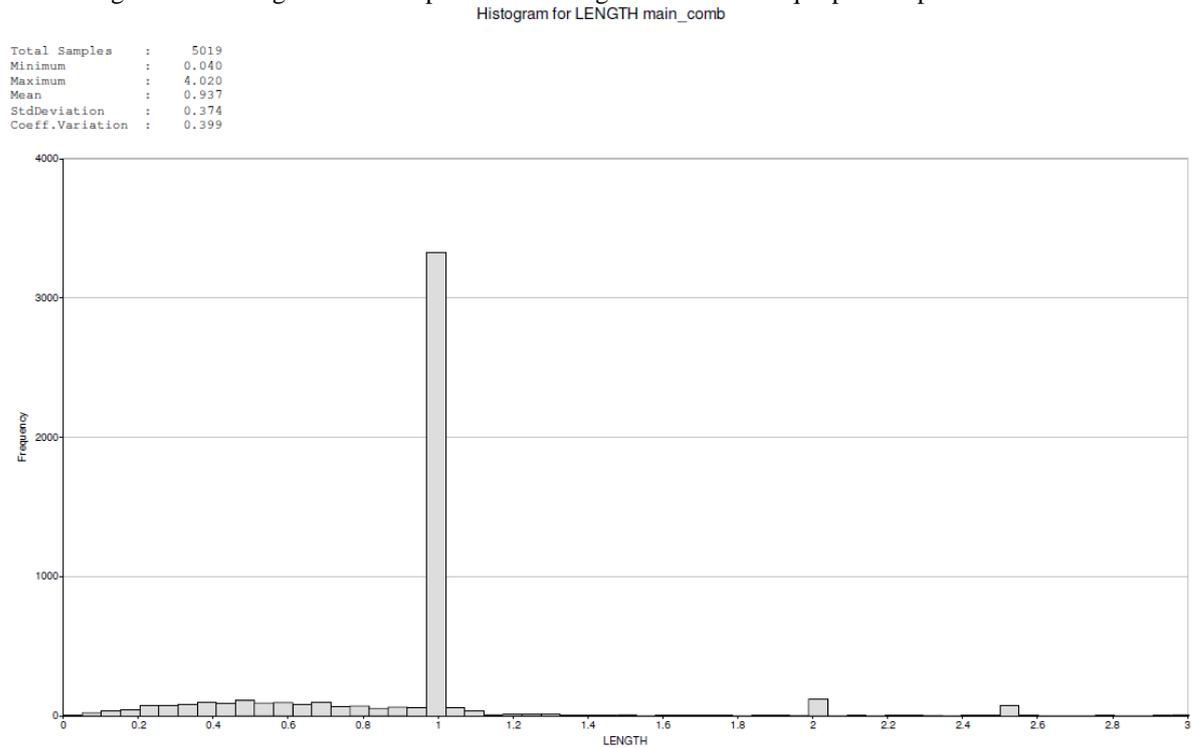
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 22 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo *Hanging wall*



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 23 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo minério

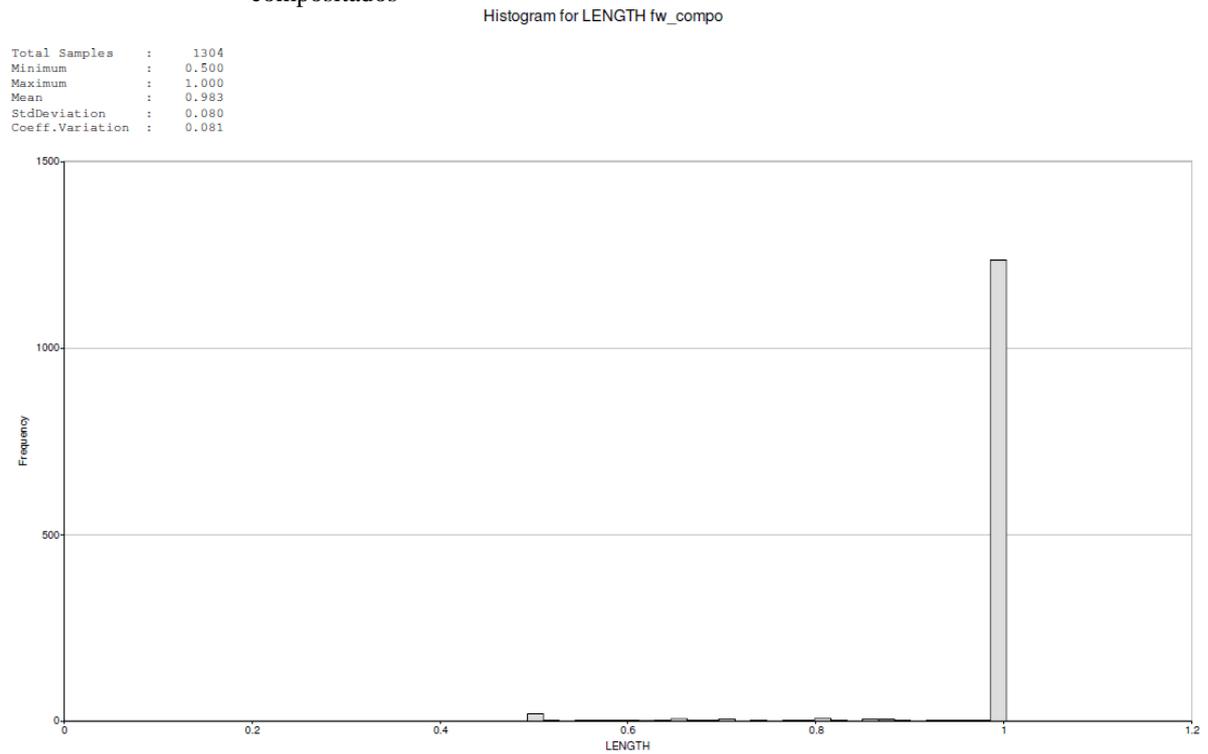


Fonte: *Software Studio 3*

Observa-se, de acordo com primeiro histograma acima, o do foot wall , aproximadamente 82% das amostras do *Foot wall* possuem comprimento aproximado de 1m, sendo este o tamanho definido para realizar a regularização amostral, na qual foram considerados apenas os dados que pertenciam a nossa zona mineralizada, de acordo com o depósito.

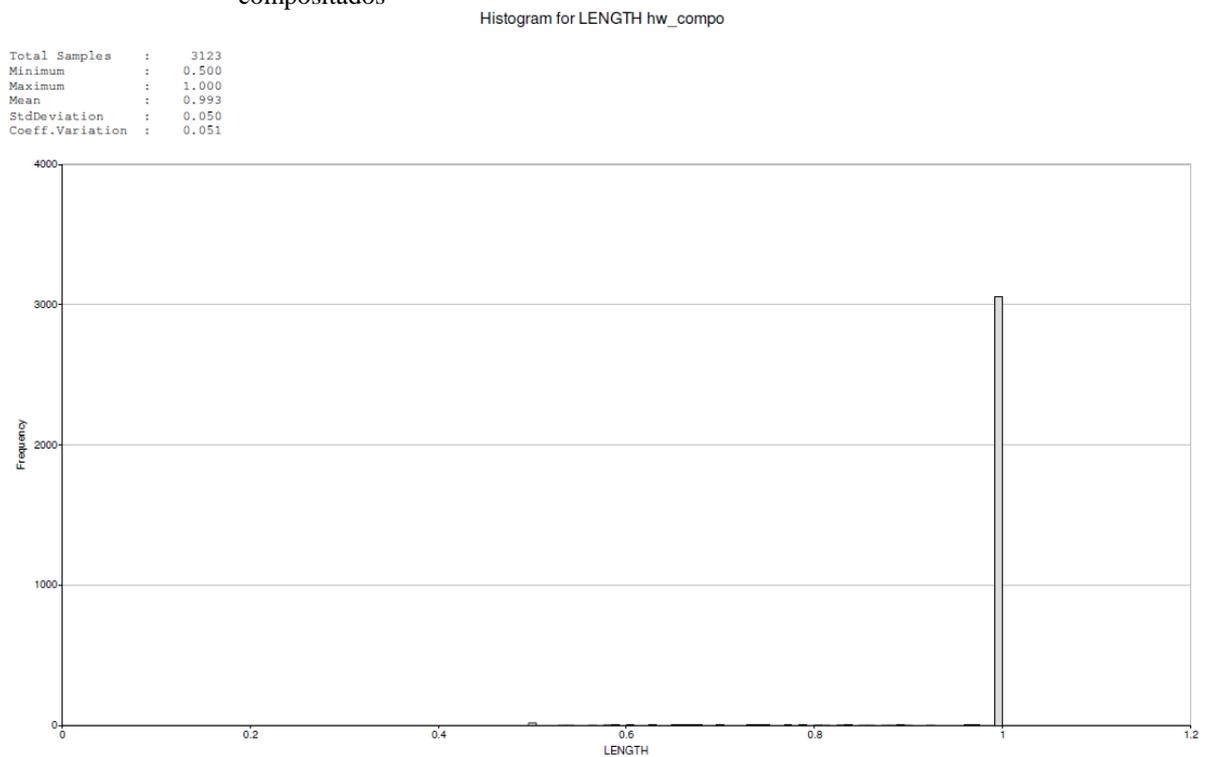
O resultado da composição dos dados é expresso como a média ponderada do teor pelas espessuras. Os gráficos destes seguem abaixo:

Figura 24 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo *Foot wall*, compositados



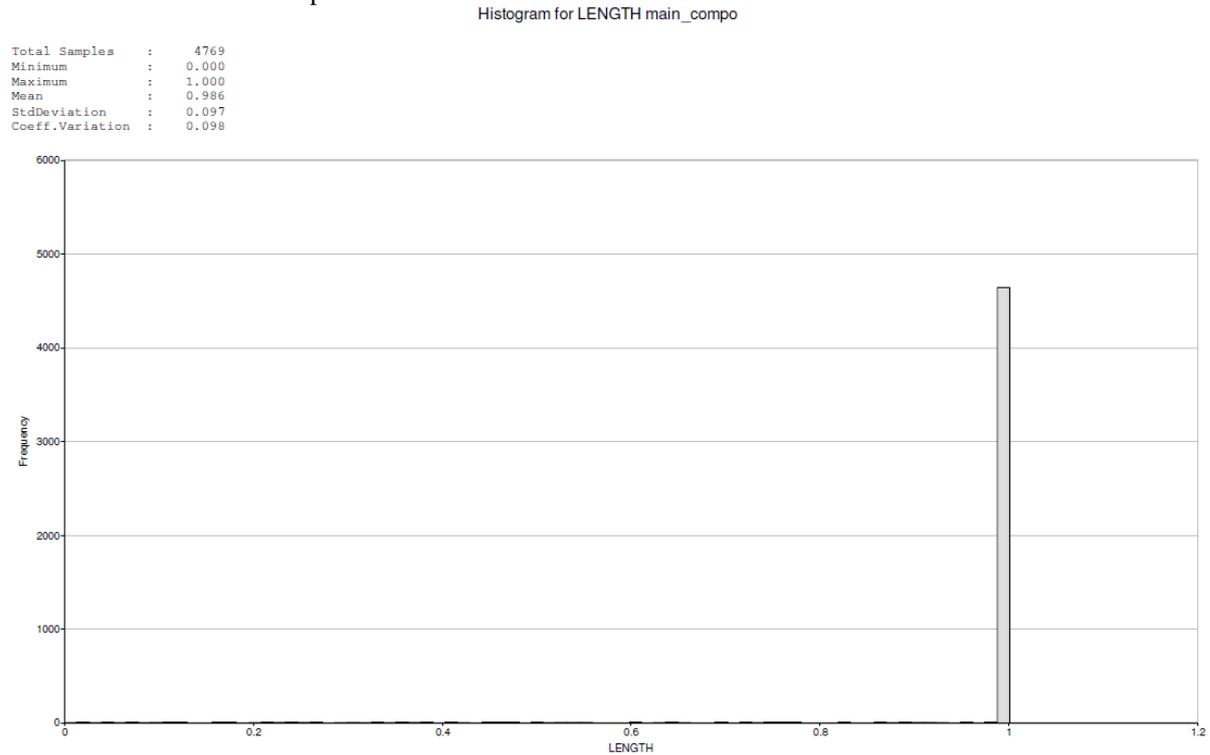
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 25 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo *hanging wall*, compositados



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 26 - Histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo minério, compositados



Fonte: *Software Studio 3*

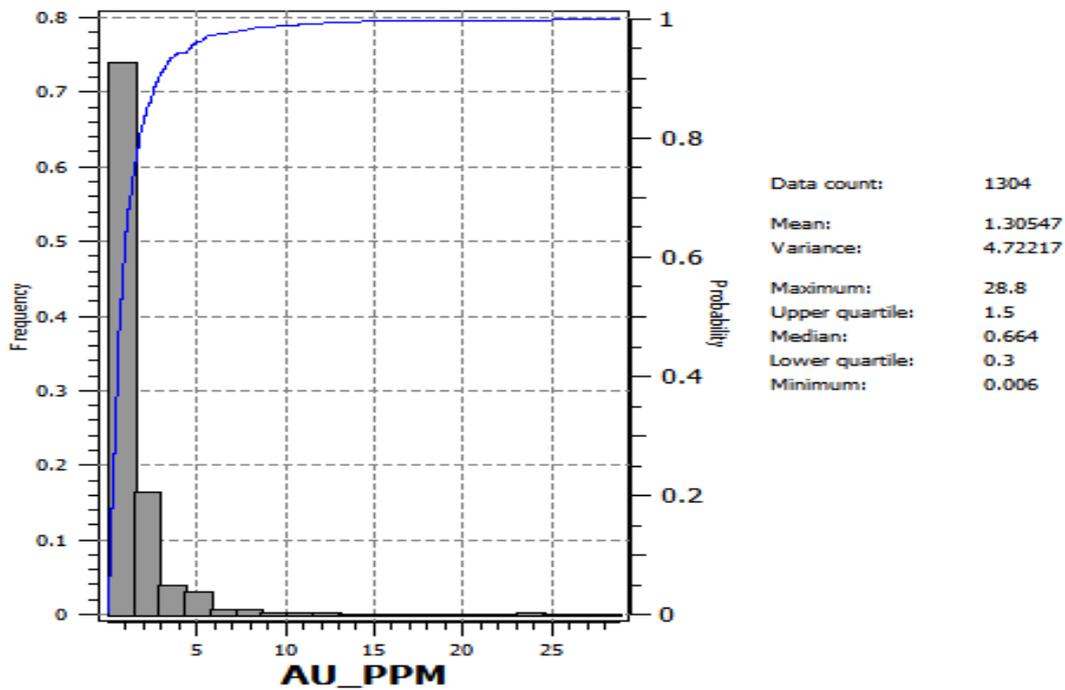
- **Estatística Univariada:**

A análise estatística univariada, que se refere a apenas um atributo ou característica dos elementos, é feita com o objetivo de caracterizar as distribuições dos dados para um melhor entendimento do comportamento das variáveis de interesse. Uma das formas mais comuns de descrever amostras univariadas envolve histogramas que tem como objetivo representar o percentual de amostras presentes em um determinado intervalo, além de fornecer as medidas de tendência central, como a média, mediana e moda, e as medidas de dispersão em torno da média, que são: variância, desvio padrão e coeficiente de variação.

Por isso, analisando os histogramas dos três domínios compositados é possível identificar apenas um pico situado na porção esquerda do gráfico, onde estão representados os menores teores, o que indica que o depósito é caracterizado pela presença de baixos teores.

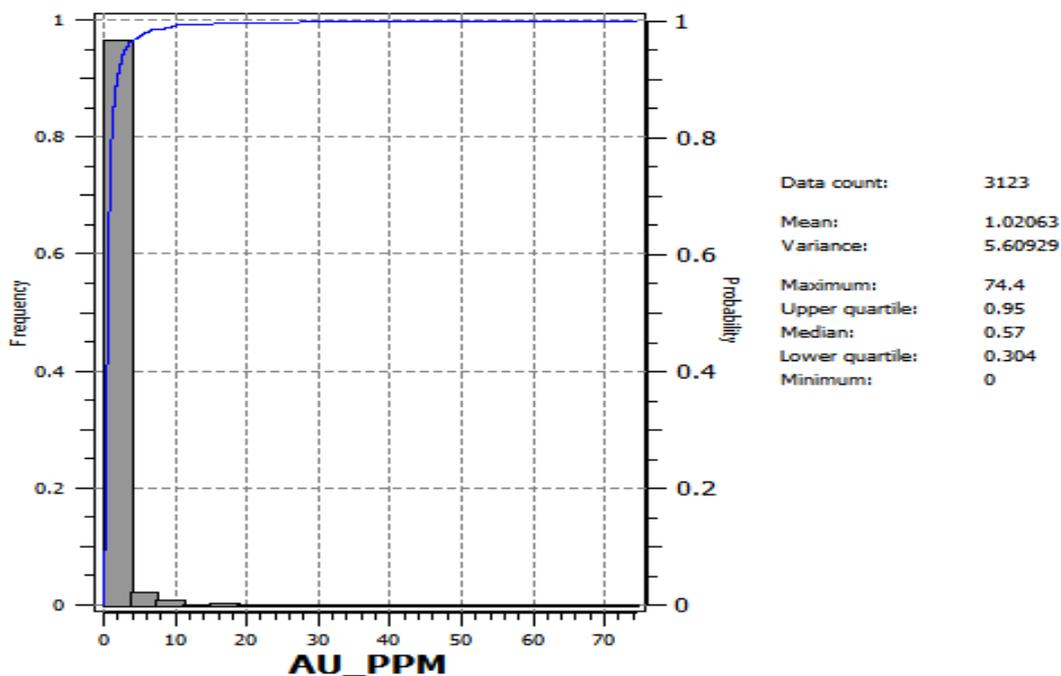
Os seguintes gráficos representam o histograma das amostras de ouro pertencentes aos três domínios geológicos com os furos compositados.

Figura 27 - Histograma do teor do ouro no *Foot Wall*, com furos compositados



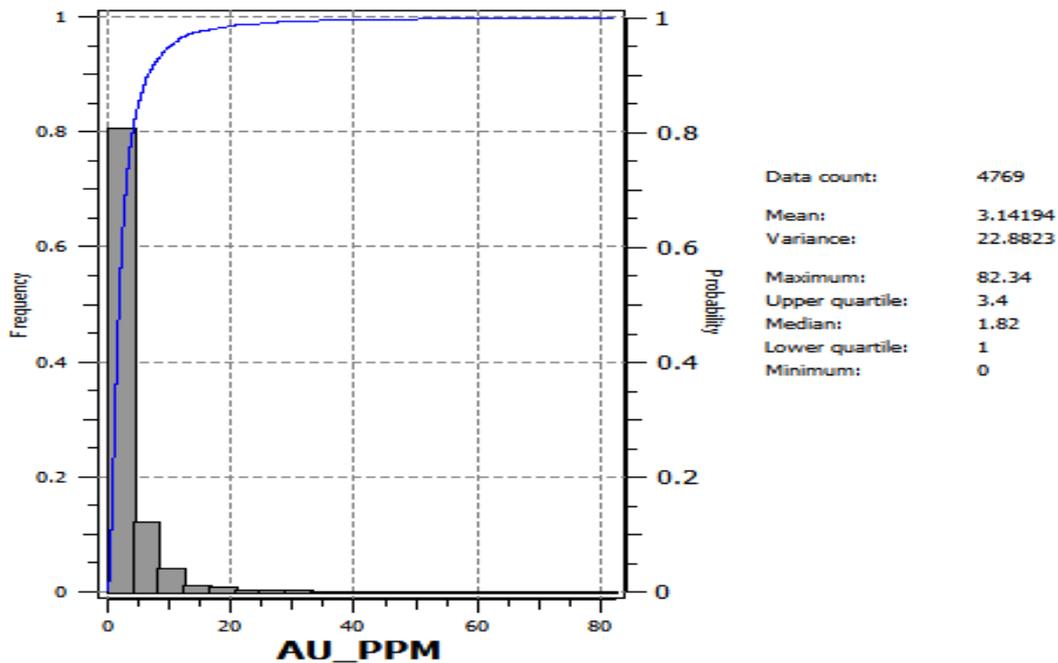
Fonte: *Software SGems*

Figura 28 - Histograma do teor de ouro no *hanging wall*, com furos compositados.



Fonte: *Software SGems*

Figura 29 - Histograma do teor de ouro do minério (*main*), compositados.



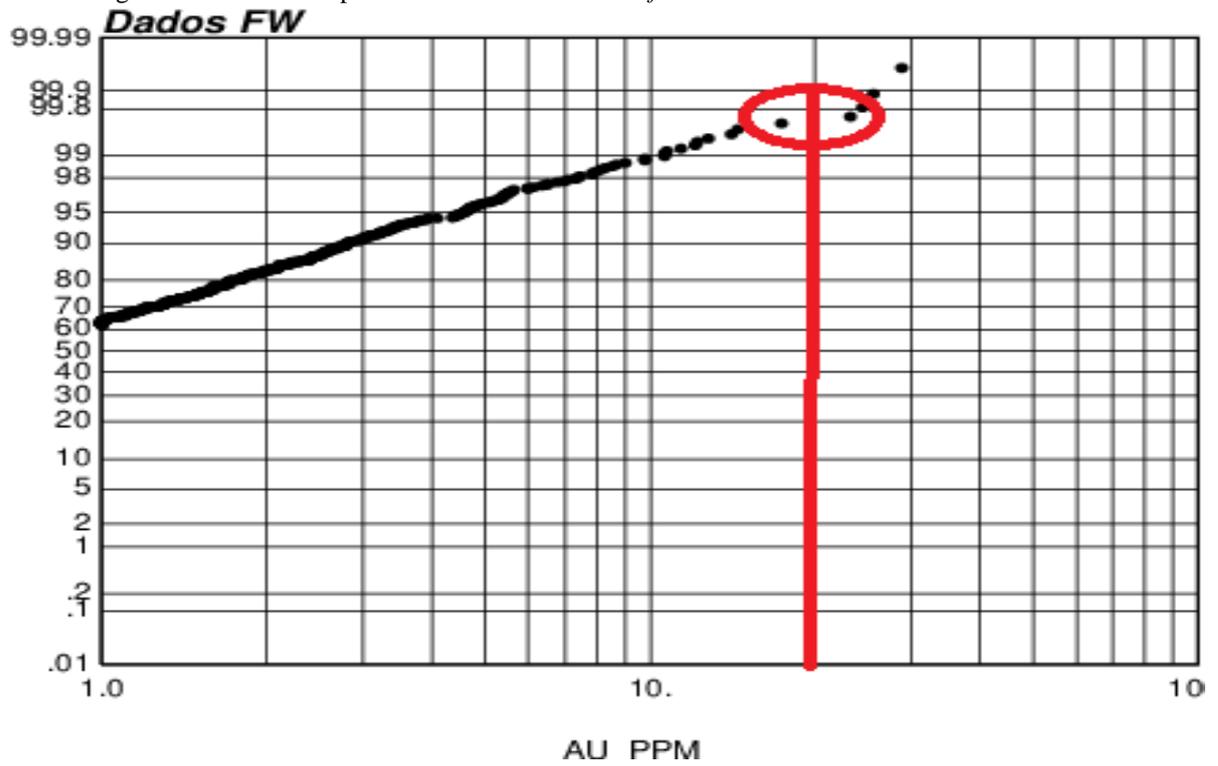
Fonte: *Software SGems*

Observa-se que numa primeira análise dos dados originais atribui os mesmos pesos para os diferentes valores de uma variável, deste modo não se consegue eliminar a influência das áreas de maior adensamento amostral dentro das regiões em estudo, com isso o teor global do depósito tende a ser superestimado. Por isso, também foi realizado o desagrupamento dos dados através do Método das *Células Móveis*.

- *Capping*

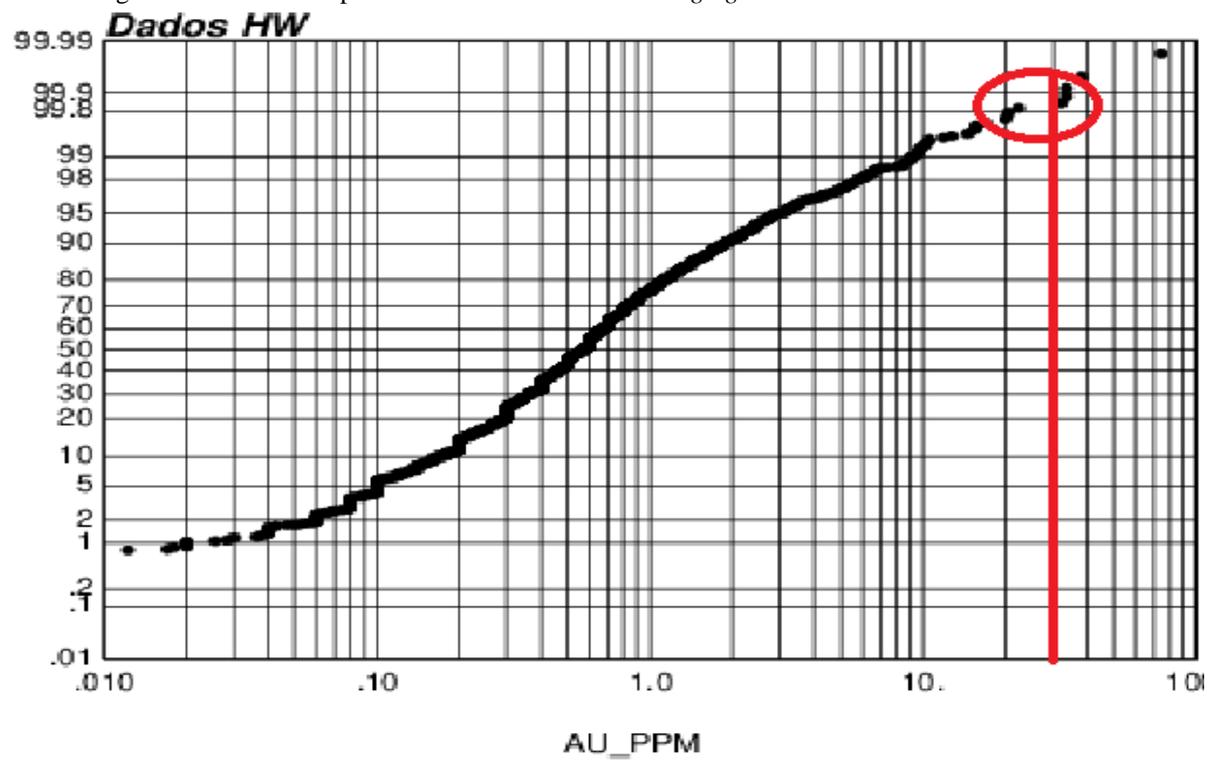
O *Capping* das amostras ocorreu através da análise do gráfico de distribuição acumulada gerado pelo executável *prompt* do *software GSLIB90*, onde os *outliers* são identificados pela descontinuidade apresentada no gráfico, indicando uma mudança de população.

Figura 30 - Gráfico de probabilidade acumulada do *foot wal*

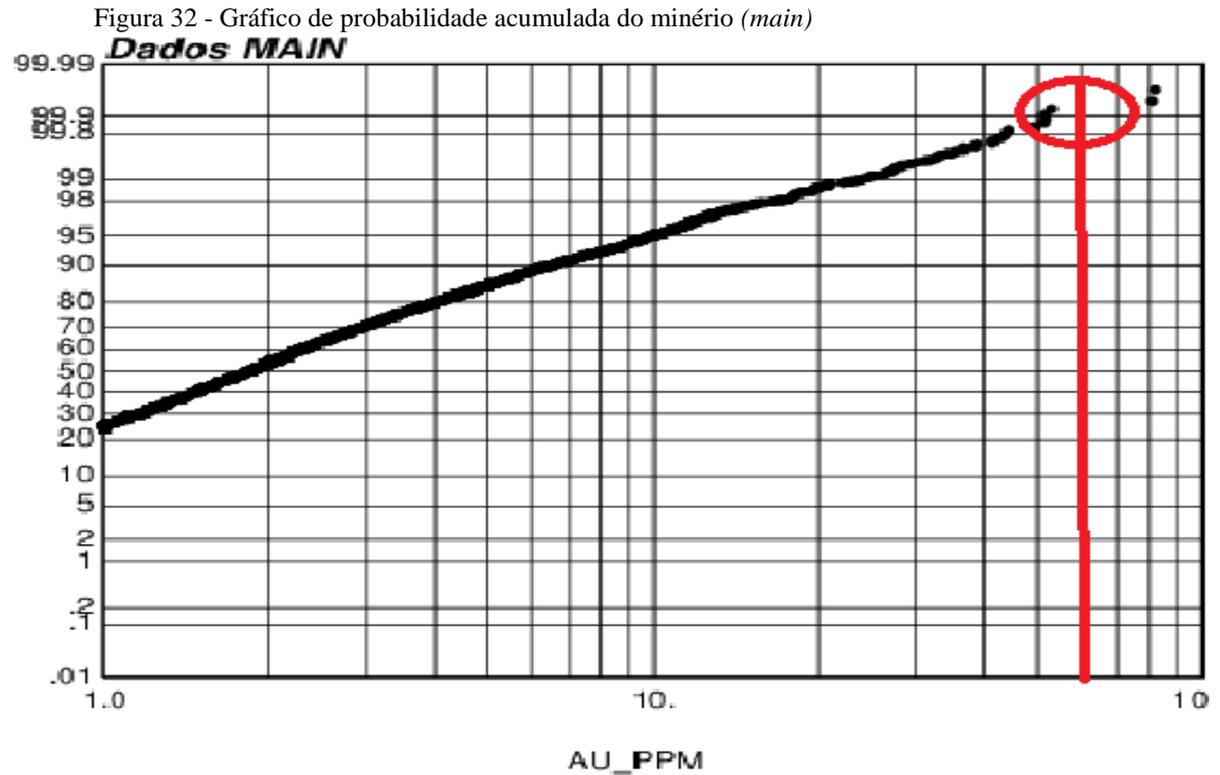


Fonte: Software GSLIB90

Figura 31 - Gráfico de probabilidade acumulada do *hanging wall*



Fonte: Software GSLIB90

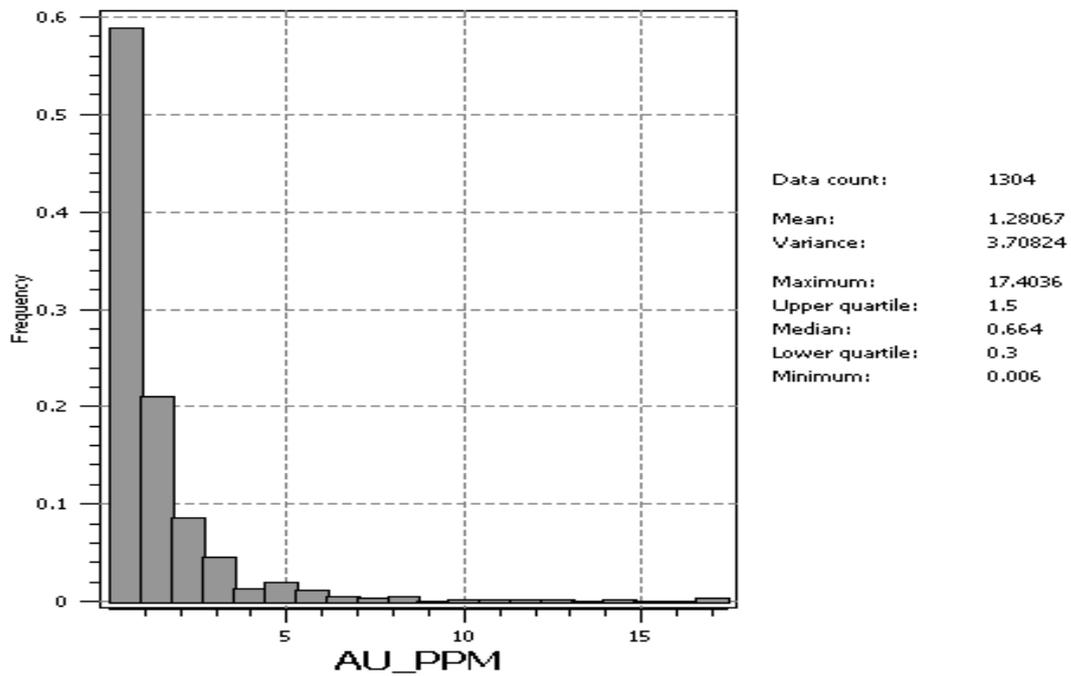


Fonte: Software GSLIB90

Observa-se que conforme as três figuras anteriores o *capping* foi para os três domínios foram:

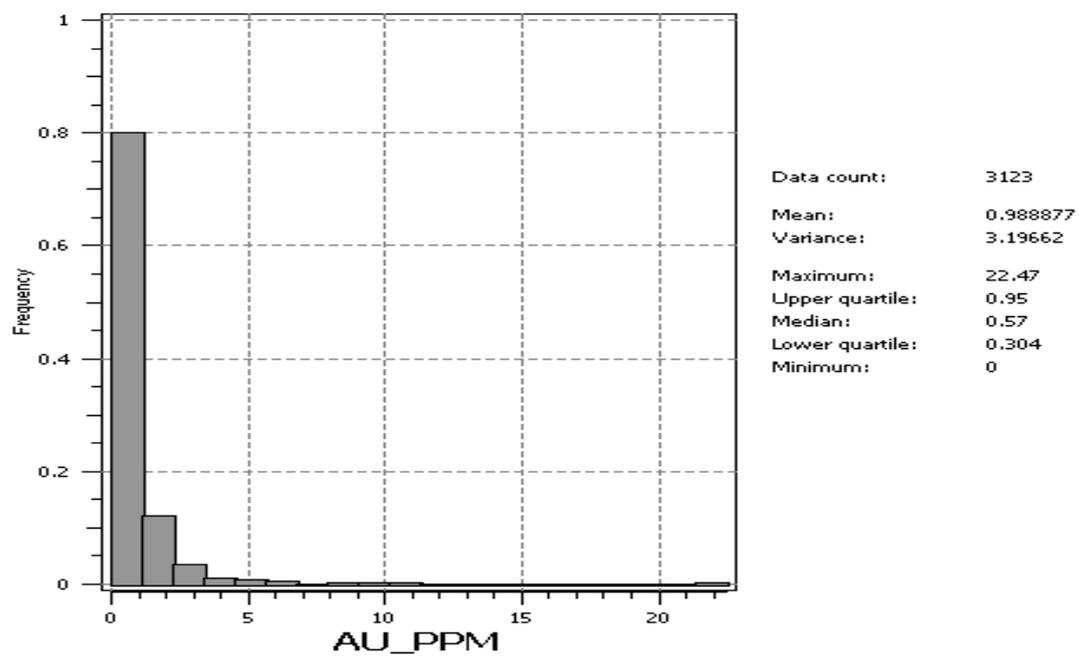
- *Foot Wall*: O *capping* foi em aproximadamente 99.7% com teor máximo e os teores mais altos foram redefinidos para 20 ppm.
 - *Hanging Wall*: *Capping* em aproximadamente 99.8% com teor máximo e os teores mais altos foram redefinidos para 30 ppm.
 - *Main*: *Capping* em aproximadamente 99.9% com teor máximo e os teores mais altos foram redefinidos para 60 ppm.
- Análise dos histogramas pós o *capping*:

Figura 33 - Histograma das amostras de ouro no *foot wall* após o *Capping*.

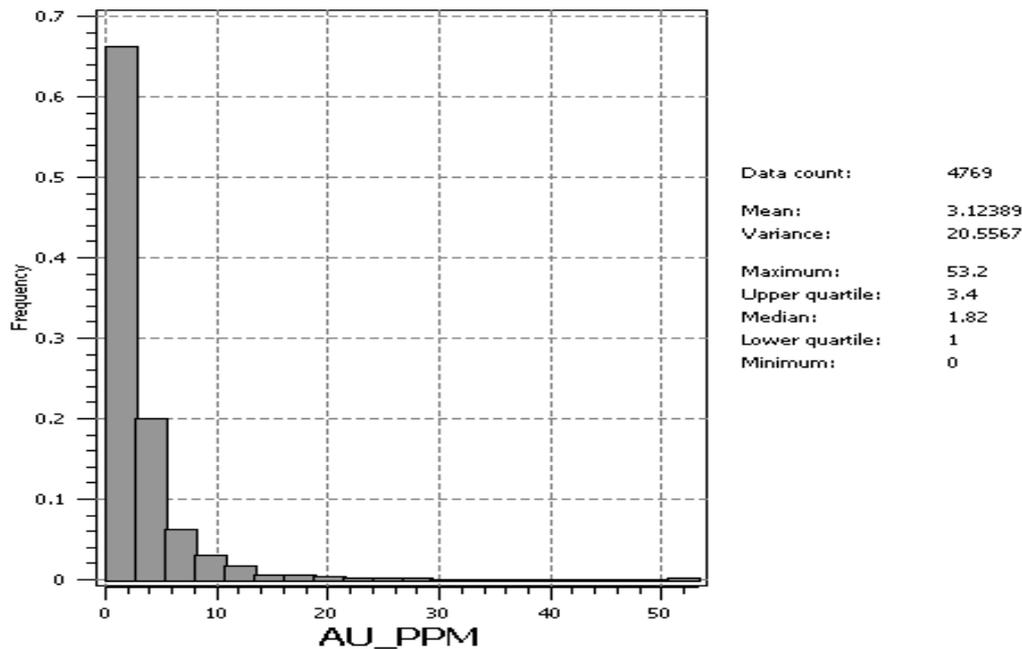


Fonte: Software *SGems*

Figura 34 - Histograma das amostras de ouro no *hanging wall* após o *Capping*



Fonte: Software *SGems*

Figura 35 - Histograma das amostras de ouro no *main* após o *Capping*

Fonte: *Software SGems*

Observa-se que ao comparar os histogramas das amostras compostadas antes e depois do capping, é possível notar uma diminuição nos teores médios do ouro em cada um dos três domínios, comprovando que as amostras com valores extremos estavam causando uma superestimativa de teores. O que foi minimizado após o tratamento dos outliers.

4.2.1.1.2 Definição de dimensão de blocos

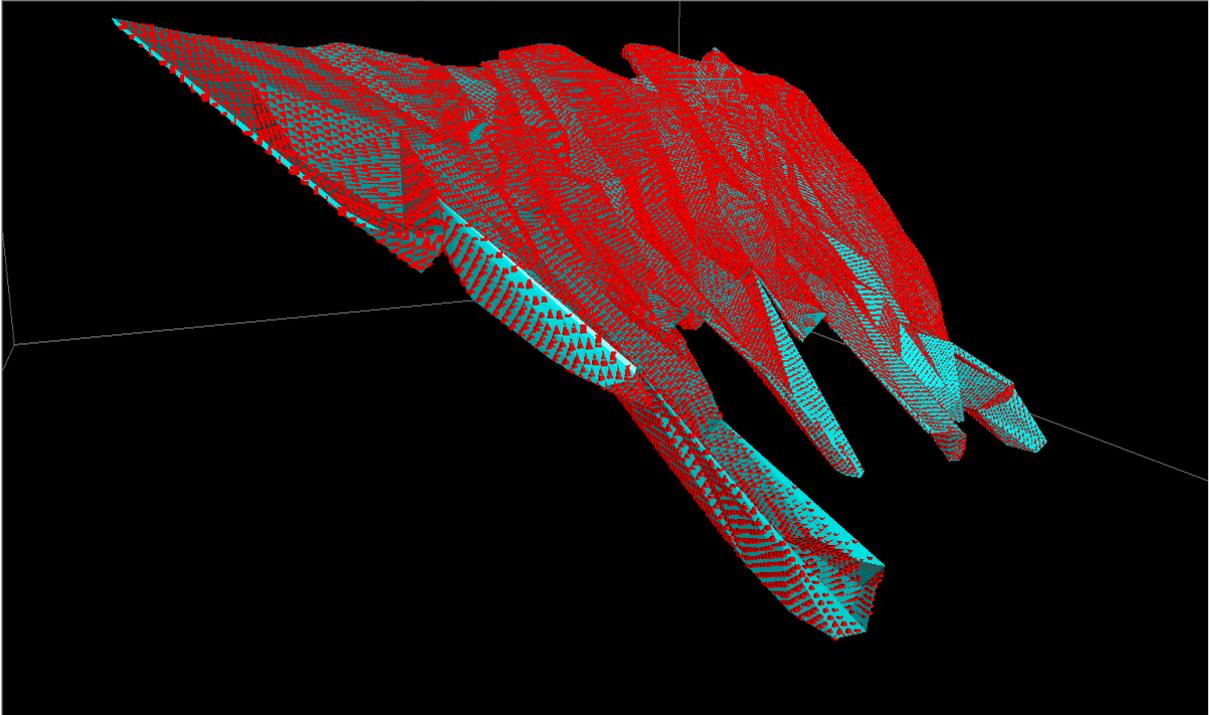
Os atributos comumente referentes a cada bloco são coordenadas nos eixos X, Y e Z, dimensões, volume, massa, densidade e teores, este último a ser definido a partir de estimativas via krigagem ordinária. Após definir os ângulos e dos ranges na correlografia, foi determinado o tamanho dos blocos, sabendo que estes devem ser compatíveis com a espessura da camada mineralizada. As dimensões dos blocos em X e Y foram consideradas como sendo $\frac{1}{4}$ da malha amostral. Portanto, as dimensões dos blocos escolhidas foram X=10m Y=10m e Z=5m.

Foi realizada também uma sub-blocagem afim de se obter uma melhor aderência do modelo de blocos com o sólido geológico. As diferenças entre os volumes dos sólidos geológicos modelados e os modelos de blocos gerados não foi significativa. Tornando assim os modelos de blocos construídos coerentes em relação aos modelos geológicos. Observa-se a tabela abaixo:

Tabela 2 - Tabela com as diferenças entre os volumes dos sólidos geológicos e os modelos de blocos.

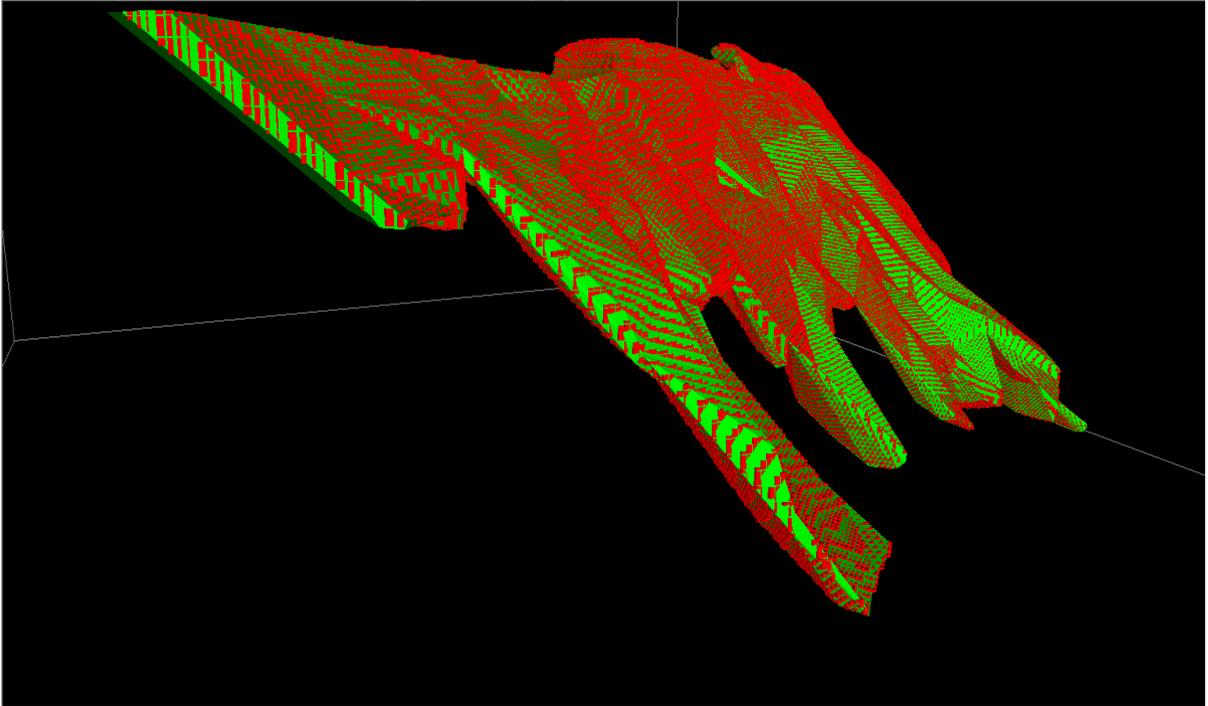
Domínio	Volume do sólido geológico (m³)	Volume do modelo de blocos (m³)	Diferença (m³)	Diferença (%)
FW	2,332,197.11	2,331,912.50	284.61	0.012
Main	6,633,554.81	6,633,706.25	-151.44	-0.002
HW	6,049,451.08	6,048,768.75	682.33	0.011

Fonte: Autoria própria

Figura 36 - Modelo de blocos para o *foot wall*

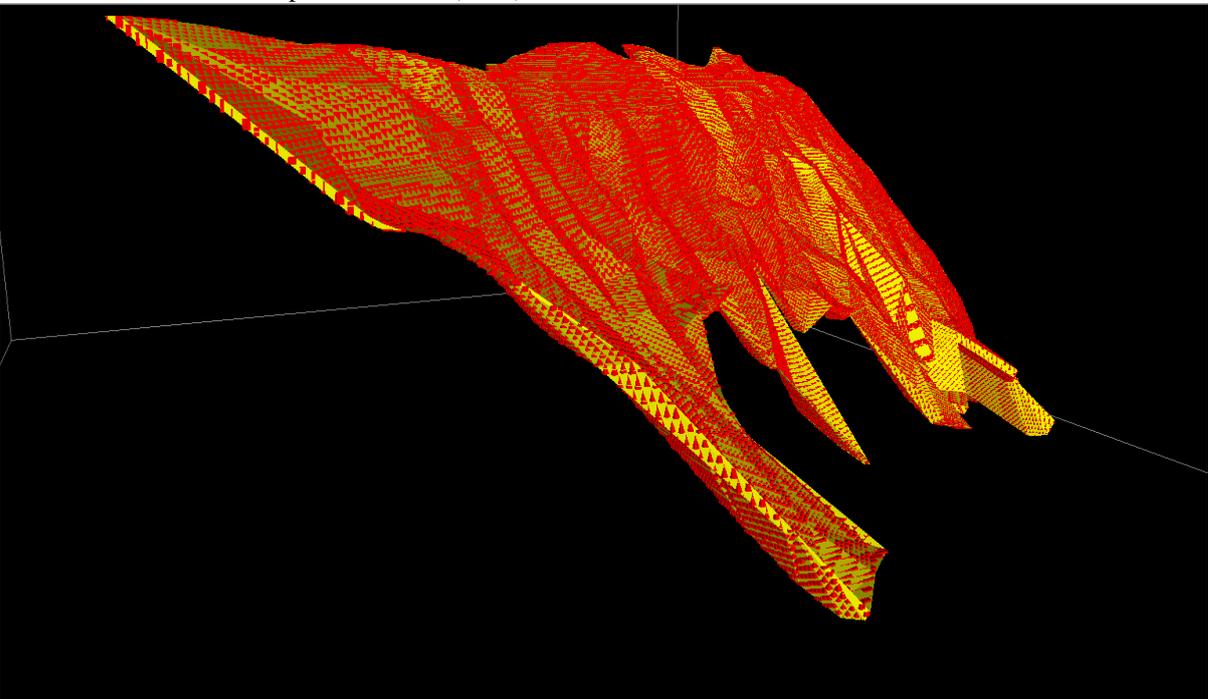
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 37 - Modelo de blocos para o *hanging wall*



Fonte: *Software Studio 3*

Modelo de blocos para o minério (*main*)



Fonte: *Software Studio 3*

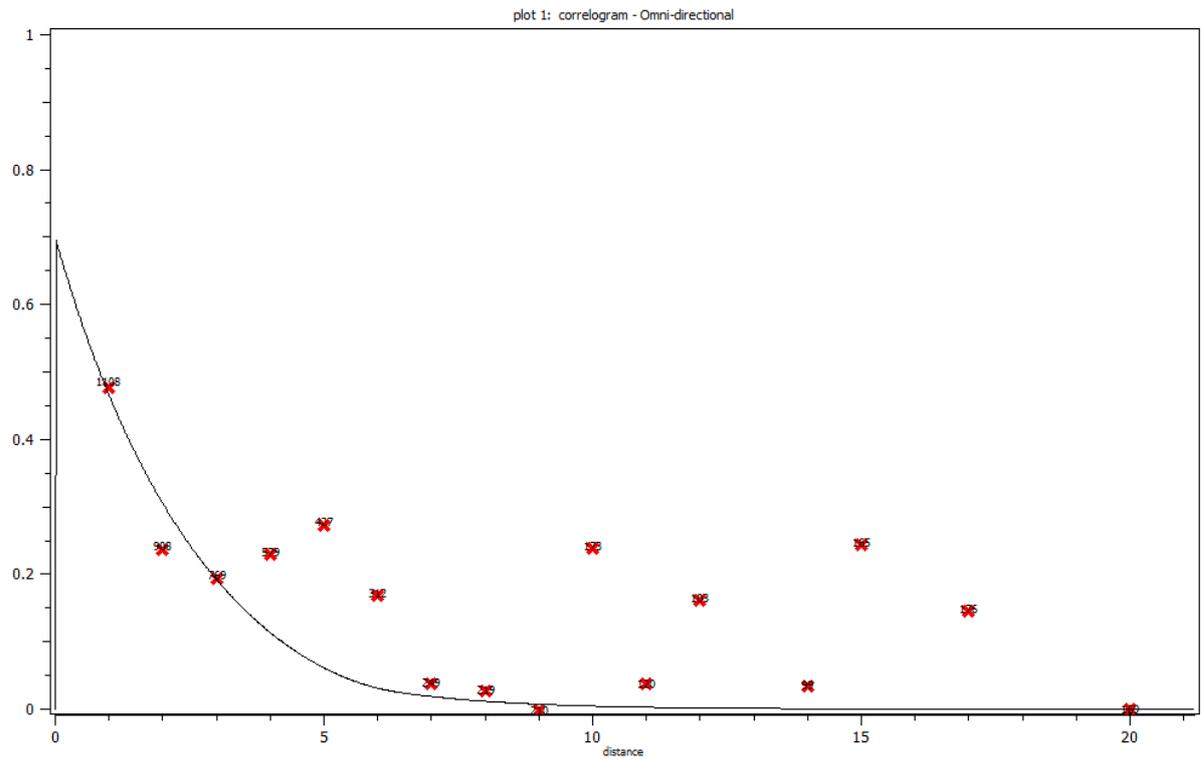
4.2.1.1.3 Correlografia

Para iniciar a correlografia, primeiramente optou-se em modelar o correlograma omni direcional ao invés do correlograma down the hole (ao longo dos furos), pois para distâncias curtas entre os furos, no caso do banco de dados em questão a distância média entre os furos é de 10m, estes correlogramas se equivalem. Tanto o correlograma omni direcional quanto o DTH visam à obtenção do efeito pepita, efeito este que revela a descontinuidade do variograma para distâncias menores do que a menor distância entre as amostras onde, também, parte da descontinuidade pode ser decorrente de erros de medição. No correlograma omni direcional foi definido, primeiramente, o tamanho dos lags que abrangesse pelo menos a metade da área dos pontos de análise de estudo, visando evitar o chamado efeito de borda, pois quando chega-se a elas, os pares de borda tem muito pouca amostra. Com relação ao lag separation, este foi determinado como o comprimento regularizado das amostras de 1,0 metro enquanto o lag tolerance ficou definido como a metade do valor do lag separation para que não haja sobreposição das amostras, ou seja, 0.5 metros. A largura de banda, bandwidth, excepcionalmente para o caso do correlograma omni direcional deve necessariamente apresentar um valor alto para indicar que é este tipo de correlograma que se deseja plotar, logo foi utilizado um valor de 10000.

