

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

**Projeto de Pré-viabilidade de um Depósito Subterrâneo de Ouro**

Anneliese Botelho  
Eder Eidolon Griebeler  
Eslyn Neves  
Eric Warnery

Porto Alegre  
2011

Anneliese Botelho  
Eder Eidolon Griebeler  
Eslyn Neves  
Eric Warnery

**Projeto de Pré-viabilidade de um Depósito Subterrâneo de Ouro**

**Trabalho de Conclusão do  
Curso de  
Engenharia de Minas da  
Universidade  
Federal do Rio Grande do  
Sul**

## LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1 - LOCALIZAÇÃO DO DEPÓSITO MINERAL.....	18
FIGURA 2 - BIFS, ROCHA HOSPEDEIRA DA MINERALIZAÇÃO DE OURO.....	19
FIGURA 3 - UNIDADES LITOESTRATIGRÁFICAS DO QUADRILÁTERO FERRÍFERO.....	20
FIGURA 4 - ARQUIVO <i>COLLAR</i> .....	22
FIGURA 5 - ARQUIVO <i>ASSAY</i> .....	23
FIGURA 6 - ARQUIVO <i>SURVEY</i> .....	24
FIGURA 7 - MAPA DE LOCALIZAÇÃO DAS AMOSTRAS.....	25
FIGURA 8 - FUROS DE SONDAGEM E TOPOGRAFIA.....	26
FIGURA 9 - SUBDIVISÃO DA ÁREA TOTAL EM 3 ÁREAS DIFERENTES.....	29
FIGURA 10 - CRIAÇÃO DE PLANOS PERPENDICULARES AO MERGULHO DA MINERALIZAÇÃO.....	30
FIGURA 11 - VISTA EM PLANTA DAS SEÇÕES CRIADAS PARA A MODELAGEM GEOLÓGICA.....	31
FIGURA 12 – INTERPRETAÇÃO DAS SEÇÕES GEOLÓGICAS DO CORPO 3.....	32
FIGURA 13 - INTERPRETAÇÃO DA SEÇÃO GEOLÓGICA NO PLANO 44 DO CORPO 3.....	33
FIGURA 14 - LINKAGEM DE DUAS SEÇÕES PARA O CORPO 3.....	34
FIGURA 15 - MODELAGEM COMPLETA DO CORPO 3.....	34
FIGURA 16 - VISTA EM PLANTA DOS CORPOS MODELADOS.....	35
FIGURA 17 - GRIDAGEM DO CORPO 3.....	37
FIGURA 18 - MÉTODO DAS CÉLULAS MÓVEIS.....	42
FIGURA 19 - ILUSTRAÇÃO DA TÉCNICA DE BUSCA DAS DIREÇÕES DE MAIOR, INTERMEDIÁRIA E MENOR CONTINUIDADE ESPACIAL.....	53
FIGURA 20 - VISTA PANORÂMICAS DOS MODELOS MEDIDO, INDICADO E INFERIDO.....	69
FIGURA 21 - VISTA PANORÂMICAS DO MODELO DE BLOCOS APÓS DA <i>KRIGAGEM</i> .....	70
FIGURA 22 - MODELO DE CLASSIFICAÇÃO DE RECURSOS E RESERVAS.....	71
FIGURA 23 – SEÇÕES LESTE-OESTE CRIADAS PARA A ANÁLISE DE DERIVA.....	76
FIGURA 24 - <i>MINING METHOD SELECTION</i> .....	98
FIGURA 25 - CORTE E ENCHIMENTO DE BAIXO PARA CIMA.....	99
FIGURA 26 - DESMONTE PARA GALERIAS DE DESENVOLVIMENTO.....	115
FIGURA 27 - DESMONTE PARA GALERIAS DE LAVRA.....	117
FIGURA 28 - CICLO DE OPERAÇÕES UNITÁRIAS.....	120
FIGURA 29 - ATIVIDADES REALIZADAS NO TERCEIRO TURNO.....	122
FIGURA 30 - ATIVIDADES REALIZADAS NO PRIMEIRO TURNO.....	122
FIGURA 31 - ATIVIDADES REALIZADAS NO SEGUNDO TURNO.....	123
FIGURA 32 - ENVOLTÓRIA DE TEORES DO CORPO 3.....	126
FIGURA 33 - ACESSO PELO PLANO INCLINADO.....	128
FIGURA 34 - VISTA PANORÂMICA A1, A2 E A3.....	129

FIGURA 35 - DESENVOLVIMENTO TOTAL ÁREA 1.....	130
FIGURA 36 - VISTA DE TOPO DO LAYOUT DA MINA.....	130
FIGURA 37 - VISTA DE PERFIL DO <i>LAYOUT</i> DA MINA.....	131
FIGURA 38 - DESENVOLVIMENTO REALCES A, B E C.....	132
FIGURA 39 - DESENVOLVIMENTO REALCES D E E.....	132
FIGURA 40 – DESENVOLVIMENTO DOS REALCES F, G, H, I, J, L.....	133
FIGURA 41 - VISTA DE PERFIL <i>STOPE</i> F.....	142
FIGURA 42 - LAVRA DO NÍVEL 904 DO REALCE C.....	143
FIGURA 43 - ENCHIMENTO HIDRÁULICO.....	144
FIGURA 44 - LHD ATLAS COPCO ST1030.....	154
FIGURA 45 - JUMBO BOOMER 282.....	155
FIGURA 46 - FANDRILL SIMBA S7 D DA ATLAS COPCO.....	156
FIGURA 47 - CAMINHÃO CATERPILLAR AD30 PARA TRANSPORTE DE MINÉRIO.....	159
FIGURA 48 – DETERMINAÇÃO DA VAZÃO DE AR FRESCO EM MINAS NÃO CARVÃO.....	163
FIGURA 49 - PRIMEIRO CIRCUITO DE VENTILAÇÃO.....	166
FIGURA 50 - SEGUNDO CIRCUITO DE VENTILALAÇÃO.....	166
FIGURA 51 - TERCEIRO CIRCUITO DE VENTILAÇÃO.....	166
FIGURA 52 - VISTA DA PILHA DE ESTÉRIL NA ENCOSTA DO MORRO.....	173
FIGURA 53 - VISTA PANORÂMICA DA PILHA DE ESTÉRIL.....	174
FIGURA 54 - VISTA DE PERFIL DA PILHA DE ESTÉRIL.....	174
FIGURA 55 - FLUXOGRAMA DA PLANTA DE PROCESSOS.....	177



## LISTA DE TABELAS

TABELA 1 - PARÂMETROS DOS CORPOS MODELADOS.....	36
TABELA 2 -ESPESSURA DOS CORPOS MODELADOS.....	37
TABELA 3 - VOLUME DE CADA CORPO MODELADO.....	38
TABELA 4 - RESULTADOS DO DESAGRUPAMENTO AMOSTRAL EM CADA ÁREA.....	43
TABELA 5 - RESULTADO DO <i>CAPPING</i> .....	46
TABELA 6 - COMPARAÇÃO DAS MÉDIAS DESAGRUPADAS ANTES E APÓS DO <i>CAPPING</i> .....	47
TABELA 7 - COMPARAÇÃO DOS COEFICIENTES DE VARIAÇÃO ANTES E APÓS DO <i>CAPPING</i> .....	47
TABELA 8 - RESULTADOS DA CORRELOGRAFIA.....	51
TABELA 9 - VARIAÇÃO DO AZIMUTE E DIP PARA ENCONTRAR A DIREÇÃO DE MAIOR CONTINUIDADE ESPACIAL – A1.....	54
TABELA 10 - PARÂMETROS UTILIZADOS PARA REALIZAR A CORRELOGRAFIA DA ÁREA 1.....	56
TABELA 11 – VARIAÇÃO DO AZIMUTE E DIP PARA ENCONTRAR A DIREÇÃO DE MAIOR CONTINUIDADE ESPACIAL – A2.....	56
TABELA 12 - PARÂMETROS UTILIZADOS PARA REALIZAR A CORRELOGRAFIA DA ÁREA 2.....	58
TABELA 13 - VARIAÇÃO DO AZIMUTE E DIP PARA ENCONTRAR A DIREÇÃO DE MAIOR CONTINUIDADE ESPACIAL – A3.....	59
TABELA 14 - PARÂMETROS UTILIZADOS PARA REALIZAR A CORRELOGRAFIA DA ÁREA 3.....	61
TABELA 15 - VARIOGRAFIA ÁREA 1.....	62
TABELA 16 - VARIOGRAFIA ÁREA 2.....	63
TABELA 17 - VARIOGRAFIA ÁREA 3.....	64
TABELA 18 - PARÂMETROS DE BUSCA MODELO MEDIDO.....	67
TABELA 19 - PARÂMETROS DE BUSCA MODELO INDICADO.....	68
TABELA 20 - POSICIONAMENTO DO ELIPSÓIDE DE BUSCA PARA A ÁREA 1.....	68
TABELA 21 - POSICIONAMENTO DO ELIPSÓIDE DE BUSCA PARA A ÁREA 2.....	68
TABELA 22 - POSICIONAMENTO DO ELIPSÓIDE DE BUSCA PARA A ÁREA 2.....	69
TABELA 23 - CUBAGEMS DOS MODELOS MEDIDO, INDICADO E INFERIDO.....	72
TABELA 24 - VALIDAÇÃO GLOBAL DO MODELO MEDIDO.....	73
TABELA 25 - VALIDAÇÃO GLOBAL DO MODELO MEDIDO-INDICADO.....	83
TABELA 26 - CÁLCULO DO RMR.....	94
TABELA 27 - CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DE MACIÇOS ROCHOSOS.....	95
TABELA 28 - PARÂMETROS GEOMECÂNICOS DO MINÉRIO E DA ENCAIXANTE.....	96
TABELA 29 - ESCOLHA DO MÉTODO DE LAVRA.....	97
TABELA 30 - PREMISSAS UTILIZADAS PARA O PLANEJAMENTO DE LAVRA.....	100
TABELA 31 - REGIME DE TRABALHO.....	102
TABELA 32 - PREÇO MÉDIO DO OURO NOS ÚLTIMOS 5 ANOS.....	104