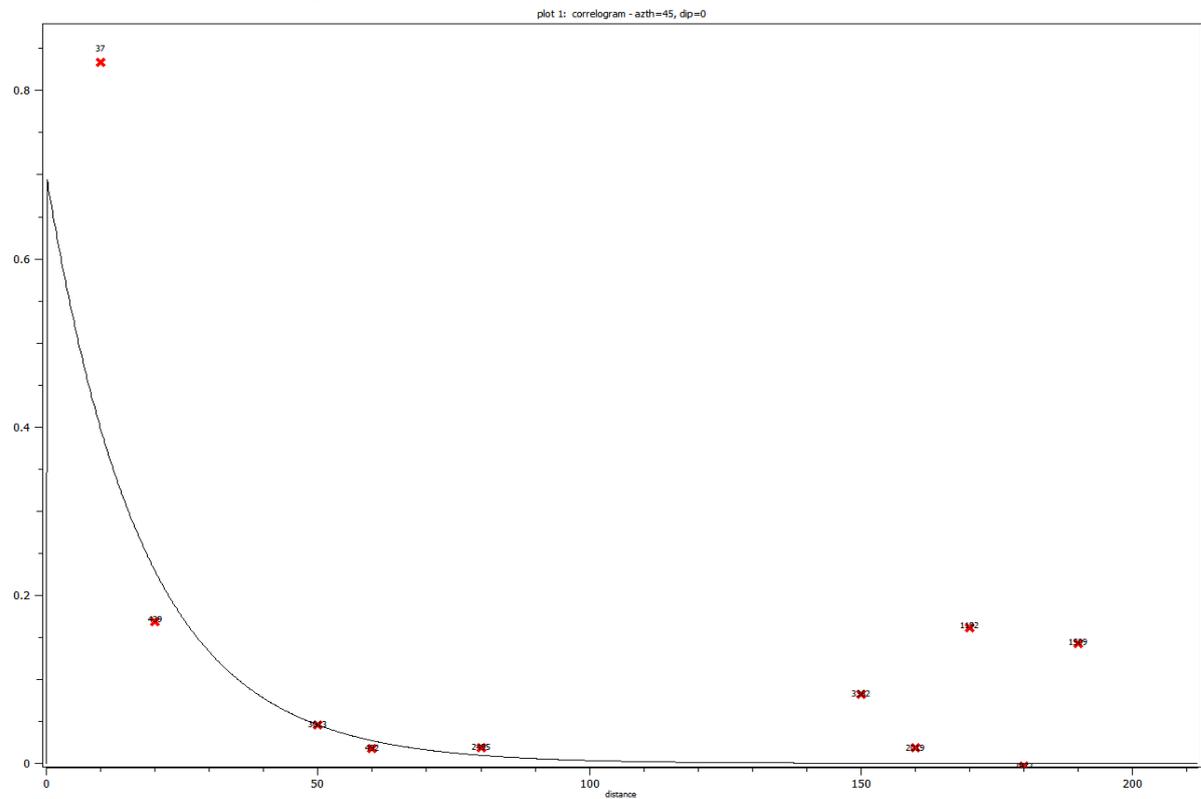
Para os direcionais a largura da banda é de 20 metros, o lag separation é de 10 metros é o lag tolerance é 5 metros.

Após determinado o efeito pepita, este parametro será carregado para os demais modelos correlográficos a fazer, visto que este será considerado uma característica natural do depósito.

O correlograma foi realizado pelo software SgeMS para cada um dos domínios geológicos, onde em cada um obteve-se o omni direcional e as direções de maior e menor continuidade.

Figura 38 - Correlograma omnidirecional do *foot wall*

Fonte: *Software SGems*

Figura 39 - Correlograma de maior continuidade do *foot wall*

Fonte: *Software SGems*

Tabela 3 – Dados de maior continuidade do *foot wall*

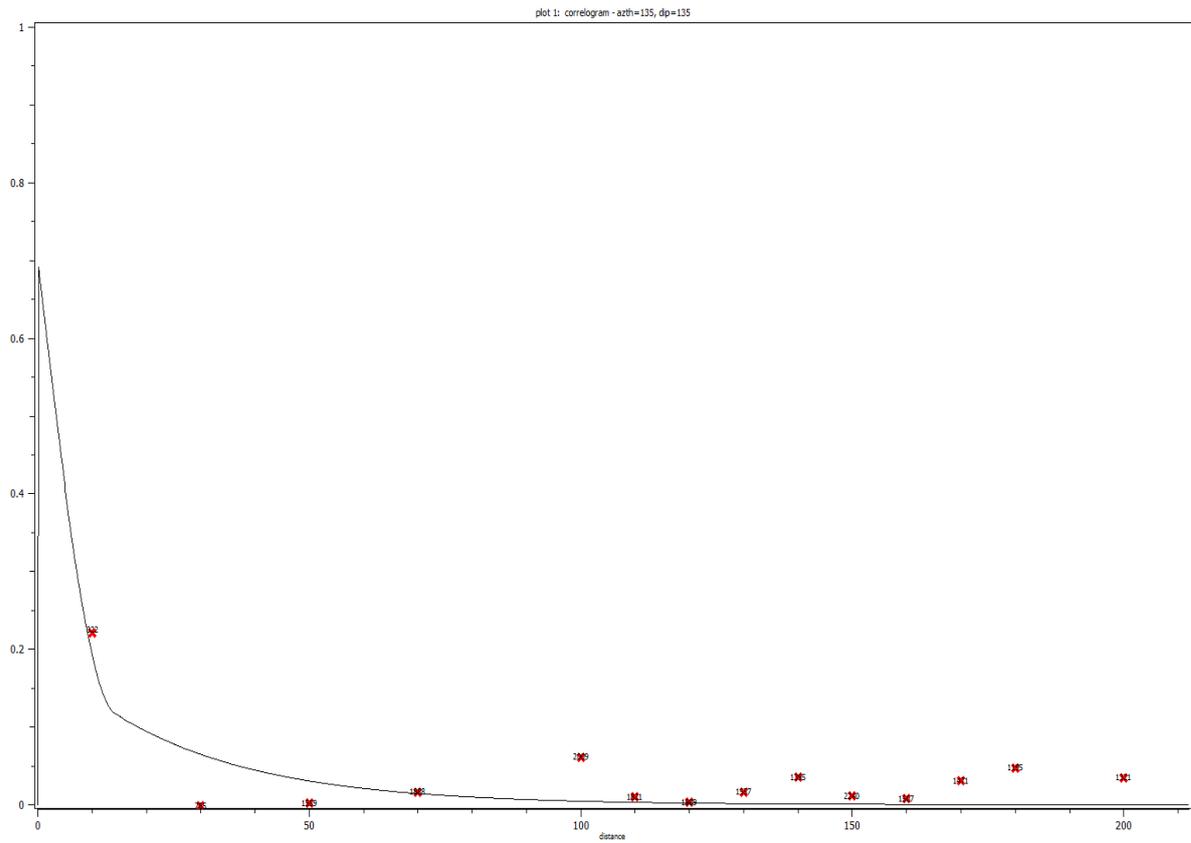
Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	60
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	40
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

Figura 40 - Correlograma de média continuidade do *foot wall*

Fonte: Software SGems

Tabela 4 - Dados de média continuidade do *foot wall*

Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	14
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	80
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

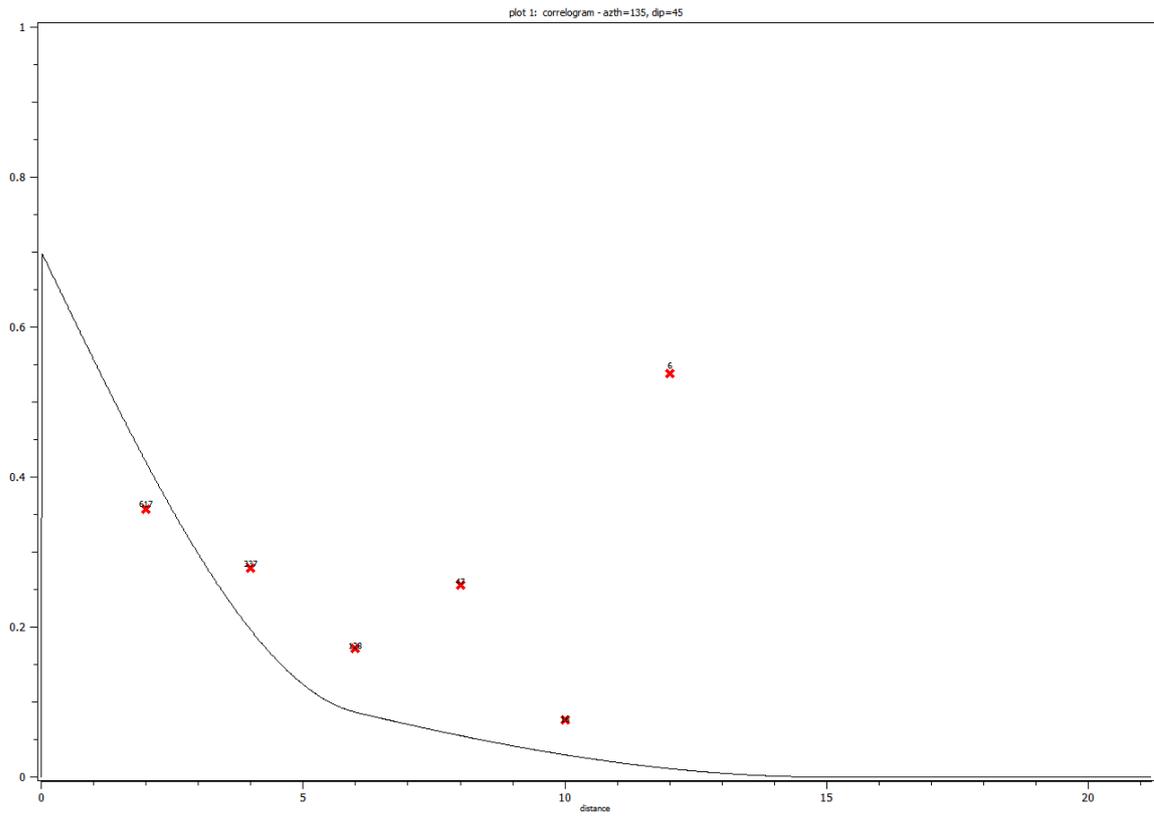
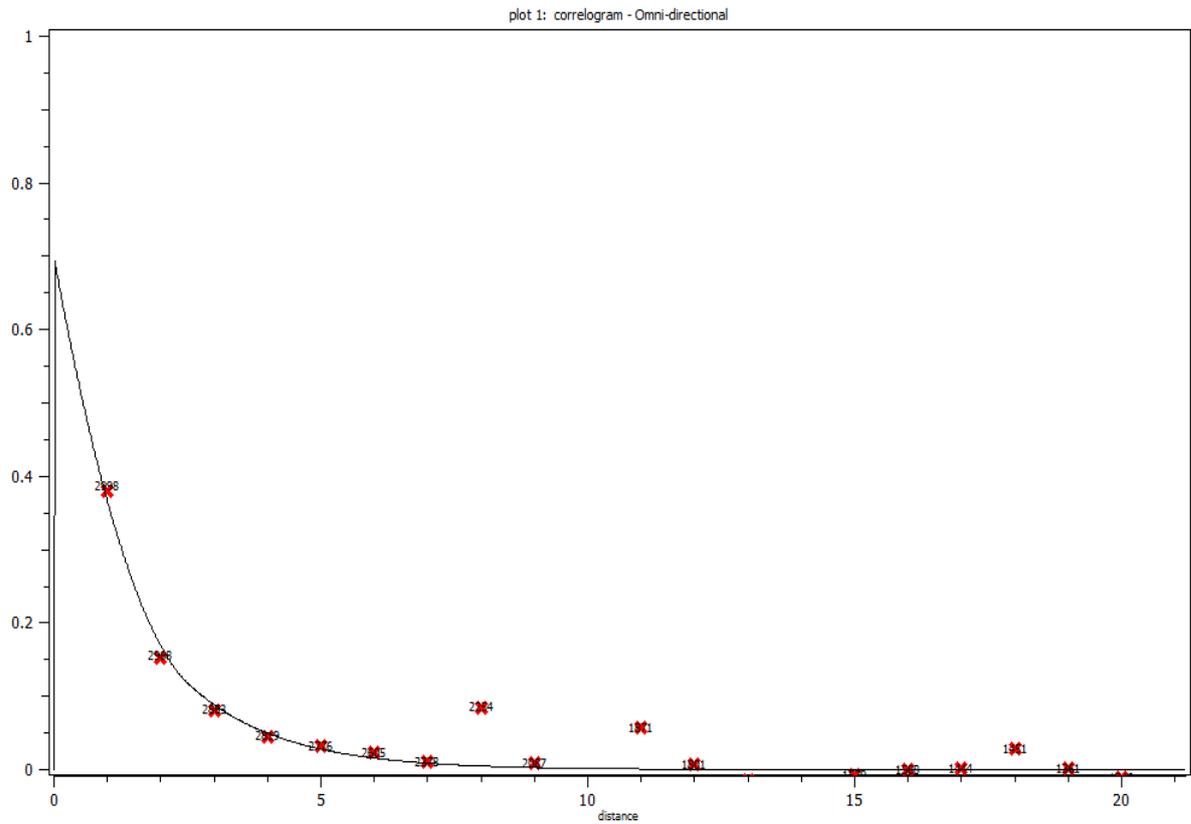
Figura 41 - Correlograma de menor continuidade do *foot wall*Fonte: *Software SGems*

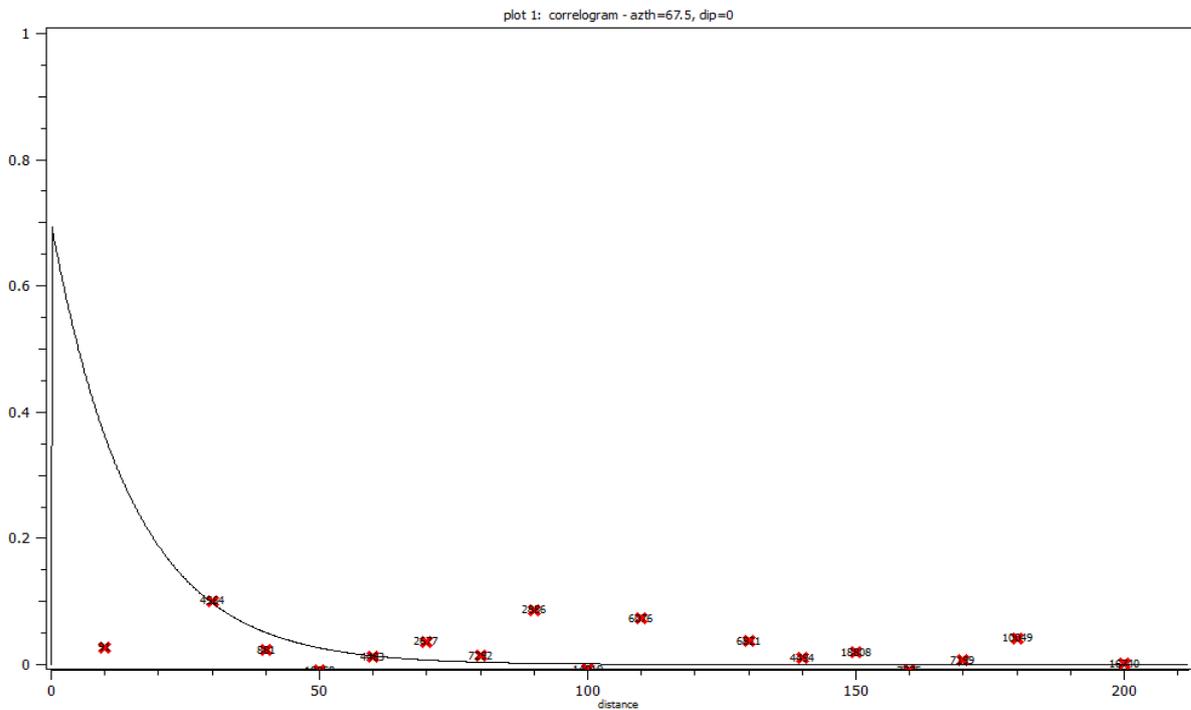
Tabela 5 - Dados de média continuidade do *foot wall*

Primeira estrutura	
Efeito pepita	30%
range	6
sil	0.5
Segunda estrutura	
Efeito pepita	30%
range	15
sil	0.2

Fonte: Autoria própria

Figura 42 - Correlograma omnidirecional do *hanging wall*

Fonte: Software *SGems*

Figura 43 - Correlograma de maior continuidade do *hanging wall*

Fonte: Software *SGems*

Tabela 6 - Dados de maior continuidade do *Hanging Wall*

Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	44
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	50
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

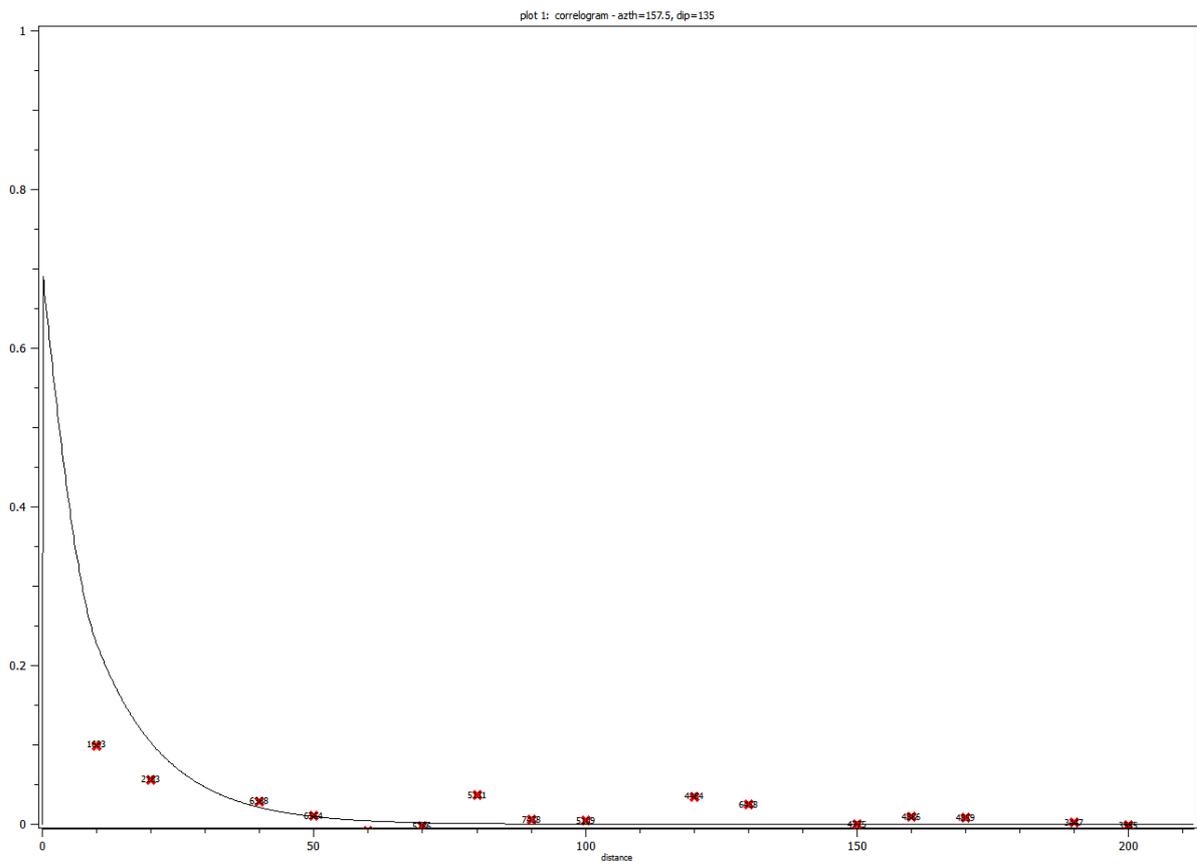
Figura 44 - Correlograma de média continuidade do *hanging wall*

Tabela 7 - Dados de média continuidade do *hanging wall*

Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	60
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	10
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

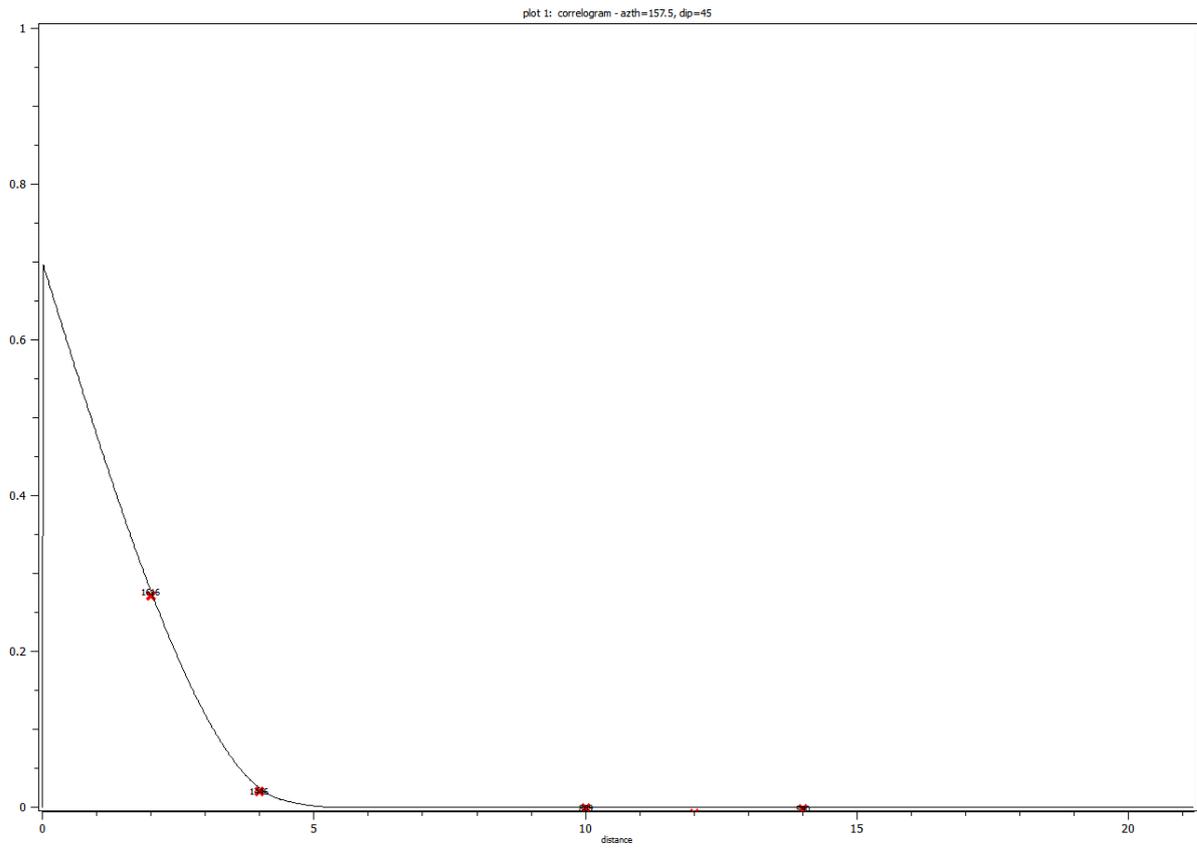
Figura 45 - Correlograma de menor continuidade do *hanging wall*Fonte: Software *SGems*

Tabela 8 - Dados de menor continuidade do *Hanging Wall*

Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	4.4
sil	0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range 2	5.6
sil	0.2

Fonte: Autoria própria

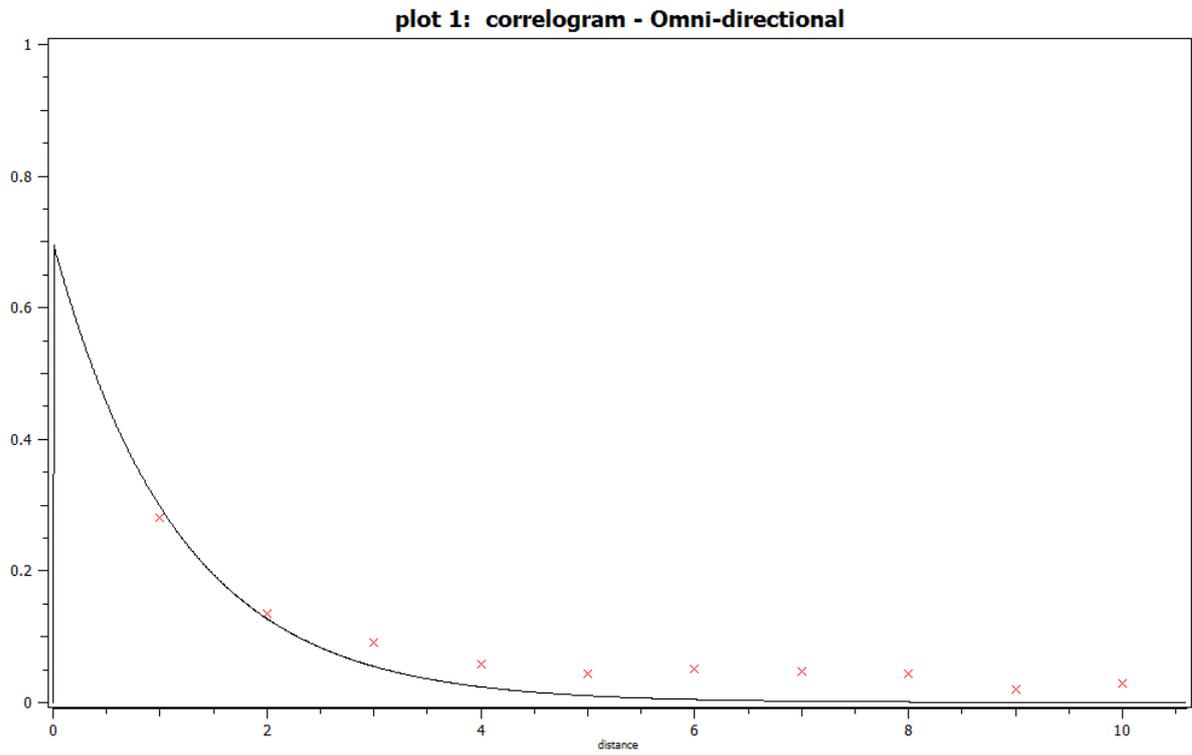
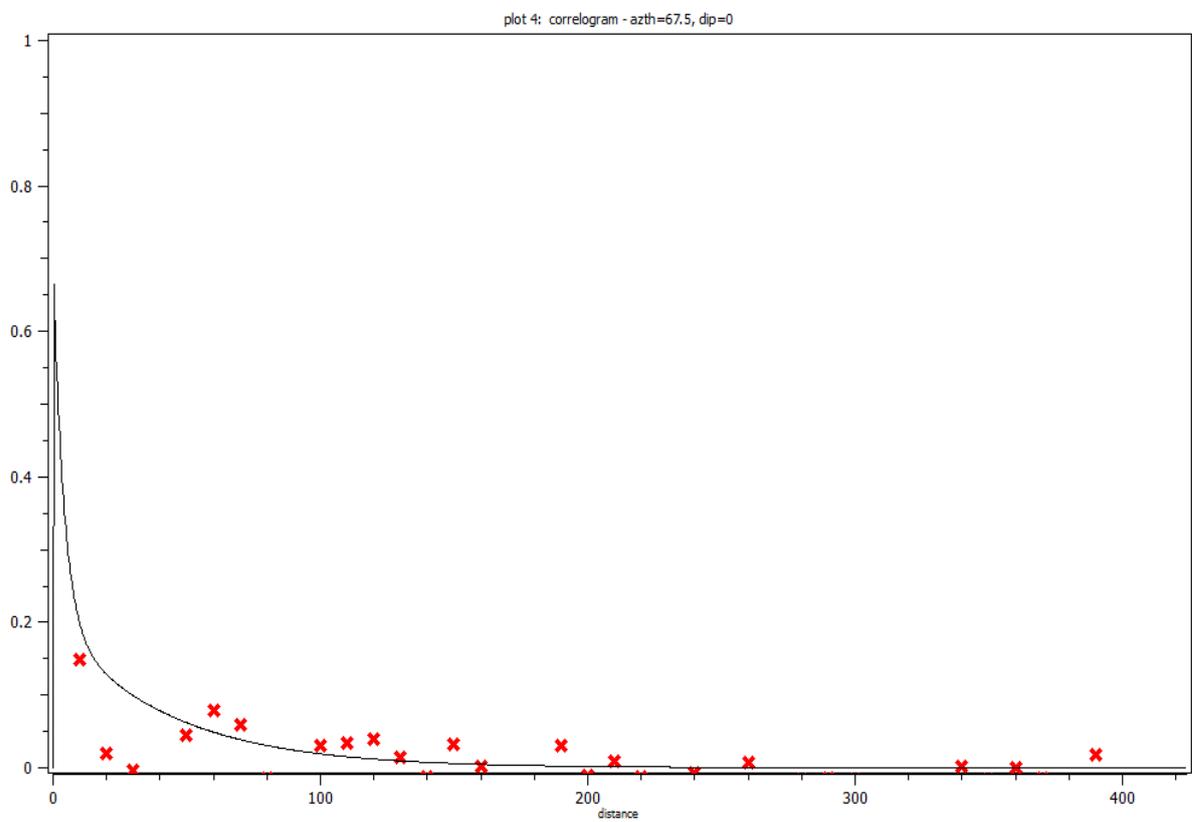
Figura 46 - Correlograma omnidirecional do *main*Fonte: *Software SGems*Figura 47 - Correlograma de maior continuidade do *main*Fonte: *Software SGems*

Tabela 9 - Dados de maior continuidade do minério

Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	12
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	130
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

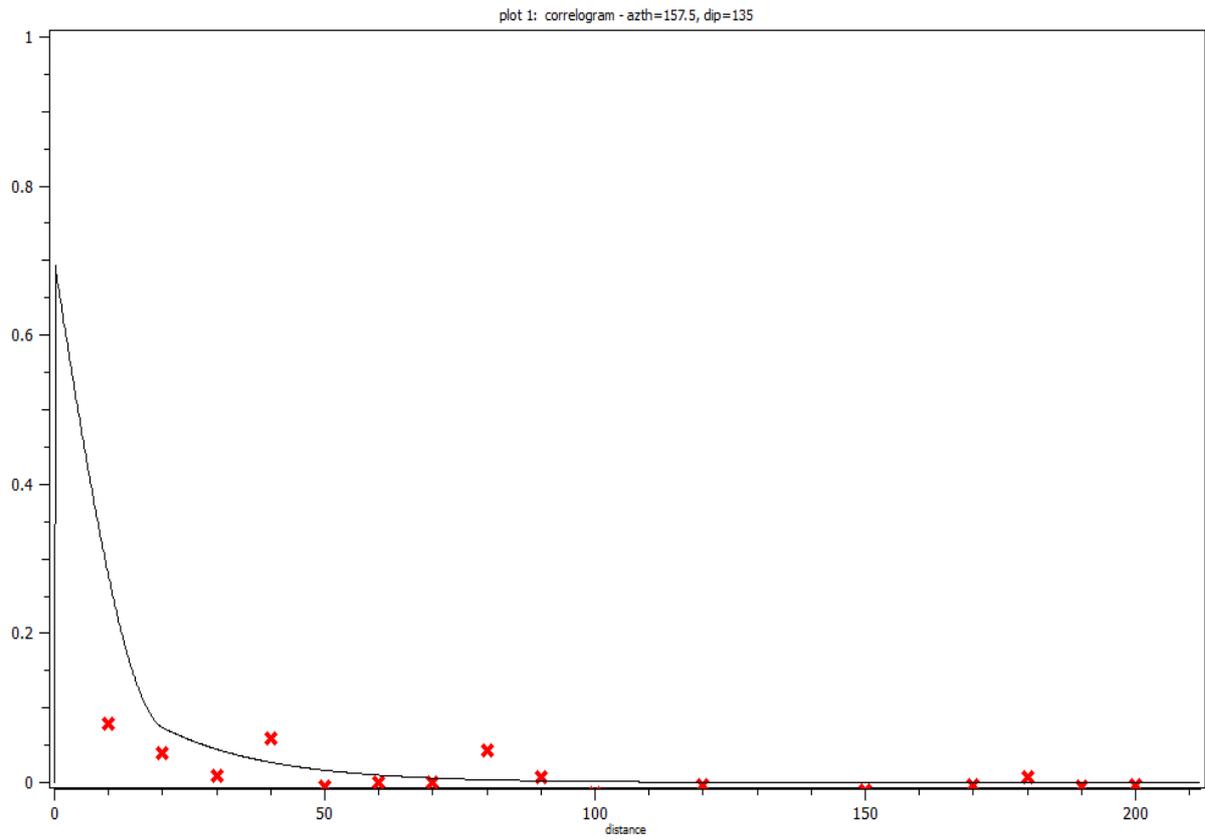
Figura 48 - Correlograma de média continuidade do *main*Fonte: *Software SGems*

Tabela 10 - Dados de média continuidade do *main*

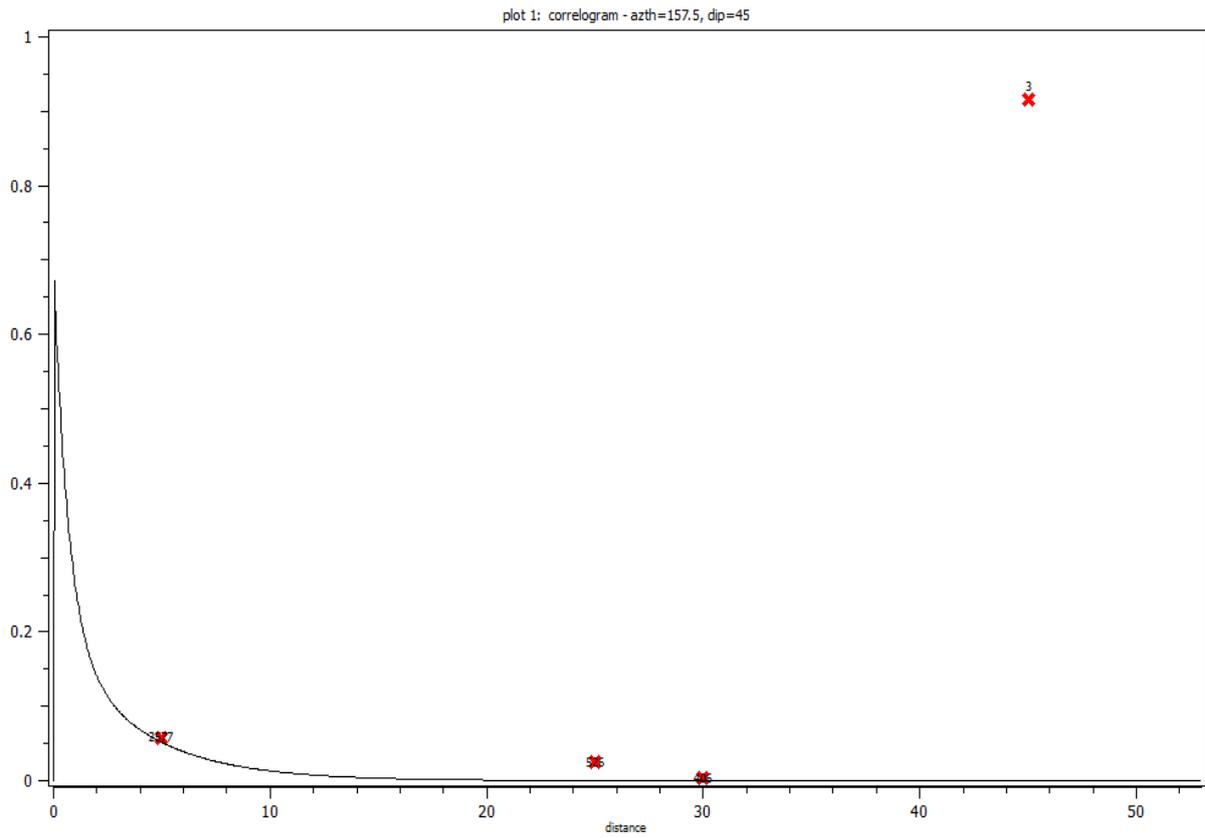
Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	20
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	60
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

Figura 49 - Correlograma de menor continuidade do *main*

Fonte: *Software SGems*

Tabela 11 - Dados de média continuidade do minério

Primeira estrutura

Efeito pepita	30%
range	2
sil	-0.5

Segunda estrutura

Efeito pepita	30%
range	11
sil	-0.2

Fonte: Autoria própria

4.2.1.1.4 Estimativa de teores

- Krigagem Ordinária

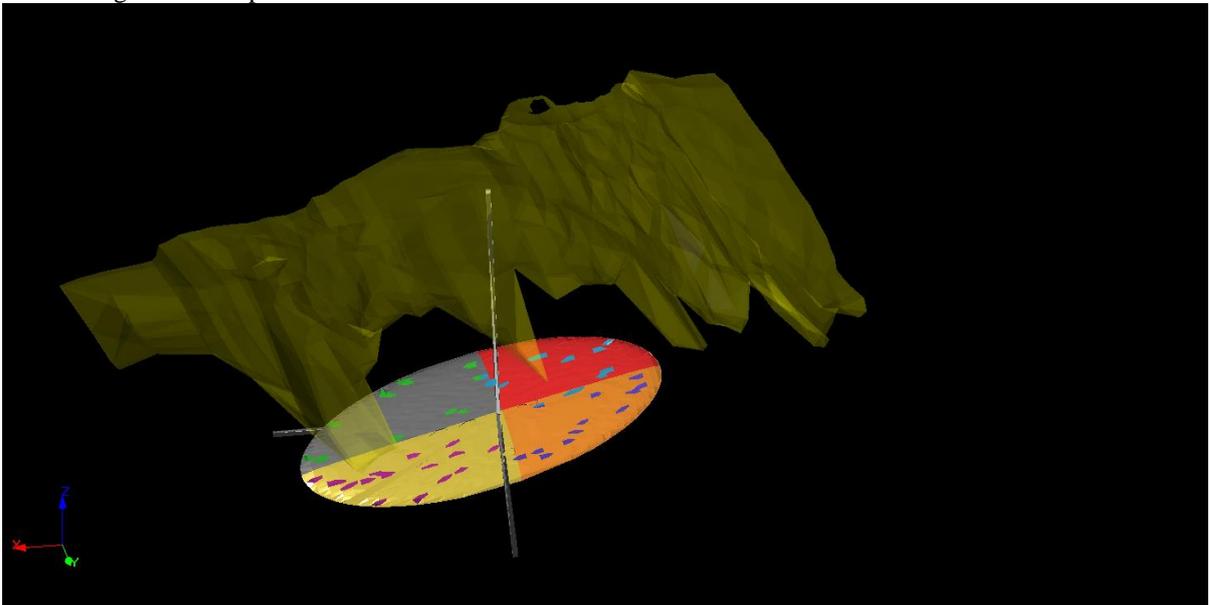
O objetivo da Krigagem é buscar o melhor conjunto de ponderadores, de tal modo que a variância do erro seja a menor possível. Trata-se, portanto, de encontrar o mínimo da função variância do erro.

Vários fatores são considerados pelo método de krigagem, como o número, a posição espacial e a distância das amostras, além da qualidade dos dados e da continuidade espacial das variáveis.

Diferentemente dos interpoladores clássicos, que atribuem pesos a um nó de grid conforme a distância geométrica deste nó para a amostra, ou seja, recebem maiores pesos os nós nas direções de menor variabilidade do fenômeno em questão, onde os dados que serão utilizados para estimar o teor de um bloco estão inseridos no elipsoide de busca.

Para estimar os blocos foram utilizados no mínimo 1 e no máximo 20 amostras. O elipsoide foi dividido em oito setores angulares com um número máximo de 1 amostra por setor. Este gerado a partir do software Studio3.