TABELA 33 - CUSTOS DE LAVRA.....	105
TABELA 34 - CUSTOS DE BENEFICIAMENTO. ....	106
TABELA 35 - DEFINIÇÃO DO BCOG. ....	109
TABELA 36 - CUBAGENS INSITU.....	110
TABELA 37 - PARÂMETROS UTILIZADOS PARA A DILUIÇÃO. ....	111
TABELA 38 - CUBAGENS DILUÍDAS. ....	111
TABELA 39 - REPRESENTATIVIDADE DE CADA ÁREA.....	111
TABELA 40 - REGIME DE PRODUÇÃO.....	113
TABELA 41 - PARÂMETROS DO DESMONTE DE ROCHA. ....	114
TABELA 42 - DESMONTE PARA GALERIAS DE DESENVOLVIMENTO. ....	116
TABELA 43 - DESMONTE PARA GALERIAS DE PRODUÇÃO.....	118
TABELA 44 - TEMPO DAS OPERAÇÕES UNITÁRIAS. ....	121
TABELA 45 - ATIVIDADES REALIZADAS EM CADA TURNO DE TRABALHO.....	121
TABELA 46 - CRONOLOGIA DAS OPERAÇÕES UNITÁRIAS – TERCEIRO TURNO.....	123
TABELA 47 - CRONOLOGIA DAS OPERAÇÕES UNITÁRIAS – PRIMEIRO TURNO. ....	124
TABELA 48 - CRONOLOGIA DAS OPERAÇÕES UNITÁRIAS – SEGUNDO TURNO. ....	124
TABELA 49 - ELEMENTOS GEOMÉTRICOS DE MINA. ....	127
TABELA 50 - PARÂMETROS DOS REALCES DA ÁREA 1. ....	133
TABELA 51 - PARÂMETROS DOS CORPOS DAS ÁREAS 2 E 3. ....	134
TABELA 52 - ANÁLISE DO CUMPRIMENTO DO PLANO. ....	135
TABELA 53 - ANÁLISE DE CUSTOS DE DESENVOLVIMENTO PARA OS REALCES A, B, C, D E E.....	136
TABELA 54 – ANÁLISE DE CUSTOS DE DESENVOLVIMENTO PARA TODOS OS REALCES DA ÁREA 1.....	136
TABELA 55 - TEMPOS DE LIMPEZA DE UMA FRENTE PARA O DESENVOLVIMENTO.....	137
TABELA 56 - VELOCIDADES LHD.....	137
TABELA 57 - MASSA DE UM AVANÇO PARA O DESENVOLVIMENTO.....	138
TABELA 58 - DESENVOLVIMENTO NECESSÁRIO PARA ACESSAR O REALCE F. ....	139
TABELA 59 - TEMPO DE DESENVOLVIMENTO REALCE F.....	139
TABELA 60 - DESENVOLVIMENTO DE MINA PARA ACESSAR O RESTANTE DA ÁREA 1.....	140
TABELA 61 - TEMPO DE DESENVOLVIMENTO RESTANTE A1.....	140
TABELA 62 - DIMENSIONAMENTO DOS PARAFUSOS DE TETO E MALHA DE ESCORAMENTO. ....	148
TABELA 63 - SEQUENCIAMENTO DE LONGO PRAZO. ....	149
TABELA 64 - SEQUENCIAMENTO ANUAL. ....	150
TABELA 65 - DIMENSIONAMENTO DO VOLUME DA CONCHA DA LHD. ....	152
TABELA 66 - TEMPO DE CICLO DA LHD ATLAS COPCO ST1030.....	153
TABELA 67 - DIMENSIONAMENTO DA FROTA DE CAMINHÕES PARA O TRANSPORTE DE MINÉRIO. ....	158
TABELA 68 - DIMENSIONAMENTO DA FROTA DE CAMINHÕES PARA O TRANSPORTE DE ESTÉRIL. ....	160