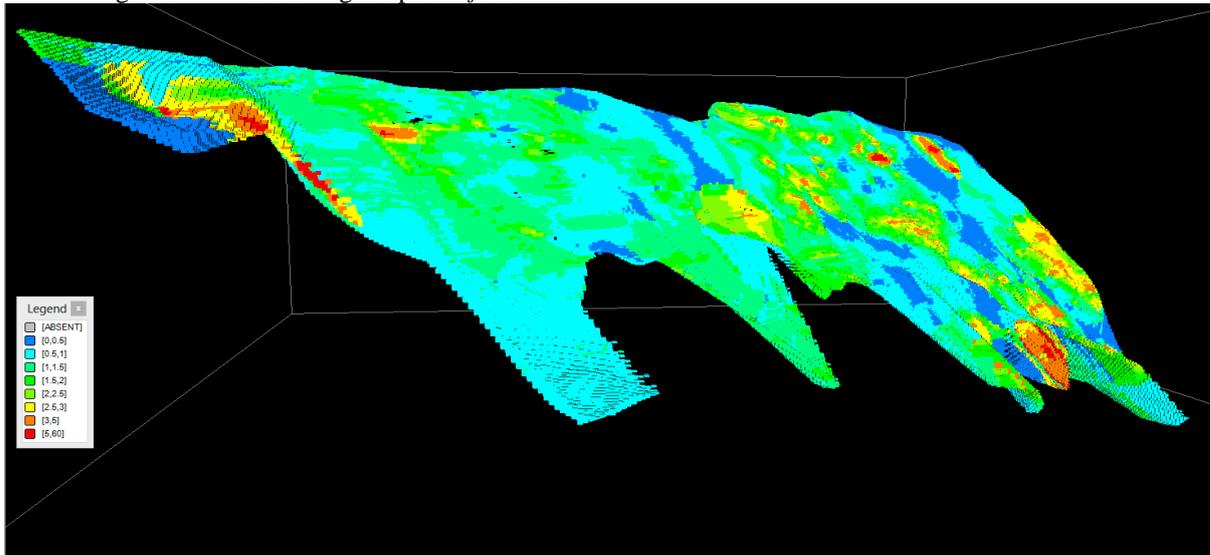
Figura 50 - Elipsóide de busca



Fonte: *Software Studio 3*

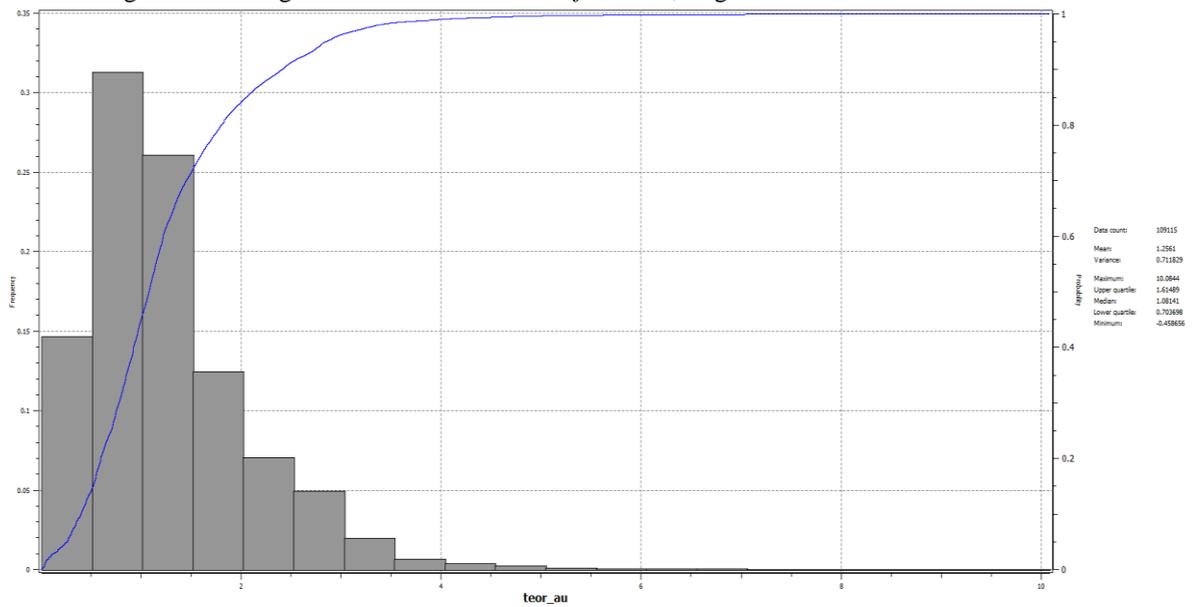
A seguir, obtemos a análise visual dos modelos krigados com os respectivos histogramas de teores de ouro para os diferentes tipos geológicos temos os seguintes:

Figura 51 - Modelo krigado para *o foot wall*



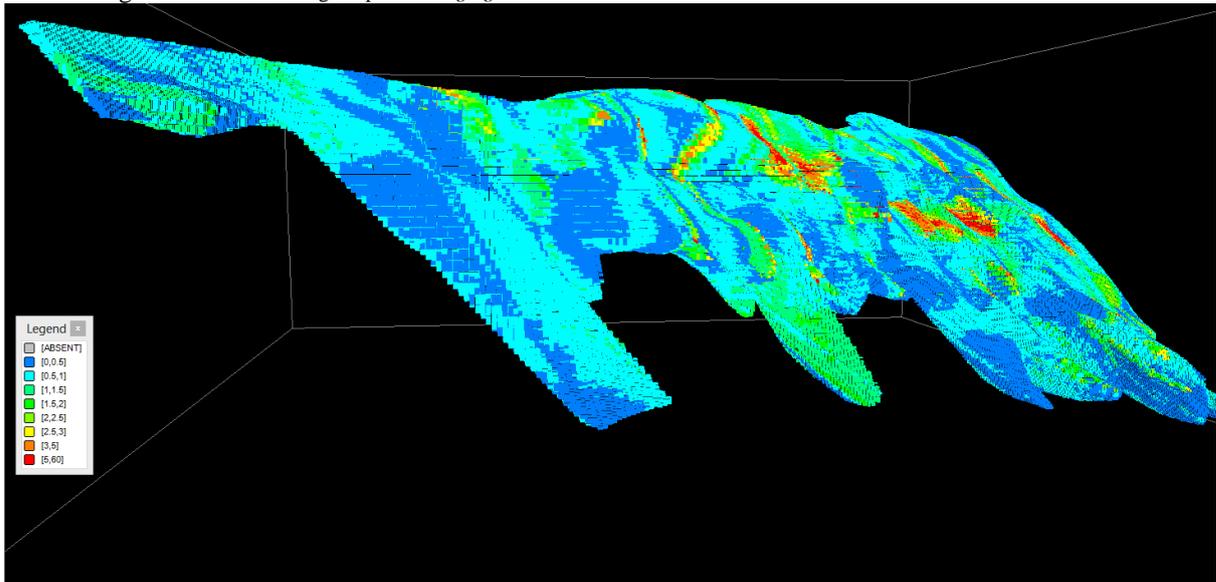
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 52 -Histograma de teores de ouro no *foot wall*, krigado



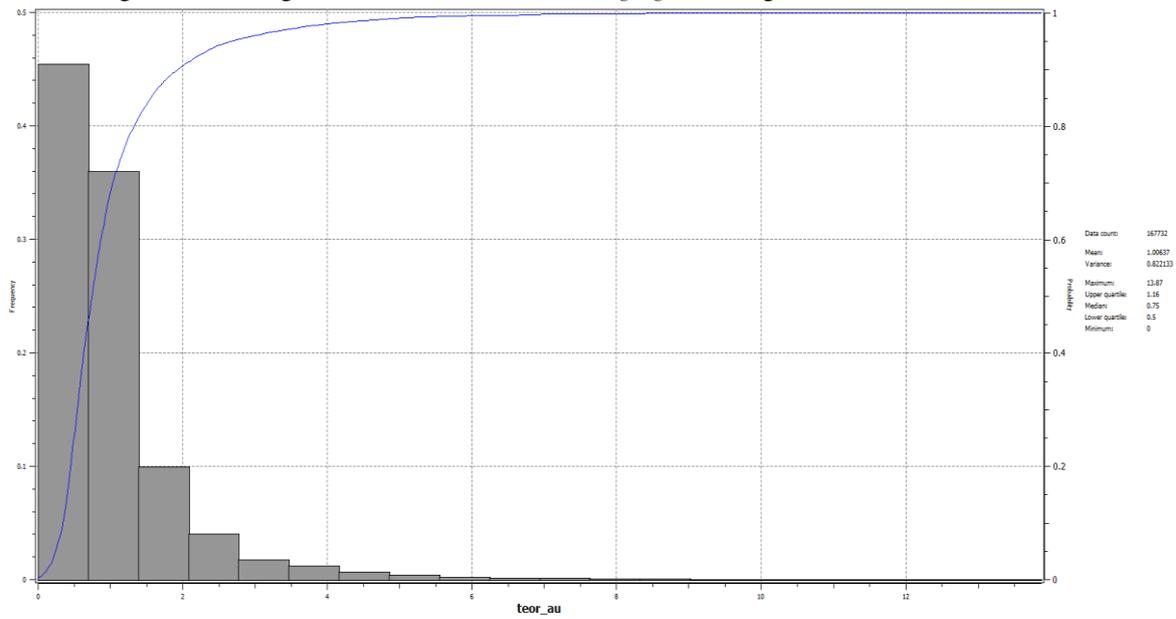
Fonte: *Software SGems*

Figura 53 - Modelo krigado para o hanging wall



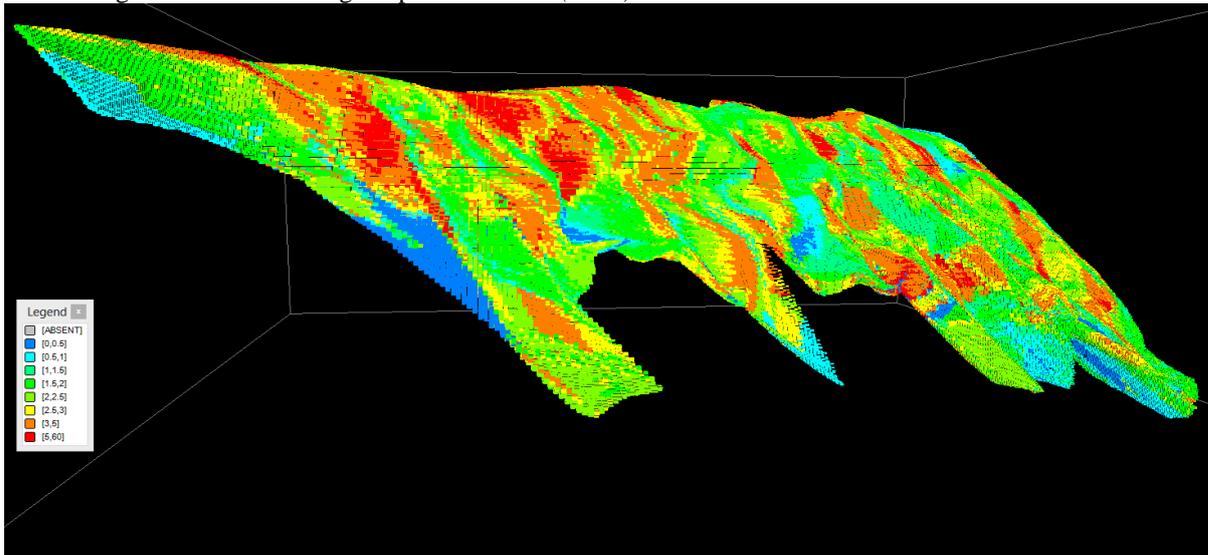
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 54 - Histograma de teores de ouro no hanging wall, krigado



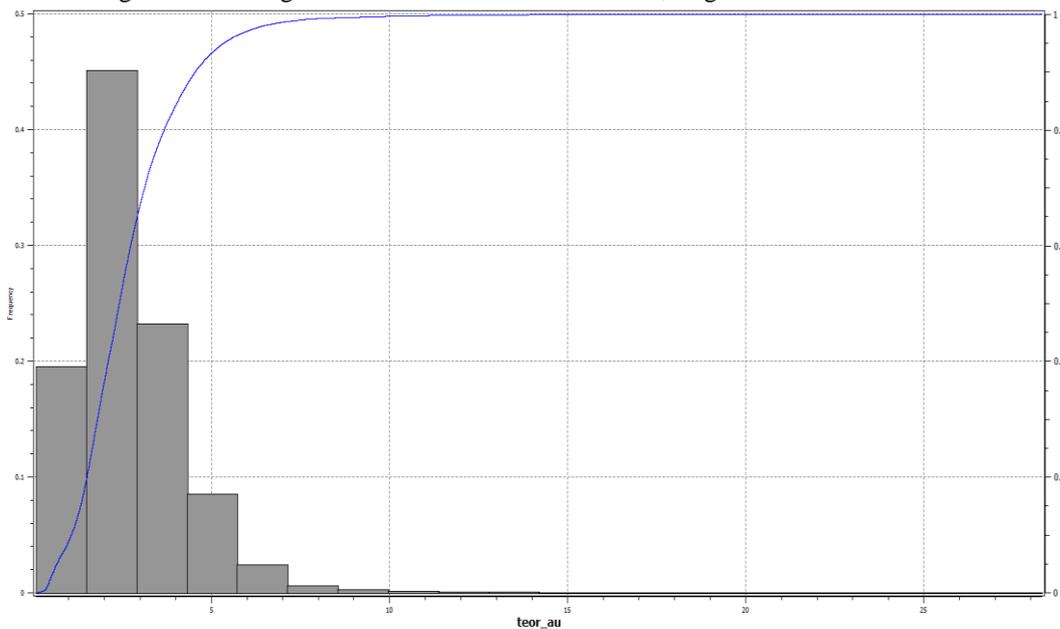
Fonte: *Software SGems*

Figura 55 - Modelo krigado para o minério (*main*)



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 56 - Histograma de teores de ouro no minério, krigado



Fonte: *Software SGems*

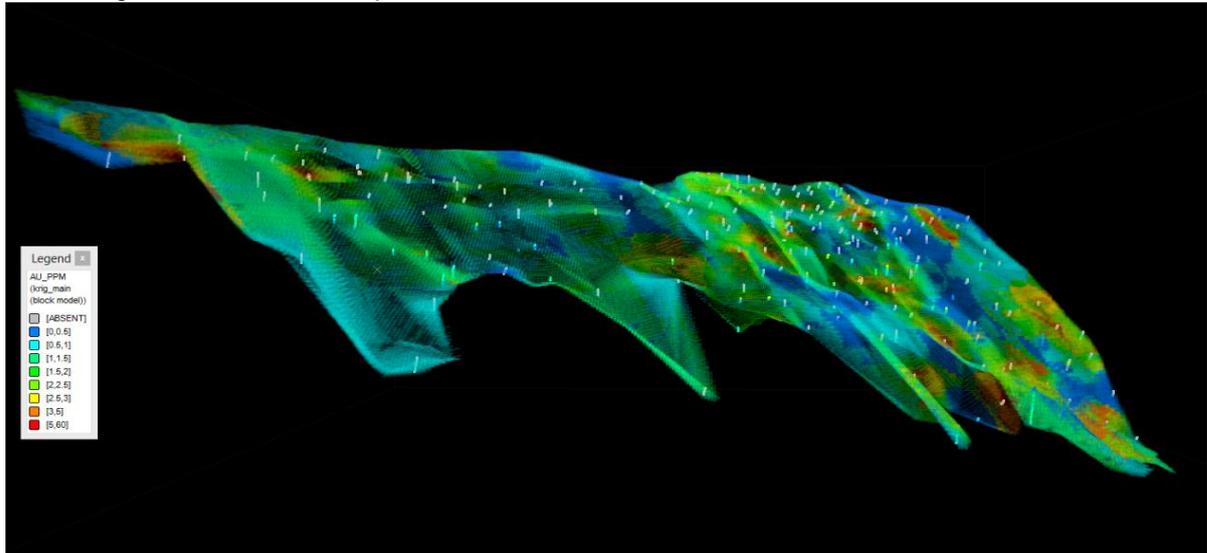
- Validação Visual

A validação visual é baseada em uma comparação entre seções do modelo de blocos e furos de sondagem cuja relação local apresentada é considerada aceitável entre teores reais e estimados.

A análise visual confirmou que os teores próximos aos furos de sondagem são próximos aos teores das amostras dos furos.

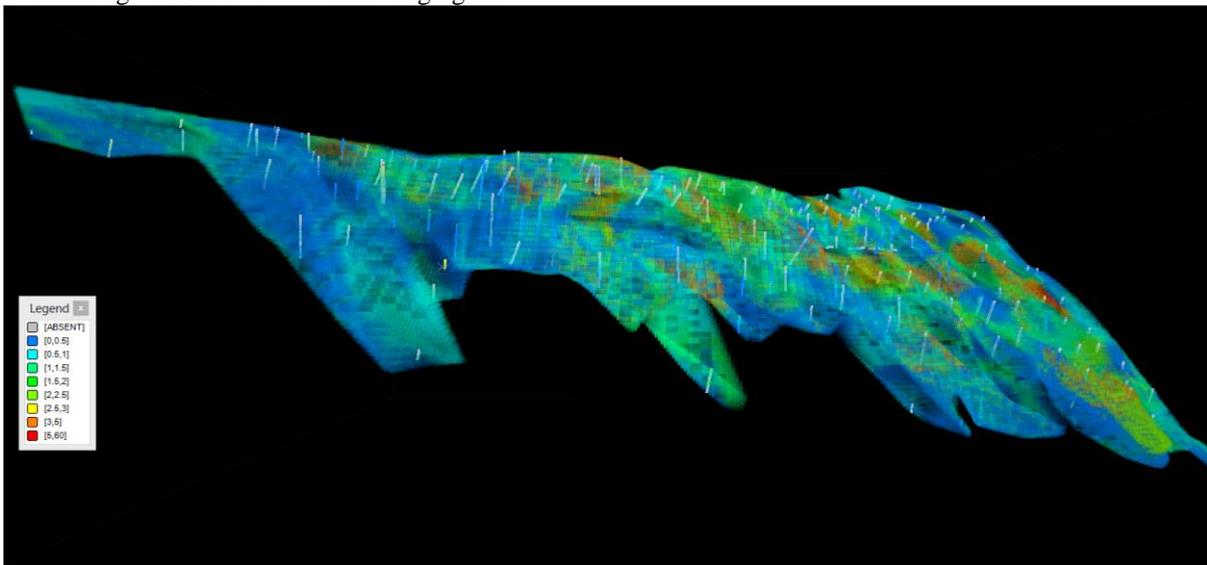
Temos para os três domínios geológicos:

Figura 57 - Análise visual *foot wall*

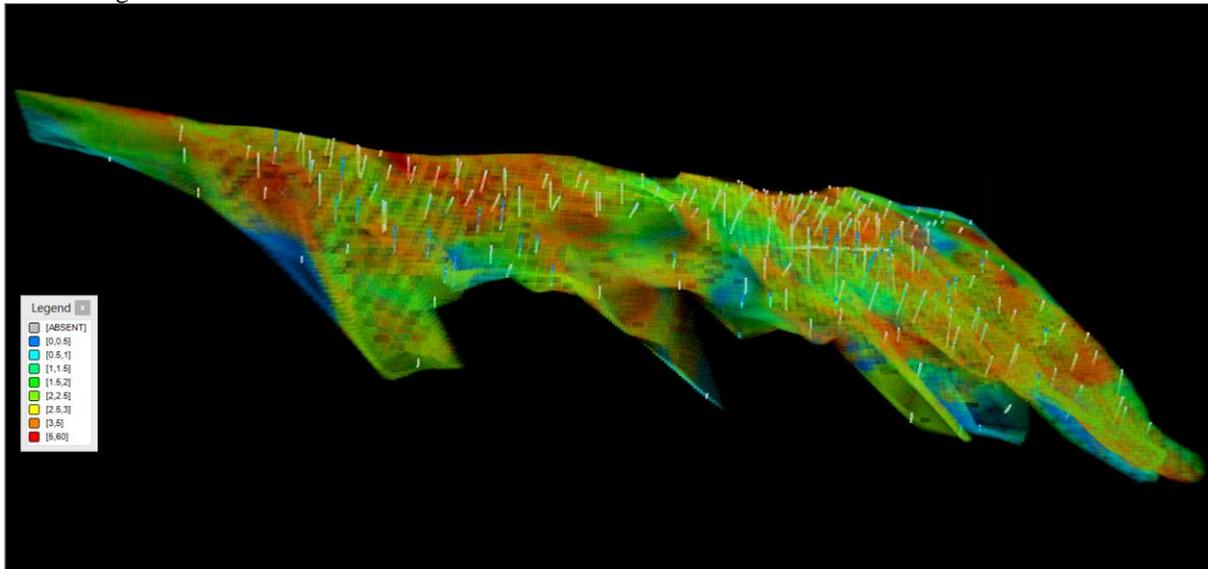


Fonte: *Software Studio 3*

Figura 58 - Análise visual *hanging wall*



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 59 - Análise visual *main*

Fonte: *Software Studio 3*

- Validação Local

A validação local é baseada na Análise de Deriva, onde, de forma simplificada, o grid total deve ser dividido em células menores, nos eixos x, y e z, que devem ser analisados separadamente. Para cada eixo será gerado um gráfico, que vai trazer na abscissa o tamanho da célula do eixo que está sendo analisado e nas ordenadas o teor médio.

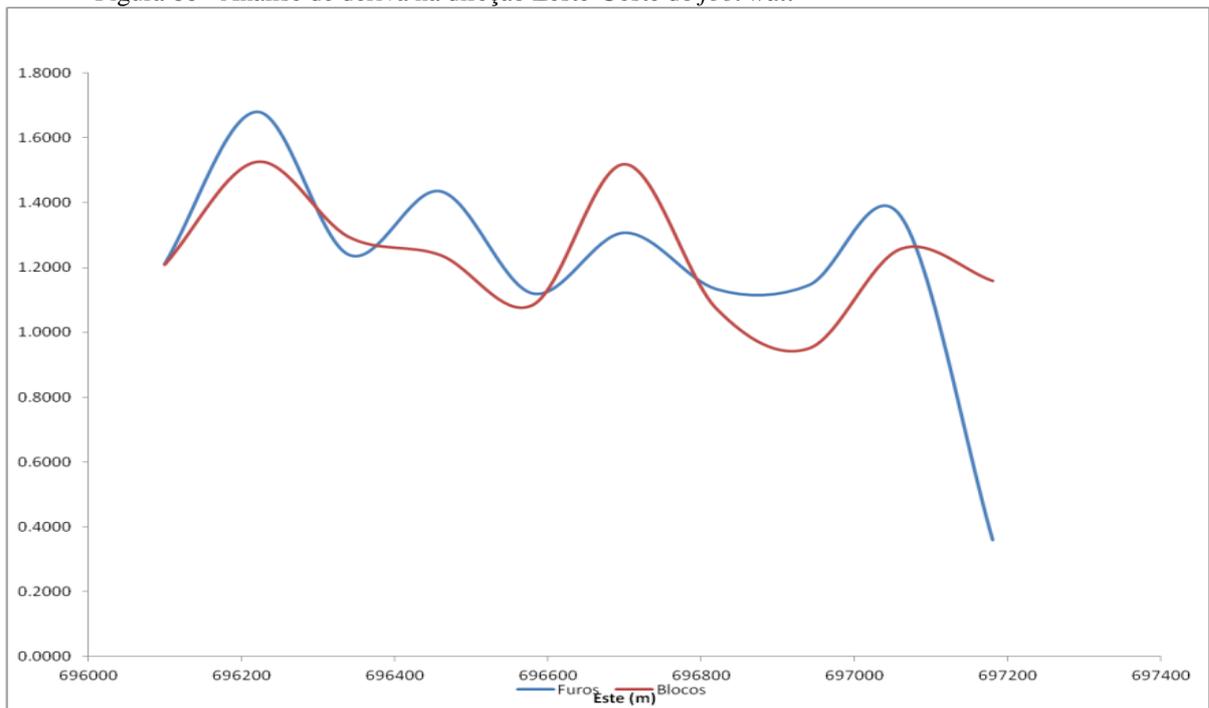
As retas geradas para as amostras e para as estimativas não precisam ser iguais ou coincidentes, simplesmente devem apresentar uma tendência semelhante, preferencialmente aderente uma à outra, indicando o comportamento médio das amostras foi respeitado pelas estimativas e que há pouco erro associado na estimativa de teores.

Foram realizadas validações locais baseando na Análise para os três domínios geológicos: Foot Wall, Hanging Wall e Main. Onde estas podem ser discretizadas abaixo:

Eixo de coordenada: Ordenada é o teor de Au em ppm.

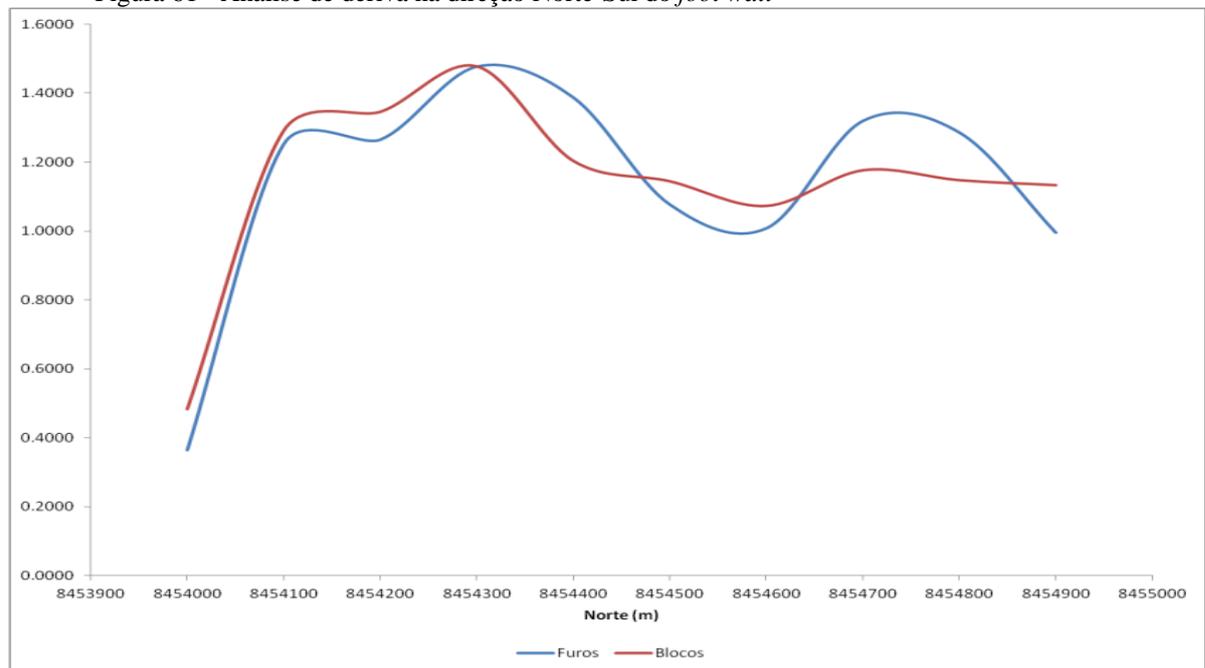
- Análise de deriva do *foot wall* ESTE

Figura 60 - Análise de deriva na direção Leste-Oeste do *foot wall*



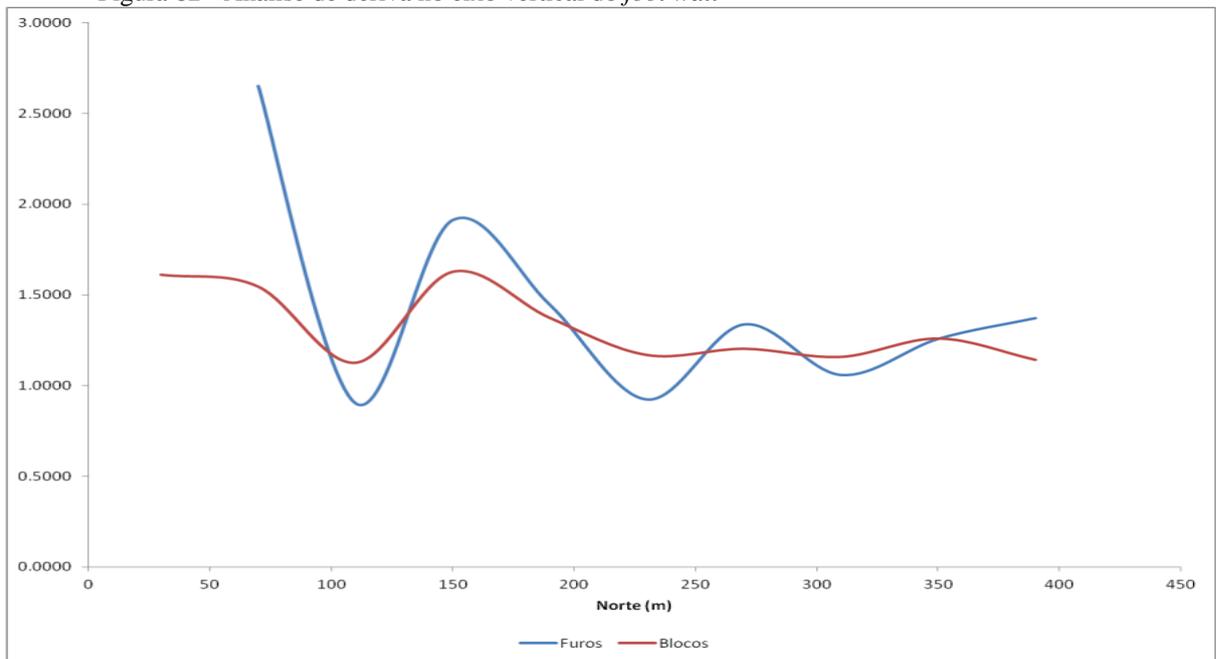
Fonte: Autoria própria

Figura 61 - Análise de deriva na direção Norte-Sul do *foot wall*



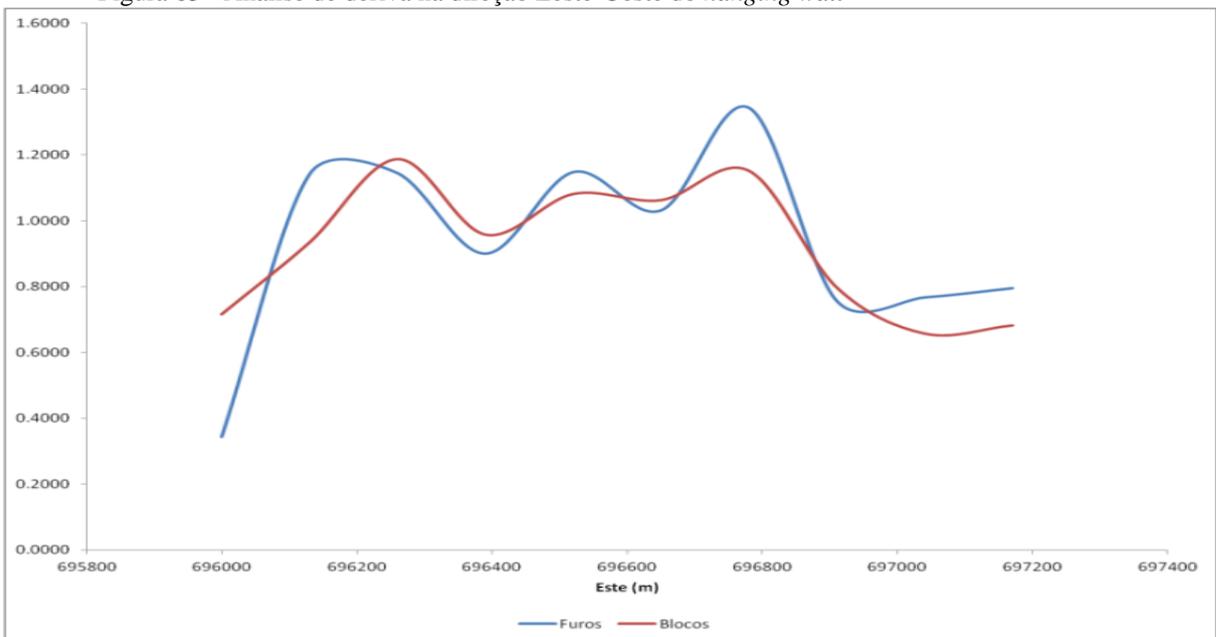
Fonte: Autoria própria

Figura 62 - Análise de deriva no eixo vertical do *foot wall*



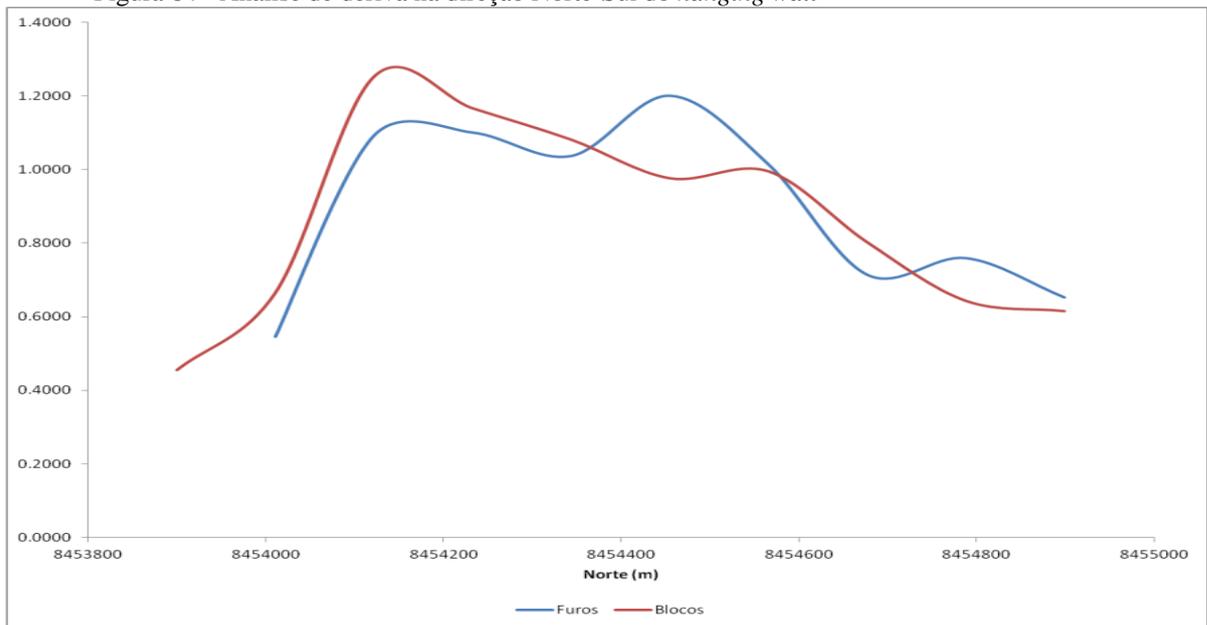
Fonte: Autoria própria

Figura 63 - Análise de deriva na direção Leste-Oeste do *hanging wall*



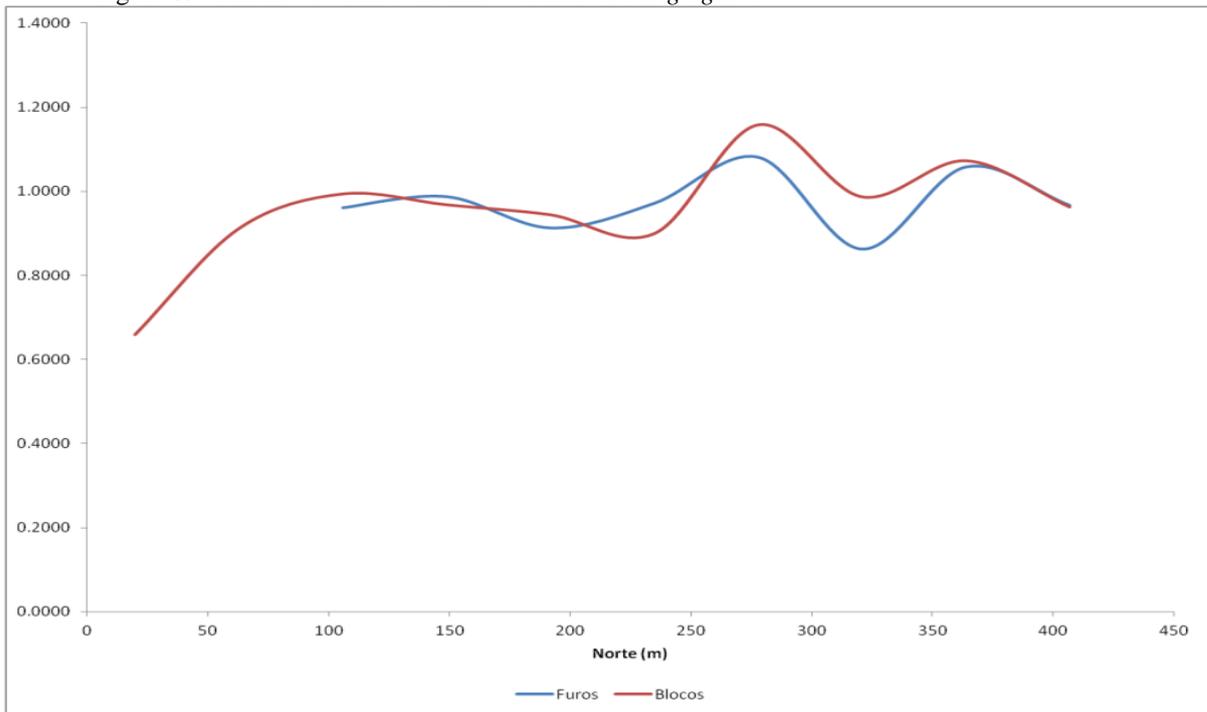
Fonte: Autoria própria

Figura 64 - Análise de deriva na direção Norte-Sul do *hanging wall*

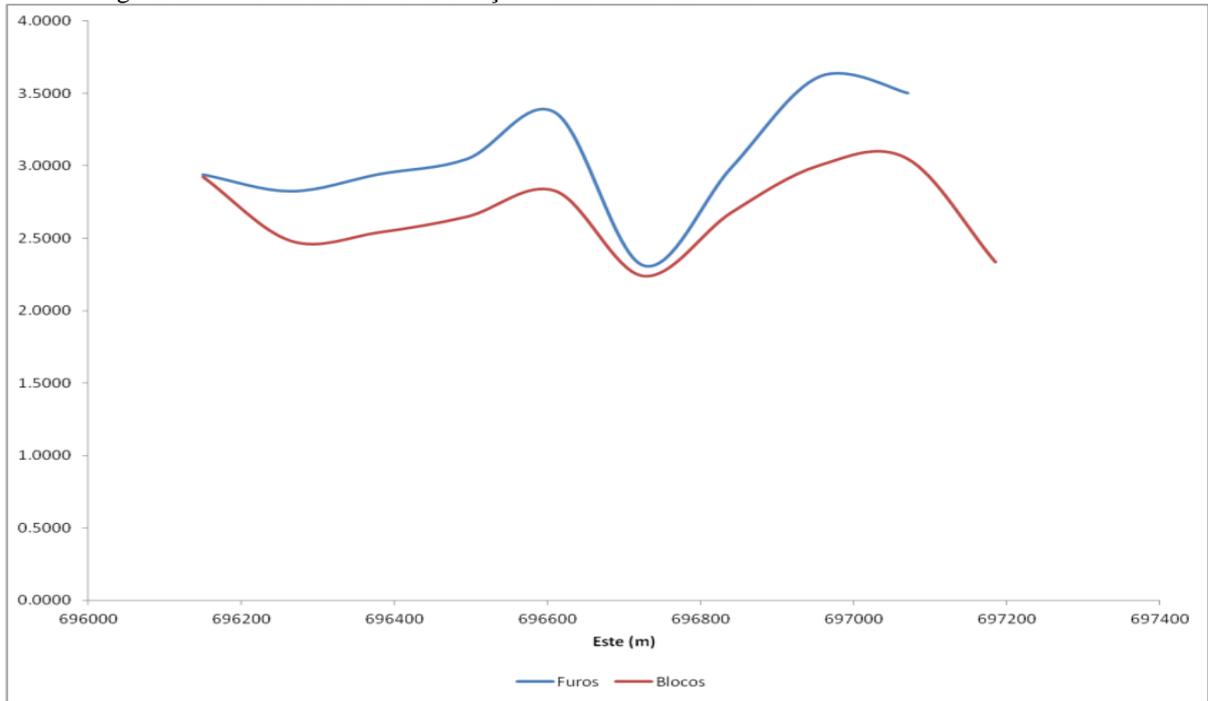


Fonte: Autoria própria

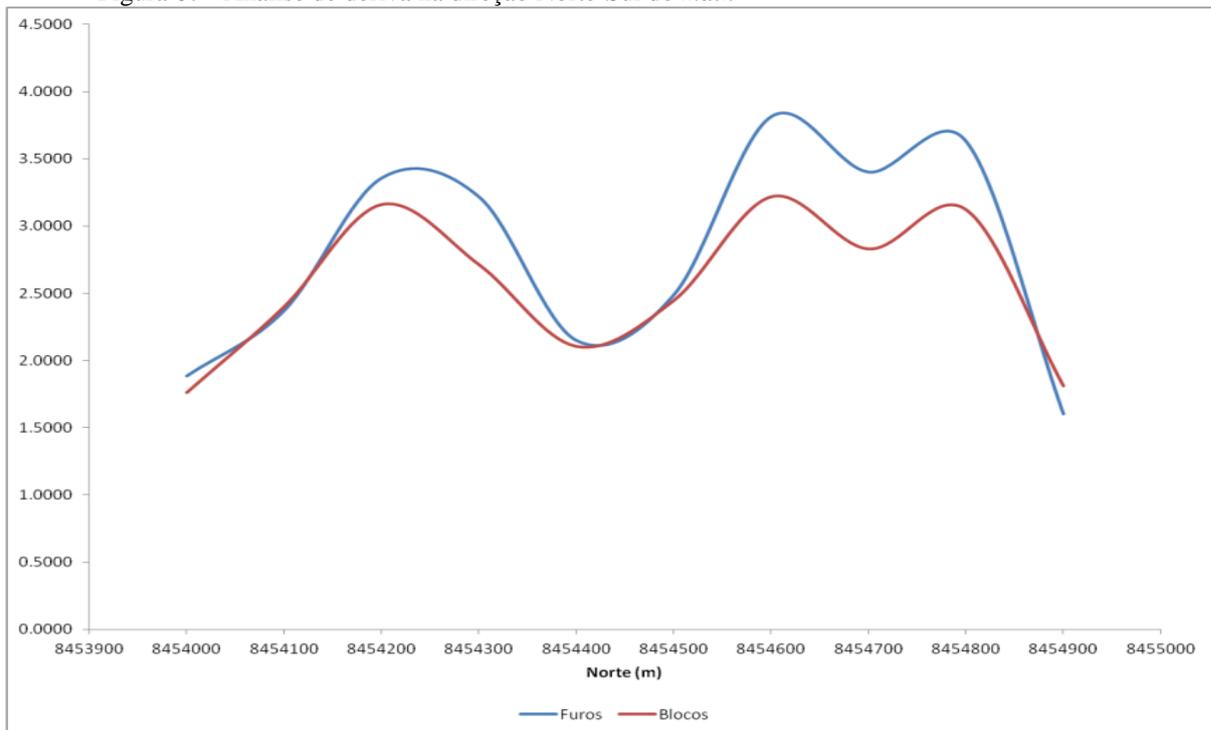
Figura 65 - Análise de deriva no eixo Vertical do *hanging wall*



Fonte: Autoria própria

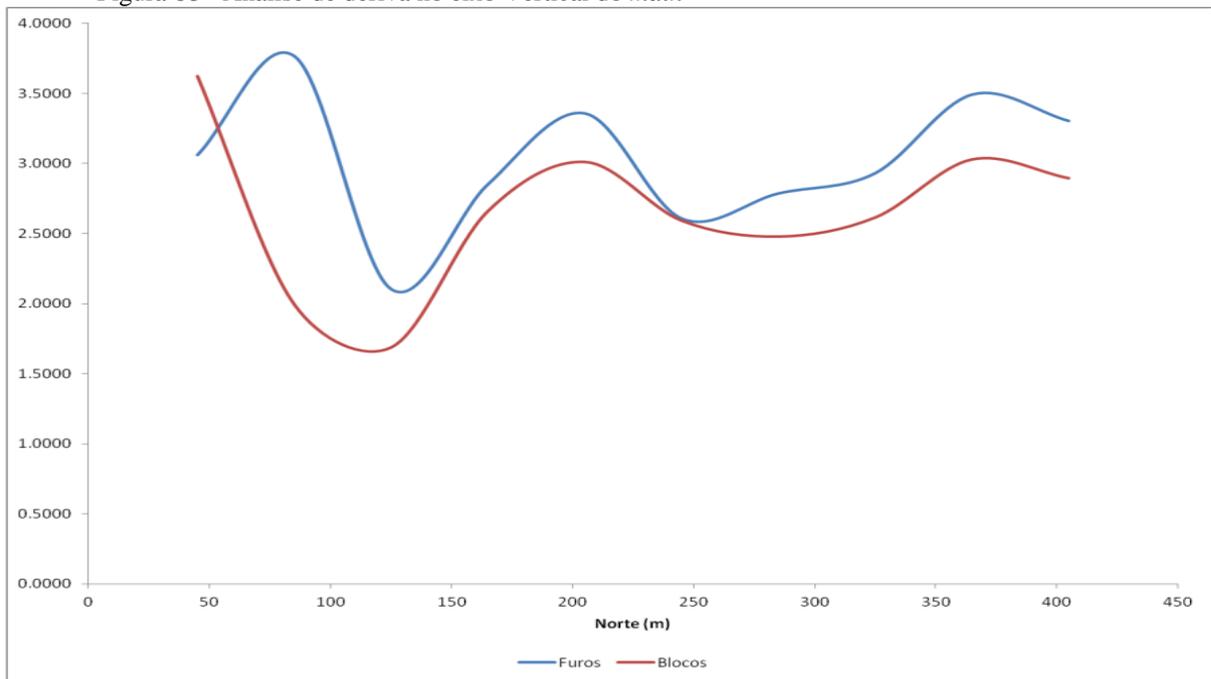
Figura 66 - Análise de deriva na direção Leste-Oeste do *main*

Fonte: Autoria própria

Figura 67 - Análise de deriva na direção Norte-Sul do *main*

Fonte: Autoria própria

Figura 68 - Análise de deriva no eixo Vertical do *main*



Fonte: Autoria própria

Através das análises de deriva realizadas percebe-se que há um comportamento similar validando a estimativa. As áreas onde não possuem uma aderência fiel aos dados originais podem ser explicadas, pois além dos blocos não estarem rotacionados com a direção do corpo de minério, existem regiões onde há poucos dados reais, e muitos blocos estimados a partir desses dados.

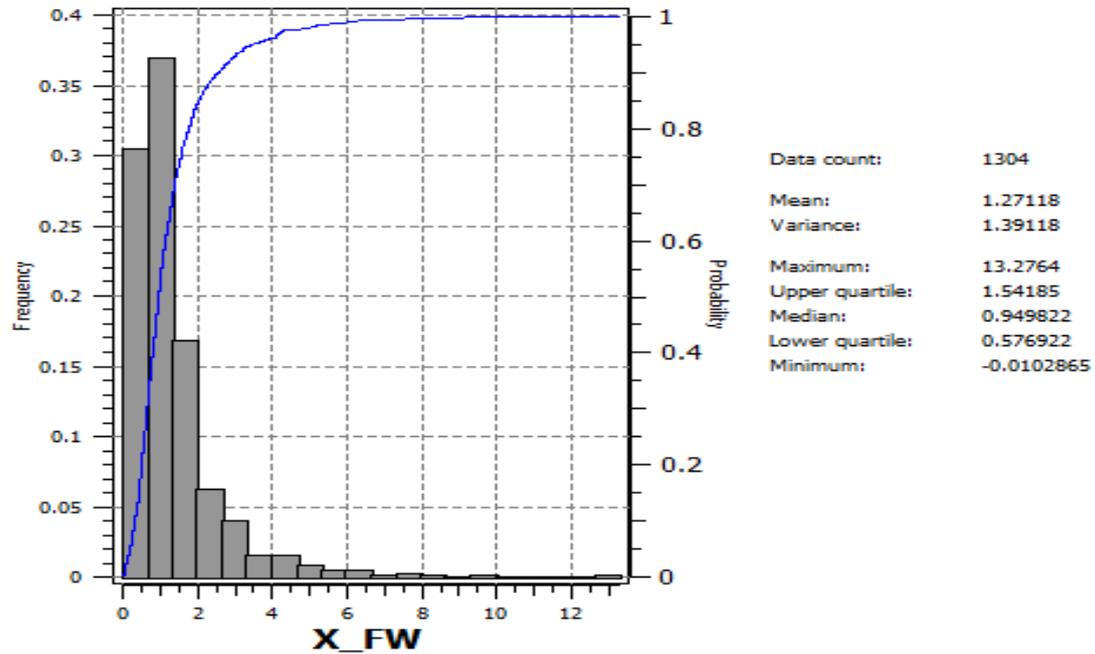
- **Validação Cruzada**

A validação cruzada tem o objetivo de validar os parâmetros dos correlogramas determinados, e a estratégia de busca escolhida antes de realizar a estimativa. É uma estimativa pontual, omitindo uma amostra e a estimando a partir dos parâmetros definidos através da análise da continuidade espacial.

Como estratégia de busca, foram utilizados 8 setores angulares, com no mínimo 1 amostra e no máximo 20 amostras. Observa-se também que o resultado da validação cruzada pode ser analisado globalmente (histograma do erro) ou localmente (amostra por amostra).

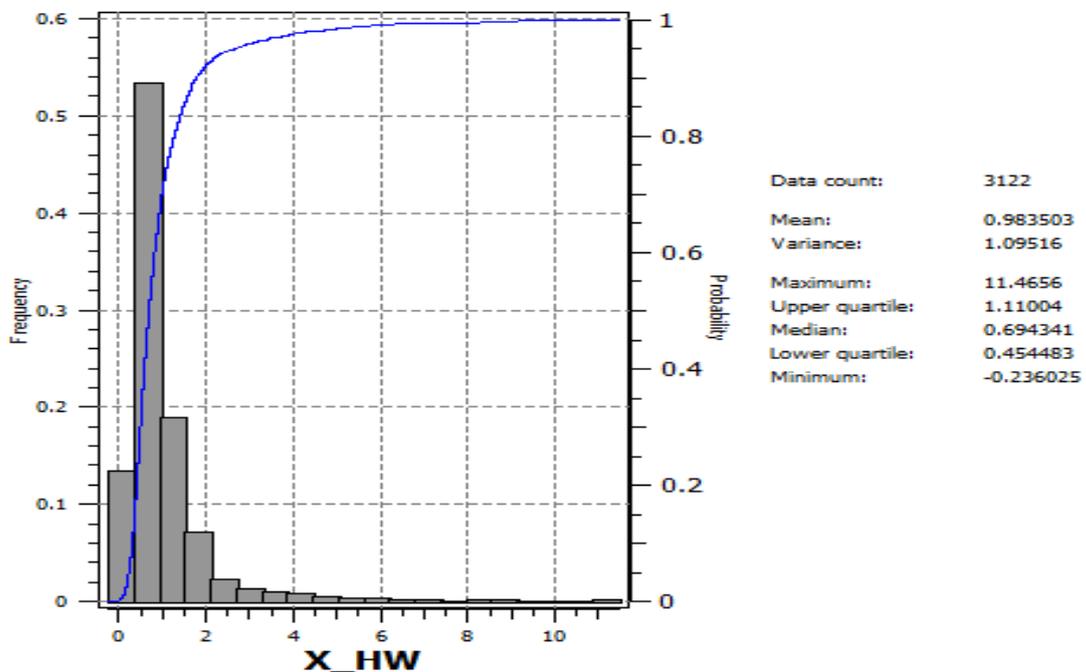
Neste trabalho serão abordados somente os resultados globais através do histograma do erro absoluto entre os valores reais e os valores estimados em cada um dos domínios geológicos, mostrando uma média de aproximadamente igual à zero, caracterizando um estimador não tendencioso validando assim os parâmetros que serão utilizados na estimativa.