TABELA 69 - QUANTIDADE MÁXIMA DE TRABALHADORES NA MINA AO MESMO TEMPO. ....	163
TABELA 70 - NÚMERO MÁXIMO DE EQUIPAMENTOS A DIESEL NA MINA AO MESMO TEMPO. ....	164
TABELA 71 - CÁLCULO DA VAZÃO DE AR FRESCO NA MINA SEGUNDO A NR22, CASO A.....	164
TABELA 72 - CÁLCULO DA VAZÃO DE AR FRESCO NA MINA SEGUNDO A NR22, CASO B.....	165
TABELA 73 - CÁLCULO DA VAZÃO DE AR FRESCO NA MINA SEGUNDO A NR22, CASO C.....	165
TABELA 74 - PERDA DE CARGA POR TRECHO DE CIRCUITO.....	169
TABELA 75 - PERDAS DE CARGA TOTAL PARA CADA CIRCUITO.....	169
TABELA 76 - TRECHOS DE LOCAÇÃO DE <i>BOOSTERS</i> . ....	170
TABELA 77 - VOLUME COMPACTADO DA PILHA DE ESTÉRIL.....	172
TABELA 78 - PARÂMETROS GEOMÉTRICOS DA PILHA DE ESTÉRIL. ....	172
TABELA 79 - REGIME DE TRABALHO DA PLANTA. ....	176
TABELA 80 - PREMISSAS ADOTADAS PARA O BENEFICIAMENTO.....	176
TABELA 81 - PARÂMETROS DE DIMENSIONAMENTO DO BRITADOR DE MANDÍBULAS PRIMÁRIO. ....	178
TABELA 82 - CARACTERÍSTICAS DO BRITADOR DE MANDÍBULAS PRIMÁRIO.....	178
TABELA 83 - PARÂMETROS DE DIMENSIONAMENTO DO BRITADOR CÔNICO SECUNDÁRIO.....	179
TABELA 84 - CARACTERÍSTICAS DO BRITADOR CÔNICO SECUNDÁRIO.....	179
TABELA 85 - PARÂMETROS DE DIMENSIONAMENTO DO BRITADOR CÔNICO TERCEÁRIO.....	180
TABELA 86 - CARACTERÍSTICAS DO BRITADOR CÔNICO TERCEÁRIO.....	180
TABELA 87 - PENEIRA DE FECHAMENTO COM O BRITADOR CÔNICO TERCEÁRIO. ....	181
TABELA 88 - PILHA DE ALIMENTAÇÃO DO MOINHO. ....	182
TABELA 89 - PARÂMETROS PARA A SELEÇÃO DO MOINHO DE BOLAS. ....	183
TABELA 90 - MOINHO DE BOLAS SELECIONADO. ....	184
TABELA 91 - DIMENSIONAMENTO DOS HIDROCICLONES. ....	185
TABELA 92 - PARÂMETROS UTILIZADOS PARA O DIMENSIONAMENTO DA MESA OCILATÓRIA. ....	187
TABELA 93 - DADOS DA ALIMENTAÇÃO DAS CÉLULAS DE FLOTAÇÃO. ....	189
TABELA 94 - FATORES E CÁLCULO DE VOLUME DE CÉLULA MECÂNICA DE FLOTAÇÃO.....	190
TABELA 95 - REAGENTES COM SUAS DOSAGENS E PH DE AÇÃO. ....	190
TABELA 96 - BALANÇO DE MASSA DOS PRODUTOS DA ETAPA DE FLOTAÇÃO.....	191
TABELA 97 - DIMENSIONAMENTO DE ESPESSADOR DO REJEITO DA ETAPA SCAVENGER (CONCHA, A. FERNANDO, 1986).....	193
TABELA 98 - DIMENSIONAMENTO DE ESPESSADOR DA ESTAPA ROUGHER. ....	193
TABELA 99 - ALIMENTAÇÃO E PRODUTO DO FILTRO PRENSA .....	194
TABELA 100 - SOLUBILIDADE DOS MINERAIS DE SULFETO.....	196
TABELA 101 - DADOS TÉCNICOS PARA A ANÁLISE DE VIABILIDADE DO PROJETO. ....	200
TABELA 102 - DADOS ECONÔMICOS PARA A ANÁLISE DE VIABILIDADE DO PROJETO.....	200
TABELA 103 - SEQUÊNCIAMENTO ANUAL - FONTE DE RECEITA DO PROJETO.....	201

TABELA 104 - INVESTIMENTO INICIAL.....	202
TABELA 105 - VALORES ESTIMADOS PARA AQUISIÇÕES DE EQUIPAMENTOS (INFOMINE, 2008).....	203
TABELA 106 - CRONOLOGIA PARA COMPRA DE EQUIPAMENTOS.....	203
TABELA 107 - CUSTOS DA AQUISIÇÃO DE EQUIPAMENTOS.....	204
TABELA 108 - CUSTO DE DESENVOLVIMENTO INICIAL.....	205
TABELA 109 - CUSTO DE DESENVOLVIMENTO TOTAL DA MINA.....	205
TABELA 110 - CUSTO DE DESENVOLVIMENTO APÓS O INICIO DA PRODUÇÃO.....	206
TABELA 111 - CUSTO DE TERCERIZAÇÃO DE SERVIÇO PARA MOVIMENTAÇÃO DO MATERIAL (FAGUNDES ENGENHARIA).....	206
TABELA 112 - CÁLCULO DO CUSTO ANUAL DE TERCERIZAÇÃO DE TRANSPORTE DE MATERIAL.....	207
TABELA 113 - FLUXO DE CAIXA, SEM CONSIDERAR EMPRÉSTIMOS E DESCONTOS.....	208
TABELA 114 - FLUXO DE CAIXA, SEM CONSIDERAR EMPRÉSTIMOS E COM DESCONTOS.....	209
TABELA 115 - FLUXO DE CAIXA, CONSIDERANDO EMPRÉSTIMO E DESCONTOS.....	210
TABELA 116 – TIR.....	211