Figura 69 - Validação cruzada para o *foot wall*

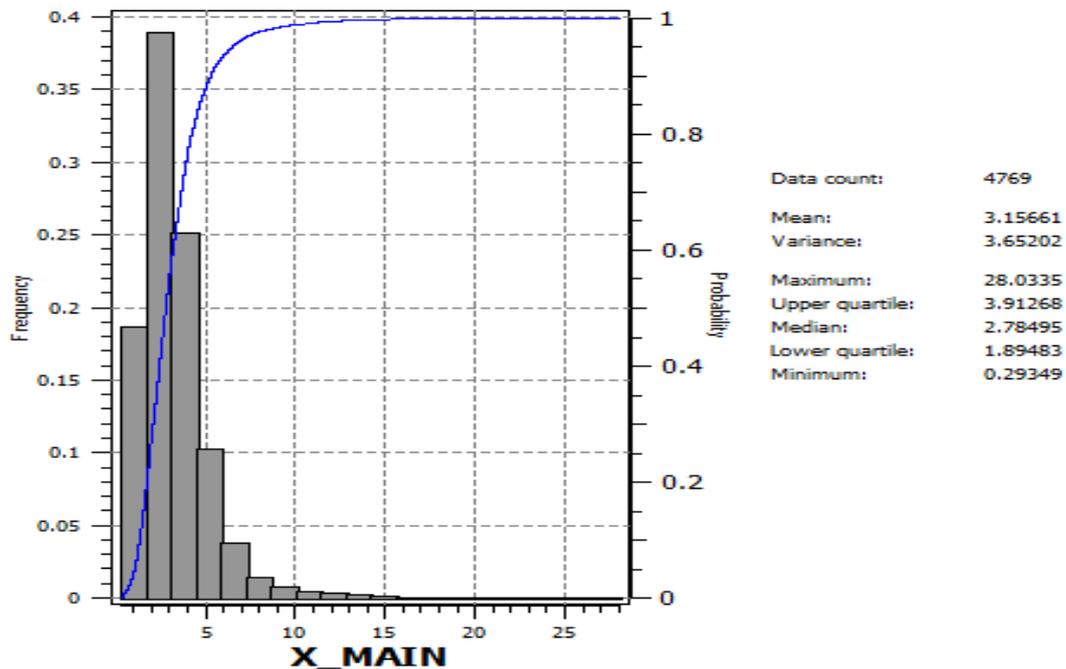


Fonte: Software SGems

Figura 70 - Validação cruzada para o *hanging wall*



Fonte: Software SGems

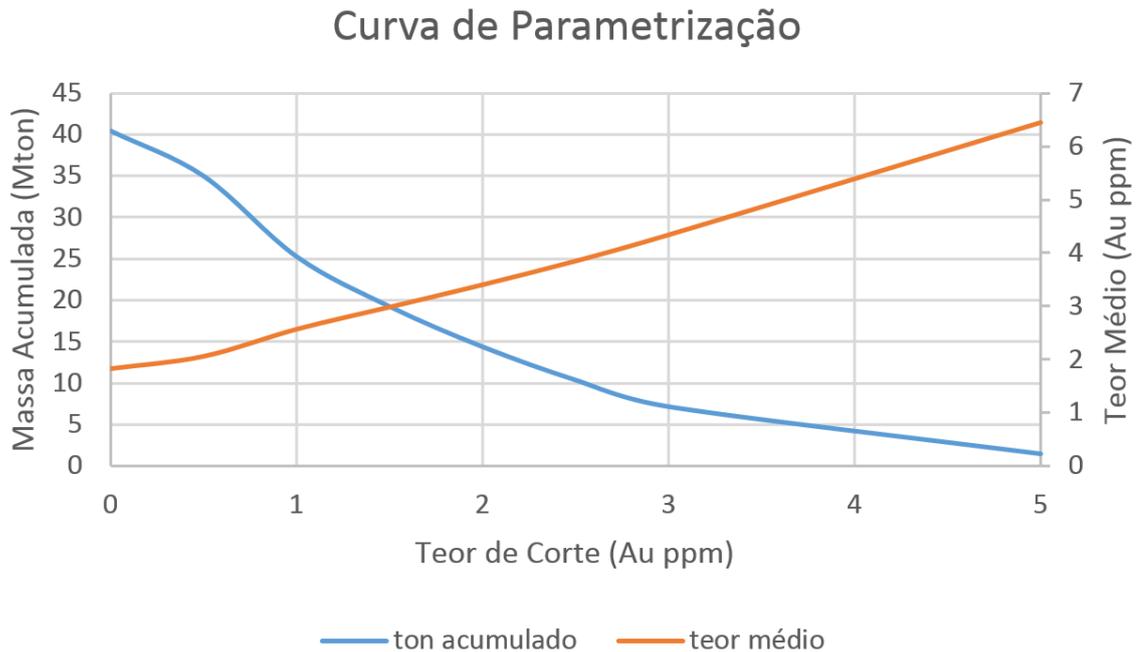
Figura 71 - Validação cruzada para o *main*

Fonte: *Software SGems*

- Curva de Parametrização

A curva de parametrização fornece uma análise sobre a forma que o depósito mineral estimado se comporta conforme o teor de corte estabelecido. Serão plotadas duas curvas, uma de teor de corte X tonelagem da reserva e a outra de teor de corte X teor médio do depósito. Através das duas curvas citadas é possível obter uma análise prévia para o planejamento de lavra do teor médio que deve ser enviado à planta de beneficiamento, informando sobre a produção necessária e conseqüentemente sobre eventuais lucros.

Figura 72 - Curva de parametrização



Fonte: Autoria própria

4.2.1.1.5 *Quantificação de recursos segundo critérios objetivos dos principais códigos de mineração*

Segundo Souza (2007), as principais classificações de recursos são baseadas principalmente em dois critérios:

- Distribuição espacial dos dados ou na confiança.
- Grau de incerteza do método de estimativa aplicado.

Neste trabalho, o método escolhido para realizar a classificação quanto a recurso e reserva, em medido, indicado e inferido, foi o do alcance do correlograma, que utiliza o indicativo de correlação que os dados amostrais apresentam em uma determinada zona mineralizada.

Na classificação de recursos, o modelo mais restritivo chama-se de Medido, já quanto ao modelo com um pouco menos de restrição este chama-se de Indicado e ao modelo com pouca ou nenhuma restrição chama-se de Inferido.

Os recursos estimados foram classificados em “Medidos” que são os blocos que possuem o número mínimo de 2 amostras em uma distância menor do que 50% do alcance do correlograma.

Os recursos “Indicados” são aqueles blocos que possuem o número mínimo de 2 amostras a uma distância correspondente a 75% do correlograma.

Os recursos “inferidos” referem-se aos blocos que possuem o número mínimo de amostras a uma distância menor ou igual ao alcance do correlograma.

Os dados estão nas tabelas abaixo:

Figura 73 - Recursos medidos, indicados e inferidos

	RECURSOS			
	MEDIDO	INDICADO	INFERIDO	TOTAL
VOLUME(Mm ³)	12.2	1.6	1.2	15.0
Mton	33.0	4.2	3.3	40.5
AU(ton)	64.2	5.6	4.2	74.0
TEOR(ppm)	1.9	1.3	1.3	1.8

Fonte: Autoria própria

4.3 PARCIAL 3 - PROJETO DE MINA

4.3.1 Projeto de mina

4.3.1.1 *Objetivo específico*

Tem como objetivo a apresentação de dados prévios para a análise do projeto de mina, estes obtidos a partir de estudos sobre os seguintes parâmetros: definições globais relacionadas ao método de lavra utilizado; parâmetros geomecânicos do maciço; otimização da cava; definição da reservas; design do empreendimento mineiro; sequenciamento da cava; dimensionamento de equipamentos e projeto de desmonte do maciço.

4.3.1.1.1 *Definição do Método de Lavra*

Através dos dados obtidos a partir do modelamento geológico observa-se que o corpo de minério aflora e por isso não haveria a necessidade de se realizar um pré-strip inicial para o

expor o minério de ouro. Outro fator observado foi a geometria do corpo de minério em possuir um ângulo de mergulho de 45°, valor limite para trabalhar com o método de open pit no qual é um método de alta produção com o menor custo de lavra por tonelada

- Caracterização Geomecânica do maciço

Com o objetivo de um projeto de viabilidade de mina seguro, é essencial que o análise do desig da escavação seja previamente estudado e dimensionado para garantir a mínima segurança operacional e a economicidade não seja prejudicada com uma geometria superdimensionada. Por isso realiza-se ainda na etapa de exploração a caracterização dos testemunhos e mapeamentos geotécnicos.

- Parâmetros da Rocha

Segundo Biondi, J. C. (2003, p. 469), o corpo mineralizado é um depósito de ouro “orogênico” do tipo “*Golden Mile*” pertencente à um subsistema de região dinamo-termal metamorfisada em grau baixo e em zona de cisalhamento de alto ângulo. Sua formação foi durante a transição grau incipiente/ grau fraco – 225° - 400°C, <1 até 3kb, <5 até 10km de profundidade.

Foi determinado tanto para o minério quanto para o estéril uma densidade igual à 2.7t/m³ e um fator de empolamento no valor de 40%.

- Mecânica de Rochas

Para a lavra a céu aberto, a mecânica de rochas visa identificação de parâmetros geomecânicos como o valor da resistência mecânica da rocha, a própria qualidade da rocha, existência de descontinuidades dentre outros fatores para posteriormente realizar a análise de estabilidade de taludes que compõe o local permitindo checar se este talude possui um valor de segurança adequando ou não permitindo ou não a alteração de suas dimensões.

- Premissas Geomecânicas da rocha

Devido não ter os dados reais da caracterização do tipo de rocha em que o corpo mineralizado se encontra, foi realizado uma estimativa através do software RocData da

Rocscience este possuidor de um banco de dados de diversos tipos de rochas. Para a caracterização da rocha foi utilizado como input no software os dados de:

- Resistência mecânica da rocha que é dado pelo Sigci;
- Grau de fraturamento (parâmetro GSI Index);
- Fator de redução com relação ao tipo de desmonte;
- Constante de rocha determinada pelo critério de Hoek-Brown.

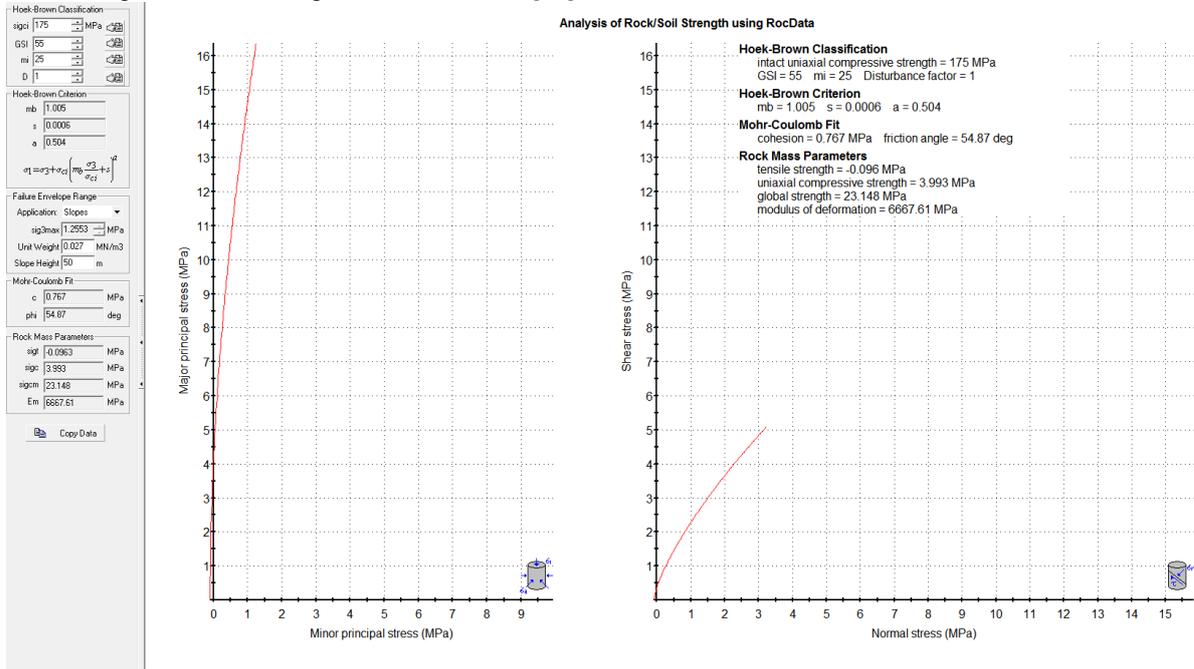
Verifica-se que o corpo mineralizado foi analisado e caracterizado a partir dos seus três domínios geológicos sendo eles o hanging wall(capa), foot wall(lapa) e o main(minério). Verifica-se que a constituição geológica de cada um dos domínios é:

- *Hanging wall*: Dacito
- *Main*: Diorito
- *Foot wall*: Xisto Verde

Os dados obtidos de cada domínio geológico pelo *software RocData* seguem de acordo com as figuras de cada constituição mineralógica abaixo:

- Hanging Wall: Dacito

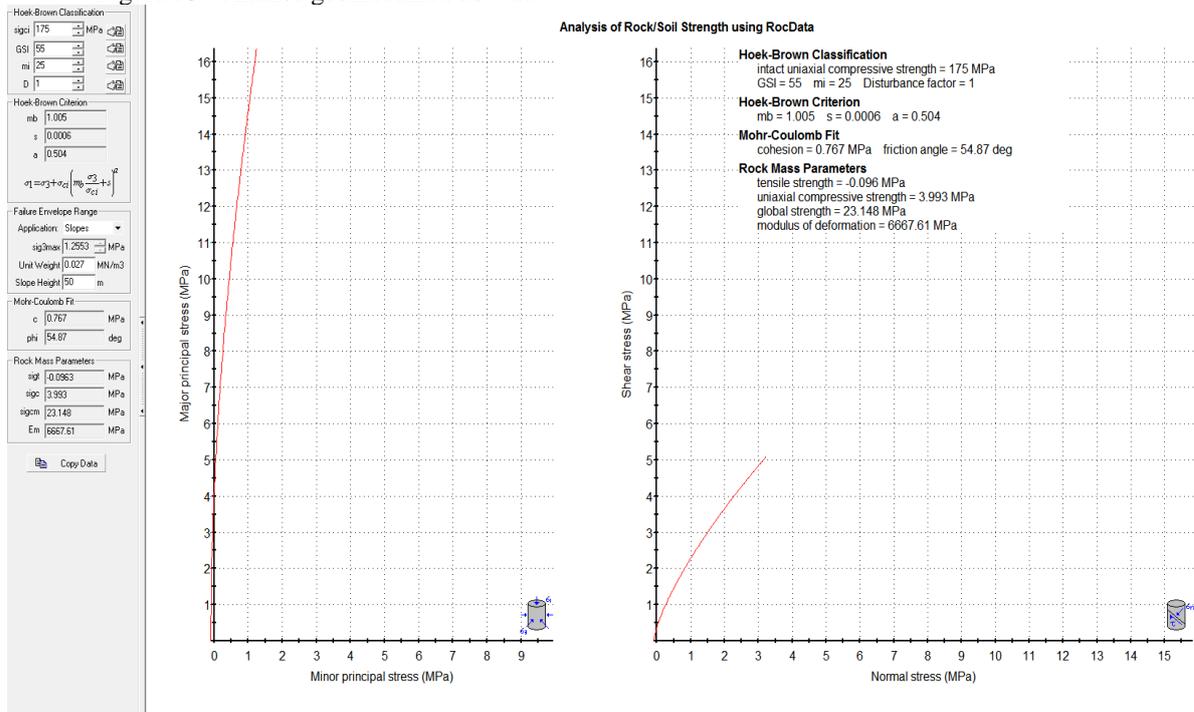
Figura 74 - Análise geomecânica do hanging wall



Fonte: Software RocData

- Main: Diorito

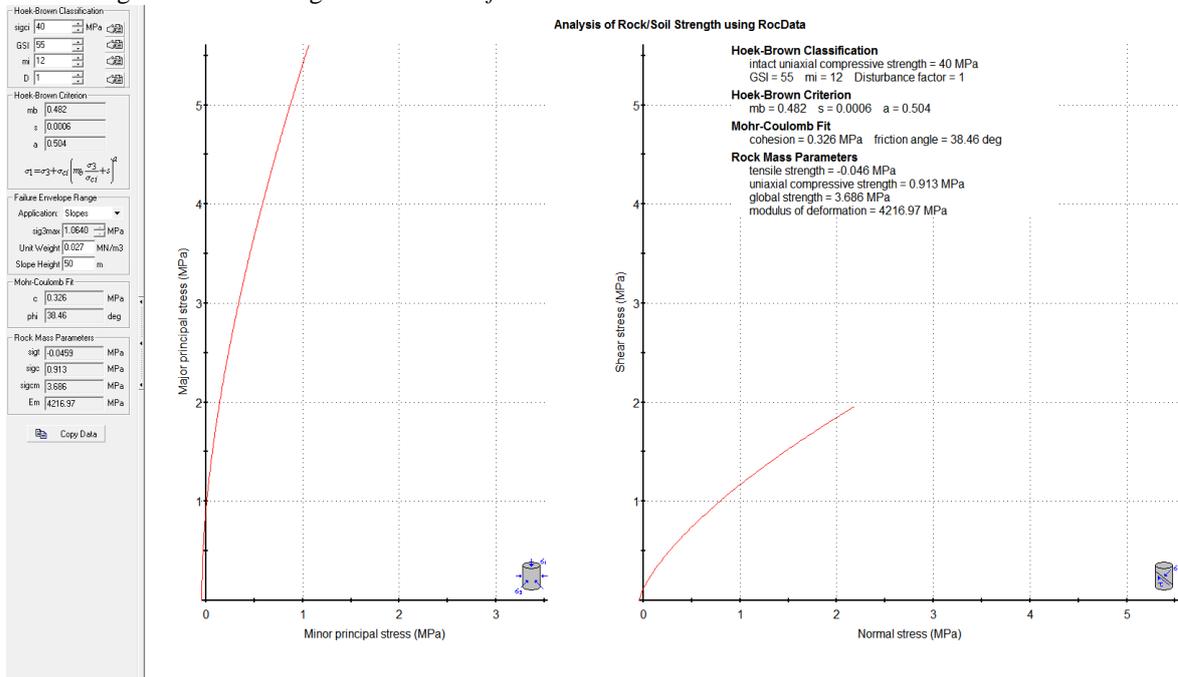
Figura 75 - Análise geomecânica do main



Fonte: Software RocData

- *Foot wall: Xisto Verde*

Figura 76 - Análise geomecânica do *foot wall*



Fonte: Software RocData

As propriedades do maciço resultante podem ser conferidas abaixo:

Tabela 12 - Dados dos três domínios geológicos

Parâmetro	Hanging Wall	Main	Foot Wall	Unidade
Coesão	0.767	0.767	0.326	Mpa
Angulo de atrito	54.87	54.87	38.46	graus
Resistência a compressão uniaxial	175	175	40	Mpa
Densidade	2.7	2.7	2.7	t/m ³
GSI Index	55	55	55	

Fonte: Autoria própria

- Família de Descontinuidades

No projeto de pré-viabilidade, assumiu-se duas famílias de descontinuidades estas com altitudes subparalelas à direção e mergulho da descontinuidades principal, sendo esta com azimute de 52° e mergulho de 45°. Para a resistência das superfícies de descontinuidades considerou um ângulo de atrito de 30° e uma coesão de 0.1Mpa.

Tabela 13 - Família de descontinuidades

Família de Descontinuidades			
	Strike	Dip Direction	DIP
1	45	315	45
2	130	220	35

Fonte: Autoria própria

- Estabilidade de Taludes

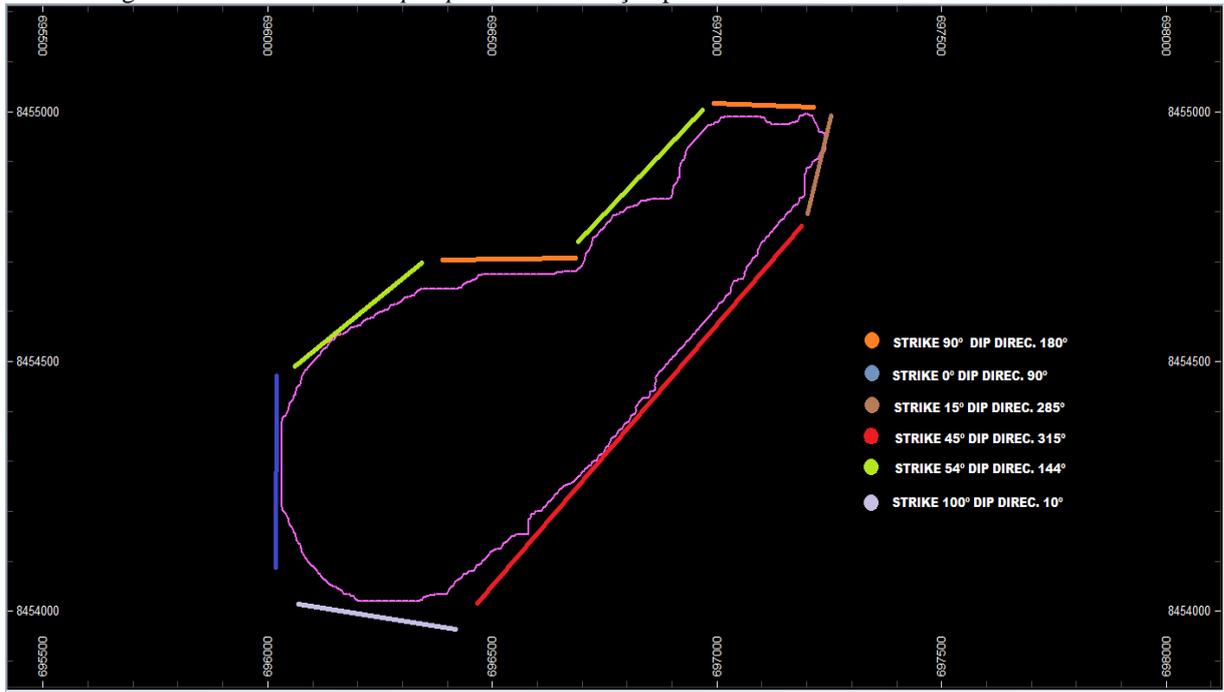
Em projetos de mina de open pit, usualmente são analisados a estabilidade dos taludes globais e a estabilidade das bancadas, os taludes globais são dimensionados para apresentar fator de segurança em torno do valor utilizado em engenharia que é em torno de 1.3, para obtermos assim um melhor aproveitamento econômico da jazida, já que quanto mais inclinado o talude global, menor movimentação de rocha será necessária para movimentação da mesma massa de minério. Já para os taludes das bancadas, fatores como porte do equipamento e controle de teores são levados em conta.

Para o estudo da estabilidade dos taludes , foi realizado a setorização do open pit da cava ótima em 6 zonas. Nesta setorização, houve a delimitação das zonas do foot wall e hanging wall onde estas foram:

- *Foot wall*: Zonas de colorações marrom, vermelho e cinza.
- *Hanging wall*: Zonas de colorações laranja, amarela e azul.

A partir de uma imagem realizada no *software Studio 3*, é demonstrado essa delimitação:

Figura 77 - Cava ótima do *open pit* com setorização para análise de estabilidade dos taludes



Fonte: *Software Studio 3*

Foi realizado também na delimitação do corpo de minério, os strikes (azimutes) e a dip direction para cada uma das 6 zonas correspondentes à setorização.

Tabela 14 - *Strike e dip direction* para cada uma das zonas do *open pit*

	Strike	Dip Direction
Setor 1	90	180
Setor 2	0	90
Setor 3	15	285
Setor 4	45	315
Setor 5	54	144
Setor 6	100	10

Fonte: Autoria própria

- Análise de estabilidade de talude: Talude Global

Na determinação da geomterria do talude global foi utilizado como premissa que na região do foot wall o talude global seguiria o contato veio/foot wall. O ângulo de talude global foi arbitrado de 47° e foi instaurado uma altura máxima de talude global de h=310 m.

Das 6 zonas analisadas, nenhuma houve riscos de tombamento do talude para o ângulo de trabalho em relação a análise cinemática tanto para o hanging wall quanto para o foot wall. Temos abaixo a análise global para cada setor da cava ótima:

Tabela 15 - Análise do talude global para cada uma das zonas do *open pit*.

Talude Global				
	Strike	Dip Direction	Dip	Tombamento
Setor 1	90	180	47	Não Ocorre
Setor 2	0	90	47	Não Ocorre
Setor 3	15	285	47	Não Ocorre
Setor 4	45	315	47	Não Ocorre
Setor 5	54	144	47	Não Ocorre
Setor 6	100	10	47	Não Ocorre

Fonte: Autoria própria

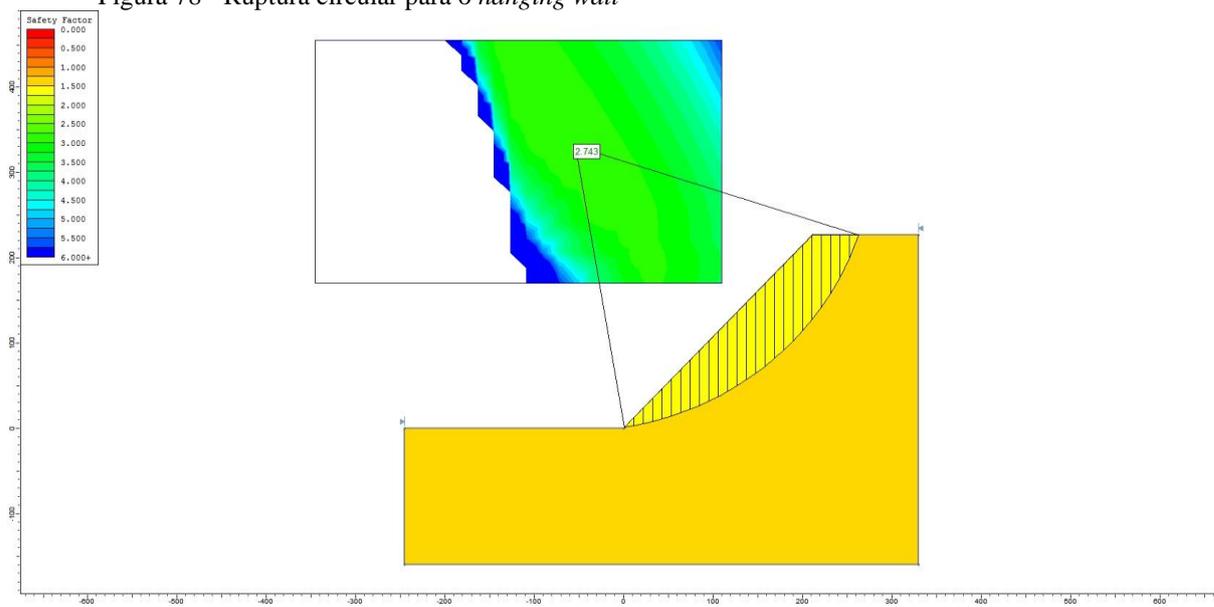
- Análise de Ruptura Circular do Talude Global

Foi realizado a análise de ruptura circular do talude global da cava ótima tanto para o hanging wall quanto para o foot wall com um ângulo de 47°, altura de talude de h=310 metros e utilizando as propriedades do maciço citadas anteriormente.

Para isso utilizou-se o *software Slide* da Rocscience com aplicação do método de *Jambu*. Logo, foi obtido o fator de segurança para o hanging wall de 2.743 e para o *foot wall* de 1.404.

- *Hanging wall*:

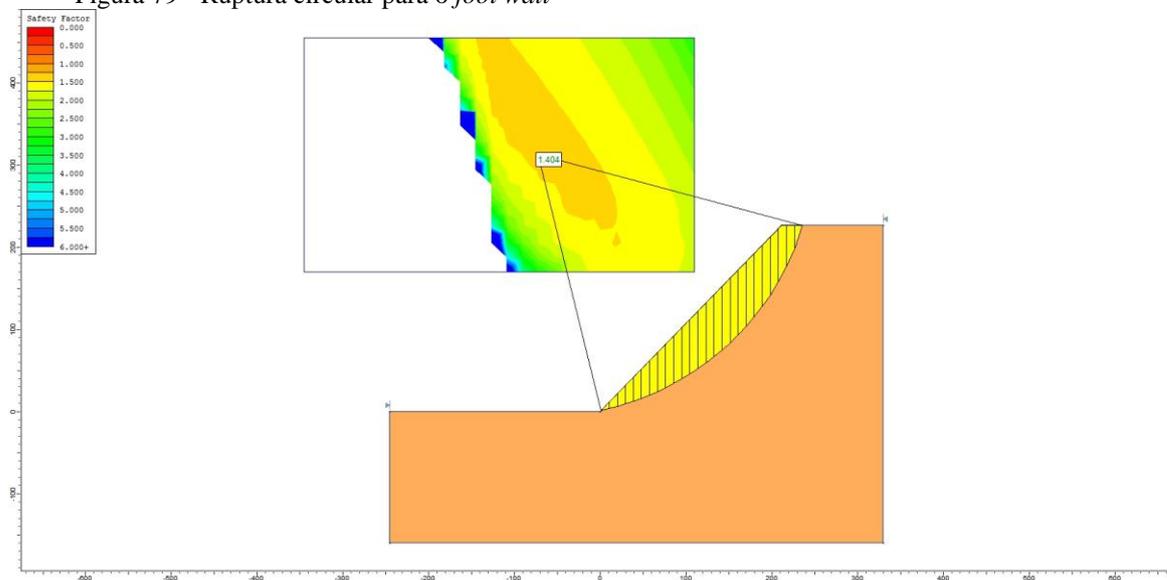
Figura 78 - Ruptura circular para o *hanging wall*



Fonte: *Software Slide*

- Foot wall:

Figura 79 - Ruptura circular para o *foot wall*



Fonte: *Software Slide*

- Análise de Tombamento para o Talude Global

Para o talude global foi realizado a análise de tombamento onde se configurou para os seguintes setores da cava ótima as seguintes conclusões abaixo:

Figura 80 - Análise de tombamento para talude global

Talude Global				
	Strike	Dip Direction	Dip	Tombamento
Setor 1	90	180	47	Não Ocorre
Setor 2	0	90	47	Não Ocorre
Setor 3	15	285	47	Não Ocorre
Setor 4	45	315	47	Não Ocorre
Setor 5	54	144	47	Não Ocorre
Setor 6	100	10	47	Não Ocorre

Fonte: Autoria própria

- Estabilidade de Bancadas

As bancadas utilizadas no projeto possuem uma altura de $h=10$ metros e largura de berma de 3 metros. Tal configuração se deve ao porte dos equipamentos utilizados e útil na obtenção do controle de teores na lavra.

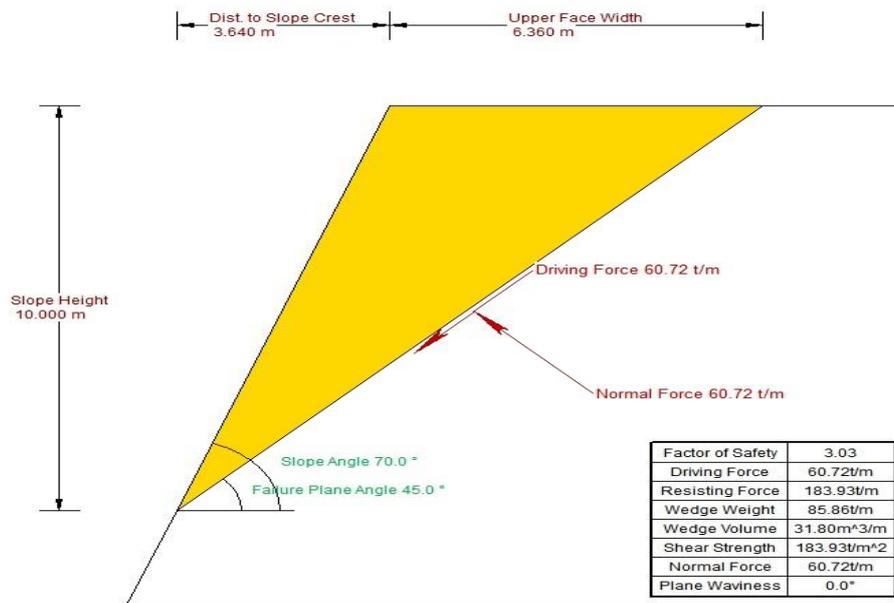
▪ Ruptura Planar na Bancada

Para que uma ruptura planar ocorra é necessária que a descontinuidade seja aproximadamente paralela à altitude da bancada e que respeite a informação:

- $\text{ângulo de talude} > \text{ângulo de falha} > \text{ângulo de atrito do talude}$

Foi utilizado dentre todas os taludes de bancada da cava ótima aquele que seria mais propenso a sofrer instabilidade e o resultado ainda prevaleceu o padrão mínimo do fator de segurança aplicado em engenharia que é de 3. Para o talude analisado obteve-se o valor de 3.03.

Figura 81 - Ruptura planar para talude de bancadas



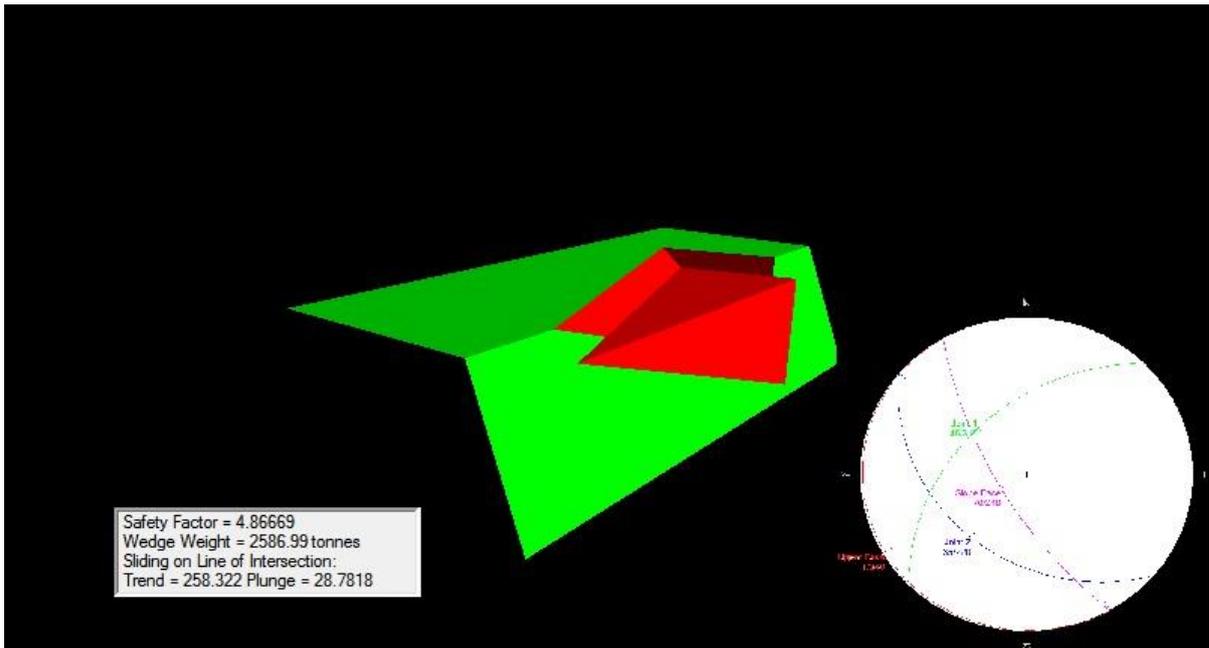
Fonte: *Software RocPlane*

- Ruptura em Cunha na Bancada

A condição cinemática para ocorrência de um deslizamento por cunha é: o ângulo do mergulho da linha de intersecção das duas descontinuidades seja maior que o ângulo de atrito das descontinuidades e que o talude tenha mergulho maior que ângulo de atrito da descontinuidade.

Como realizado na ruptura planar, foi também utilizado o talude de bancada mais propenso à falha quanto a sua instabilidade e obteve-se o fator de segurança no valor de 4.86 para a análise de ruptura em cunha na bancada.

Figura 82 - Ruptura em cunha para talude de bancadas



Fonte: *Software Swedge*

4.3.1.1.2 Otimização de Cava

- Introdução

Os limites finais da cava definem o tamanho e a forma de uma mina a céu aberto no final de sua vida útil, buscando a maximização da riqueza futura. Esses contornos finais definem a extensão da reserva lavrável e a quantidade de material estéril a ser retirado. Normalmente, marcam a fronteira-limite, além da qual a exploração não será mais econômica. Os limites finais da cava delimitam uma fronteira, dentro da qual as estruturas de superfície da mina, tais como a planta de beneficiamento e a pilha de rejeito, não devem ser posicionadas.

- Objetivo

Para se obter a cava ótima com o objetivo de atingir a otimização da cava levando em consideração a lucratividade e a relação estéril/minério, foi utilizado o *software NPV Scheduler do Studio3* através do algoritmo de Lersch Grossman.

Primeiramente foi preciso determinar o preço de venda do Au, com base nas médias anuais. Decidiu-se optar pela média dos últimos 5 anos e a partir disso foi realizado para

determinação do preço do Ouro a média móvel dentre esses anos onde chegou-se à um valor de U\$1200,00 dólares aproximadamente.

Figura 83 - Média móvel do ouro nos últimos 5 anos



Fonte: *InfoGold.com*

Tendo definido o preço de venda o ouro, posteriormente foi utilizado o *software MAFMINE* no qual é um modelo de estimativa de custos no qual utiliza o algoritmo de O'Hara para a determinação dos custos de beneficiamento, lavra, gerais e administrativos.

Através de uma estimativa preliminar dos valores de produção anual de minério e estéril em toneladas e com as constantes saídas dos valores de custos no software, estes tenderão a se aproximar do valor real do empreendimento mineiro onde os valores obtidos no software estão representados a seguir:

Tabela 16 - Custos finais gerados

Custos	Valor	Unidade
Mina a Céu Aberto	2.11	U\$ (2012)/t movimentada
Usina de Beneficiamento	7.67	U\$ (2012)/t tratada
Energia Elétrica (Mina+Usina)	0	U\$ (2012)/t tratada
Manutenção Eletro-Mecânica	3584.7	U\$ (2012)/ dia
Serviços Gerais	1120.4	U\$ (2012)/ dia
Serviços Administrativos	4850.1	U\$ (2012)/dia
Custos Ambientais	0.0565	U\$ (2012)/t movimentada

Fonte: *Software MAFMINE*

Tabela 17 - Custos finais de serviços

Custos	Valor	Unidade
Serviços Gerais	0.24	U\$/t minério
Serviços Administrativos	1.07	U\$/t minério

Fonte: *Software MAFMINE*

- Teor de Corte
 - Definição

BCOG: Teor de corte de equilíbrio no qual é o teor mínimo do limite que paga todos os custos envolvidos na produção, ou seja, custos de lavra e processamento do bloco e os custos gerais e administrativos da empresa (Noble, 1993; Lane, 1988; Hustrulid e Kutcha, 1998) fazendo com que o lucro obtido pela extração daquela parcela de material se iguale à zero.

MCOG: É o teor marginal do minério onde no cálculo não leva em conta o custo de lavra.

- Objetivo

Com base no preço de venda citado acima, nos custos obtidos através do algoritmo de O'Hara, numa recuperação da usina de beneficiamento de 85% e uma recuperação da fundição de 85% foi possível determinar o teor de corte através das fórmulas do BCOG: *break-even-cut-off-grade*.

Sendo assim, o teor de corte encontrado foi de 0.3437g/ton. Em seguida foi determinado o teor marginal, que utiliza a mesma fórmula apresentada acima apenas com a diferença de que o custo de lavra não é considerado. Logo, o teor marginal determinado foi de 0.272g/ton.

Valores do teor de corte e marginal

BCOG	MCOG	Unidade
0.3437	0.272	g/t

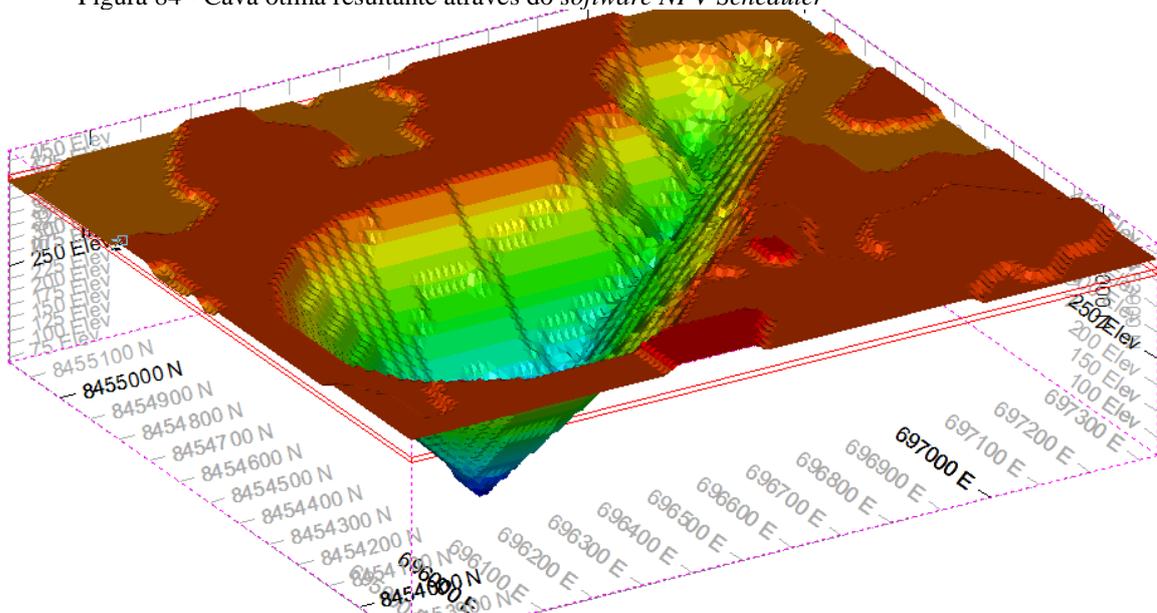
Fonte: Autoria própria

Com a utilização dos dados anteriores e sabendo que os blocos do modelo de blocos gerados na avaliação do depósito possuem uma dimensão de 10x10x5 metros foi possível gerar a cava ótima. Na geração da cava ótima pelo software NPV Scheduler foi também utilizado os seguintes parâmetros adicionais:

- Taxa de desconto de 10% ao ano.
- Taxa de produção annual de 2.6 Mtpa.
- Ângulo de inclinação global de 47° graus.
- Dias trabalhados por ano: 350 dias.

A seguir, a cava ótima gerada através do software:

Figura 84 - Cava ótima resultante através do *software NPV Scheduler*



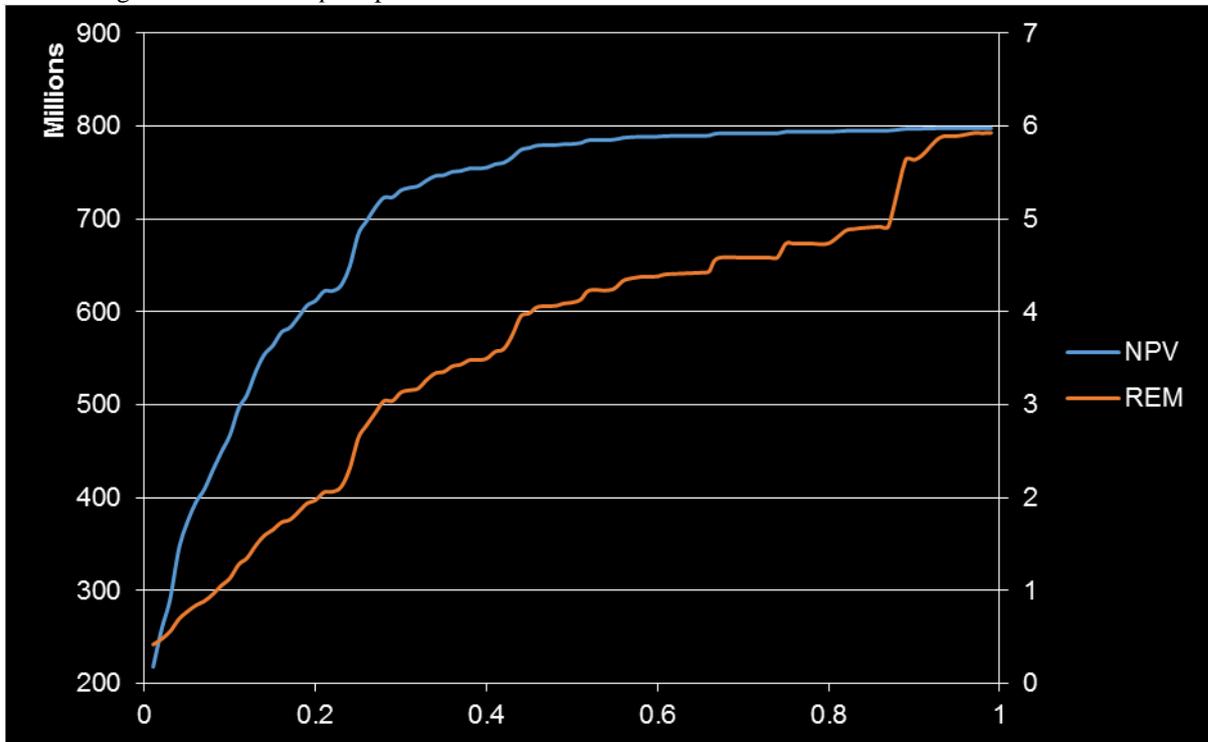
Fonte: *Software NPV Scheduler*

- Otimização de Cava: Escolha do Ultimate Pit

No processo de otimização da cava foi-se necessário realizar a escolha do ultimate pit onde de acordo com os valores obtidos ano à ano do NPV (Present Value Net) e sua associação com a relação estéril/minério do empreendimento mineiro verificou-se que a partir de um dado momento ocorreu a estagnação da quantidade de toneladas de ouro lavrada e num aumento substancial de estéril lavrado onde por consequência gerou um aumento do *strip*

minério/estéril do lugar fazendo fosse viável parar a lavra naquele momento. O gráfico informativo e a tabela com os dados do limite de lavra estão abaixo:

Figura 85 - *Ultimate pit* a partir do NPV X R.E.M



Fonte: Autoria própria

Tabela 18 - Escolha do *ultimate pit*

Phase	Fator	Rock Tonnes	Net Value \$	NPV \$	ORE Tonnes	Strip	Ouro	Estéril
Pit 74 (87)	87.00%	193,654,935	1,231,488,108	795,312,743	32,697,408	4.9226	32,697,408	160,957,527
Pit 75 (89)	89.00%	229,944,285	1,240,884,154	797,168,809	34,651,544	5.6359	34,651,544	195,292,741

Fonte: Autoria própria

4.3.1.1.3 Operacionalização de Cava

- Objetivo

Com o intuito de se obter a cava operacionalizada foi-se necessário utilizar o software Studio 3® onde na etapa de operacionalização serão incorporados os acessos, a geometria das bancadas e as distâncias de transporte envolvidas. Os critérios de operacionalização foram:

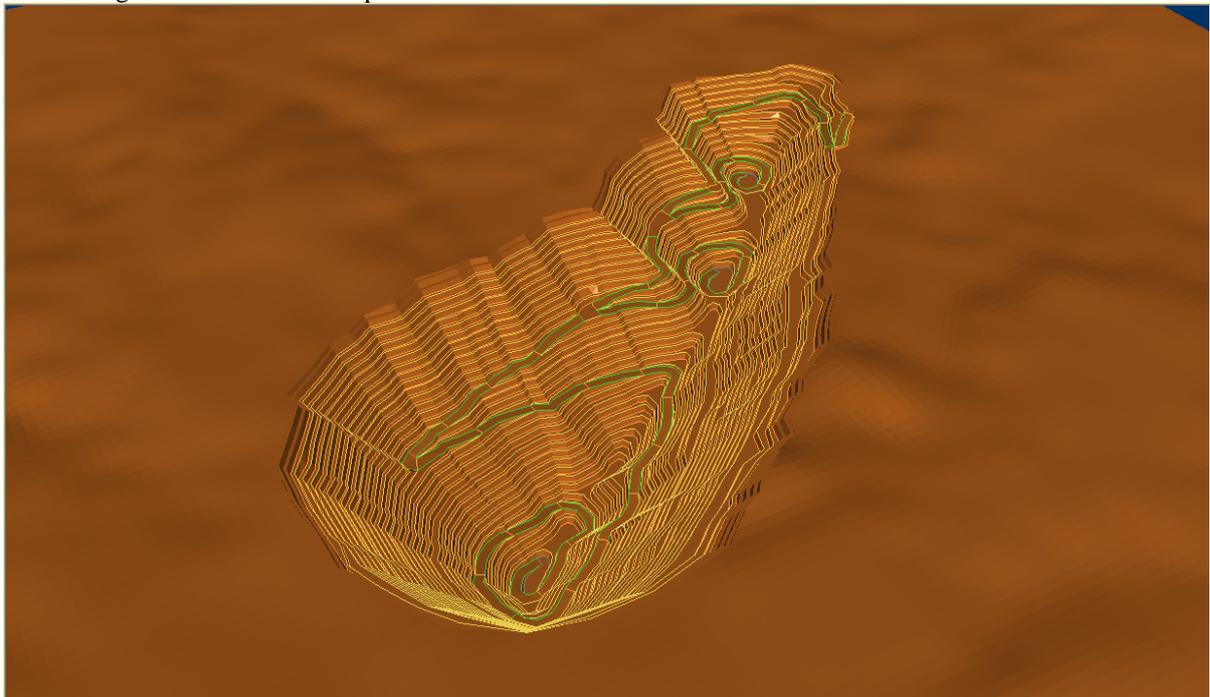
Tabela 19 - Parâmetros utilizados para operacionalização da cava

Parâmetro	Valor	Unidade
Altura do talude	10	m
Angulo de face	70	graus
Largura de berma	5	m
Gradiente da rampa	10	%
Largura da rampa	15	m
Largura mínima de fundo da cava	20	m

Fonte: Aatoria própria

Abaixo pode-se analisar o design final da cava final operacionalizada trabalhada através de strings utilizadas na construção da rampa, crista e berma.