## LISTA DE GRÁFICOS

GRÁFICO 1 - HISTOGRAMA AU PARA A LITOLOGIA BIF .....	27
GRÁFICO 2 - HISTOGRAMA AU PARA A LITOLOGIA MCH .....	28
GRÁFICO 3 - HISTOGRAMA AU PARA A LITOLOGIA XG.....	28
GRÁFICO 4 - HISTOGRAMA DA VARIÁVEL LENGTH .....	40
GRÁFICO 5 - HISTOGRAMA DA VARIÁVEL “LENGTH” APÓS DA COMPOSIÇÃO. ....	41
GRÁFICO 6 - GRÁFICO DE PROBABILIDADE CUMULADA (CPP) DOS TEORES DA ÁREA 1 .....	45
GRÁFICO 7 - GRÁFICO DE PROBABILIDADE CUMULADA (CPP) DOS TEORES DA ÁREA 2 .....	45
GRÁFICO 8 - GRÁFICO DE PROBABILIDADE CUMULADA (CPP) DOS TEORES DA ÁREA 3 .....	46
GRÁFICO 9 - CORRELOGRAMA AO LONGO DOS FUROS DA ÁREA 1.....	50
GRÁFICO 10 - CORRELOGRAMA AO LONGO DOS FUROS DA ÁREA 2.....	50
GRÁFICO 11 - CORRELOGRAMA AO LONGO DOS FUROS DA ÁREA 3.....	51
GRÁFICO 12 - CORRELOGRAMA DA MAIOR DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL DA ÁREA 1. ....	54
GRÁFICO 13 - CORRELOGRAMA DA DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL INTERMEDIÁRIA DA ÁREA 1. ....	55
GRÁFICO 14 - CORRELOGRAMA DA MENOR DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL DA ÁREA 1.....	55
GRÁFICO 15 - CORRELOGRAMA DA MAIOR DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL DA ÁREA 2. ....	57
GRÁFICO 16 - CORRELOGRAMA DA DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL INTERMEDIÁRIA DA ÁREA 2. ....	57
GRÁFICO 17 - CORRELOGRAMA DE MENOR DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL DA ÁREA 2. ....	58
GRÁFICO 18 - CORRELOGRAMA DA MAIOR DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL DA ÁREA 3. ....	59
GRÁFICO 19 - CORRELOGRAMA DA DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL INTERMEDIÁRIA DA ÁREA 3. ....	60
GRÁFICO 20 - CORRELOGRAMA DA MENOR DIREÇÃO DE CONTINUIDADE ESPACIAL DA ÁREA 3.....	60
GRÁFICO 21 - VALIDAÇÃO CRUZADA DA ÁREA 1.....	74
GRÁFICO 22 - VALIDAÇÃO CRUZADA DA ÁREA 2.....	74
GRÁFICO 23 - VALIDAÇÃO CRUZADA DA ÁREA 3.....	75
GRÁFICO 24 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 1, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO VERTICAL. ....	77
GRÁFICO 25 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 1, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO NORTE-SUL. ....	77
GRÁFICO 26 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 1, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO LESTE-OESTE.....	78
GRÁFICO 27 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 2, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO VERTICAL .....	79
GRÁFICO 28 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 2, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO NORTE-SUL .....	79
GRÁFICO 29 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 2, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO LESTE-OESTE.....	80
GRÁFICO 30 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 3, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO VERTICAL. ....	81
GRÁFICO 31 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 3, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO NORTE-SUL. ....	81
GRÁFICO 32 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 3, RESERVAS MEDIDAS, DIREÇÃO LESTE-OESTE.....	82
GRÁFICO 33 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 1, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO VERTICAL.....	84
GRÁFICO 34 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 1, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO NORTE-SUL.....	85
GRÁFICO 35 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 1, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO LESTE-OESTE. ....	86

GRÁFICO 36 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 2, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO VERTICAL.....	87
GRÁFICO 37 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 2, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO NORTE-SUL.....	88
GRÁFICO 38 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 2, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO LESTE-OESTE. ....	88
GRÁFICO 39 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 3, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO VERTICAL.....	89
GRÁFICO 40 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 3, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO NORTE-SUL.....	90
GRÁFICO 41 - ANÁLISE DE DERIVA DA ÁREA 3, MODELO MEDIDO-INDICADO, DIREÇÃO NORTE-SUL.....	90
GRÁFICO 42 - CURVA DE PARAMETRIZAÇÃO DA ÁREA 1. ....	92
GRÁFICO 43 - CURVA DE PARAMETRIZAÇÃO DA ÁREA 2. ....	93
GRÁFICO 44 - CURVA DE PARAMETRIZAÇÃO DA ÁREA 3. ....	93
GRÁFICO 45 - VARIAÇÃO DO PREÇO DO OURO AO LONGO DOS ÚLTIMOS 5 ANOS. ....	104
GRÁFICO 46 - CUSTOS DE LAVRA.....	106
GRÁFICO 47 - CUSTOS FLOTAÇÃO. ....	107
GRÁFICO 48 - CUSTOS DE LIXIVIAÇÃO (CIP). ....	107
GRÁFICO 49 - FAIXAS DE RAZÃO DE CARGA PARA APLICAÇÃO DO ANFO.....	119
GRÁFICO 50 - TEMPO DE AUTO-SUSTENTAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO.....	146
GRÁFICO 51 - TEOR DE OURO AO LONGO DOA ANOS. ....	150
GRÁFICO 52 - CURVA DE VELOCIDADE DO CAMINHÃO CATERPILLAR AD30.....	157
GRÁFICO 53 - TAXA DE ADSORÇÃO DE OURO EM FUNÇÃO DA GRANULOMETRIA DO CARVÃO.....	196
GRÁFICO 54 - CÁLCULO DA TIR.....	212
GRÁFICO 55 - TEMPO DE RETORNO DOS INVESTIMENTOS REALIZADOS.....	213
GRÁFICO 56 - GRÁFICO ARANHA.....	214