Figura 86 - Cava final operacionalizada

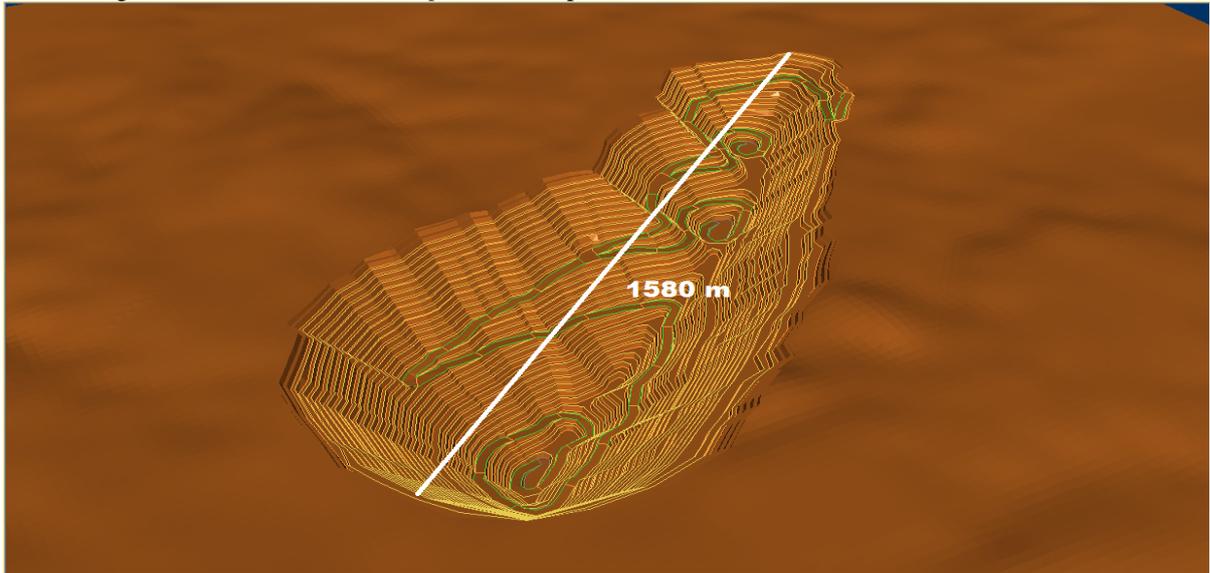


Fonte: *Software Studio 3*

- Operacionalização de Cava: Distâncias

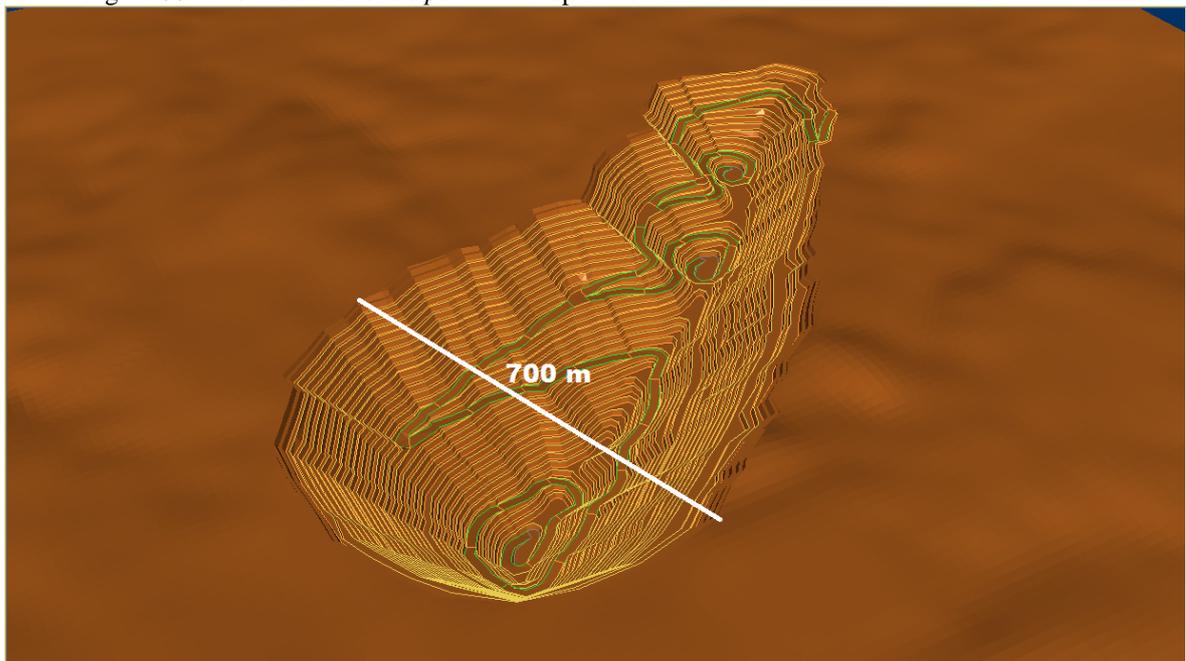
Abaixo, é analisado as distâncias quanto as margens no sentido maior e menor do pit e vista em planta da cava operacionalizada.

Figura 87 - Distância maior do *pit* da cava operacionalizada



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 88 - Distância menor do *pit* da cava operacionalizada



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 89 - Vista em planta da cava operacionalizada



Fonte: *Software Studio 3*

Após a operacionalização da cava a partir da cava ótima, foram obtidos os valores finais da cava matemática e da cava operacional. A finalidade de ambos os valores é verificar a aderência da cava operacional em relação à cava ótima gerada. Abaixo verifica-se pela tabela os valores finais:

Tabela 20 - Comparativo cava matemática x cava operacional

Dados	Operacional (Mton)	Matemática (Mton)	Diferença (Mton)
Estéril	177.51	160.7	10%
Marginal	0.6400701	0.6428105	0%
Minério	31.7484494	32.0783572	-1%
Teor Médio	2.006337325	2.002350709	0%

Fonte: Autoria própria

- Definição das Reservas

Na etapa da de classificação das reservas, ficaram definidas as quantidades de recursos de cada classe de confiança. Para que o recurso insitu possa ser convertido à reserva mineral é necessário que a porção do recurso classificado com alto ou razoável grau de confiança (medido ou indicado) seja economicamente viável de ser minerado.

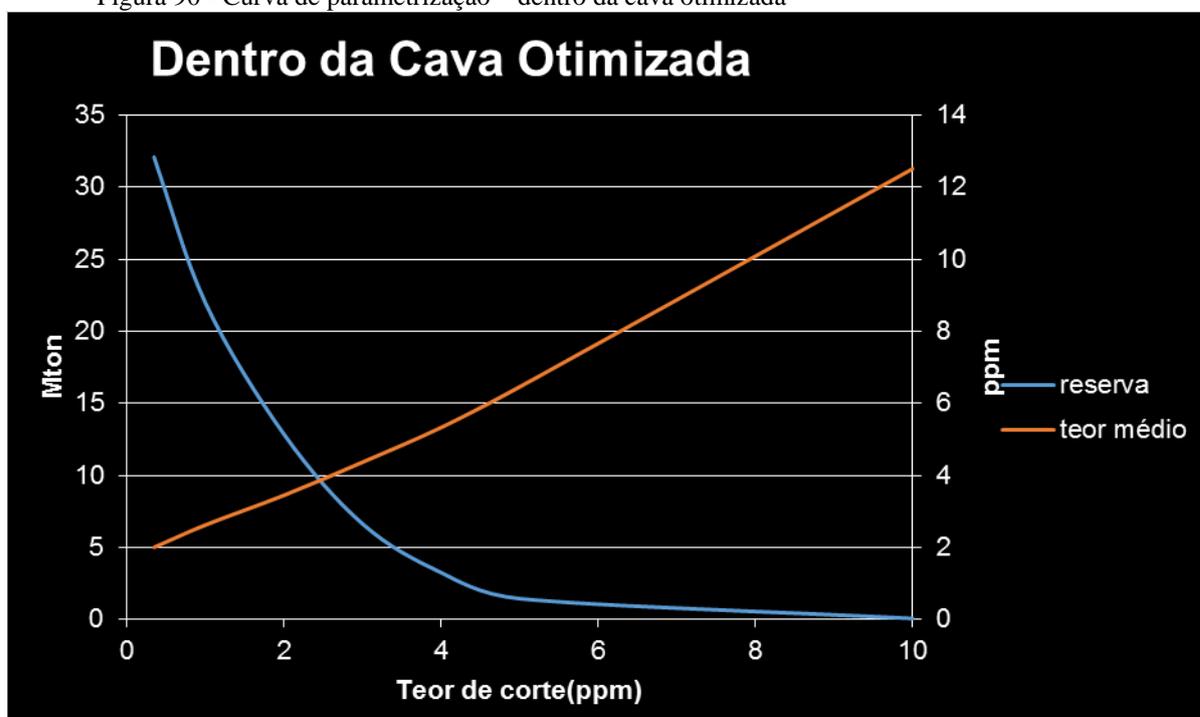
- Curvas de Parametrização

- Objetivo

Uma descrição detalhada da reserva mineral pode ser realizada através a curva de parametrização. Obtemos a partir dela a tonelagem e o teor médio dda reserva para vários teores de corte.

- Dentro da Cava Otimizada

Figura 90 - Curva de parametrização – dentro da cava otimizada



Fonte: Autoria própria

- Fora da Cava Otimizada

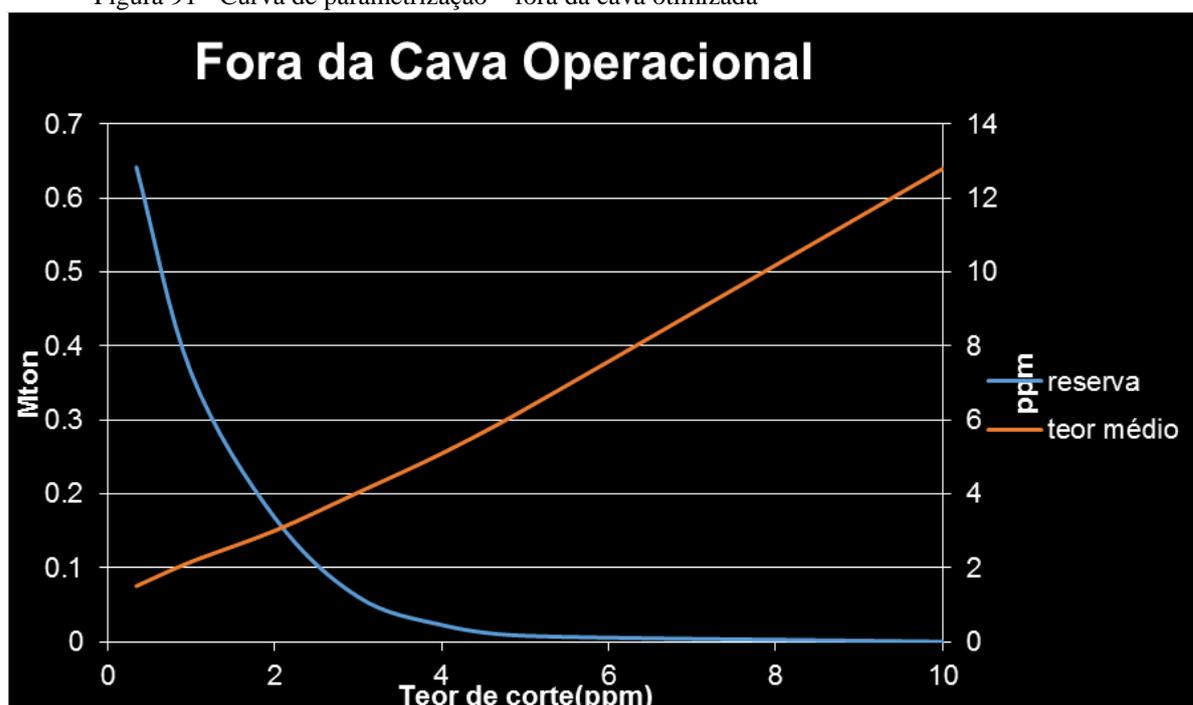
A fim de detalhar o recurso insitu não minerado, foi construída uma curva de parametrização dos recursos remanescentes. Abaixo, uma tabela e figura informativos:

Tabela 21 - Reserva fora da cava operacional

	Fora do Pit (Mton)	Reserva (Mton)	Diferença(Mton)
Marginal	0.1320286	0.7720987	17%
Minério	6.419301	38.1677504	17%
Teor Médio	1.512232375	2	76%

Fonte: Autoria própria

Figura 91 - Curva de parametrização – fora da cava otimizada



Fonte: Autoria própria

Logo, a partir de tais conclusões realizadas através das curvas de parametrização foi possível chegar a uma recuperação estimada do minério em:

Tabela 22 - Recuperação do minério

Recuperação do Minério
83%

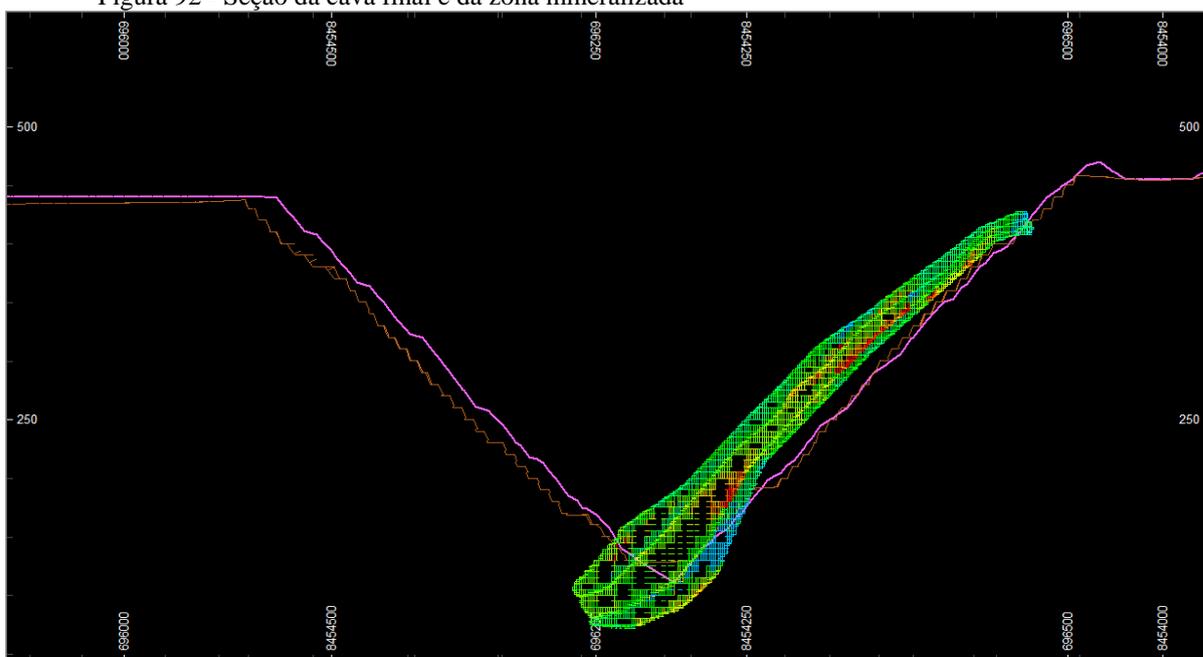
Fonte: Autoria própria

- Aderência

Através de uma seção da cava final e do corpo mineralizado realizado através do *software Studio 3*, percebe-se que na área do *foot wall* ocorre uma menor aderência da cava

operacional com a cava ótima devido neste local estar locado as rampas e acessos observando também que houve a incorporação maior de estéril devido ao posicionamento das rampas nessa região ao contrário do hanging wall pois ali o corpo mineralizado está inserido onde foi evitado colocar as rampas nessa região afim de evitar que perdesse a lavra do minério.

Figura 92 - Seção da cava final e da zona mineralizada



Fonte: *Software Studio 3*

4.3.1.1.4 Sequenciamento de Cava

- Objetivo

Segundo Bohnet (1990), o sequenciamento da produção tem como objetivo maximizar o valor presente líquido e o retorno do investimento oriundo da comercialização de alguma commodity de um depósito mineral, neste caso, o Au.

Para se obter o sequenciamento da mina primeiro foi necessário determinar a vida útil da mina em 13 anos utilizando a regra de Taylor, na sequência foi utilizado novamente o *software NPV Scheduler* do *software Studio 3* para se obter o sequenciamento ano a ano. Foi-se também necessário a utilização dos seguintes parâmetros mencionado abaixo:

- Manter uma relação estéril/minério constante ao longo da vida útil da mina.
- Maximizar o NPV nos primeiros anos do empreendimento.

- Manter uma produção constante de 2.6 Mtpa.

Na tabela abaixo, tais premissas são observadas através do cálculo final do sequenciamento da cava:

Tabela 23 - Valores anuais do sequenciamento da mina

Year	Ton. tonnes	Net Value \$	NPV \$	Ton. Minério	Mining Recovery %	R.E.M	Ouro contido	Estéril Ano
1	5690361	127315263	121640081	2606216	100	1.1834	2606216	3084145
2	9216811	128191911	111665706	2601116	100	2.5434	2601116	6615695
3	17170313	110504712	88315037	2593070	100	5.6216	2593070	14577243
4	17028225	97312220	70980714	2606803	100	5.5322	2606803	14421422
5	17104163	78866463	52099594	2594788	100	5.5917	2594788	14509375
6	17429175	97983567	58661193	2599678	100	5.7044	2599678	14829497
7	17322863	79735454	43233157	2601970	100	5.6576	2601970	14720893
8	17678250	76895229	37958531	2599287	100	5.8012	2599287	15078963
9	17842950	85083501	38144347	2603576	100	5.8532	2603576	15239374
10	17988075	83062936	33556851	2594258	100	5.9338	2594258	15393817
11	18316125	99325198	36578137	2601491	100	6.0406	2601491	15714634
12	19017788	104309526	34668627	2604285	100	6.3025	2604285	16413503
13	1849838	62902127	19371507	1490873	100	0.2408	1490873	358965
Total	193654935	1231488108	746873484	32697408	100	4.9226	32697408	160957527

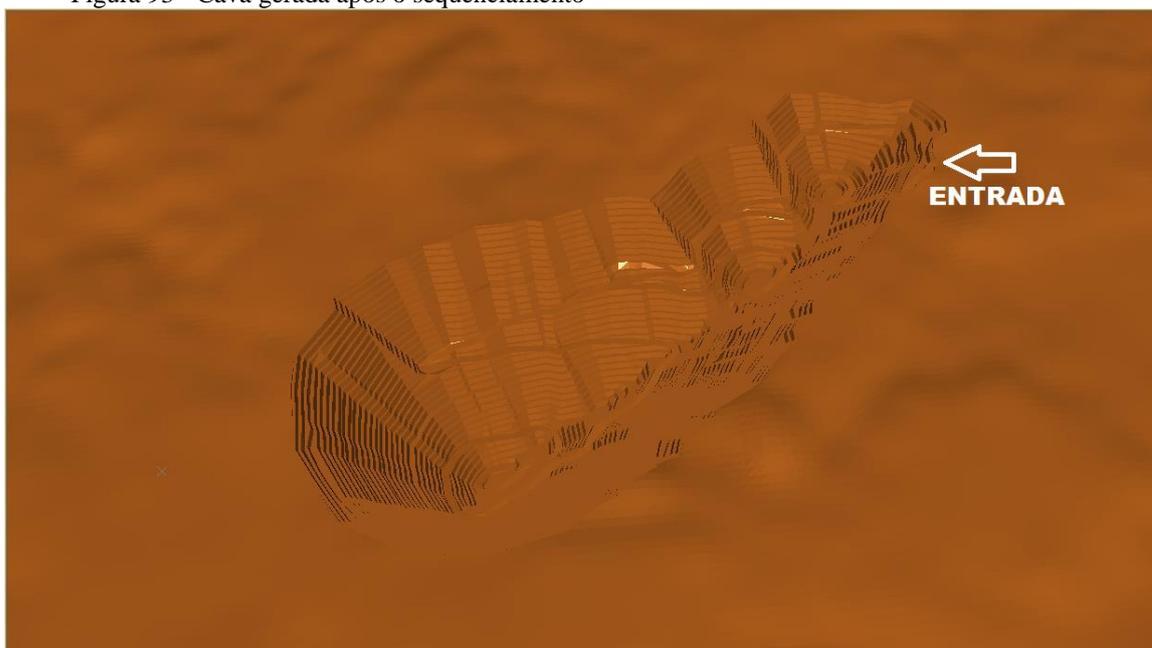
Fonte: Autoria própria

O sequenciamento resultou em um NPV de 746 MUS\$ descontados à uma taxa de 10% ano ano. Outro ponto observado é que no ano 13 a movimentação de toneladas de material é de apenas 1.849 Mton, logo, com isso chegaremos a exaustão da mina.

Abaixo temos o detalhamento por imagens com relação ao sequenciamento realizado:

- Cava gerada após o sequenciamento da mina e sua devida localização de entrada

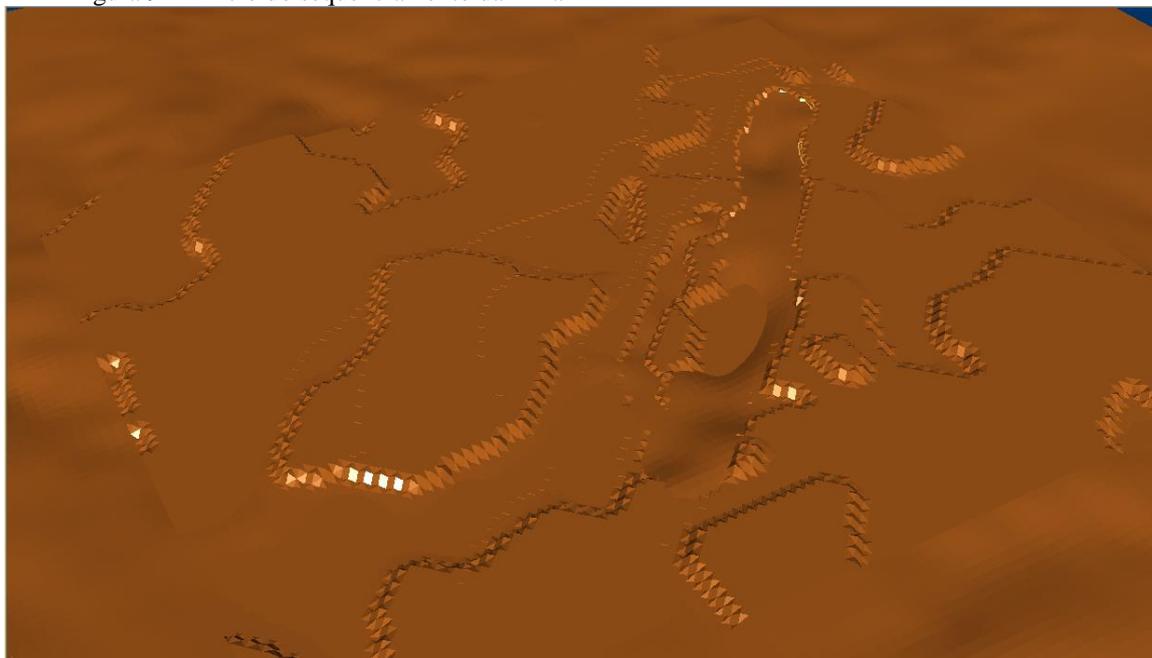
Figura 93 - Cava gerada após o sequenciamento



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 0

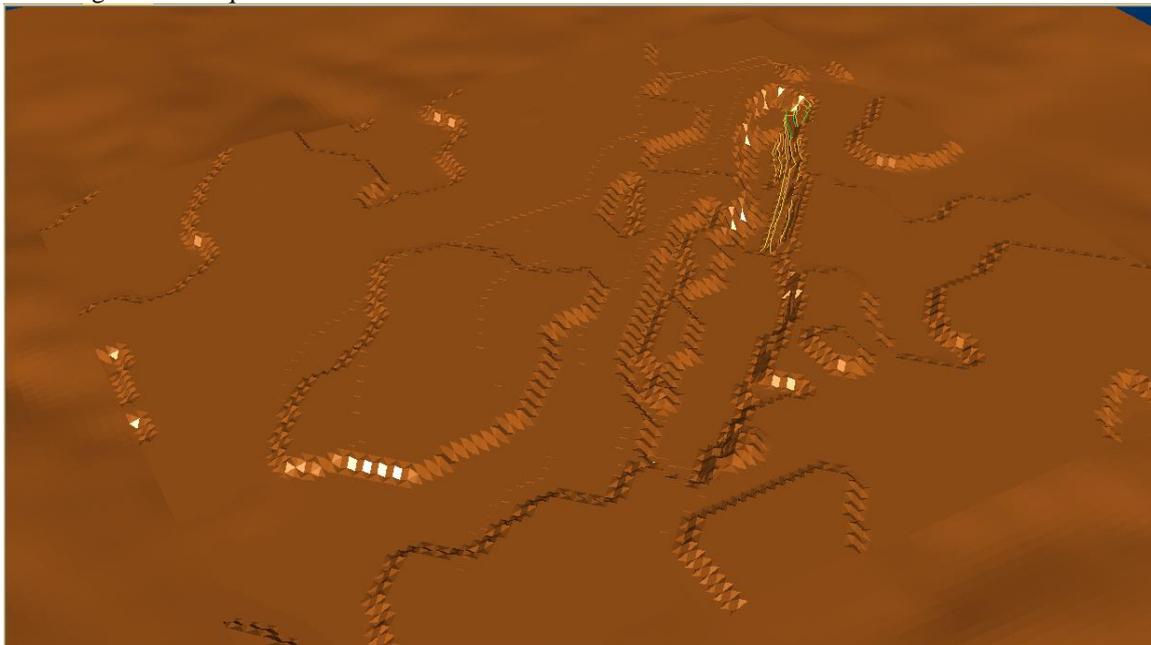
Figura 94 - Início do sequenciamento da mina



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 1

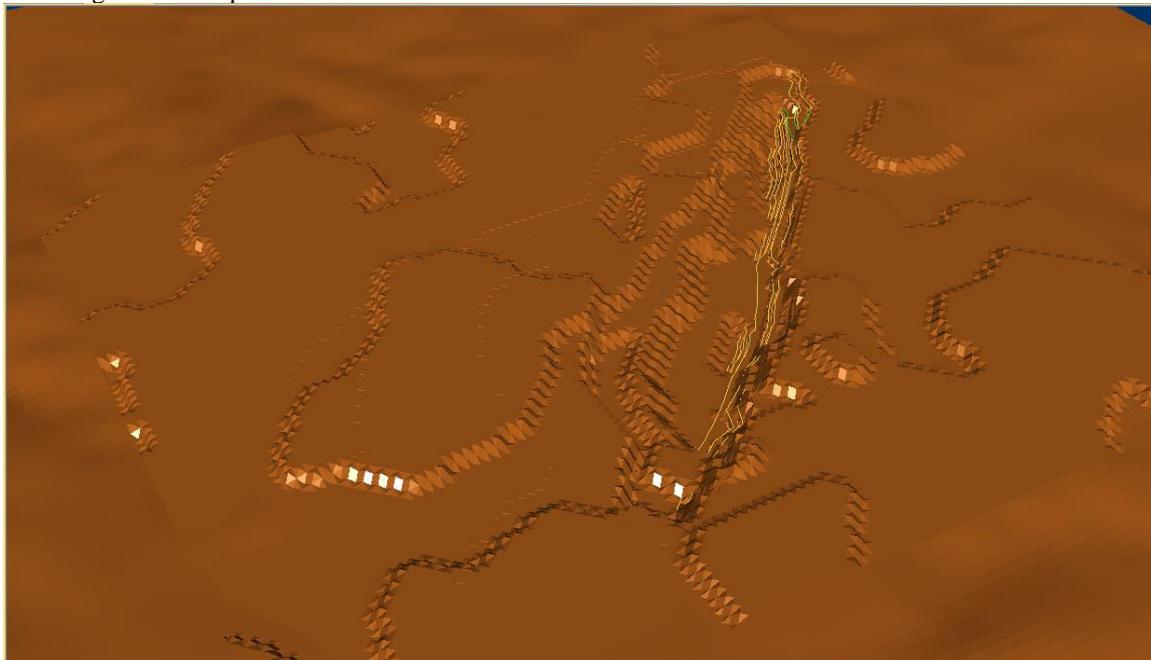
Figura 95 - Sequenciamento da mina – Ano 1



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 2

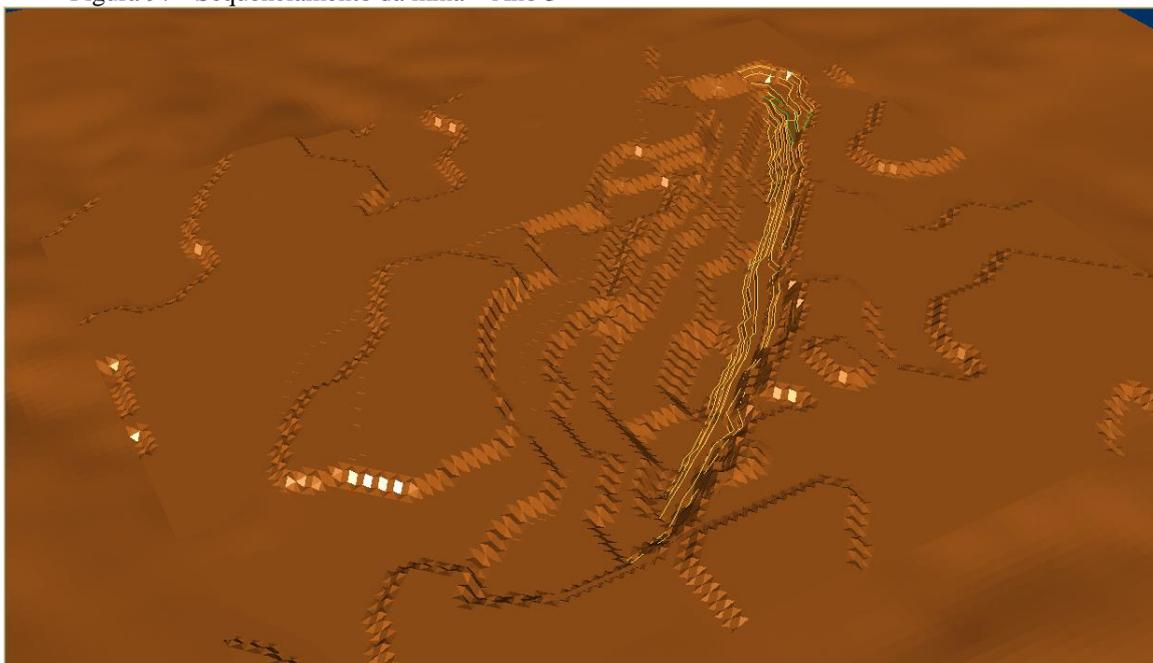
Figura 96 - Sequenciamento da mina – Ano 2



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 3

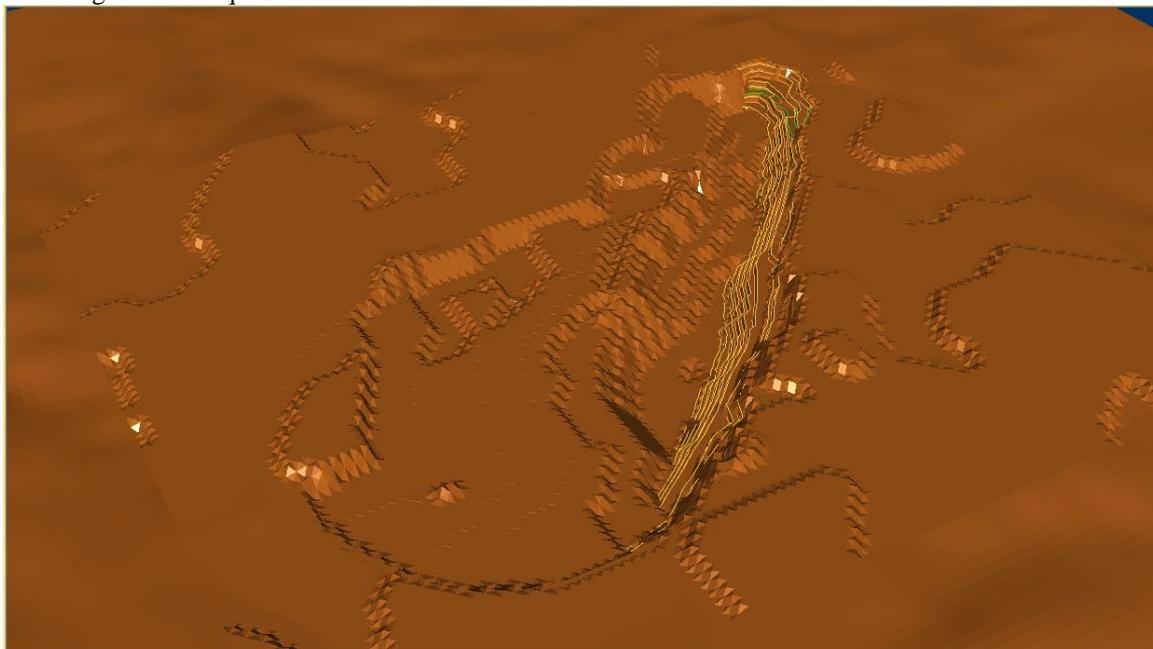
Figura 97 - Sequenciamento da mina – Ano 3



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 4

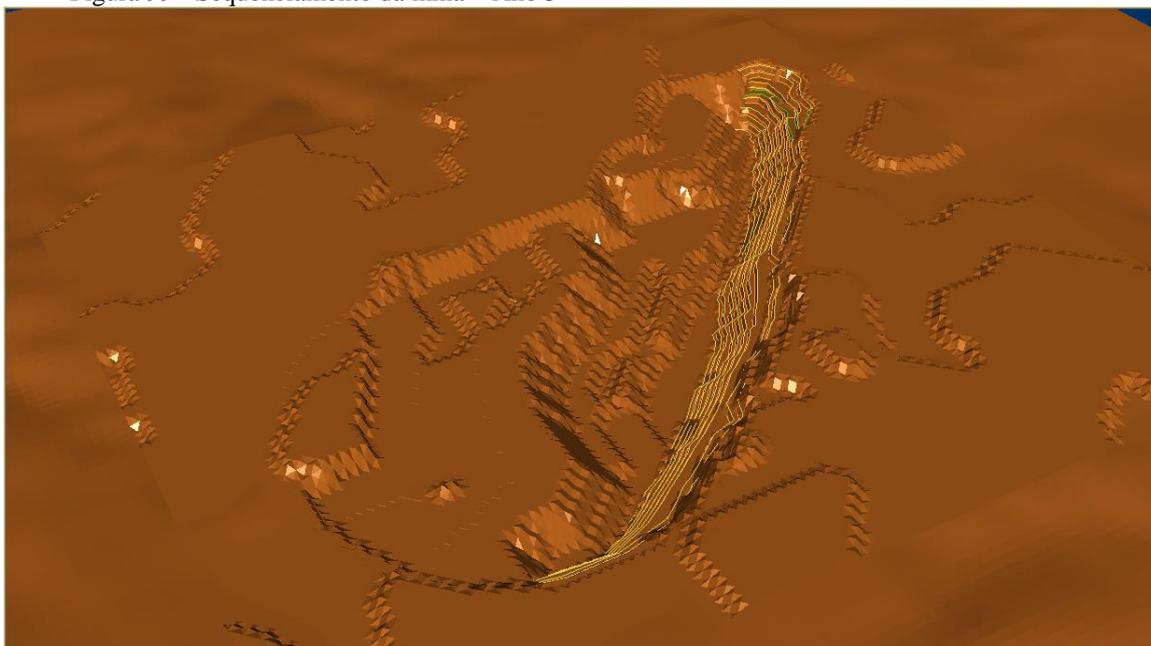
Figura 98 - Sequenciamento da mina – Ano 4



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 5

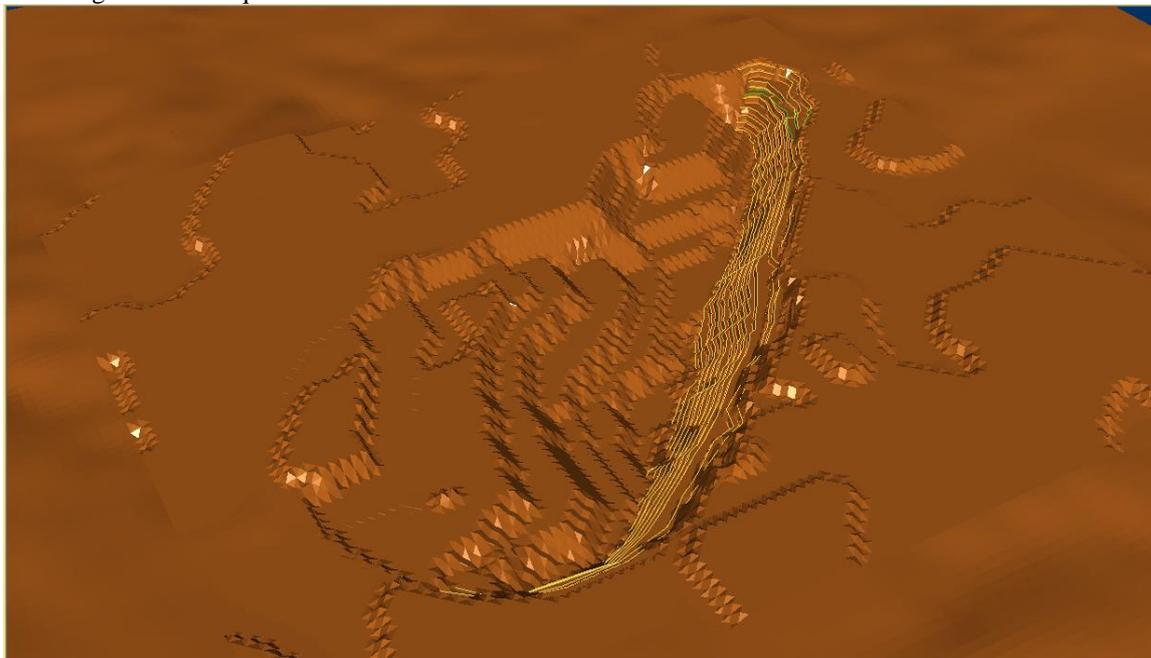
Figura 99 - Sequenciamento da mina – Ano 5



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 6

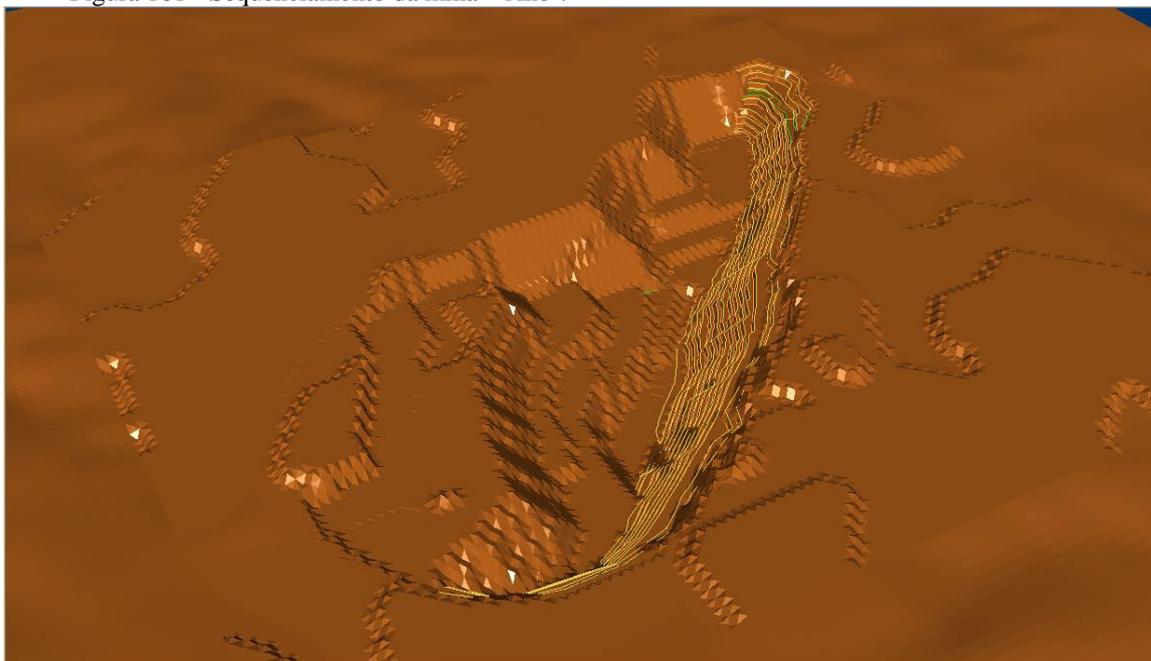
Figura 100 - Sequenciamento da mina – Ano 6



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 7

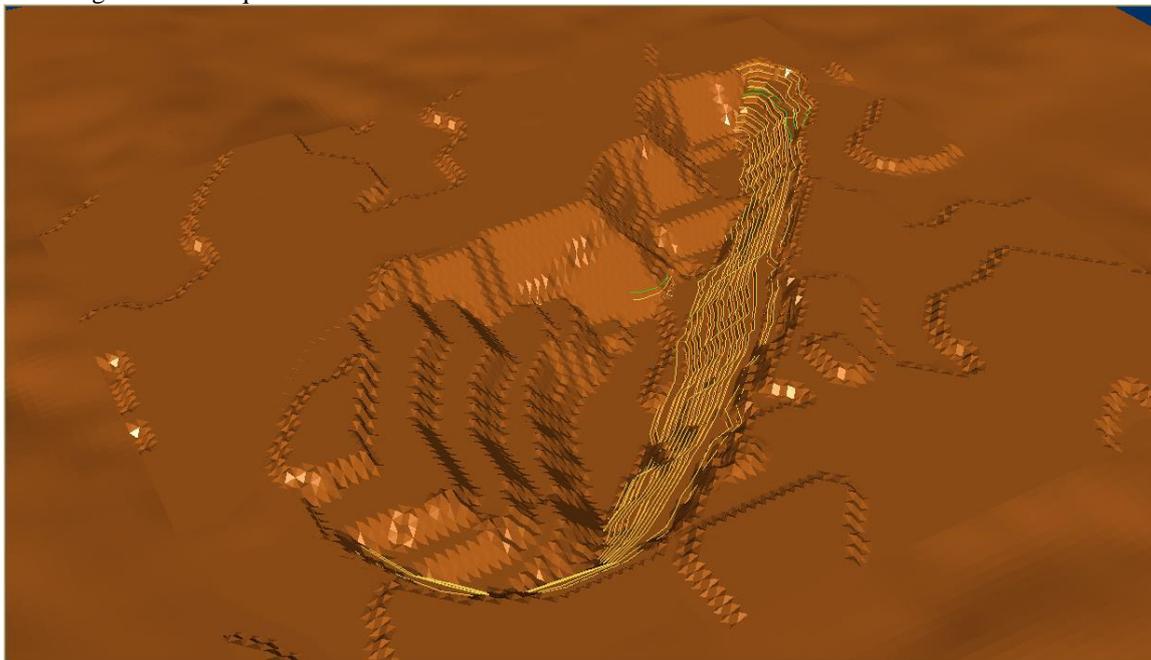
Figura 101 - Sequenciamento da mina – Ano 7



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 8

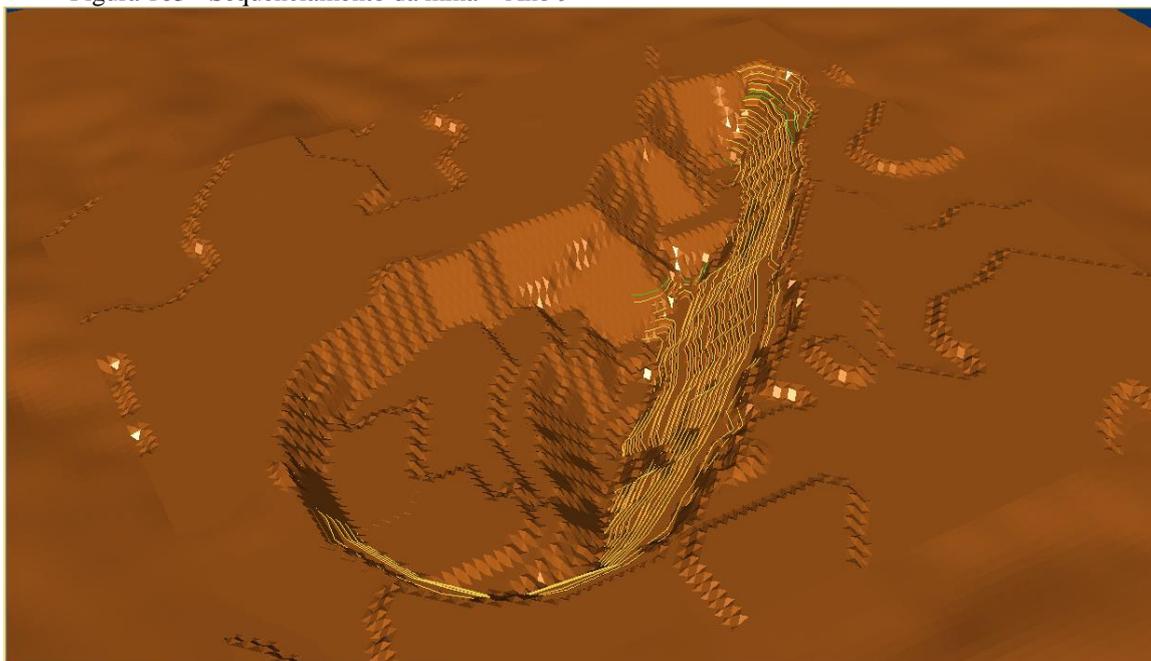
Figura 102 - Sequenciamento da mina – Ano 8



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 9

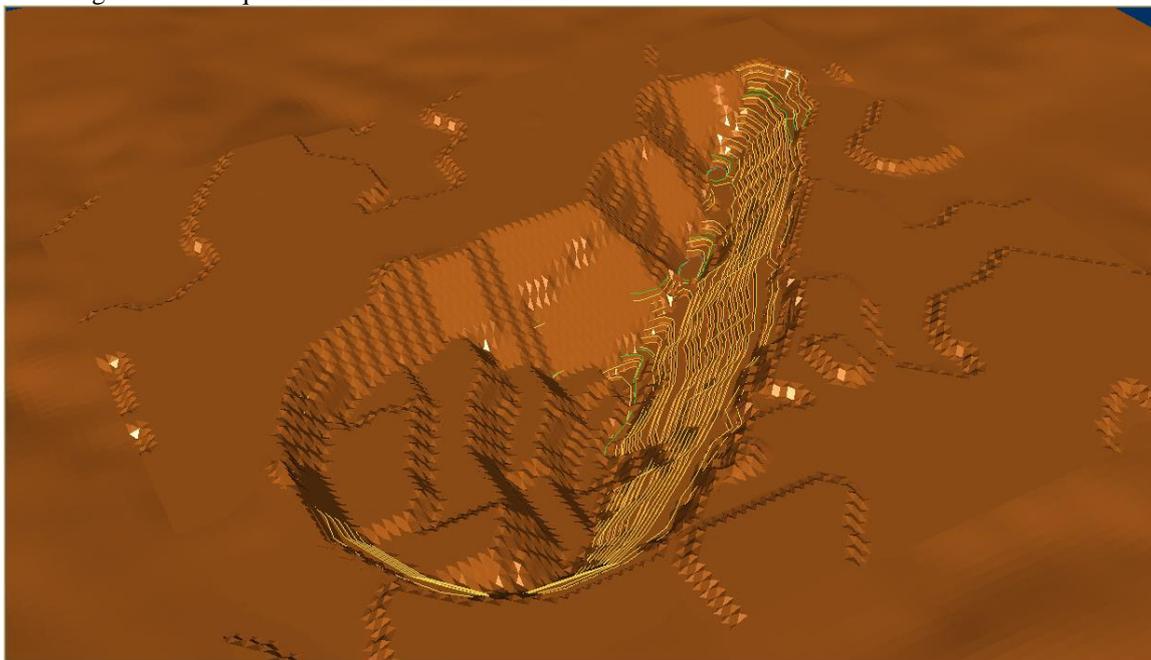
Figura 103 - Sequenciamento da mina – Ano 9



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 10

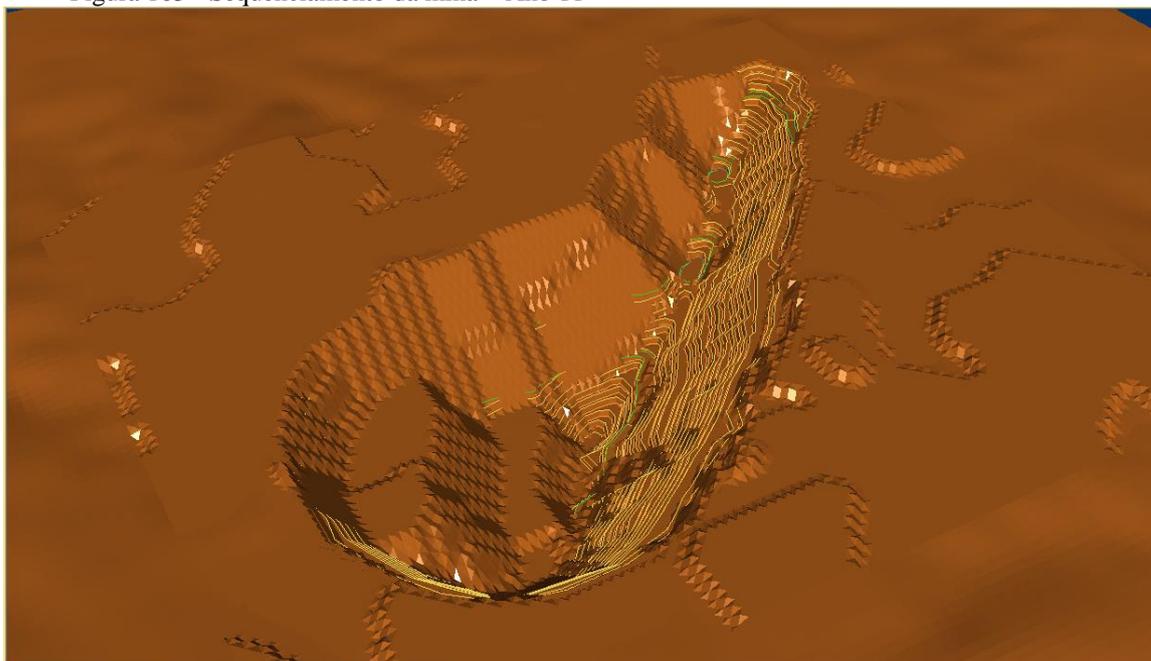
Figura 104 - Sequenciamento da mina – Ano 10



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 11

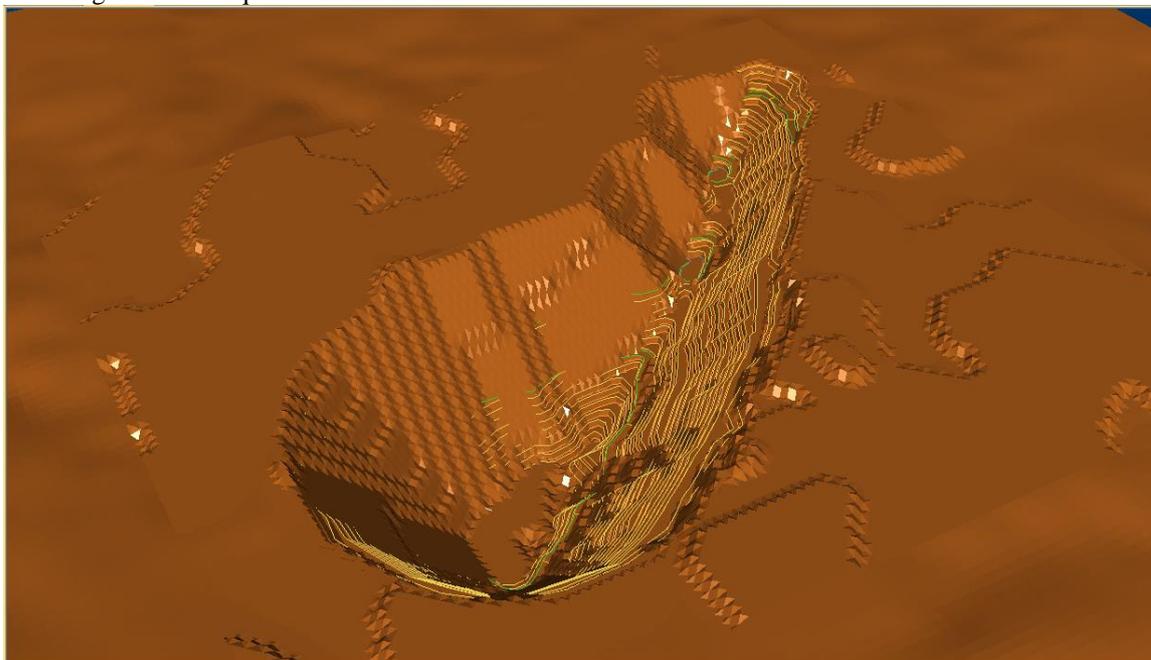
Figura 105 - Sequenciamento da mina – Ano 11



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 12

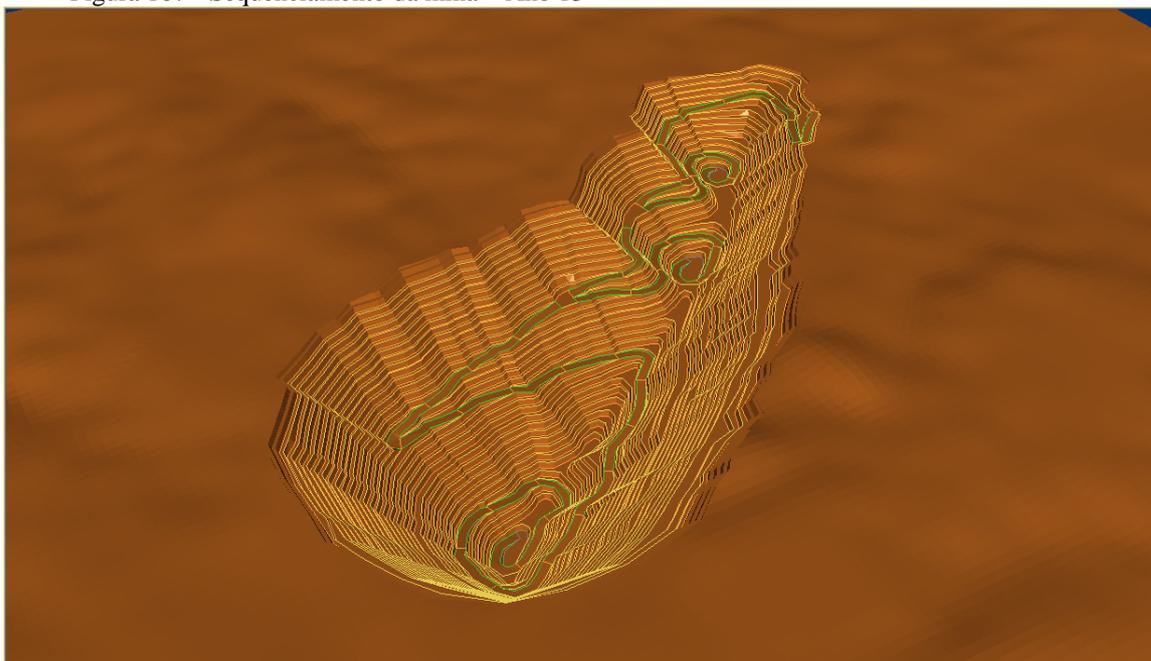
Figura 106 - Sequenciamento da mina – Ano 12



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 13

Figura 107 - Sequenciamento da mina – Ano 13



Fonte: *Software Studio 3*

4.3.1.1.5 Transporte

- Objetivo

Para determinação das distâncias de transporte, primeiramente criou-se uma string que tinha como origem o fundo da cava mais profunda e seu término no ponto mais alto da cava, ou seja, na saída do open pit.