## LISTA DE EQUAÇÕES

EQUAÇÃO 1 - CÁLCULO PARA ATRIBUIÇÃO DE PESO AS CÉLULAS .....	42
EQUAÇÃO 2 - CORRELOGRAMA .....	48
EQUAÇÃO 3 - FUNÇÃO ESFÉRICA UTILIZADA PARA MODELAGEM DOS CORRELOGRAMAS. ....	49
EQUAÇÃO 4 - ESTIMADOR DE KRIGAGEM ORDINÁRIA. ....	66
EQUAÇÃO 5 - FUNÇÃO BENEFÍCIO .....	103
EQUAÇÃO 6 - CÁLCULO DA CARGA DE SUPORTE P (BIENIAWSKI, 1989).....	147
EQUAÇÃO 7 - CÁLCULO DO HT (UNAL, 1983 E 1986). ....	147
EQUAÇÃO 8 - CÁLCULO DO COMPRIMENTO DE PARAFUSO (UNAL, 1983 E 1986).....	147
EQUAÇÃO 9 - EQUAÇÃO DO VOLUME DE CONCHA PARA ESCAVADEIRA. ....	152
EQUAÇÃO 10 - PERDA DE CARGA POR ATRITO. ....	167
EQUAÇÃO 11 - PERDA DE CARGA POR TURBULÊNCIA. ....	167
EQUAÇÃO 12 - CÁLCULO DA VELOCIDADE DO AR NA MINA. ....	171
EQUAÇÃO 13 - DETERMINAÇÃO DA CARGA CIRCULANTE.....	180
EQUAÇÃO 14 - DETERMINAÇÃO DA CARGA TOTAL .....	181
EQUAÇÃO 15 - EQUAÇÃO PARA CÁLCULO DE POTÊNCIA DO MOINHO. ....	182
EQUAÇÃO 16 - EQUAÇÃO PARA CÁLCULO DA VELOCIDADE CRÍTICA. ....	183
EQUAÇÃO 17 - CRITÉRIO DE CONCENTRAÇÃO DE TAGGART. ....	187
EQUAÇÃO 18 - CÁLCULO DE VOLUME DE CÉLULA MECÂNICA DE FLOTAÇÃO. ....	189

## SUMÁRIO

<b>1</b>	<b>INTRODUÇÃO</b> .....	<b>17</b>
<b>2</b>	<b>LOCALIZAÇÃO</b> .....	<b>18</b>
<b>3</b>	<b>GEOLOGIA</b> .....	<b>19</b>
<b>4</b>	<b>BANCO DE DADOS</b> .....	<b>21</b>
4.1	VERIFICAÇÃO, ANÁLISE E CORREÇÃO DO BANCO DE DADOS .....	21
4.2	MAPA DE LOCALIZAÇÃO DOS FUROS NO PLANO X,Y .....	24
4.3	IMPORTAÇÃO DO BANCO DE DADOS.....	25
<b>5</b>	<b>MODELAGEM GEOLÓGICA</b> .....	<b>27</b>
5.1	DEFINIÇÃO DE UM TEOR DE CORTE PARA REALIZAR A INTERPRETAÇÃO DOS FUROS DE SONDAGEM.....	27
5.2	DIVISÃO DO DEPÓSITO MINERAL EM ÁREAS DISTINTAS .....	29
5.3	CRIAÇÃO DE PLANOS PERPENDICULARES AO DIP DE CADA CORPO GEOLÓGICO .....	29
5.4	INTERPRETAÇÃO E <i>LINKAGEM</i> DAS SEÇÕES .....	30
5.5	PARÂMETROS DOS CORPOS MODELADOS .....	35
5.6	CÁLCULO DA ESPESSURA E VOLUME DOS CORPOS MINERALIZADOS ..36	
5.6.1	Espessura .....	36
5.6.2	Volume .....	38
<b>6</b>	<b>ANÁLISE GEOESTATÍSTICA</b> .....	<b>39</b>
6.1	COMPOSIÇÃO DOS DADOS .....	39
6.2	DESAGRUPAMENTO DOS DADOS.....	41
6.3	TRATAMENTO DOS OUTLIERS .....	43
6.3.1	Realização do <i>Capping</i> .....	44
6.3.2	Validação do <i>Capping</i> .....	46
6.4	CORRELOGRAFIA .....	47
6.4.1	Correlogramas <i>Down the Hole</i> .....	49