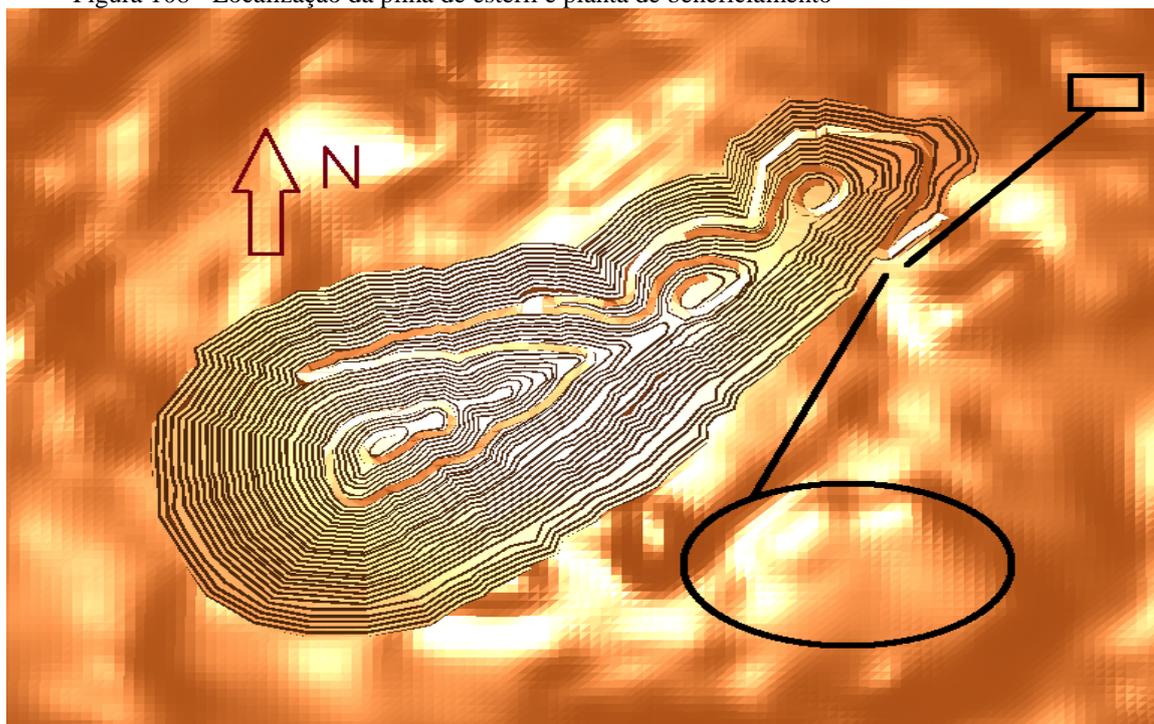
Para as distâncias da saída do open pit até a planta de beneficiamento e até a pilha de estéril, foi estimado um valor que estivesse de acordo com o empreendimento mineiro e que evitasse um custo adicional nos valores já produzidos.

Logo, foi utilizado os seguintes parâmetros:

- Região quadrática: Saída do open pit até a planta de beneficiamento: 0.5 km.
- Região em forma oval: Saída do open pit até a pilha de estéril: 0.5 km

Tem-se uma imagem de como ficariam inseridos tal parâmetros na área do empreendimento mineiro:

Figura 108 - Localização da pilha de estéril e planta de beneficiamento



Fonte: *Software Studio 3*

4.3.1.1.6 Dimensionamento de Equipamentos de Lavra

- Objetivo

Após a determinação das produções anuais, foi realizado o dimensionamento das retroescavadeiras que serão utilizadas na lavra para o processo de carregamento dos equipamentos de transporte. Para isso foi dimensionado a partir das produções de minério e estéril anual e de uma vida útil de 13 anos de mina. Os parâmetros iniciais para o dimensionamento das escavadeiras estão na tabela a seguir:

- Equipamentos de Carregamento: Escavadeira

Tabela 24 - Parâmetros para o dimensionamento da escavadeira

Parâmetro	Valor	Unidade
Produção anual (P_a)	2,600,000	t/ano
Tempo de ciclo da escavadeira (t_{esc})	0.43	min/ciclo
Fator de empolamento (E)	1.4	-
Dias trabalhados por ano (D_a)	350	dias/ano
Horas trabalhadas por dia (H_d)	16	horas/dia
Densidade in situ ($\rho_{in situ}$)	2.7	t/m ³
Minutos por horas ($60_{min/hora}$)	60	min/hora
Disponibilidade mecânica (A)	0.84	-
Disponibilidade operacional (O)	0.9	-
Fator de deslocamento (P)	1.2	-
Fator de balanço p/ giro de 90° (S)	1	-
Fator de enchimento (F)	1	-

Fonte: Autoria própria

Com os parâmetros utilizados foi obtido através da fórmula do volume de concha o volume da concha do equipamento. Devido a relação estéril/minério aumentar ao longo dos anos e sendo necessário lavar mais estéril para obter uma taxa constante do minério foi discutido em utilizar dois tipos de escavadeiras, uma para o minério e outra para estéril com volumes de conchas diferentes. Trabalhou-se da seguinte forma:

O dimensionamento do volume da concha para minério quanto para estéril foi seguindo a idéia de que partindo da massa de minério e de estéril movimentada ano a ano foi necessário a utilização de volumes diferentes para tender a produção anual constante de minério requerida de 2.6Mtpa.

Para evitar que não se consiga pegar um volume de material necessário foi utilizado o maior volume relacionado para o minério dentre os 13 anos de vida útil da mina no qual foi de 1.91 m³/ciclo. Para o estéril foi com base na produção de estéril anual onde a partir do volume da escavadeira obtido e além de ser um valor alto foi escolhido a alternativa de dividir esse valor por dois e trabalhar com duas escavadeiras para estéril sendo assim o que era pra ser o maior volume de concha para estéril de 12 m³/ciclo foi-se utilizado 6 m³/ciclo para cada uma. Portanto, temos 2 escavadeiras para o estéril e 1 escavadeira para o minério.

Sendo assim o volume de concha para o minério encontrada foi de 1.91 m³/ciclo e para o estéril, o volume de concha foi de 6 m³/ciclo.

Tabela 25 - Dimensionamento da escavadeira e caminhão

Ano	REM	Massa de Minério (t/ano)	Massa de Estéril (t/ano)	Massa total (t/ano)	Vol. escavadeira minério (m³/ciclo)	Vol. Caminhão Minério (t/ciclo)	Vol. escavadeira estéril (m³/ciclo)	/2	Vol. Caminhão Estéril (t/ciclo)
1	1.18	2,606,216	3,084,145	5,690,361	1.91	18.38	2.26	2.26	21.75
2	2.54	2,601,116	6,615,695	9,216,811	1.9	18.35	4.84	4.84	46.66
3	5.62	2,593,070	14,577,243	17,170,313	1.9	18.29	10.66	5.33	51.41
4	5.53	2,606,803	14,421,422	17,028,225	1.91	18.39	10.55	5.28	50.86
5	5.59	2,594,788	14,509,375	17,104,163	1.9	18.3	10.61	5.31	51.17
6	5.7	2,599,678	14,829,497	17,429,175	1.9	18.34	10.85	5.43	52.3
7	5.66	2,601,970	14,720,893	17,322,863	1.9	18.35	10.77	5.39	51.92
8	5.8	2,599,287	15,078,963	17,678,250	1.9	18.33	11.03	5.52	53.18
9	5.85	2,603,576	15,239,374	17,842,950	1.9	18.36	11.15	5.58	53.74
10	5.93	2,594,258	15,393,817	17,988,075	1.9	18.3	11.26	5.63	54.29
11	6.04	2,601,491	15,714,634	18,316,125	1.9	18.35	11.49	5.75	55.42
12	6.3	2,604,285	16,413,503	19,017,788	1.9	18.37	12.01	6.01	57.89
13	0.24	1,490,873	358,965	1,849,838	1.9	10.52	0.26	0.13	1.27
Total		32,697,411	160,957,526	193,654,937	1.9	18.34	9.79	-	50.05

Fonte: Autoria própria

- Modelos: Escavadeiras

- Minério: Escavadeira KOMATSU 450 de concha 2 m³.

Figura 109 - Escavadeira Komatsu 450 para minério



Fonte: Komatsu

- Estéril: Escavadeira CAT 6015FS de concha 6m³.

Figura 110 - Escavadeira CAT 6015 FS para estéril



Fonte: Caterpillar

- Dimensionamento de Caminhão
 - Objetivo

Foi dimensionado a partir dos dados dos volumes de concha obtidos anteriormente, portanto, para o dimensionamento dos caminhões também foi utilizado a premissa de que haverá um modelo de caminhão para o minério e outro modelo para o estéril de acordo com o volume de concha das escavadeiras e mantendo a taxa de produção anual constante de 2.6Mtpa.

Tabela 26 - Dimensionamento dos caminhões

Número de passes (N_p)	5	-
Volume da concha da escavadeira (V_c)	1.91(Minério)	$m^3/ciclo$
	6.00(Estéril)	
Fator de enchimento (F)	1	-
Densidade in situ ($\rho_{in situ}$)	2.7	t/m^3
Fator de empolamento (E)	1.4	-

Fonte: Autoria própria

- Modelos: Caminhões

- Minério: Caminhão VW Constellation Semi-rodoviário com capacidade de 20ton

Figura 111 - Caminhão para o minério



Fonte: Volkswagen

- Estéril: Caminhão Perlini DP 905WD com capacidade de 60ton.

Figura 112 - Caminhão para estéril



Fonte: Perlini

- Dimensionamento da frota

Na tabela abaixo, são inseridos os parâmetros iniciais para o cálculo do dimensionamento da frota de caminhões para o empreendimento mineiro.

Tabela 27 - Parâmetros do dimensionamento da frota de caminhões

Dimensionamento da Frota	Valor	Unidade
Tempo de vida da mina (T_v)	12.5	anos
Distância de pista dentro da cava (D_c)	2.3	km
Incremento médio anual dentro da cava (I_{madc})	0.184	km
Distância da saída da cava até a planta (D_p)	0.5	km
Distância da saída da cava até a pilha de estéril (D_e)	0.5	km
Velocidade caminhão carregado dentro da cava (V_{ccdc})	10	km/h
Velocidade caminhão carregado fora da cava (V_{ccfc})	30	km/h
Velocidade caminhão descarregado fora da cava (V_{cdfc})	40	km/h
Velocidade caminhão descarregado dentro da cava (V_{cddc})	20	km/h

Fonte: Autoria própria

- Distâncias Médias de Transporte na Mina

Na tabela abaixo, têm-se as DMT's ano a ano durante toda a vida útil da mina e o número de caminhões necessários pra cada ano.

Tabela 28 - DMT's e número de caminhões para o minério e estéril

Ano	Incremento médio anual (m)	Tempo carregado dentro da cava R.R 10%+2%=12% (min)	Tempo carregado fora da cava R.R 2% (min)	Tempo descarregado fora da cava R.R 2% (min)	Tempo descarregado dentro da cava R.R 2% (min)	Tempo total (min)	Nº caminhões minério (un.)	Nº caminhões minério inteiro (un.)	Rem	Nº caminhões estéril (un.)	Nº caminhões estéril inteiro (un.)	Nº total de caminhões (un.)
1	0.592	3.552	1.184	0.888	1.776	7.4	3.787163013	4	1.18	1.262387671	2	6
2	0.776	4.656	1.552	1.164	2.328	9.7	4.96425422	5	2.54	1.654751407	2	7
3	0.96	5.76	1.92	1.44	2.88	12	6.141345427	7	5.62	2.047115142	3	10
4	1.144	6.864	2.288	1.716	3.432	14.3	7.318436634	8	5.53	2.439478878	3	11
5	1.328	7.968	2.656	1.992	3.984	16.6	8.495527841	9	5.59	2.831842614	3	12
6	1.512	9.072	3.024	2.268	4.536	18.9	9.672619048	10	5.7	3.224206349	4	14
7	1.696	10.176	3.392	2.544	5.088	21.2	10.84971025	11	5.66	3.616570085	4	15
8	1.88	11.28	3.76	2.82	5.64	23.5	12.02680146	13	5.8	4.00893382	5	18
9	2.064	12.384	4.128	3.096	6.192	25.8	13.20389267	14	5.85	4.401297556	5	19
10	2.248	13.488	4.496	3.372	6.744	28.1	14.38098388	15	5.93	4.793661292	5	20
11	2.432	14.592	4.864	3.648	7.296	30.4	15.55807508	16	6.04	5.186025027	6	22
12	2.616	15.696	5.232	3.924	7.848	32.7	16.73516629	17	6.3	5.578388763	6	23
13	2.8	16.8	5.6	4.2	8.4	35	17.9122575	18	0.24	5.970752499	6	24

Fonte: Autoria própria

Observa-se que para manter a taxa de produção necessária o número de caminhões para o estéril tem que ser multiplicado por um fator x2. Portanto, de acordo com a tabela abaixo temos um dimensionamento final de frota de:

Tabela 29 - Dimensionamento final da frota de caminhões

Ano	Nº caminhões minério inteiro (un.)	Nº caminhões estéril inteiro (un.)	Nº total de caminhões (un.)
1	4	4	8
2	5	4	9
3	7	6	13
4	8	6	14
5	9	6	15
6	10	8	18
7	11	8	19
8	13	10	23
9	14	10	24
10	15	10	25
11	16	12	28
12	17	12	29
13	18	12	30

Fonte: Autoria própria

- Dimensionamento: Equipamentos Auxiliares

Como equipamentos auxiliares temos:

- 1 Motoniveladora VOLVO G976

Figura 113 - Motoniveladora VOLVO G976



Fonte: Volvo

- 1 Wheel Dozer (Trator de rodas) CAT 844H

Figura 114 - Wheel dozer CAT 844H



Fonte: Caterpillar

- 2 Bulldozer (Trator de esteiras) – KOMATSU 155AX

Figura 115 - Bulldozer KOMATSU 155AX



Fonte: Komatsu

- 2 Caminhões pipa – CAT 740

Figura 116 - Caminhão pipa CAT 740



Fonte: Caterpillar

4.3.1.1.7 Desmorte de Rochas

- Parâmetros Iniciais

Para a realização do desmorte de rochas, foi utilizado como ferramenta de trabalho as equações empíricas propostas por Olofsson (1988) afim de evitar possíveis problemas de vibração e assim através de propriedades físico-mecânicas do maciço rochoso chegar a valores próximos que condizem com os valores de realidade da mina.

Para o empreendimento mineiro foi considerado um desmorte para o minério e outro para o estéril, estes intercalados em um intervalo de 3 dias um do outro. Isto porque vai ser desmontado uma maior área possível dos polígonos a cada esse intervalo pois já que quanto o menor o número de desmontes, menor o tempo dos equipamentos parados evitando perda na produção.

Os blocos vão ser desmontados utilizando ANFO devido a ausência d'água, a iniciação vai ser realizada com espoleta e a ligação com não elétrico.

- Resultados do Desmorte de Rochas

Abaixo os parâmetros iniciais para a realização do desmorte para o minério e para o estéril:

- Minério

Tabela 30 - Parâmetros iniciais desmorte no minério

Parâmetro	Valor	Unidade
Tipo de explosivo	ANFO	
Altura média da bancada	10	m
Diametro do furo	127	mm
Concentração de carga	10.1	Kg/m
Largura da bancada	285.01259	m
Densidade da Rocha	2.7	t/m ³

Fonte: Autoria própria

Tabela 31 - Parâmetros do desmonte do minério

Parâmetro	Valor	Unidade
Burden Máximo	2.75	m
Subfuração	0.83	m
Profundidade do furo	11.37	m
Erro de perfuração	0.42	m
Burden corrigido	2.33	m
Espaçamento	2.92	m
Malha	6.81	m ²
Ajuste da Largura da bancada	30.32	
Numero de Furos por linha	31	furos
Tampão	2.33	m
Altura de carga	9.03	m
Peso da carga	32.52	Kg
Razão de Carga	0.49	Kg/m³
Produção do desmonte	2065	m ³
Massa	5576	t

Fonte: Autoria própria

Tabela 32 - Valores obtidos para o desmonte no minério

Parâmetro	Valor	Unidade
Número de Linhas	4	
Número de furos	125	
Metragem Linear Total	1777.92	m
Volume total desmontado	8260	m ³
Massa total desmontado	22.302	t
Massa total explosivo	4.074	kg

Fonte: Autoria própria

O dimensionamento através de Olofsson (1988) gerou uma massa de 5.576 mil toneladas por linha de furo. Utilizando 4 linhas chegaríamos à movimentação da mina de aproximadamente 22 mil toneladas a cada três dias.

- Estéril

Tabela 33 - Parâmetros iniciais desmonte no estéril

Parâmetro	Valor	Unidade
Tipo de explosivo	ANFO	
Altura média da bancada	10	m
Inclinação	10	°
Diametro do furo	127	mm
Concentração de carga	10.1	Kg/m
Largura da bancada	285.0125925	m
Densidade da Rocha	2.7	t/m ³

Fonte: Autoria própria

Tabela 34 - Parâmetros desmonte no estéril

Parâmetro	Valor	Unidade
Burden Máximo	4.61	m
Subfuração	1.38	m
Profundidade do furo	11.95	m
Erro de perfuração	0.49	m
Burden corrigido	4.12	m
Espaçamento	5.15	m
Malha	21.25	m ²
Ajuste da Largura da bancada	55.31	
Numero de Furos por linha	56	furos
Tampão	4.12	m
Altura de carga	7.83	m
Peso da carga	79.87	Kg
Razão de Carga	0.38	Kg/m ³
Produção do desmonte	11750	m ³
Massa	31725	t

Fonte: Aatoria própria

Tabela 35 - Valores obtidos para o desmonte no estéril

Parâmetro	Valor	Unidade
Número de Linhas	4	
Número de furos	225	
Metragem Linear Total	3831.88	m
Volume total desmontado	47,000.00	m ³
Massa total desmontado	126,900	t
Massa total explosivo	17,809	kg

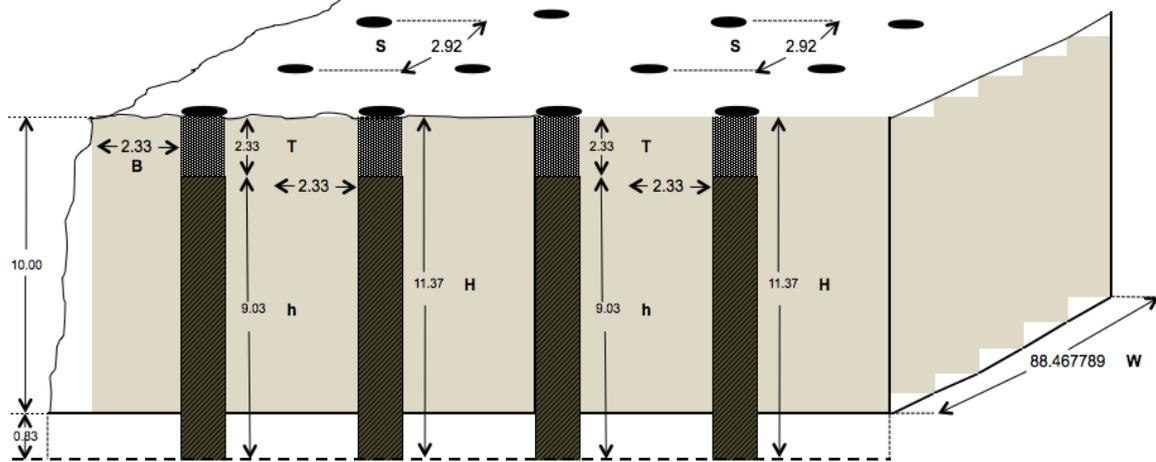
Fonte: Aatoria própria

Já para o estéril, o dimensionamento de Olofsson (1998) gerou uma massa de 31.725 mil toneladas por linha de furo. Utilizando 4 linhas chegaríamos à movimentação da mina de aproximadamente 95 mil toneladas a cada três dias.

A razão de carga obtida para ambos (minério e estéril) está de acordo com o esperado para desmonte de minas à céu aberto que é de 0.3 à 1.9 kg/m³. A seguir, temos a elaboração esquematizada dos desmontes do minério e estéril.

- Minério

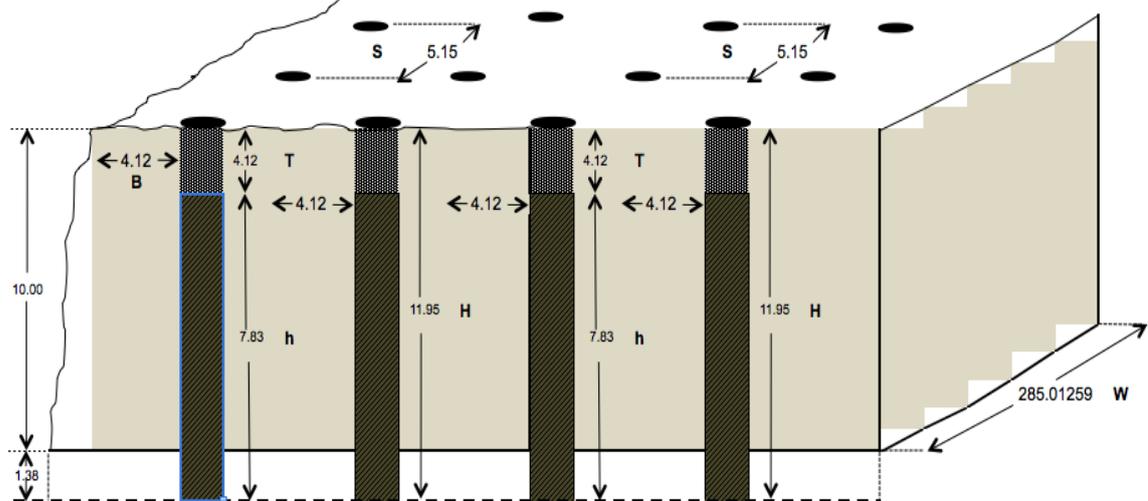
Figura 117 - Desmonte de rochas no minério



Fonte: Autoria própria

- Estéril

Figura 118 - Desmonte de rochas no minério



Fonte: Autoria própria

- Custos do Desmonte de Rochas

- Minério

Tabela 36 - Custos totais para o desmonte do minério

Custos		
ANFO (Kg)	R\$4.70	R\$19,146.87
Não Elétrico (m)	R\$7.00	R\$12,445.42
Metro Perfurado	R\$30.00	R\$42,721.37
		R\$74,313.66

Fonte: Autoria própria

- Estéril

Tabela 37 - Custos totais para o desmonte do estéril

Custos		
ANFO (Kg)	R\$4.70	R\$83,703.81
Não elétrico (m)	R\$7.00	R\$26,823.16
Metro Perfurado	R\$30.00	R\$80,754.90

Fonte: Autoria própria

- Desmonte de Rochas: Equipamentos

- Perfuratriz

Foi utilizado como equipamento uma perfuratriz hidráulica do tipo *Top Hammer Roc F9 CR* da Atlas Copco onde esta trabalha com bitolas de diâmetro de 4'' e 5''.

Vão ser ao todo 3 perfuratrizes sendo 2 para estéril e 1 para minério onde cada uma vai operar com uma velocidade de produção de aproximadamente 40m/h.

Figura 119 - Perfuratriz hidráulica *Top Hammer Roc F9 CR*

Fonte: Atlas Copco

4.3.1.1.8 Número de Funcionários por Setor da Mina

O quadro de funcionários para o empreendimento mineiro foi baseado com a estimativa gerada a partir de *inputs* inseridos no software *MAFMINE*, que utiliza o algoritmo de O'Hara para obtenção dos dados relacionados a custos.

Tabela 38 - Quadro de funcionários da mina

Efetivo	
Mina a Céu Aberto	105
Usina de Beneficiamento	94
Manutenção Eletro-Mecânica	54
Serviços Gerais	14
Serviços Administrativos	21
Total	288

Fonte: Autoria própria

4.4 PARCIAL 4 – BENEFICIAMENTO, MEIO AMBIENTE E ANÁLISE ECONÔMICA

4.4.1 Beneficiamento do Ouro

Na Região do Rio Itapicuru, no leste do Estado da Bahia, são descritas rochas do tipo “*greenstone belt*” onde estão também localizadas as jazidas de Fazenda Brasileiro e Maria Preta. A mineralização está contida em veios de quartzo-carbonato sulfetos que preenchem zonas de cisalhamento em clorita-magnetita xisto.

Os grãos de ouro apresentam diâmetro tipo nesta formação de 15-20 micra e estão tipicamente associados a arsenopirita e pirita (Silva et al, 2001)

O beneficiamento do ouro se distingue primeiramente do beneficiamento de outros minerais e seus métodos de tratamento, por se tratar de uma entidade química em sua forma elementar metálica, caracterizada por suas propriedades físicas como elevada densidade e maleabilidade. O elevado valor de mercado do produto, consideravelmente superior a maioria dos bens minerais também é responsável por viabilizar processos de beneficiamento complexos.

Porém, as rotas de processamento podem ser simplificadas em adequações granulométricas para os processos subsequentes de separação gravimétrica e/ou hidrometalúrgica. Para tanto são exploradas propriedades como diferenças de densidade e hidrofobicidade (natural ou induzida) entre o ouro e os minerais a ele associados a ele e os minerais de ganga. As operações visam preservar as partículas de ouro livre e processo como um todo deve recuperar o ouro contido. A complexidade dos processos está diretamente relacionada a complexidade do minério.

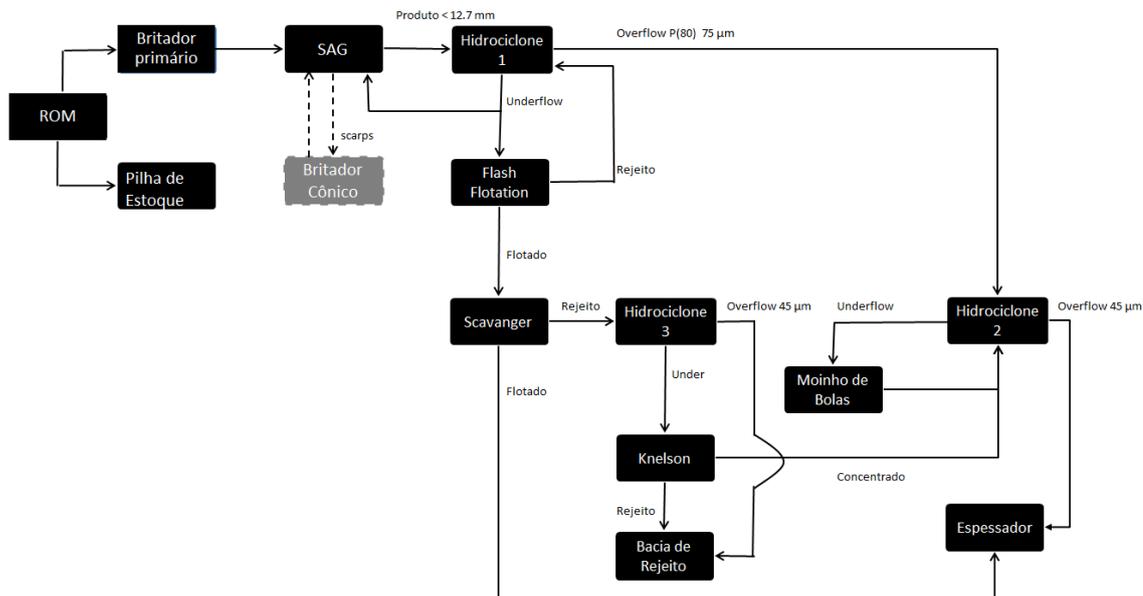
O circuito adotado foi baseado nos processos adotados nas Minas de San Gregório, Uruguai, e Mina C1, Santa Luz/ Bahia. Estas Minas apresentam formação geológicas parecidas a adotada neste estudo e mesmas características de minério.

Para o dimensionamento de equipamentos e do fluxo de massas foi determinado seguinte regime de trabalho:

O Britador Primário funcionara no regime da lavra 16h/dia

O restante da planta funcionara 24h/dia

Figura 120 - Circuito de Adquação Granulométrica Simplificado



Fonte: Autoria própria

4.4.1.1 Equipamentos Utilizados

- 1 Britador Primário de Mandíbulas
- 1 Moinho SAG
- 3 Baterias de Hidrociclones
- 1 Moinho de Bolas
- 2 Baterias de Células de Flotação
- 1 Separador Gravimétrico (Knelson)
- 1 Britador Cônico (etapa posterior)

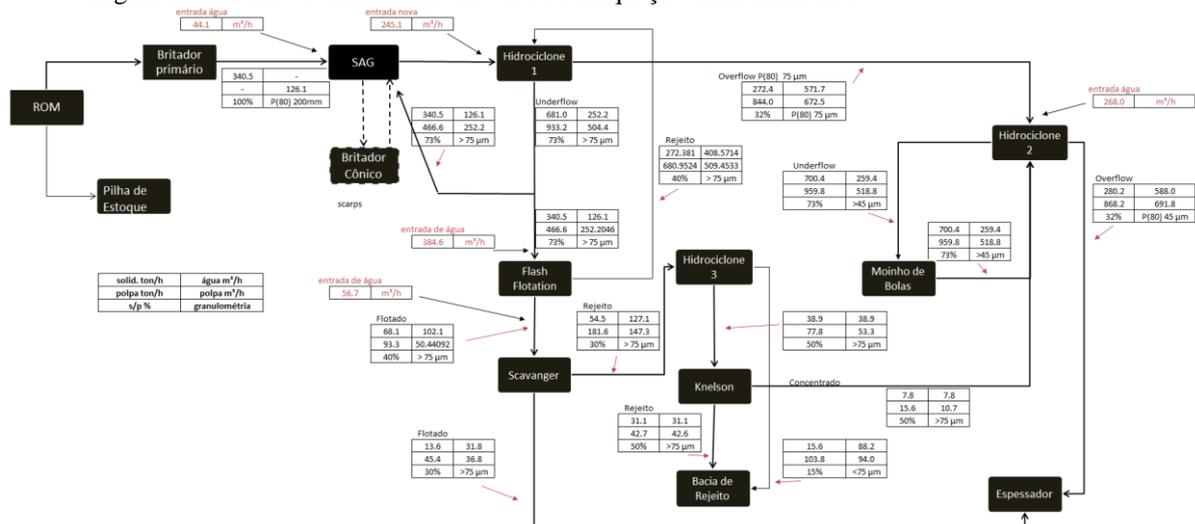
4.4.1.2 Fluxo de Massas

Premissas para os fluxos de massas:

- Moinho SAG
 - 80% de sólidos em peso
 - Conjunto de Hidrociclones 1 e 2:
 - 15% de sólidos em volume no Overflow
 - 50% de sólidos em volume no Underflow

- Underflow = 250% do Overflow
- Flash Flotation
 - 40% de sólidos em peso
 - 20% de recuperação mássica
- Flotação Scavenger
 - 30% de sólidos em peso
 - 20% de recuperação mássica
 - Entrada de água sempre que necessário
 - Processo visando recuperação mássica

Figura 121 - Fluxo de Massas de Circuito de Adquação Granulométrica



Fonte: Autoria própria

4.4.1.3 Balança de massa

Com base nos valores encontrados para o Fluxo de Massas de todo o circuito foi calculado o balanço de massas dos Conjuntos de Hidrociclones.

- Hidrociclone 1

Tabela 39 - Balanço de Massa do Conjunto de Hidrociclones 1

	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	272.4	681.0	953.3
% sólidos volume	15%	50%	30%
Vazão de água (m³/h)	571.7	252.2	823.9
Vazão mássica de polpa (ton/h)	844.0	933.2	1777.2
Vazão de polpa (m³/h)	672.5	504.4	1177.0
Densidade de polpa (ton/m³)	1.3	1.9	1.5
% sólidos em peso	32%	73%	54%

Fonte: Autoria própria

- Hidrociclone 2

Tabela 40 - Balanço de Massa do Conjunto de Hidrociclones 2

	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	280.2	700.4	980.6
% sólidos volume	15%	50%	30%
Vazão de água (m³/h)	588.0	259.4	847.4
Vazão mássica de polpa (ton/h)	868.2	959.8	1828.0
Vazão de polpa (m³/h)	691.8	518.8	1210.6
Densidade de polpa (ton/m³)	1.3	1.9	1.5
% sólidos em peso	32%	73%	54%

Fonte: Autoria própria

- Hidrociclone 3

Tabela 41 - Balanço de Massa do Conjunto de Hidrociclones 3

	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	15.6	38.9	54.5
% sólidos volume	6%	27%	14%
Vazão de água (m³/h)	88.2	38.9	127.1
Vazão mássica de polpa (ton/h)	103.8	77.8	181.6
Vazão de polpa (m³/h)	94.0	53.3	147.3
Densidade de polpa (ton/m³)	1.1	1.5	1.2
% sólidos em peso	15%	50%	30%

Fonte: Autoria própria

4.4.1.4 Balaço de Hídrico

O Processo ira requer cerca de 998.5 m³ de água em cinco pontos de entrada.

Considerando em 80% a recirculação de água de processo, será necessária a entrada de 200 m³/h de água nova

4.4.1.5 Equipamentos Requeridos

- Britador Primário
- F.S. 1.5
- Britador 1 Eixo Metso
- Modelo NORDBERG C200 – APF 180 mm
- Capacidade 760 ton/h

Figura 122 - Exemplo de Britador de Mandíbulas



Fonte: Metso

- Moinho de Bolas

O Moinho de Bolas apresenta uma carga circulante em circuito reverso com uma alimentação nova de 280.2 ton/h

- Requerendo segundo o método de Bond 2860 hp
- Considerando descarga por overflow e 45% de enchimento
- Moinho Metso 17'x17' (5.17m x 5.17m)

Figura 123 - Exemplo de Moinho de Bolas



Fonte: Metso

- Hidrociclones

Os 3 conjuntos de hidrociclones for dimensionados segundo o método de Tarr.
Foi considerada uma pressão de alimentação de 50KPa.

1° Conjunto de Hidrociclones

13 hidrociclones 2 em reserva

Tabela 42 - Dimensionamento do 1° conjunto de hidrociclones

Diâmetro	27.94	cm	11	"
Vortex Finder	11.176	cm	4.4	"
Altura	139.7	cm	55	"
Diâmetro do Apex	4.7	cm	1.87	"

Fonte: Aatoria própria

2° Conjunto de Hidrociclones

27 hidrociclones 5 em reserva

Tabela 43 - Dimensionamento do 2º conjunto de hidrociclones

Diâmetro	12.7	cm	5	"
Vortex Finder	5.08	cm	2	"
Altura	63.5	cm	25	"
Diâmetro do Apex	2.159	cm	0.85	"

Fonte: Autoria própria

3º Conjunto de Hidrociclones

1 hidrociclone 1 em reserva

Tabela 44 - Dimensionamento do 3º conjunto de hidrociclones

Diâmetro	38.1	cm	15	"
Vortex Finder	15.24	cm	6	"
Altura	190.5	cm	75	"
Diâmetro do Apex	6.5	cm	2.55	"

Fonte: Autoria própria

Figura 124 - Exemplo de Arranjo de hidrociclones crebs



Fonte: Internet

- Knelson

- Capacidade para 53 ton/h
- Modelo: Knelson KCCD20
- Para 39ton/h ou 78ton/h

Figura 125 - Exemplo concentrador Knelson



Fonte: Internet

- Célula *Flash Flotation*

Para a célula de flash flotation foi considerado um *hold up* de 15% e um acréscimo de 10% devido a espuma. Volume requerido 200 m³.

- Célula *Scavenger*

Para a célula *scavenger* foi considerado um *hold up* de 15% e um acréscimo de 10% devido a espuma. Volume requerido 54 m³.

- Espessador

O Espessador é alimentado por 294 ton./h com 32%

Foi considerado um espessamento para 55% de sólido em peso para o *underflow* do Espessador

Tabela 45 - Balaço de Massa Espessador

	Underflow	Overflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	293.8	0.0	293.8
% sólidos volume	31%	0%	15%
Vazão de água (m³/h)	240.4	379.41	619.8
Vazão mássica de polpa (ton/h)	534.1	379.41	913.6
Vazão de polpa (m³/h)	349.2	379.41	728.6
Densidade de polpa (ton/m³)	1.53	1.0	1.3
% sólidos em peso	55%	0%	32%

Fonte: Autoria própria

Considerando uma razão de espessamento de 0.8 ft²/ton*dia

Diâmetro do Espessador: 28 metros

4.4.1.6 Unidade de Beneficiamento

O processo de beneficiamento do minério visa à separação do ouro dos demais elementos minerais, a partir de uma série de operações físico-químicas. O método escolhido

neste processo é o de Moagem seguida de Flotação e Lixiviação em tanques com carvão ativado (*Carbon in Leach - CIL*).

A unidade de beneficiamento do minério de ouro estará situada entre a barragem de rejeitos e a pilha de estéril da cava e terá capacidade para processar cerca 2,86 milhões de toneladas de minério por ano.

Este processo compreende as etapas de britagem e moagem do minério, flotação, espessamento do concentrado, centrifugação do rejeito da flotação, lixiviação em tanques de cianeto (CIL), adsorção por carvão ativado e fusão do concentrado de ouro (processo chamado de *bullion*), detoxificação do rejeito da cianetação e deposição na barragem de rejeito.

4.4.1.7 Cominuição

O processo de cominuição consiste de um britador primário e de um SAG tubular rodando a 80% da velocidade crítica, carga de bolas em 20% e coeficiente de enchimento do moinho em 35 %.

A moagem semiautógena (SAG) é a cominuição de material num moinho rotativo utilizando o material de alimentação acrescido de um meio suplementar de moagem, geralmente bolas de aço.

O minério vem da mina (ROM) e é alimentado na moega do britador primário pelos caminhões e por uma pá carregadeira que movimenta material da pilha de estoque locada ao lado do britador primário. Parte das viagens dos caminhões carregados é desviada para manutenção do volume da pilha ao lado do britador primário. O ritmo da moagem é mantida por conta da otimização da britagem primária. O produto do SAG é bombeado para a classificação primária, no primeiro conjunto de hidrociclones.

O *underflow* dos ciclones é dividido, dirigindo-se cerca de 50% da massa à célula de flash flotation e 50% retorna diretamente à alimentação do moinho. O rejeito da célula de flash flotation retorna a alimentação dos hidrociclones

A qualidade da moagem é assegurada quando a curva granulométrica estiver com 80 % passante em 75 μm .

4.4.1.8 Flotação

O circuito de flotação é composto de célula de *flash flotation*, que receberá o *underflow* do primeiro conjunto de hidrociclones, do circuito de Moinho SAG; e do arranjo scavenger, que recebe o material flotado da *flash flotation*.

A adição dos reagentes será na caixa de descarga do moinho SAG e também nos fluxos do *overflow* e *underflow* da ciclonagem, como é usual em instalações deste tipo. O concentrado da célula de *flash flotation* se dirige ao estágio de limpeza (*scavenger*) e de lá para remoagem.

O concentrado de flotação é bombeado para o espessador de concentrado. O rejeito de flotação é bombeado para o concentrador gravimétrico Knelson, responsável pelo desbaste final da pré-concentração para recuperação de sulfetos com ouro associado.

O concentrado será espessado com adição de um sal orgânico para ajudar a flocular os finos e melhorando a recuperação de água dentro da unidade industrial.

4.4.1.9 Concentração Gravimétrica no rejeito da flotação.

Um concentrador Knelson será inserido para tratamento do rejeito da flotação objetivando a recuperação de sulfetos grossos (falhas no controle de moagem) e eventual ouro livre que, por efeito de curto-circuito, não foi recuperado na flotação. O concentrado do Knelson será dirigido ao circuito de remoagem. O rejeito dele será destinado à barragem de rejeitos.

4.4.1.10 Manuseio do Concentrado

4.4.1.10.1 Remoagem do concentrado

O concentrado da célula *flash flotation* e posteriormente da etapa scavenger é grosso. Para maximizar a extração de ouro é necessária uma segunda etapa de classificação (segundo conjunto de hidrociclones) e remoagem da fração grossa deste concentrado e do produto do separador Knelson a fim de atingir uma qualidade de concentrado no qual 80% do material seja inferior a 45 μm .

A remoagem destes concentrados deve ocorrer em um circuito convencional de moinho de bolas operando em circuito reverso com 17 ft x 17 ft com uma potência instalada de 2860 hp.

4.4.1.10.2 *Espessamento de Concentrado*

Todos os fluxos de concentrados, incluindo o que vier da remoagem, devem ser destinados a um peneiramento para retirada de plásticos, madeiras e outras “sujeiras” antes de alcançar o espessador.

Trata-se de um espessador de mecanismo central com 28 m de diâmetro a fim de espessar o “underflow” do espessador a 55% de sólidos. Isto reduz a demanda de “tancagem” no circuito de lixiviação.

Todos os tanques deste circuito foram dimensionados de forma a oferecer 24 horas de tempo de residência. O tempo de residência em cada tanque será de 6 horas e o total de permanência no circuito será de 36 horas se incluídos os tempos de pré-condicionamento. Serão dois tanques de pré-condicionamento e quatro de lixiviação.

4.4.1.11 *Lixiviação – CIL*

O circuito de lixiviação, cujo arranjo é conhecido como CIL (“carbon in leach”), utiliza tanques metálicos no processo e consiste em dois estágios de pré-condicionamento com querosene. No primeiro estágio é adicionado querosene para apassar a matéria orgânica que age como restritor da extração do ouro e no segundo estágio é feito a adsorção do excesso de querosene por “carvão ativado de sacrifício”. Seguem-se quatro estágios de lixiviação concomitante com a adsorção. O tempo de residência em cada tanque será de 6 horas.

O “underflow” do espessador com uma concentração de sólidos de 55% é bombeado aos tanques de pré-condicionamento onde é adicionado querosene.

A polpa segue para o segundo tanque de pré-condicionamento após 6 horas. Lá o excesso de querosene é retirado por carvão ativado carregado de ouro que avança a partir do primeiro tanque do CIL. O ajuste do pH também é feito neste estágio, o pH ideal é de cerca de 10.5.

Figura 126 - Exemplo de tanques CIL



Fonte: Internet

A polpa avança do primeiro tanque CIL, onde será adicionado cianeto na forma de solução no circuito. O cianeto poderá ser recebido na forma sólida ou em solução 30-35%. A dosagem de cianeto no circuito é de cerca de 4 kg/tonelada de concentrado (e não de ROM - minério alimentado), sua dosagem é controlada em tempo real por analisador automático. Antes de sua descarga na barragem de rejeito o cianeto residual será abatido.

O rejeito será bombeado para a barragem e depositado num dos braços da barragem de forma que o material sedimente e a água forme uma lagoa de onde será recuperada para a planta para reutilização. A maior parte da água é recuperada, cerca de 80% de recuperação.

Carvão ativado entra no circuito de lixiviação e é movimentado em contracorrente até alcançar o tanque “scavenger” que retira o excesso de querosene. É estimada uma movimentação de 3 toneladas de carvão por dia para cada tanque. O carvão é transferido em contra corrente por bomba centrífuga de rotor recuado para minimizar a perda de carvão por atrição.

O carvão é retido do peneiramento e se dirige ao tanque da frente enquanto que a polpa, sem carvão, retorna ao seu tanque de origem. O carregamento de ouro no carvão deve atingir cerca de 4000 g/t antes de ser transferido ao tanque de pré-condicionamento para adsorver o excesso de querosene. A peneira que separa o carvão para produção é uma peneira

com dois módulos para exercer duas funções, a primeira de separar o carvão e a segunda de lavá-lo.

Os tanques são arrançados de forma que o processo não tenha problemas de continuidade diante da eventual parada de um deles para manutenção. Peneiras interestágios em cada tanque serão aplicadas para reter o carvão. O oxigênio para complexação de ouro nos tanques será fornecido por injetores de ar.

4.4.1.12 Carvão Tratamento

O processo de desorção é conhecido como (AARL). Este processo oferece ciclos curtos de eluição e flexibilidade para variação dos ciclos de eluição.

4.4.1.13 Eluição de Carvão

O carvão retirado do circuito carrega uma coluna para lavagem ácida e eluição. A lavagem ácida será realizada em um tanque de fibra sintética. De lá será transferida para a coluna onde se dará a eluição. A lavagem ácida ocorre em ácido clorídrico. Após a lavagem ácida, ocorre a lavagem por água em dois ciclos e então o carvão é transferido para a coluna de adsorção construída com liga metálica para suportar alta temperatura. O carvão será submetido aos seguintes estágios:

- Pré-aquecimento do carvão ativado
- Pré-ensopamento (pre-soak) do carvão com solução alcalina e cianeto
- Eluição
- Esfriamento do carvão.
- Transferência do carvão.

Durante a fase de eluição a solução com o ouro desorvido do carvão é coletada no tanque de solução rica, do qual é bombeado para as células eletrolíticas onde o ouro é eletrodepositado nos cátodos de aço inoxidável. A solução rica ficará recirculando na célula eletrolítica até a solução conter um teor de ouro solúvel inferior a 5 mg/l. Esta solução é então transferida ao circuito de lixiviação. Os cátodos carregados são lavados com água sob pressão

e a lama gerada é filtrada, secada e misturada com fluxos de fundentes para fusão da barra de ouro.

4.4.1.14 *Reativação do Carvão*

A solução estéril é transferida a partir da coluna de eluição para uma peneira de desaguamento e subsequentemente para um tanque que alimenta o forno de regeneração de carvão. O forno de regeneração é aquecido a gás a uma temperatura de 700°C. O carvão passa através do tanque tubular do forno e retorna ao circuito de lixiviação.

4.4.1.15 *Abatimento do Cianeto e Arsênio*

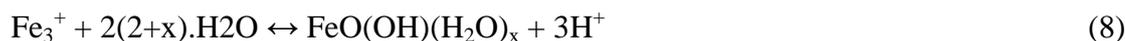
O rejeito do circuito de lixiviação é descarregado a partir do último tanque de lixiviação sobre uma peneira de segurança para reter carvão ativado. A polpa então se dirige aos tanques de destruição de cianetos. Este processo (SO₂/ar) tem sido utilizado por várias empresas e é considerado hoje, por muitas agências regulamentadoras, como sendo a melhor técnica disponível para a eliminação do cianeto.

Dois tanques em série providenciarão 30 minutos de tempo de residência em cada um deles. A destruição de cianeto é conseguida pela adição de metabissulfito, cal hidratada e uma pequena quantidade de sulfato de cobre que age como catalisador. O metabissulfito de ferro hidrolisa o dióxido de enxofre que converte o cianeto livre em íon cianato. O ácido sulfúrico, um subproduto da reação é neutralizado pela cal hidratada.



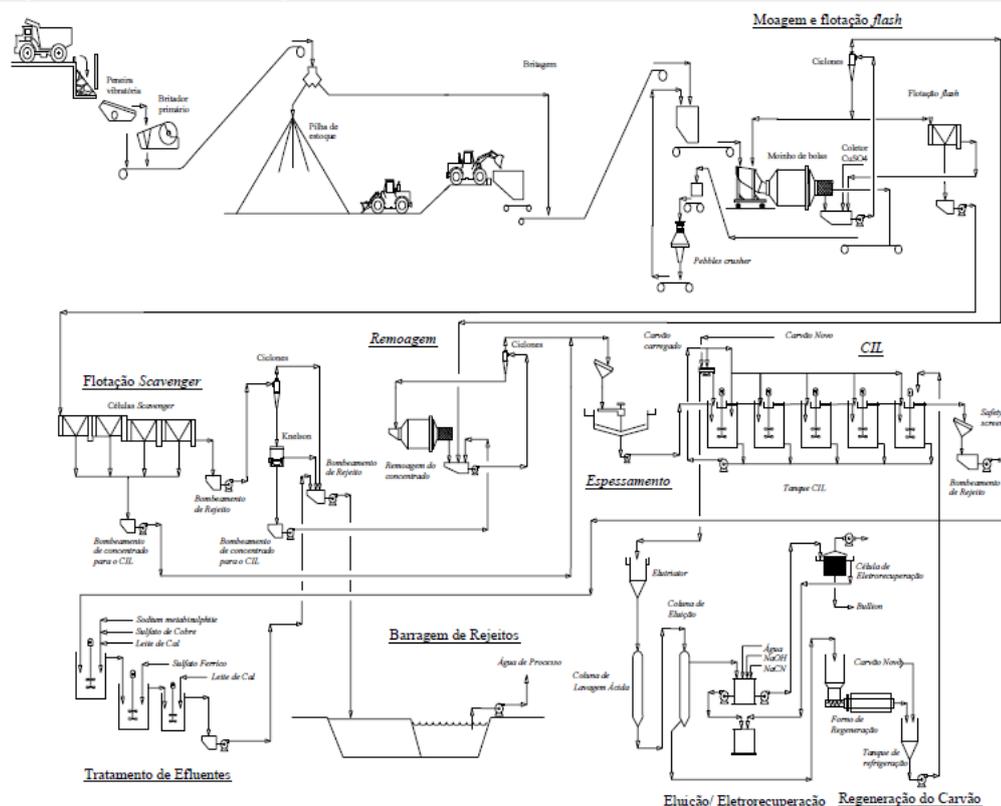
Na presença de hidróxidos o íon férrico é oxidado enquanto que os íons de cobre são reduzidos. Os íons de cobre removem cianeto livre precipitando-os como insolúveis. A formação de complexos de cianetos cupríferos leva a novas remoções de cianetos através da dissolução de complexos de cobre, zinco e níquel em simples cianetos que serão abatidos e íons metálicos. Se necessário é adicionado algum peróxido para acelerar o abatimento do cianeto.

A precipitação do arsênio solubilizado durante o processo de lixiviação será feita com a adição de sulfato ferroso na polpa do rejeito, após a remoção do cianeto, em dois reatores. No primeiro reator será adicionado o sulfato férrico e ácido sulfúrico e no segundo reator será adicionado o leite de cal para neutralização da polpa a pH=7. Neste processo o excesso de Fe^{3+} promove a estabilidade do As precipitado. As principais equações envolvidas são:



Após a neutralização do cianeto e a precipitação do arsênio o rejeito da hidrometalurgia será encaminhado para a barragem de rejeitos, juntamente com o rejeito da flotação.

Figura 127 - Circuito completo de Beneficiamento



Fonte: Autoria própria

4.4.2 Meio Ambiente

4.4.2.1 Aspectos Físicos

- **Clima e Ar**

O clima na região do médio rio Itapicuru, onde está projetado o empreendimento, é classificado como semiárido. Este tipo de clima se caracteriza por ser quente e seco, apresentando uma temperatura média de 24°C no ano.

A quantidade de chuva ao longo do ano é menor do que a quantidade de água que se perde pela evaporação, o que ocasiona a seca. O período em que mais chove na região é entre fevereiro e abril, enquanto o mais seco é entre agosto e outubro.

A precipitação média é de 544 mm/ano, com a estação chuvosa entre novembro e abril, sendo que nos meses de julho, agosto e setembro chegam a registrar valores mensais nulos de precipitação. O potencial de evapotranspiração média é 1.514 mm/ano

- **Água Superficial**

O empreendimento está inserido na bacia hidrográfica do rio Itapicuru que se encontra totalmente inserida no território baiano, ocupando uma área de drenagem de 36.440 km². Seus principais rios são o Itapicuru-Mirim, Itapicuru-Açu, do Peixe, Cariaçá e Quijingue.

Ao norte do empreendimento, encontra-se o rio Itapicuru. A vazão neste rio é controlada por oito barramentos construídos ao longo do seu curso, a montante, com a finalidade de evitar o déficit de água, comum na região (evaporação maior do que as chuvas). A vazão do rio Itapicuru na área do empreendimento é estimada em, aproximadamente, 7,2 m³/s ou 625.536 m³/dia.

O empreendimento necessita de 200 m³/h de água nova, representando menos 1% da capacidade do rio Itapicuru.

Ainda, quando ocorrer o desaguamento das cavas será solicitada outorga para a utilização desta água.

- **Água Subterrânea**

As rochas encontradas na área do empreendimento (Metassedimentos/ Metavulcanitos e rochas ígneas) apresentam comportamento de “aquífero fissural”, sendo que a ocorrência de água subterrânea é condicionada por uma porosidade secundária representada por fraturas e

fendas. Na área do empreendimento, entretanto, estimasse que estas discontinuidades estão preenchidas por fluidos hidrotermais, agindo como barreiras para a infiltração e fluxo da água subterrânea.

Dentro deste contexto, em geral, as vazões produzidas por poços são pequenas e a água, em função da falta de circulação, dos efeitos do clima semiárido e do tipo de rocha, é na maior parte das vezes salinizada, não se prestando ao consumo humano sem tratamento de dessalinização.

Essas condições definem um potencial hidrogeológico baixo para a região sem, no entanto, diminuir sua importância como alternativa no abastecimento nos casos de pequenas comunidades, ou como reserva estratégica em períodos de prolongadas estiagens.

Figura 128 - Rio Itapicuru



Fonte: Internet

O Empreendimento irá necessitar $200\text{m}^3/\text{h}$ de água nova o que representa menos de 1% da vazão do Rio Itapicuru

- Rochas, relevo e solos

A geologia da bacia hidrográfica do rio Itapicuru é bastante complexa, englobando rochas de idades bastante variadas, desde o Arqueano – mais antigas - até o Quaternário – mais recentes - todos fazendo parte do contexto geológico do Cráton do São Francisco.

A esta entidade geotectônica estão associados terrenos de alto grau, representados por granitoides, e de médio grau por gnaisses de composição granodiorítica a tonalítica e migmatitos do tipo diatexitos e metatexitos. Estas formações compreendem o embasamento das sequências vulcano-sedimentares (entre elas a do Rio Itapicuru), dos corpos máficos e/ou ultramáficos, além de rochas metassedimentares. Na área do empreendimento predominam rochas vulcânicas e sedimentares que concentram depósitos de ouro.

A área como um todo se apresenta recoberta por formações superficiais e manto de alteração do embasamento, com pequena espessura e natureza predominantemente areno-argilosa.

A área está inserida na unidade geomorfológica do Pediplano Sertanejo, individualizada pelas características morfogenéticas e morfoclimáticas denominadas Depressões do Médio Itapicuru.

Esta unidade ocorre em toda região central da Bacia do Itapicuru, entre a Serra de Jacobina e tabuleiros interioranos a oeste e os planaltos da Bacia Sedimentar de Tucano a leste, correspondendo aos terrenos gnáissico-magmáticos e vulcano-sedimentares do embasamento.

Apresenta topografia ondulada, fracamente dissecada e rampeada em direção ao vale do Itapicuru, com cotas que variam entre 200 e 600 metros de altitude, podendo chegar a 900 metros no topo das elevações residuais, como o Morro da Volta e Serra Branca.

Na área percebem-se duas pedopaisagens distintas: uma de intensa remoção de sedimentos associados aos afloramentos de rochas ou em nível abaixo deste, formando elevações menores; e outra expressando acúmulo de sedimentos, estando mais próxima ao piso do vale.

Os solos Litólicos Eutróficos e os Regossolos Eutróficos e Distróficos predominam na primeira pedopaisagem, enquanto a segunda está associada a Planossolos Solódicos. As características desses solos são descritas a seguir.

Solo Litólico: solo raso, pouco desenvolvido, muito vulnerável à erosão e de baixa qualidade para a agricultura;

Solo Regossolo: solo arenoso, pouco desenvolvido, utilizado para o cultivo de mandioca, milho, feijão, algodão herbáceo, palma forrageira, sisal e pastagem.

Solo Planossolo: solo raso, argilo-arenoso, situados em áreas geralmente planas. Apresenta características desfavoráveis para a agricultura, tornando-se duro na época seca.

4.4.2.2 Aspectos Bióticos

- Vegetação

A vegetação na área do empreendimento e entorno é constituída exclusivamente por fisionomias de caatinga, em maior parte, pela caatinga arbustiva, que tem plantas entre dois e quatro metros de altura média. Há também forte presença da chamada caatinga arbustiva rala, caracterizada pela presença de árvores de até dois metros e meio de altura. A caatinga arbórea é a que ocorre em menor quantidade: apenas nas baixadas úmidas, que possuem solos com maior teor de matéria orgânica.

A vegetação original da região já foi bastante alterada pelas atividades agrícolas, especialmente a caatinga arbustiva, que foi substituída pelas plantações de sisal, em parte abandonadas e em processo de regeneração.

- Plantações de Sisal.

Figura 129 - Plantações de sisal e vegetação original da região



Fonte: Internet

- Animais terrestres

Devido às características do semiárido nordestino, a fauna terrestre desenvolveu mecanismos adequados para o clima quente e seco. As poucas espécies de anfíbios identificadas na região exemplificam este processo: são predominantemente noturnas, vivem próximas a locais úmidos e podem se enterrar para sobreviver aos períodos mais secos.

São comuns na região do empreendimento e arredores três espécies de anfíbios: sapo cururu, rã-caçote e perereca-raspa-cuia. Este pequeno número de espécies deve-se à baixa pluviosidade que ocorre na região.

- Unidades de Conservação

A identificação da existência de Unidades de Conservação próximas ao empreendimento é importante para verificar se existem restrições quanto ao uso econômico do solo e dos recursos naturais

No levantamento das Unidades de Conservação existentes no Estado da Bahia foi verificada a inexistência de unidades próximas ao empreendimento.

4.4.2.3 Aspectos socioeconômicos

O estudo do meio socioeconômico lança um olhar sobre as questões econômicas, sociais, comerciais e culturais que pautam o desenvolvimento da região e o dia-a-dia dos seus habitantes.

Além do município de Santa Luz, onde o empreendimento está planejado, considera-se que os municípios vizinhos de Araci e Cansanção também poderão sofrer influências diretas com a reativação das atividades de mineração.

Todos apresentam características bastante semelhantes tanto com relação à origem - vinculada à passagem da estrada de ferro e à exploração de ouro na região - quanto à formação e existência de pequenos povoados e distritos nas zonas rurais.

As principais atividades econômicas desenvolvidas na região são a agropecuária, o comércio e os serviços, nesta ordem. Merece destaque a extração vegetal, a silvicultura, a criação de cabras e de gado, o cultivo de sisal, o plantio de mandioca, a extração de pedras para paralelepípedos e o comércio variado em lojas e feiras.

- Santa Luz

O município de Santa Luz, onde será implantada a lavra e a planta de beneficiamento do empreendimento contava com uma população de 30.634 habitantes no ano 2000, sendo que a maior parte (60%) residia na cidade.

Atualmente, Santa Luz tem como atividades principais o comércio, a agricultura, a pecuária, a extração de pedras para a confecção de paralelepípedos, a produção de sisal em médias e grandes propriedades e o seu beneficiamento primário.

4.4.2.4 Disposição de Resíduos

Segundo *Presotti* (2002), os estéreis são normalmente considerados materiais sem valor comercial proveniente do decapeamento da jazida, sendo estocados sob forma de pilhas em talvegues e encostas nas proximidades da lavra. Do beneficiamento do minério resultam

os rejeitos que podem ser ativos (contaminados) ou inertes (não contaminados), dependendo do tipo de minério e do processo utilizado em seu beneficiamento.

No contexto da mineração, três atividades estão intimamente relacionadas: o processo de lavra, as operações de beneficiamento e os sistemas de disposição dos resíduos da lavra e do beneficiamento mineral. Na lavra, são produzidos os estéreis do decapeamento da mina normalmente depositados em Pilhas de Estéril; já nos processos, para a produção do minério, são gerados os rejeitos, comumente descartados sob a forma de polpa, estes por sua vez comumente armazenados em barragens de Rejeitos.

4.4.2.4.1 Pilha de Disposição de Estéril.

A construção de pilhas de disposição de estéril seguem projetos específicos, elaborados e acompanhados por profissionais capacitados. Os locais para disposição desses materiais dependem do tipo e origem do estéril, topografia local, e aspectos ambientais que são relevantes para obras dessa natureza.

Os condicionantes principais para elaboração dos arranjos das pilhas levam em consideração os seguintes aspectos:

Estabilidade das pilhas: ângulo de repouso dos materiais, pesos específicos, largura das bermas e altura dos bancos.

Prevenção de erosão superficial e manutenção de taludes: proteção vegetal nos taludes e direcionamento do fluxo de águas pluviais;

Redução do custo de transporte: otimizando a distribuição dos volumes das pilhas o mais próximo possível das cavas, de modo a diminuir as distâncias de transporte de material por caminhões, além de reduzir as saídas de estéril para locais de disposição mais elevados (transporte ascendente).

As etapas de planejar, construir e operar pilhas de estéril são atividades naturais de uma empresa de mineração.

As pilhas de estéril constituem uma das maiores estruturas geotécnicas feita pelos homens, sendo de fundamental importância seu planejamento. Os custos associados a essas estruturas normalmente representam parcela significativa nos gastos de uma mina. Tais estruturas são operadas cada vez com maiores dimensões exigindo, conseqüentemente, maiores demandas de espaço e a adoção de critérios seguros de projeto.

Alguns aspectos dos projetos de pilhas de estéril são normatizados (NBR 13029 (2006)) tais como:

- Altura de banco: 10 m
- Largura mínima de berma: 6m
- Altura máxima de pilha: 200m
- Ângulo de face de Talude: ang. de repouso do material

Porém projetos de pilhas de estéril requerem não somente definições geométricas, mas estudos e levantamentos geotécnicos, levantamentos hidrogeológicos e hidrológicos, estudos de impactos ambientais referentes a pilha.

Em nosso projeto de pilha, foram adotadas algumas premissas baseadas nos estudos bibliográficos referentes a área acerca da jazida tais como perfil geológico, hidrológico e hidrogeológicos. Como base para o projeto geométrico foram usados parâmetros condizentes com as normativas existentes (NBR 13029 (2006)) e usualmente utilizadas; além dos parâmetros previamente definidos no projeto da mina.

- Parâmetros geotécnicos;
- Densidade in situ: 2.7 ton/m³
- Empolamento: 140%
- Densidade empolada: 1.93 ton/m³
- Ângulo de Repouso: 37°

Analisando a produção acumulada de toda a vida útil da mina considerando a densidade empolada do material, chegamos ao volume total de rejeito estéril, mais de 83.5 Mm³, para fins de projeto consideraremos uma Pilha com capacidade para disposição de 84 Mm³ de material.

Tabela 46 - Volume destinado para a pilha

ANO	PROD_ESTÉRIL(Mton)	ESTÉRIL_ACUMULADO(Mton)	ESTÉRIL_ACUMULADO(Mm³)
1	3.1	3.1	1.6
2	6.6	9.7	5.0
3	14.6	24.3	12.6
4	14.4	38.7	20.1
5	14.5	53.2	27.6
6	14.8	68.0	35.3
7	14.7	82.8	42.9
8	15.1	97.8	50.7
9	15.2	113.1	58.6
10	15.4	128.5	66.6
11	15.7	144.2	74.8
12	16.4	160.6	83.3
13	0.4	161.0	83.5

Fonte: Autoria própria

- Parâmetros Geométricos considerados para o projeto;
 - Altura de Banco: 10m
 - Ângulo de face: 35°
 - Largura de Berna: 10m
 - Largura de Rampa: 15m
 - Inclinação de Rampa: 10%
 - Altura máxima de Pilha: 150m

Tabela 47 - Propriedades da Pilha

PROPRIEDADES DA PILHA		
ANG. DE REPOUSO	37	graus
ÂNGULO DA FACE	35	graus
ALTURA BANCO	10	m
LARGURA DE RAMPA	15	m
BERMA	10	m
NÚMERO DE BANCOS	15	

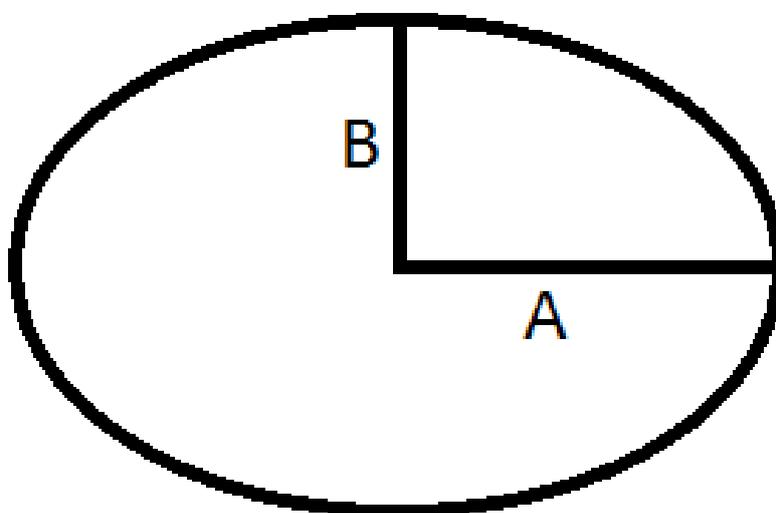
Fonte: Autoria própria

Se optou por uma altura máxima de pilha de 150m primeiramente por estar abaixo da previsão normativa e em segundo ponto para não destoar excessivamente da topografia local. Projetos com cota máxima inferior a isso tendem a ocupar maior área superficial.

Quanto ao método de formação de pilha devida a topografia plana e relativamente regular do entorno da jazida, a única opção para a disposição é em níveis ascendentes sempre se trabalhando um nível por vez.

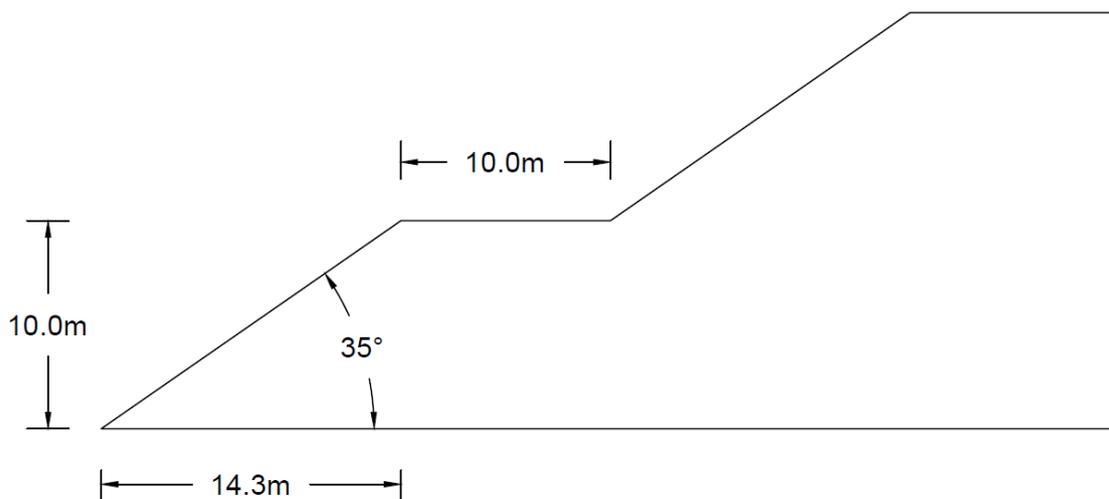
Quanto a geometria da pilha, são inúmeras as possibilidades de geometrias de base para pilhas, porem toda a definição de geometria na realidade é uma aproximação pois dificilmente um projeto base de geometria será executado fielmente a seu projeto geométrico neste estudo se optou como a aproximação para a base uma elipse, com eixo maior 1.5 vezes o eixo menor. Se optou pela geometria elíptica por ser uma geometria mais natural e próxima de um relevo natural, além de ter boa executabilidade frente a formas poligonais.

Figura 130 - Forma da Pilha



Fonte: Aatoria própria

Figura 131 - Detalhes da Pilha de Estéril



Fonte: Autoria própria

- Projeto de Pilha de Estéril: Detalhes

Utilizando o software EXCEL e as premissas consideradas foi calculada a configuração geométrica da Pilha.

Tabela 48 - Especificações da Pilha

NÍVEL	1	2	3	4	5	6	7	8	9	11	12	13	14	15	
a (m)	705.77	681.49	657.20	632.92	608.64	584.36	560.08	535.80	511.52	487.23	462.95	438.67	414.39	390.11	365.83
b (m)	470.51	446.23	421.95	397.67	373.39	349.10	324.82	300.54	276.26	251.98	227.70	203.42	179.13	154.85	130.57
perímetro (m)	3768.57	3619.10	3469.89	3320.98	3172.42	3024.27	2876.57	2729.41	2582.87	2437.08	2292.16	2148.31	2005.74	1864.76	1725.75
área (Mm ²)	1.04	0.96	0.87	0.79	0.71	0.64	0.57	0.51	0.44	0.39	0.33	0.28	0.23	0.19	0.15
volume centro (Mm ³)	10.43	9.55	8.71	7.91	7.14	6.41	5.72	5.06	4.44	3.86	3.31	2.80	2.33	1.90	1.50
volume face (Mm ³)	0.27	0.26	0.25	0.24	0.23	0.22	0.21	0.19	0.18	0.17	0.16	0.15	0.14	0.13	0.12
volume total (Mm ³)	10.70	9.81	8.96	8.14	7.37	6.62	5.92	5.25	4.62	4.03	3.48	2.96	2.48	2.03	1.62

VOLUME TOTAL Mm ³	84.00
------------------------------	-------

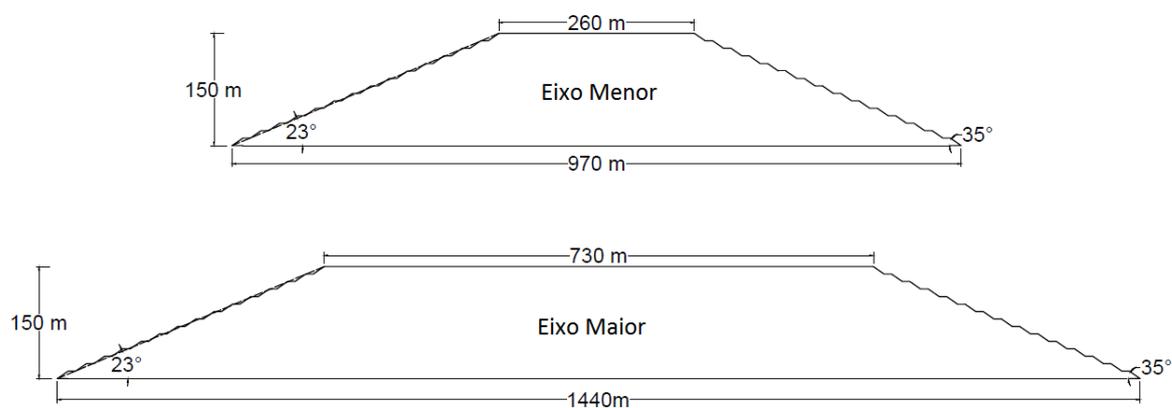
Fonte: Autoria própria

- Projeto de Pilha de Estéril: Execução

A execução da Pilha por alteamentos em níveis devido a regularidade do terreno, ou seja será executado um nível de cada vez. Está prevista além da rampa de acesso principal uma rampa de acesso alternativa.

- Projeto de Pilha de Estéril: Dimensões Finais

Figura 132 - Dimensões finais da Pilha

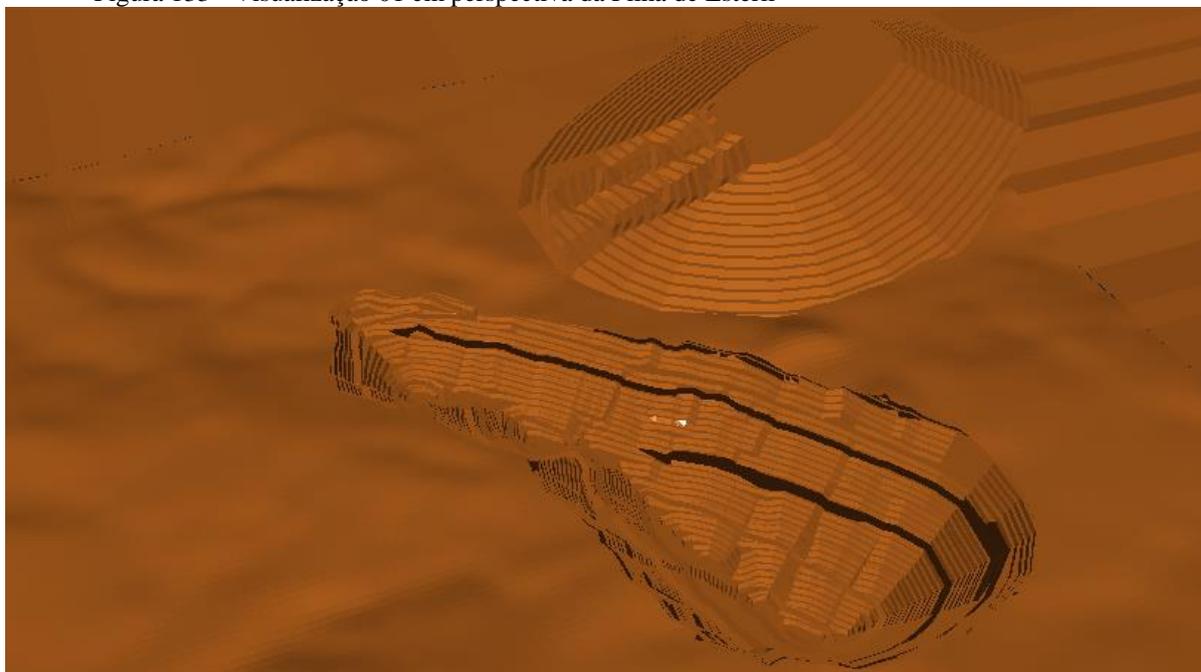


Fonte: Autoria própria

- Projeto de Pilha de Estéril: Visualização

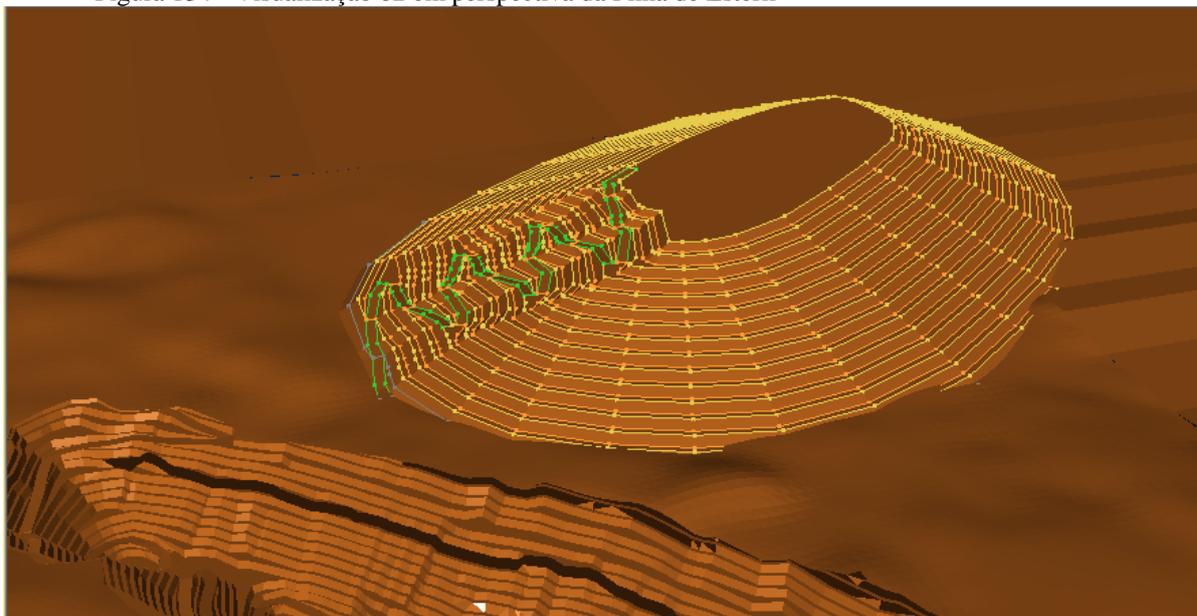
Foi utilizado o *software Studio 3* para gerar uma visualização da configuração final da Pilha de Estéril

Figura 133 - Visualização 01 em perspectiva da Pilha de Estéril



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 134 - Visualização 02 em perspectiva da Pilha de Estéril



Fonte: *Software Studio 3*

Quanto a estabilidade, o ângulo adotado para projeto foi de 35° , para os taludes dos bancos, por ser levemente inferior ao ângulo de repouso do material 37° , o que caracteriza condição de estabilidade; e o talude global apresentara um ângulo aproximado de 23° o que caracteriza uma grande estabilidade global para a pilha

Não está prevista previsto para o projeto de drenagem interna para a pilha pois clima da região, semiárido, é caracterizado por baixa pluviosidade e os níveis de pluviosidade se equivalem aos de evaporação. Outra característica marcante é a pequena espessura de solo superficial o que nos permite o seu decapeamento para fundação da pilha, em rocha competente.

A hidrogeologia caracterizada por aquíferos fissurais em âmbito regional não está presente nas cercanias do empreendimento e a rede fissural não apresenta conexão com o rio Itapicuru devido ao preenchimento de fraturas por fluidos hidrotermais; o que associado a desprezível percolação de água na pilha eliminam a necessidade de impermeabilização da base da pilha; esta hipótese de ser comprovada com a instalação de piezômetros Para prevenção de possíveis erosões está prevista implementação de sistema de drenagem superficial, cobertura vegetal e drenos.

4.4.2.4.2 *Projeto de Barragem de Rejeitos*

A Barragem de Rejeitos visa armazenar e conter o rejeito proveniente do beneficiamento.

Como está prevista a constante recirculação d'água da barragem assim deixando a lamina d'água mínima, podemos prever o volume a ser contido com base na volume de sólido processado.

Para a elaboração do projeto foi considerada uma densidade empolada de 2.45 ton/m³ pois os sólidos que chegaram a barragem serão de granulometria inferior a 45 µm sendo assim apresentam uma densidade superior a considerada nas etapas anterior, isso devido ao menor número de espaços vazios.

Tabela 49 - Volume destinado para a Barragem

ANO	MINÉRIO (MTON)	MIN. ACUM. (MTON)	MIN. ACUM. (MM³)
1	2.61	2.61	1.06
2	2.60	5.21	2.12
3	2.59	7.80	3.18
4	2.61	10.41	4.24
5	2.59	13.00	5.30
6	2.60	15.60	6.36
7	2.60	18.20	7.42
8	2.60	20.80	8.48
9	2.60	23.41	9.54
10	2.59	26.00	10.59
11	2.60	28.60	11.65
12	2.60	31.21	12.71
13	1.49	32.70	13.32

Fonte: Autoria própria

Para o projeto de Barragem foi considerada uma altura média de 18 metros

Em favor da segurança o projeto prevê um alteamento de 20 metros, foi adotada um ângulo típico de face de 60° para o projeto.

Na situação de um relevo extremamente plano que não possibilite barramento em talvegue, a barragem deverá ser realizado completamente com alteamento.

- Material

Barragem deverá ser executada com material geotécnico adequado previsto em projeto, material Impermeabilizante para a base e para a barragem em si, no caso argila compactada de baixa permeabilidade.

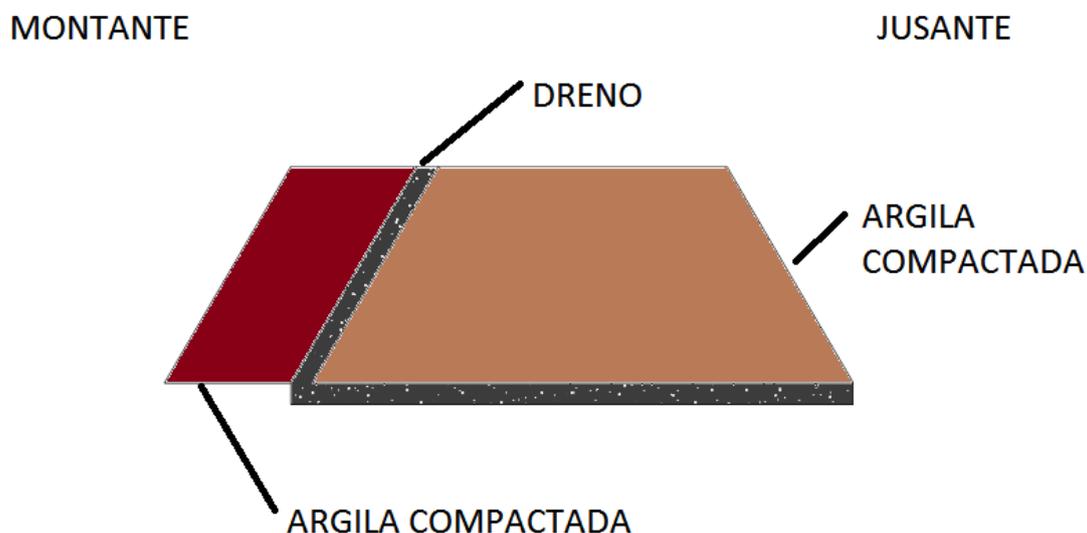
Um sistema adequado de drenagem deve ser realizado minimizando os efeitos de poro pressão provocados pelo fluxo de percolação na barragem

- Método de Execução

O método selecionado para a execução da Barragem foi o método da Jusante, que basicamente consiste em se executar alteamentos sempre com avanços em direção a jusante, sempre com material geotécnico adequado; diferente de métodos como o de montante e linha de centro, que utilizam o próprio rejeito como material construtivo. Assim o método de Jusante se qualifica como um dos mais seguros para a execução Barragens de Rejeitos.

A execução da Barragem se dará em 4 etapa, sendo 4 alteamentos de 5 m.

Figura 135 - Perfil Barragem



Fonte: Autoria própria

Utilizado o *software Excel* e considerando uma das piores situações na necessidade de se altear toda a Barragem, todos os lados devido a existência de terreno plano, foi calculada o volume de material requerido, cerca de 3 Mm³, considerando um aterro de 2 metros para toda a base da barragem. Foi calculada também a área ocupada pela Barragem cerca de 0.74 Mm²,

ou 74 hectares; considerando uma geometria para a Barragem com lados iguais de cerca de 860 metros.

Figura 136 - Dados da barragem

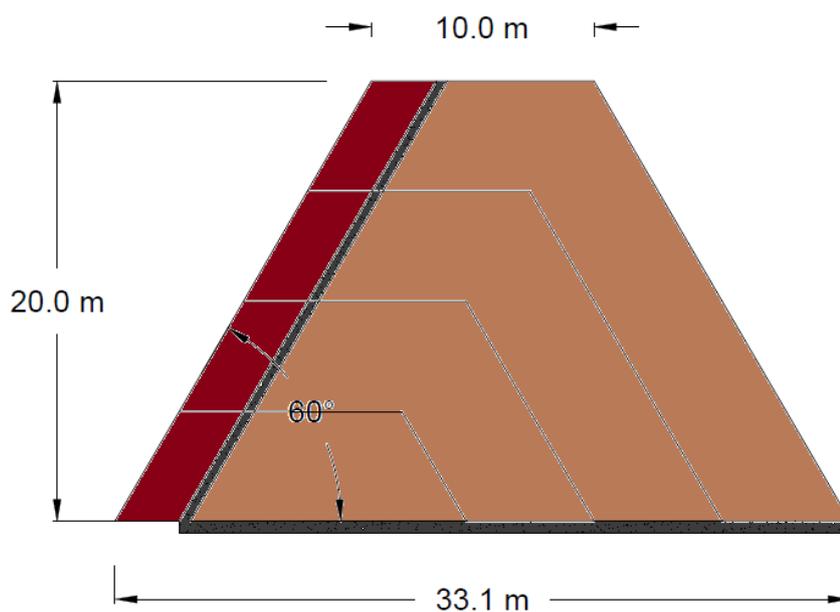
ATERRO BASE DA BARRAGEM	2
CAPACIDADE FINAL (Mm³)	13.32
ALTURA MÉDIA (m)	18
ÁREA OCUPADA (Mm²)	0.74
LADO QUADRADO (m)	860.27
LARGURA DE BERMA (m)	10
PERÍMETRO (m)	3441
ÂNGULO DA FACE	60°
ALTURA BARRAGEM (m)	20
BERMA (m)	10
VOLUME DE BORDA (m³/m)	115.47
VOLUME DE BARRAGEM (m³/m)	430.94

VOLUME TOTAL DE BARRAMENTO (Mm³)	1.48
VOLUME BASE (Mm³)	1.48
VOLUME TOTAL REQUERIDO (Mm³)	2.96

Fonte: Autoria própria

- Configuração Final

Figura 137 - Configuração final do Barramento



Fonte: Autoria própria

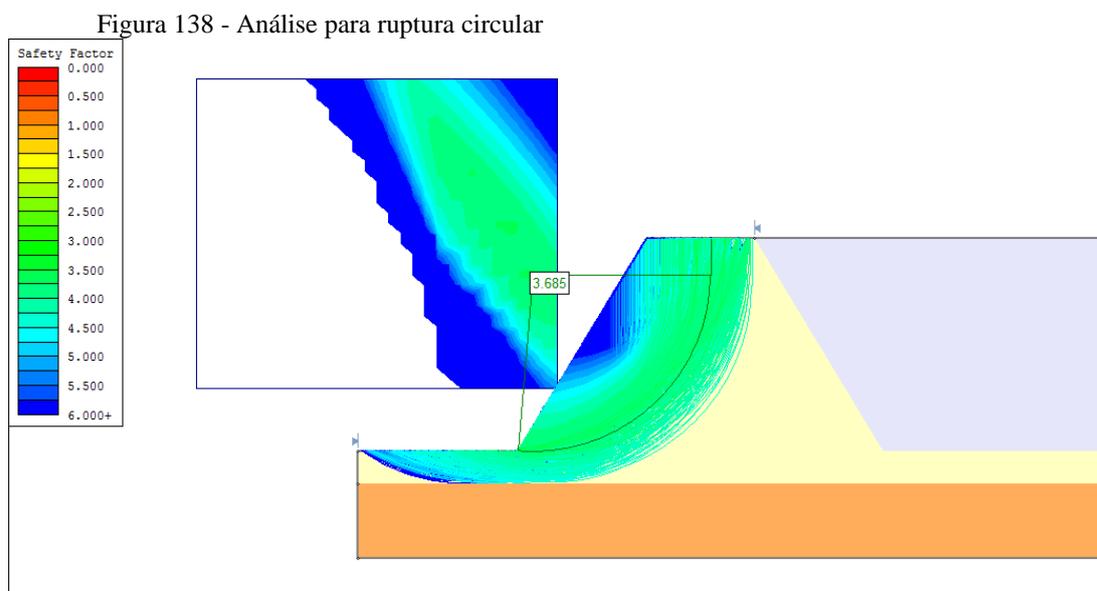
- Estabilidade

Para a determinação da Estabilidade da Barragem foram consideradas:

- Densidade para o aterro de 2 ton/m³
- Ângulo de atrito para aterro de 35°
- Coesão para o aterro de 200 Kpa
-

Foi utilizado o *software Slide 6.0* para o cálculo do fator de segurança para a hipótese de ruptura circular; foi considerado o método de Bishop Simplificado.

F.S.: 3.685 para ruptura circular



Fonte: *Software Slide*

- Cálculo de Estabilidade para Tombamento e Deslizamento

Duas hipóteses também que devem ser consideradas no caso de barragens são a de Tombamento e Deslizamento. Para o cálculo das duas hipóteses foi considerada a teoria de Coulomb para empuxo ativo em solos não coesivos, caso do material depositado na barragem.

Solução Analítica:

- Teoria de Coulomb

$$K_a = \frac{\text{Sen}^2(\alpha + \phi)}{\text{Sen}^2\alpha \times \text{Sen}(\alpha - \sigma) \times \left[1 + \sqrt{\frac{\text{Sen}(\alpha + \phi) \times \text{Sen}(\phi + \beta)}{\text{Sen}(\alpha - \beta) \times \text{Sen}(\alpha + \beta)}} \right]} \quad (10)$$

Onde:

$$\alpha = 60^\circ$$

$$\phi = 30^\circ$$

$$\beta = 0^\circ$$

$$\sigma = \frac{3}{4}\phi$$

$$K_a = 0,63$$

$$E_a = \frac{1}{2} \times \gamma \times h^2 \times K_a \text{ (com \u00e1gua)} \quad (11)$$

Onde:

$$\gamma = 14,5 \text{ KN/m}^3$$

$$h = 18\text{m}$$

$$K_a = 0,63$$

$$E_a = 1827 \text{ KN/m}$$

$$E_w = \frac{1}{2} \times 10 \times 20^2 = 2000 \quad (12)$$

$$E_{ah} = E_a \times \text{Cos}(90 - \alpha + \sigma) + E_w \quad (13)$$

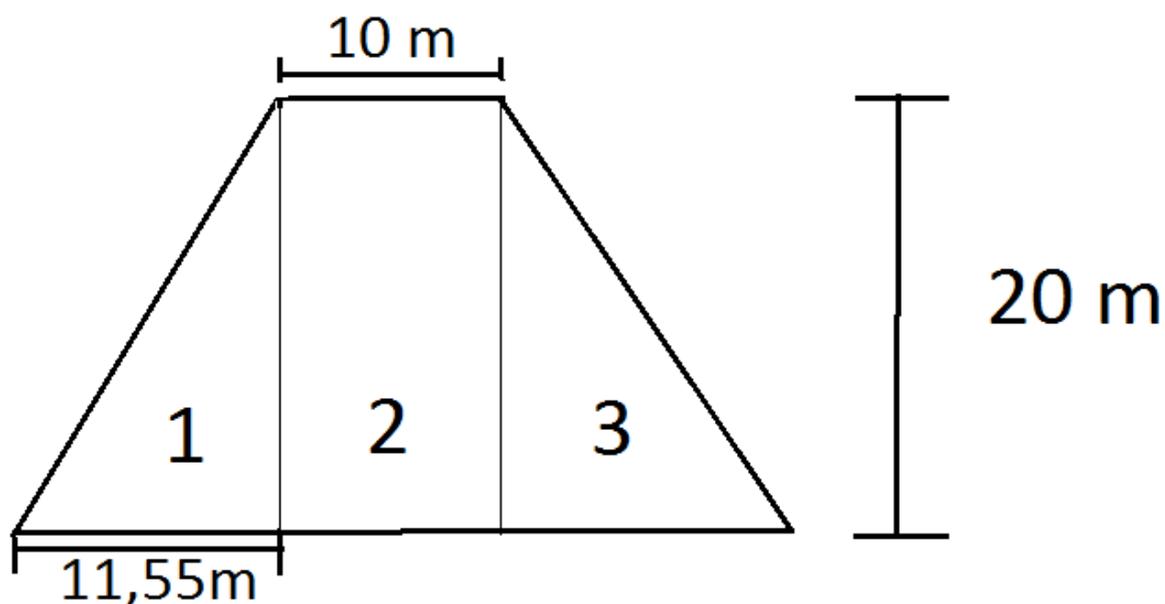
$$E_{aV} = E_a \times \text{Sen}(90 - \alpha + \sigma) \quad (14)$$

Onde:

$$E_{ah} = 2900 \text{ KN/m}$$

$$E_{aV} = 1174 \text{ KN/m}$$

Figura 139 - Vista em seção da barragem



Fonte: Autoria própria

$$\gamma = 20 \text{ KN/m}^3$$

$$P_1 = \frac{(11,55 \times 20)}{2} \times 20 = 2310 \text{ KN/m} \quad (15)$$

$$P_2 = P_3 = 10 \times 20 \times 20 = 4000 \text{ KN/m} \quad (16)$$

$$X' = 16,55 \text{ m}$$

$$Y' = 8,21 \text{ m}$$

$$RH = 2900$$

$$Y' = 6,46$$

$$RV' = 8620 + 1174 = 9794$$

$$X = 16,55 \text{ m}$$

Tombamento:

$$FT = \frac{RV' \times X'}{RH \times Y'} = 7,6 \quad (17)$$

Deslizamento:

$$Fd = \frac{RV' \times 0,8 \times tg\varphi + C'_1 \times \beta_1}{RH} = 4,17 \quad (18)$$

Onde:

$$\beta = 33,1$$

$$C' = 200 \text{ K Pa}$$

$$\varphi_{\text{aterro}} = 35^\circ$$

A solução analítica forneceu os seguintes resultados:

F.S. Tombamento: 7.6

F.S. Deslizamento: 4.17

4.4.2.5 Fechamento da Mina

Ao se aproximar do fim da vida útil da Mina, período de produção, entramos na fase de Fechamento de Mina, etapa essa que requer planejamento prévio assim minimizando gastos e eventuais riscos ambientais.