6.4.2	Correlogramas direcionais .....	51
6.4.3	Transformação para parâmetros da variografia .....	61
<b>7</b>	<b>MODELO DE BLOCOS .....</b>	<b>65</b>
<b>8</b>	<b><i>KRIGAGEM</i>.....</b>	<b>66</b>
<b>9</b>	<b>CLASSIFICAÇÃO DE RECURSOS E RESERVAS.....</b>	<b>71</b>
<b>10</b>	<b>VALIDAÇÃO DA <i>KRIGAGEM</i> DO MODELO DE RECURSOS MEDIDOS .....</b>	<b>73</b>
10.1	VALIDAÇÃO GLOBAL .....	73
10.2	VALIDAÇÃO CRUZADA .....	73
10.3	ANÁLISE DE DERIVA.....	75
10.3.1	Área 1 .....	76
10.3.2	Área 2 .....	78
10.3.3	Área 3 .....	80
10.3.4	ANÁLISE DOS RESULTADOS.....	82
<b>11</b>	<b>VALIDAÇÃO DA <i>KRIGAGEM</i> DO MODELO DE RECURSOS MEDIDOS E INDICADOS .....</b>	<b>83</b>
11.1	VALIDAÇÃO GLOBAL .....	83
11.2	ANÁLISE DE DERIVA.....	83
11.2.1	Área 1 .....	83
11.2.2	Área 2 .....	86
11.2.3	Área 3 .....	89
11.2.4	Análise dos resultados.....	91
11.2.5	ANÁLISE DOS RESULTADOS.....	91
<b>12</b>	<b>CURVAS DE PARAMETRIZAÇÃO .....</b>	<b>92</b>
<b>13</b>	<b>GEOMECÂNICA .....</b>	<b>94</b>
13.1	CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO ROCHOSO.....	94
13.2	DEFINIÇÃO DOS PARÂMETROS GEOMECÂNICOS .....	95
<b>14</b>	<b>DEFINIÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA .....</b>	<b>97</b>
<b>15</b>	<b>PREMISSAS PARA A REALIZAÇÃO DO PROJETO .....</b>	<b>100</b>
<b>16</b>	<b>DEFINIÇÃO DO REGIME DE TRABALHO .....</b>	<b>102</b>
<b>17</b>	<b>FUNÇÃO BENEFÍCIO.....</b>	<b>103</b>
17.1	PREÇO DE VENDA DO OURO .....	103
17.2	CUSTO DE LAVRA E BENEFICIAMENTO.....	105

17.3	TEOR DO CORTE .....	108
<b>18</b>	<b>CUBAGENS .....</b>	<b>110</b>
<b>19</b>	<b>REGIME DE PRODUÇÃO E VIDA ÚTIL DA MINA .....</b>	<b>113</b>
<b>20</b>	<b>PROJETO DE DESMONTE DE ROCHA .....</b>	<b>114</b>
20.1	GALERIAS DE DESENVOLVIMENTO.....	115
20.2	GALERIAS DE LAVRA.....	116
<b>21</b>	<b>CICLOS DE OPERAÇÕES UNITÁRIAS PARA A PRODUÇÃO .....</b>	<b>120</b>
<b>22</b>	<b>PLANEJAMENTO DE MINA.....</b>	<b>125</b>
22.1	ANÁLISE GEOMÉTRICA DOS CORPOS.....	125
22.2	<i>DESIGN</i> DE MINA.....	126
22.3	CUMPRIMENTO DO PLANO.....	134
22.4	ANÁLISE DO DESENVOLVIMENTO .....	135
22.4.1	Custos de desenvolvimento .....	135
22.4.2	Tempo de desenvolvimento .....	137
22.5	METODOLOGIA DE LAVRA.....	142
22.6	ENCHIMENTO DOS REALCES.....	144
<b>23</b>	<b>ESCORAMENTO DO TETO .....</b>	<b>145</b>
23.1	TEMPO DE AUTO-SUSTENTAÇÃO.....	145
23.2	DIMENSIONAMENTO DE PARAFUSOS DE TETO E MALHA DE ESCORAMENTO .....	146
<b>24</b>	<b>SEQUENCIAMENTO DE LONGO PRAZO DA MINA .....</b>	<b>149</b>
24.1	AVALIAÇÃO DOS RESULTADOS .....	151
<b>25</b>	<b>DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS.....</b>	<b>152</b>
25.1	SELEÇÃO DA LHD .....	152
25.2	SELEÇÃO DO JUMBO .....	154
25.3	SELEÇÃO DA PERFURATRIZ DE TETO.....	155
25.4	DIMENSIONAMENTO DA FROTA DE CAMINHÕES.....	156
25.4.1	Frota para o transporte do minério.....	156
25.4.2	Frota para o transporte de estéril.....	159
<b>26</b>	<b>VENTILAÇÃO DE MINA .....</b>	<b>162</b>