O planejamento de fechamento de mina deverá prever o período de monitoramento ambiental pós fechamento, por exemplo para piezômetros nas cercanias da Pilha de Estéril e Barragem de Rejeitos; outra medida a ser tomada deverá ser o monitoramento da qualidade da água do rio Itapicuru, além de acompanhamento de fauna e flora.

4.4.3 Análise econômica

À Análise Econômica é compilação e o objetivo final de todo estudo de pré viabilidade.

Nesta etapa determinamos quão economicamente vantajoso será o empreendimento, o que de fato é um fator determinante para sua viabilidade.

Análise Econômica do presente estudo foi realizada baseada no modelo de O'Hara presente no aplicativo MAFMINE, este desenvolvido na UFRGS, atualizando o modelo de O'Hara para a realidade do Brasil.

O modelo de O'Hara é um modelo consagrado mundo afora como ferramenta para análise econômica em fases de pré viabilidade de projetos mineiros.

O modelo tem um nível de precisão condizente com a exigência de um estudo de pré viabilidade. A variação com os valores de projetos reais para o CAPEX varia de – 15% a +40%

Para a Análise Econômica foi utilizado o cenário sem empréstimo.

Os Fluxos de Caixas foram montados com as premissas adotadas durante todo o decorrer do Projeto.

Os valores de CAPEX e custos de lavra e processos foram obtidos a partir do aplicativo MAFMINE.

Os valores de produção anual são os obtidos a partir do sequenciamento de lavra.

Tabela 50 - Custos MAFMINE

Custos operacionais		
Mina céu aberto	1.60	U\$/ton mov.
Beneficiamento	6.61	U\$/ton trat.
Manutenção	0.12	U\$/ton mov.
Serv. Gerais	0.04	U\$/ton mov.
Serv. Administrativo	0.15	U\$/ton mov.
Custo Ambiental	0.04	U\$/ton mov.

CAPEX	231.14	MU\$
CUSTO LAVRA	1.94	U\$/ton mov.
CUSTO PROCESSOS	6.61	U\$/ton mov.

Fonte: Autoria própria

- Dados Fluxo de Caixa

Tabela 51 - Função Benefício

TEOR:	teor médio do minério
R.h.	recuperação hidrometalurgia
R.b.	recuperação beneficiamento
\$	preço pago pela commodity
C.L.	custo de lavra
C.P.	custo de processos
TON	tonelagem minerada por ano

F.B MINÉRIO:	$((\text{TEOR} * \text{R.f.} * \text{R.b.} * \$) - (\text{C.L.} + \text{C.P.})) * \text{TON}$
---------------------	-----------------------------------------------------------------------------------------------

F.B ESTÉRIL:	$(-\text{C.L.}) * \text{TON}$
---------------------	-------------------------------

Fonte: Autoria própria

Tabela 52 - Dados de Entrada Análise Econômica

CAPEX (MU\$)	231.1
C.L. (U\$/ton)	1.94
C.P. (U\$/ton)	6.61
Teor médio(ppm)	2.01
Au U\$/oz	1200
Au U\$/g	38.6
R.h.	90%
R.b.	85%
TAXAS	4%
CARGA TRIBUTÁRIA	37%
NSR INDEX	98%
TMA	10%

Fonte: Autoria própria

- Considerada Diluição de 10%
- Considerado 2 anos de investimento

4.4.3.1 Fluxo de Caixa

Fluxo de Caixa é a ferramenta que controla a movimentação financeira (as entradas e saídas de recursos financeiros) em um determinado intervalo de tempo. É um recurso fundamental para saber com precisão qual a situação financeira da empresa e, com base no resultado, decidir os caminhos a seguir.

Ao analisar o fluxo de caixa temos a possibilidade trazer para o período presente os valores do fluxo de caixa de cada período (VPL), o que representa em valor atual qual será o lucro ou prejuízo do empreendimento. Outro produto de grande importância em um fluxo é a TIR que representa em porcentagem a lucratividade obtida a partir do investimento realizado, uma analogia para melhor compreensão da TIR é comumente feita com a TMA, neste caso a TIR seria o valor de TMA que resultaria em VPL nulo.

Além de considerar os custos obtidos a partir do aplicativo MAFMINE foi considerada para a elaboração do fluxo de caixa uma TMA de 10%, uma carga tributária incidente sobre o lucro tributável de 37%, uma taxa sobre a receita bruta da 4% e um NSR de 98%, valor efetivamente pago pelo ouro contido no concentrado (*bullion*).

Para a elaboração o fluxo de caixa foi utilizado o *software Excel*.

4.4.3.2 Análise de Sensibilidade

Uma das mais poderosas ferramentas de simulação é o gráfico tornado — ele captura os impactos estáticos de cada variável no resultado do modelo. Ou seja, a ferramenta perturba automaticamente cada variável precedente no modelo por um valor predefinido especificado, captura a flutuação na previsão do modelo ou no resultado final e lista as perturbações resultantes classificadas em ordem decrescente de relevância. Os precedentes são todas as variáveis de entrada e intermediárias que afetam o resultado do modelo. Por exemplo, se o modelo consiste em $A = B + C$, onde $C = D + E$, então B, D e E são precedentes de A (C não é um precedente, pois é apenas um valor calculado intermediário). A faixa e o número de valores perturbados são especificados pelo usuário e podem ser definidos para testar valores extremos em vez de perturbações menores em torno dos valores esperados. Em algumas circunstâncias, valores extremos podem ter um impacto maior, menor ou não equilibrado (por exemplo, podem ocorrer não linearidades onde houver aumento ou diminuição das economias de escala e imprevistos do escopo para valores maiores ou menores de uma variável) e somente uma faixa mais ampla captura esse impacto não linear.

Um gráfico tornado lista todas as entradas que controlam o modelo, começando pela variável de entrada que exerce o maior efeito nos resultados. O gráfico é obtido pela perturbação de cada entrada precedente em uma faixa consistente (por exemplo, $\pm 10\%$ do caso básico) de cada vez e pela comparação dos resultados com o caso básico.

Um gráfico aranha se assemelha a uma aranha, com um corpo central e muitas patas salientes. A linha positivamente inclinada indica uma relação positiva e uma linha negativamente inclinada indica uma relação negativa. Além disso, os gráficos aranha podem ser usados para mostrar relações lineares e não lineares. Os gráficos tornado e aranha ajudam a identificar os fatores críticos de sucesso de uma célula de resultado, para identificar as entradas que devem ser simuladas. As variáveis críticas identificadas como incertas são aquelas que devem ser simuladas. Assim é poupado tempo e esforço não simulando variáveis que não são incertas ou que exercem pouco impacto nos resultados.

4.4.3.3 Resultados

- Fluxo de Caixa

Tabela 53 - Valores do fluxo de caixa

ANO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
minério (Mton)	0,00	0,00	2,87	2,86	2,85	2,87	2,85	2,86	2,86	2,86	2,86	2,85	2,86	2,86	1,64
esterio(Mton)	0,00	0,00	3,08	6,62	14,58	14,42	14,51	14,83	14,72	15,08	15,24	15,39	15,71	16,41	0,36
RECEITA BRUTA UM\$	0,00	0,00	151,24	150,95	150,48	151,28	150,58	150,86	151,00	150,84	151,09	150,55	150,97	151,13	86,52
OPEX UM\$	0,00	0,00	36,52	43,30	58,62	58,48	58,51	59,19	59,01	59,67	60,03	60,22	60,92	62,31	18,17
DEPREC. FISCAL	0,00	0,00	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	23,11	0,00	0,00
LUCRO TRIBUTAVEL	0,00	0,00	91,61	84,54	68,74	69,68	68,95	68,56	68,88	68,06	67,95	67,22	90,04	88,82	68,35
CARGA TRIBUTÁRIA	0,00	0,00	33,90	31,28	25,43	25,78	25,51	25,37	25,48	25,18	25,14	24,87	33,32	32,86	25,29
RECEITA LIQUIDA	-115,57	-115,57	80,83	76,37	66,42	67,01	66,55	66,31	66,51	65,99	65,92	65,46	56,73	55,96	43,06
VPL	-105,06	-95,51	60,73	52,16	41,24	37,83	34,15	30,93	28,21	25,44	23,10	20,86	16,43	14,74	10,31

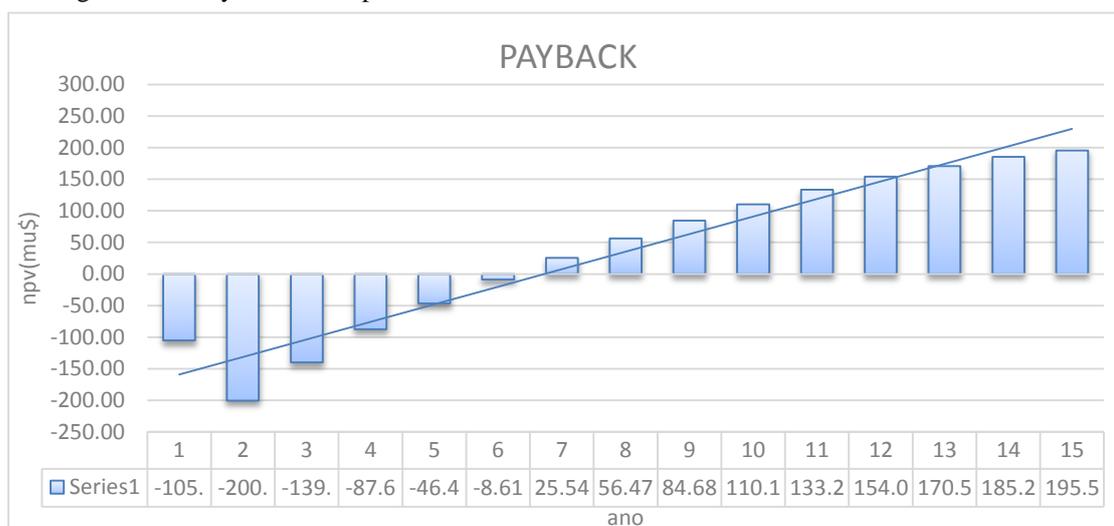
SOMA VPL	195,56
----------	--------

T.I.R.	25,7%
--------	-------

Realizado o Fluxo de Caixa do Empreendimento para os 13 anos de operação e 2 de pré operação obtivemos:

- VPL: 195.56 MU\$
- TIR: 25.7%
- *Payback*

Figura 140 - Payback do Empreendimento



Fonte: Software Microsoft Excel

Foi obtido um *payback* em cerca de 7 anos, ou seja nas condições básicas da análise econômica obteríamos um retorno do investimento já a partir do sétimo ano de operação do empreendimento.

4.4.3.3.1 Análise de Sensibilidade

- Variação tempo de investimento

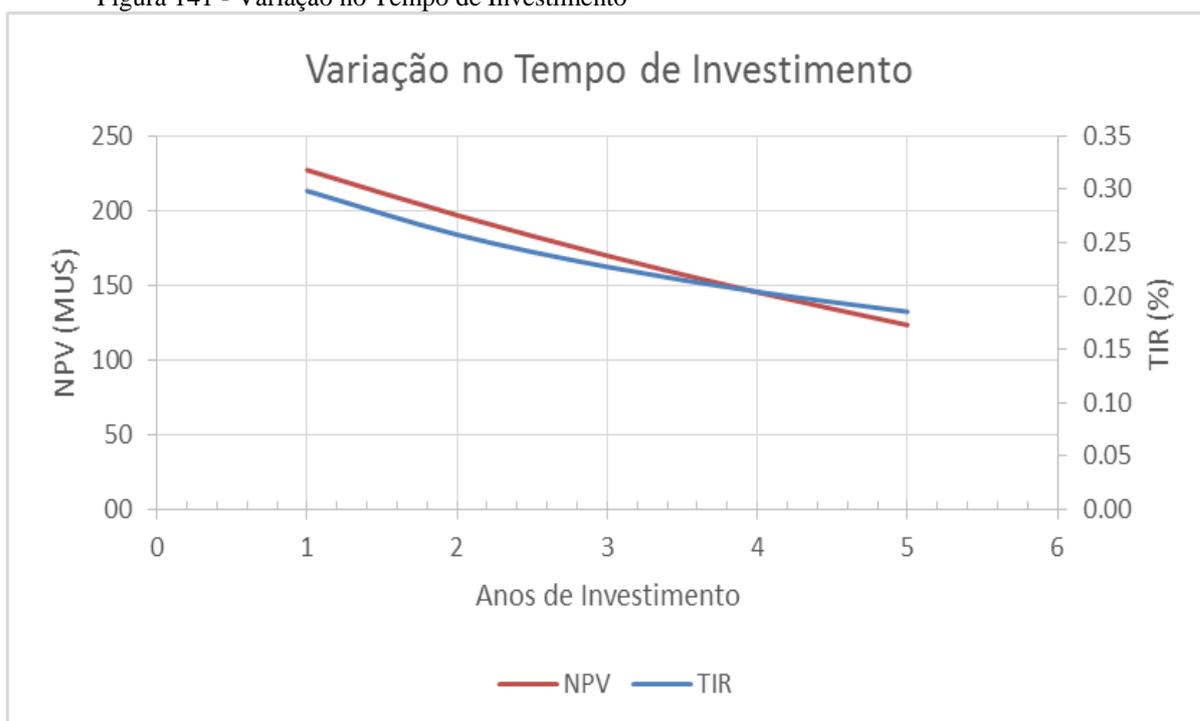
A análise da variação do tempo de investimento, que o tempo pré operação, de preparação de infraestrutura e terreno, nos permitiu identificar o quanto o empreendimento é economicamente sensível a esta variável. Assim concluímos que essa é uma variável de grande peso que merece ser alvo de um futuro estudo mais detalhado além de ser considerada com razoável precisão nesta fase de pré viabilidade.

Tabela 54 - Variação nos Anos de Investimento

VARIAÇÃO ANOS DE INVESTIMENTO					
ANOS INVEST.	1	2	3	4	5
TIR (%)	30%	26%	23%	20%	19%
VPL (MU\$)	227.2	197.0	169.8	145.4	123.4

Fonte: Autoria própria

Figura 141 - Variação no Tempo de Investimento

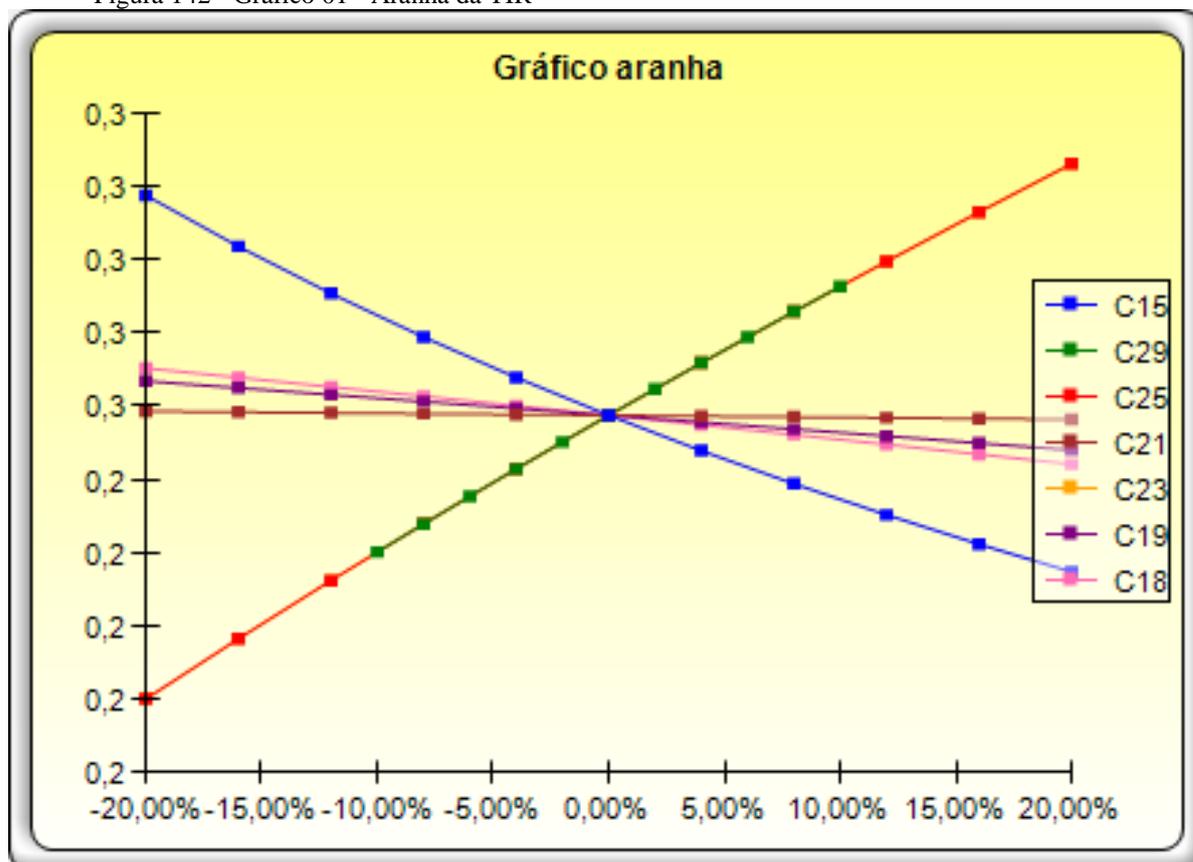


Fonte: Software Microsoft Excel

- Sensibilidade – “gráfico aranha” TIR

Analisando o “gráfico aranha” da variação dos parâmetros de entrada sobre a TIR notamos um peso predominante do preço da *commodity*, do teor médio, da recuperação da planta e do CAPEX. Variações nos custos operacionais (lavra e processos) e na Diluição não exultaram em grande sensibilidade da TIR.

Figura 142 - Gráfico 01 - Aranha da TIR



Fonte: Software Microsoft Excel

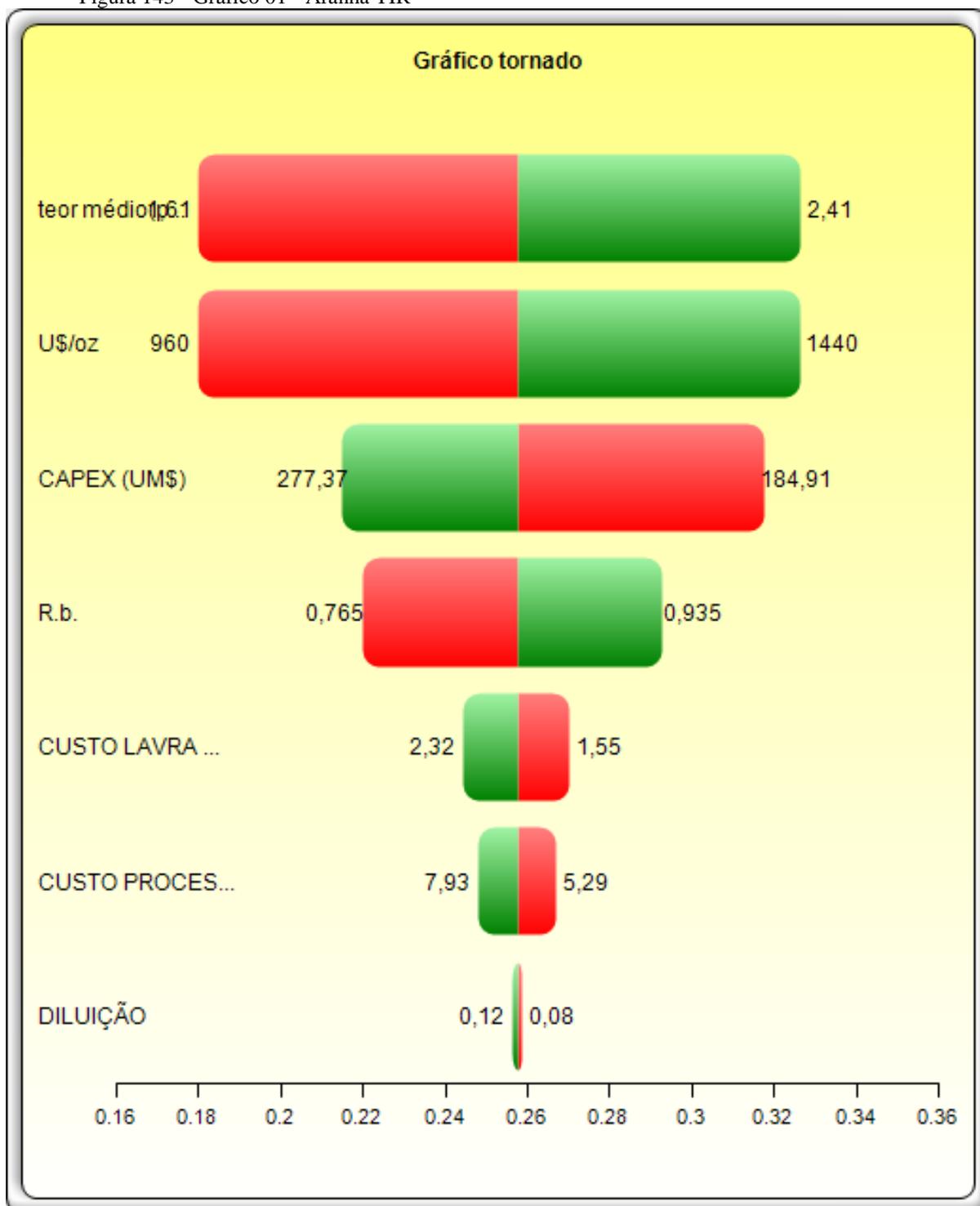
Onde:

C23: teor médio(ppm)
 C25: U\$/oz
 C15: CAPEX (UM\$)
 C29: R.b.
 C18: CUSTO LAVRA (U\$/ton)
 C19: CUSTO PROCESSOS(U\$/ton)
 C21: DILUIÇÃO

- Sensibilidade – Gráfico Tornado TIR

O Gráfico Tornado é uma ferramenta que venho a complementar salientando ainda mais as conclusões obtidas a partir do Gráfico Aranha.

Figura 143 - Gráfico 01 - Aranha TIR



Fonte: Software Microsoft Excel

4.4.3.3.2 Análise de Risco

Diferente de uma simples análise de sensibilidade que estuda como o projeto responde a variações de um único parâmetro por vez, a análise de risco estuda como o projeto

responde a variações simultâneas de diversos parâmetros, apresentando uma situação próxima da realidade, pois em um caso real dificilmente teremos apenas uma variável em oscilação isoladamente; teremos sim oscilações de diversas variáveis ao mesmo tempo.

A Análise Risco se baseia nisso, a análise de múltiplos cenários via cálculo de milhares de simulações de cenários os quais são contabilizados e por fim originam uma distribuição de probabilidade.

O que nos permitem estimar a probabilidade de um dado cenário ocorrer.

Em nosso caso a probabilidade do empreendimento ser economicamente viável.

Para se executar as simulação para a análise devem ser definidos os parâmetros a serem variados, bem como seus intervalos de variação e a distribuição destas variações, além é claro do objeto da simulação em nosso caso TIR e VPL.

Como ferramenta para Análise de Risco foi utilizado o suplemento para o *software Excel Risk Simulator*.

Foram utilizados três tipos de distribuições de probabilidade para descrever o comportamento das variações de parâmetros.

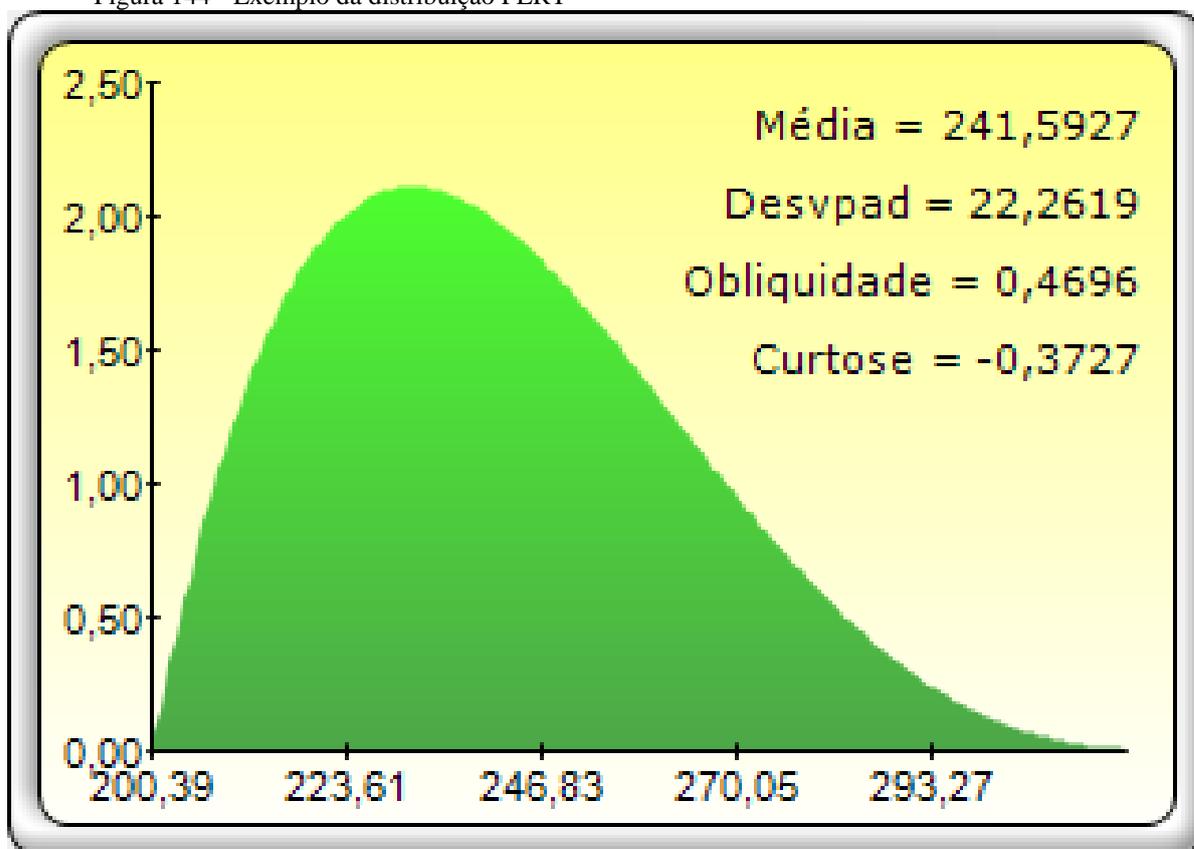
- Distribuição PERT

A distribuição PERT é amplamente usada em gerenciamento de projetos e programas para definir os cenários de pior caso, caso nominal e melhor caso para o prazo de conclusão do projeto. Ela está relacionada às distribuições beta e triangular. A distribuição PERT pode ser usada para identificar riscos em projetos e modelos de custo com base na probabilidade de cumprir metas e objetivos em qualquer número de componentes de projeto usando os valores mínimo, mais provável e máximo, mas foi projetada para gerar uma distribuição que se assemelhe mais a distribuições de probabilidade realistas. A distribuição PERT pode fornecer um ajuste próximo à distribuição normal ou lognormal. Assim como a distribuição triangular, a distribuição PERT dá mais ênfase ao valor "mais provável" do que às estimativas mínima e máxima. No entanto, diferentemente da distribuição triangular, a distribuição PERT constrói uma curva suavizada, que dá progressivamente mais ênfase a valores próximos ao valor mais provável, em detrimento de valores mais próximos das bordas. Na prática, isso significa que "confiamos" na estimativa para o valor mais provável e acreditamos que, mesmo se ele não for exatamente preciso (e as estimativas raramente o são), temos uma expectativa de que o valor resultante será próximo daquela estimativa. Supondo que muitos fenômenos reais são distribuídos normalmente, a vantagem da distribuição PERT é que ela produz uma curva com

forma semelhante à da curva normal, sem conhecer os parâmetros precisos da curva normal relacionada. Mínimo, mais provável e máximo são os parâmetros de distribuição.

- Requisitos de entrada:
 - $\text{Mínimo} \leq \text{Mais provável} \leq \text{Máximo}$, podendo ser positivos, negativos ou zero

Figura 144 - Exemplo da distribuição PERT



Fonte: *Excel Risk Simulator*

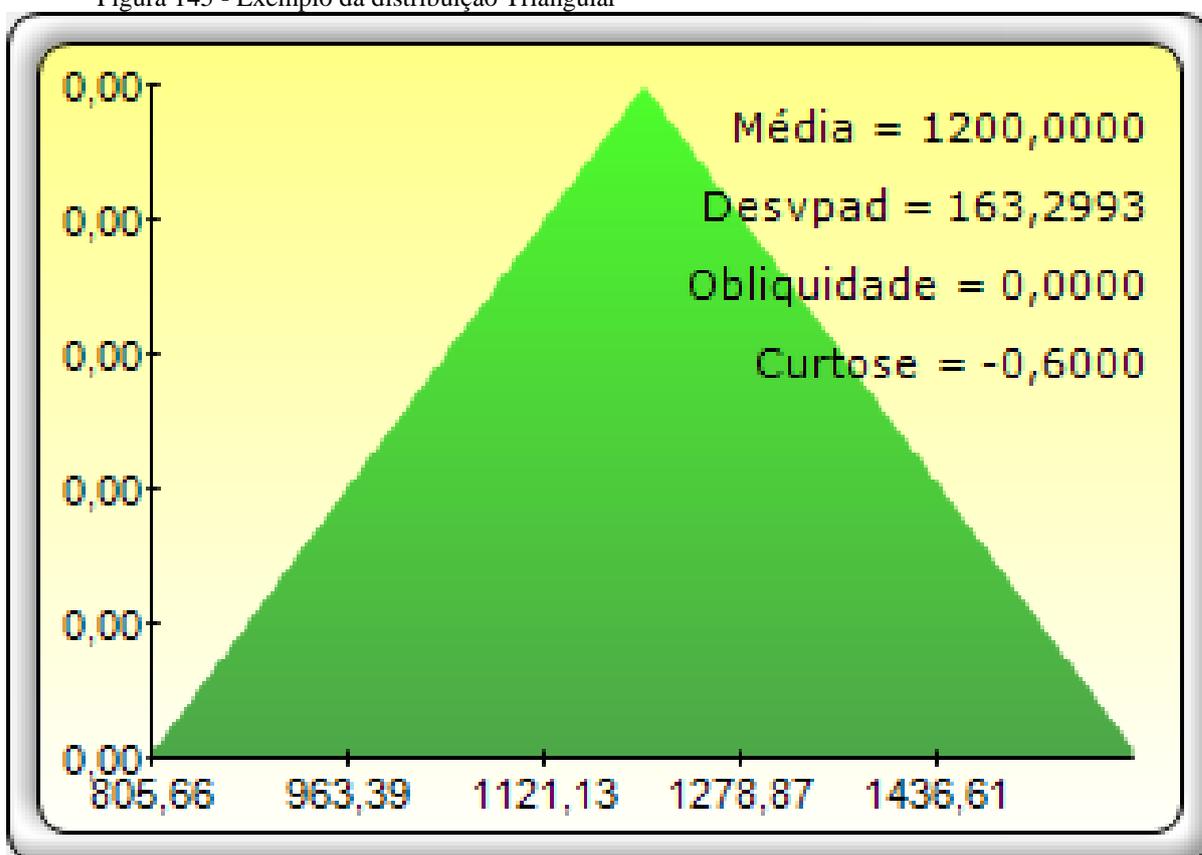
- Distribuição TRIANGULAR

A distribuição triangular descreve uma situação na qual você sabe os valores mínimo, máximo e os mais prováveis de acontecer. Por exemplo, você poderia descrever o número de carros vendidos por semana quando as vendas passadas mostrassem os números mínimo e máximo e o número normal de carros vendidos. Os números mínimo e máximo de itens são fixos e o número mais provável de itens situa-se entre esses valores, formando uma distribuição em forma de triângulo, que mostra que valores próximos ao mínimo e máximo

são menos prováveis de acontecer do que aqueles próximos ao valor mais provável. O valor mínimo (Min), o valor mais provável (Provável) e o valor máximo (Max) são os parâmetros de distribuição.

- Requisitos de entrada:
 - $\text{Mín} \leq \text{Mais provável} \leq \text{Máx}$, podendo assumir qualquer valor
 - No entanto, $\text{Mín} < \text{Máx}$, podendo assumir qualquer valor

Figura 145 - Exemplo da distribuição Triangular



Fonte: *Excel Risk Simulator*

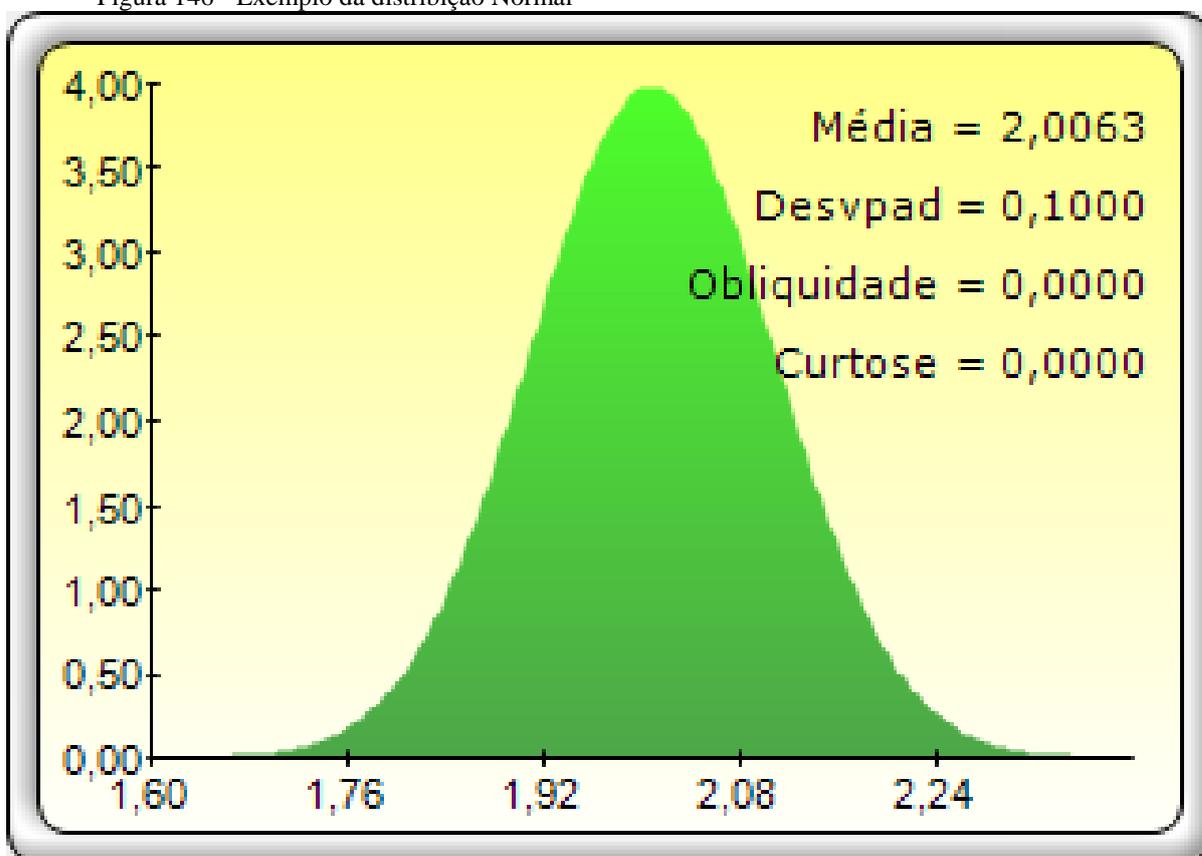
- Distribuição NORMAL

A distribuição normal é a distribuição mais importante em teoria de probabilidade porque descreve muitos fenômenos naturais, como o QI ou a altura das pessoas. Pessoas responsáveis por tomar decisões podem usar a distribuição normal para descrever variáveis incertas, como a taxa de inflação ou o preço futuro da gasolina. Algum valor da variável

incerta é o mais provável (a média da distribuição), a variável incerta pode provavelmente estar acima ou abaixo da média (simétrica sobre a média) e variável incerta provavelmente está mais próxima da média do que distante dela.

- Requisitos de entrada:
 - Desvio padrão > 0 , podendo ser qualquer valor positivo
 - A média pode assumir qualquer valor

Figura 146 - Exemplo da distribuição Normal



Fonte: *Excel Risk Simulator*

- Variação dos Dados

Tabela 55 - Variação de Dados para Análise de Risco

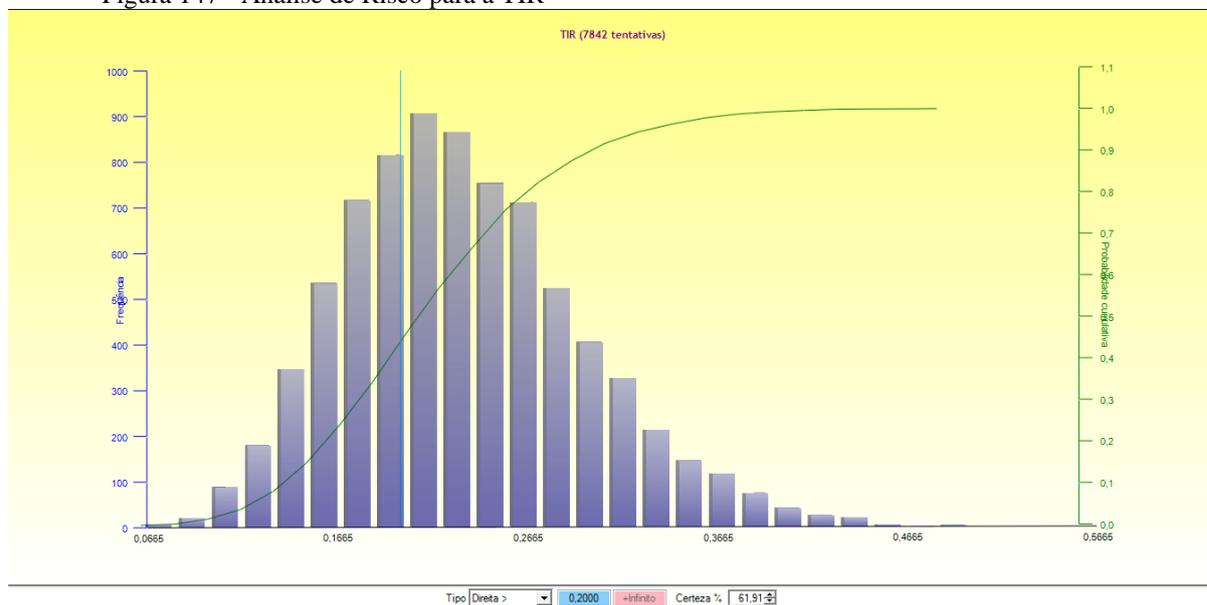
		LIMITE INFERIOR	LIMITE SUPERIOR	DISTRIBUIÇÃO
CAPEX (UM\$)	231.00	196.35	323.40	PERT
DILUIÇÃO	10%	5%	20%	TRIANGULAR
Teor médio(ppm)	2.01	1.00	3.00	NORMAL
U\$/oz	1200	800	1600	TRIANGULAR
R.b.	90%	80%	95%	NORMAL
Anos de Investimento	2	1	6	TRIANGULAR

Fonte: Autoria própria

- Análise de Risco
- Resultado

Foram realizadas 7842 simulações até se atingir a convergência da distribuição dos resultados e da probabilidade acumulada. Analisando o produto final da simulação rodada concluímos haver 62% probabilidade da TIR ser maior que 20%

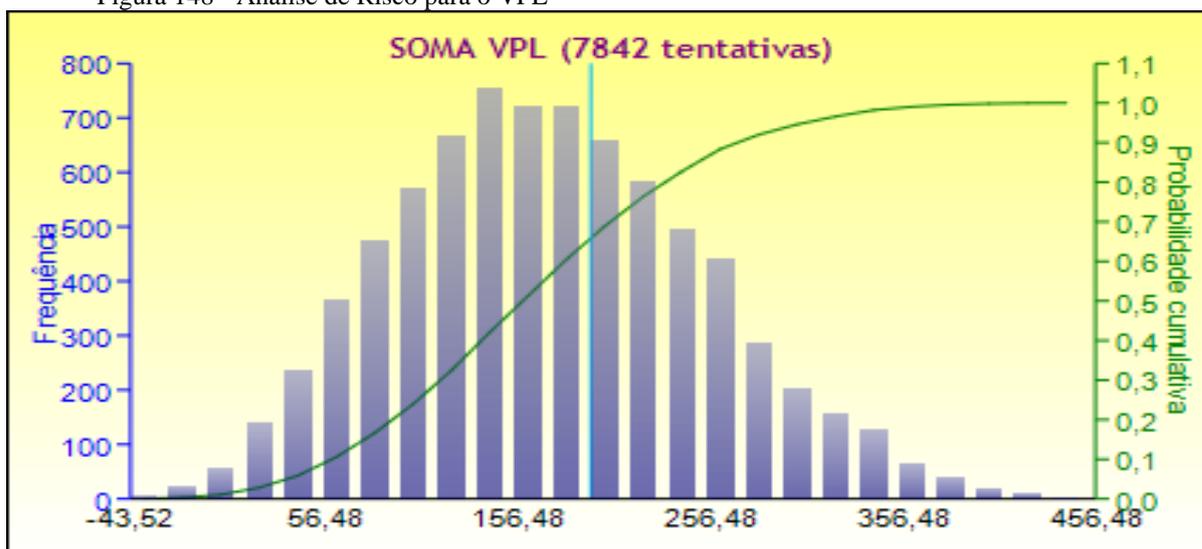
Figura 147 - Análise de Risco para a TIR



Fonte: Excel Risk Simulator

Para o VPL existe 34% probabilidade do mesmo ser maior que MU\$ 195, o que representa também a hipótese de TIR de 25,7%.

Figura 148 - Análise de Risco para o VPL



Tipo: Bicaudal, inferior: 195,0000, superior: +Infinito, certeza: 33,9964%

Fonte: *Excel Risk Simulator*

5. CONCLUSÃO

O Empreendimento se mostrou altamente atrativo do ponto de vista econômico com TIR calculada de 25.7%, no caso base, e com grande probabilidade (62%) da TIR ser maior que 20%, considerando possíveis oscilação nos parâmetros de entrada na análise econômica, o que já caracteriza um empreendimento rentável. Empreendimentos mineiros normalmente trabalham com valores de TIR na faixa de 20% acima. Em nosso estudo preliminar já detectamos uma boa probabilidade de isso ser atendido, probabilidade essa que tende a se elevar ao ser refinado o estudo pois alguns parâmetros utilizados foram atribuídos com valores levemente depreciativos ao empreendimento, pois logicamente na falta de dados precisos, se o empreendimento se justificasse no pior cenário, seria vantajoso em todos os demais cenários.

Concluindo os dados da Análise Econômica já fornecem respaldo para se investir em estudos mais elaborados.

Além da viabilidade econômica o empreendimento se mostrou também viável operacionalmente, do ponto de vista do tratamento do minério e infraestrutura e mão de obra.

Quanto aos impactos socioambientais os danos causados são mínimos na esfera social e compensáveis na esfera ambiental.

REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

Trindade, R. de B. E.; Filho, O. B. **Extração de Ouro – Princípios , Tecnologia e Meio Ambiente**, 2002.

Disponível em: <http://www.cetem.gov.br/publicacao/extracao_de_ouro/capitulo_01.pdf>

Balço Mineral Brasileiro, DNPM, 2011. Disponível em:
<https://sistemas.dnpm.gov.br/publicacao/mostra_imagem.asp?IDBancoArquivoArquivo=7402>

Disponível em:
<http://www.asimet.cl/presentaciones/Encuentro_de_Mineria_Chile_Brasil/Vale_do_Rio.PDF>

Disponível em: <http://www.minacaraiba.com.br/page/framework.php?mnu_pk=2&tipo=mnu>

Disponível em:
<http://www.mme.gov.br/sgm/galerias/arquivos/plano_duo_decenal/a_mineracao_brasileira/P16_RT25_Perfil_do_Minrio_de_Zinco.pdf>

Biondi, João Carlos. **Processos metalogénicos e os depósitos minerais brasileiros**. São Paulo, SP: Oficina de Textos, 2003. 528 p. : il.

Disponível em: <http://pt.wikipedia.org/wiki/Ficheiro:Bahia_Municip_Santaluz.svg>

Disponível em: <https://maps.google.com.br/maps?q=santa+luz+bahia&ie=UTF-8&ei=1zWvUqi5NsjNsQSUKILwDw&sqi=2&ved=0CAgQ_AUoAg>

Disponível em: <<http://thor.sead.ufrgs.br/objetos/tutodatamine/>>

A. J. SINCLAIR AND G. BLACKWELL. **Applied Mineral Inventory Estimation**; Cambridge; Cambridge University Press, 2002.

ARMSTRONG, M. **Basic Linear Geostatistics**; Berlin; Springer, 1998.

DAVID, M. **Geostatistical Ore Reserve Estimation**; Netherlands; Elsevier Science Publisher, Developments in Geomathematics 2, 1977.

DAVID, M. **Handbook of Applied Advanced Geostatistical Ore Reserve Estimation**; Netherlands; Elsevier Science Publisher, 1988.

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

JOURNEL, A.G. & HUIJBREGTS, C.J. **Mining Geostatistics**; London; Academic Press Inc., 1978.

JOURNEL, A.G. **Fundamentals of Geostatistics in Five Lessons**; Washington D.C.; Notes of the Short Course Presented at the 28th International Geological Congress, American Geophysical Union, 1989.

NOBLE, ALAN C. **Mineral Resource Estimation**; Chapter 4.5 SME Mining Engineering Handbook 3rd edition, 2011.

HARTMAN, HOWARD L. **Surface Mine Development Open Pit Planning and Design**; Section 13 SME 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 Pilha de Estéril**; Capítulo 5 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.

-Rocscience Manual

Mecânica de Rochas – Material de Aula

-Desmonte de Rochas – Material Prof. Enrique Munarett

SAMPAIO, João Alves; da Luz, Adão Benvindo; LINS Fernando Freitas. **Usina de Beneficiamento do Brasil**. Rio de Janeiro: CETEM/MCT, 2001. 398p.

Manual de Britagem. 6. Ed.. São Paulo: Metso Minerals, 2005. 1 v.

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

QUEIROZ, Rudney C. **Geologia e Geotécnia Básica para Engenharia Civil**. São Carlos: RiMa, 2009.

DUARTE, Alexandre P. (2008) **“Classificação das Barragens de contenção de rejeitos de mineração e de resíduos industriais no Estado de Minas Gerais em relação ao potencial de risco”** Dissertação de Mestrado, UFMG.

PASSOS, Nathalia C. S. T.(2009) **“Barragem de Rejeitos: Avaliação dos parâmetros geotécnicos de rejeito de minério de ferro utilizando ensaios de campo – Um Estudo de Caso”**, Monografia, UFPR.

PETRONILHO, Michelle R. (2010) **“Avaliação do Comportamento Geotécnico de Pilhas de Estéril por Meio de Análise de Risco”** Dissertação de Mestrado, UFOP.

MUN. Johnathan, **Risk Simulator Manual do Usuário**.