26.1	METODOLOGIA DA VENTILAÇÃO .....	162
26.2	VAZÃO REQUERIDA NA MINA .....	162
26.2.1	Cálculo conforme o item a .....	163
26.2.2	Cálculo conforme o item b .....	164
26.2.3	Cálculo conforme o item c.....	165
26.3	CIRCUITOS DE VENTILAÇÃO .....	165
26.4	VELOCIDADE DE ESCOAMENTO DO AR .....	170
<b>27</b>	<b>PILHA DE ESTÉRIL.....</b>	<b>172</b>
<b>28</b>	<b>TRATAMENTO DE MINÉRIOS.....</b>	<b>175</b>
28.1	PLANTA DE BENEFICIAMENTO .....	175
28.2	FLUXOGRAMA DO PROCESSO DE BENEFICIAMENTO.....	176
28.3	COMINUIÇÃO E PENEIRAMENTO .....	177
28.4	MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO .....	181
28.5	SEPARAÇÃO .....	186
<b>29</b>	<b>PROCESSOS QUÍMICOS.....</b>	<b>195</b>
<b>30</b>	<b>ECONOMIA MINERAL .....</b>	<b>199</b>
30.1	INVESTIMENTOS E CUSTOS OPERACIONAIS.....	201
30.2	CUSTOS DE EQUIPAMENTOS .....	202
30.3	CUSTO DE DESENVOLVIMENTO.....	204
30.4	CUSTO DO TRANSPORTE .....	206
30.5	FECHAMENTO DE MINA .....	207
30.6	FLUXO DE CAIXA.....	208
30.7	TIR .....	210
30.8	<i>PAY BACK</i> .....	212
30.9	ANÁLISE DE SENSIBILIDADE E <i>BREAK EVEN COST</i> .....	213
<b>31</b>	<b>FECHAMENTO DE MINA .....</b>	<b>215</b>
31.1	ÁGUA PROVENIENTE DAS ETAPAS DE BENEFICIAMENTO .....	215
31.2	MATERIAL CONTENDO ARSÊNIO.....	216
31.3	MATERIAL SÓLIDO.....	216
31.4	PILHA DE ESTÉRIL E BACIA DE REJEITO.....	217
31.5	MONITORAMENTO.....	217

<b>32</b>	<b>CONCLUSÃO .....</b>	<b>219</b>
	<b>REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS .....</b>	<b>220</b>

## 1 INTRODUÇÃO

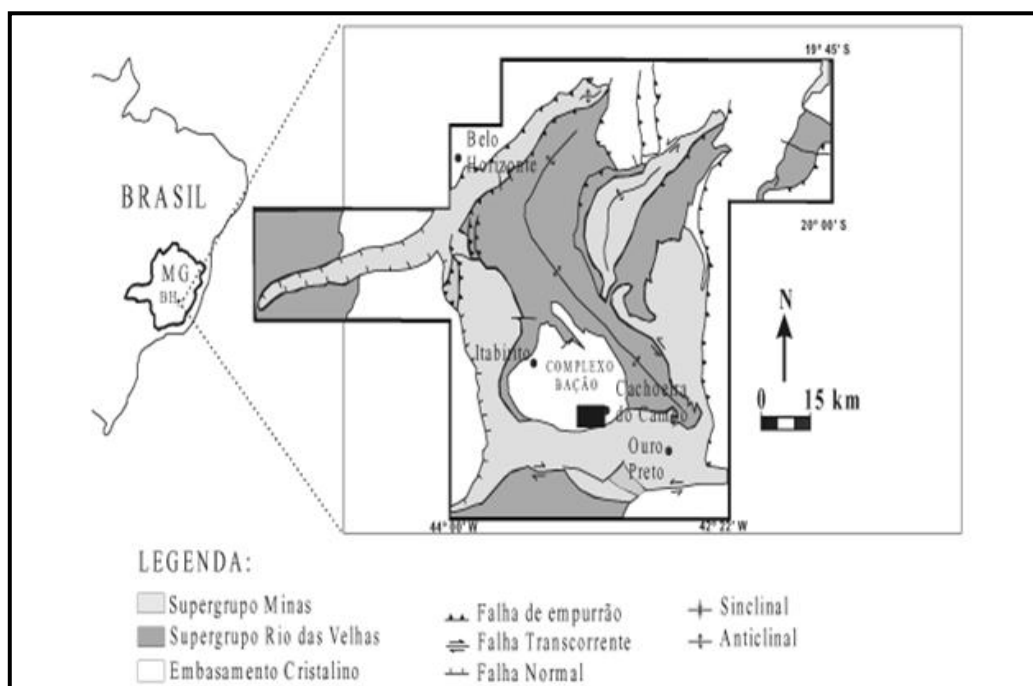
O presente trabalho visa analisar a pré-viabilidade de um depósito mineral de ouro.

Para realização do projeto foi fornecido, pelo Departamento de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul, um banco de dados em formato “csv”, contendo uma análise dos furos de sondagem e um arquivo de topografia do terreno em formato *dxf*.

O projeto é multidisciplinar sendo dividido em 5 áreas principais: Modelagem Geológica, Análise Geoestatística, Lavra de Minas, Beneficiamento de Minério e Avaliação Econômica.

## 2 LOCALIZAÇÃO

Para inferir a localização do depósito de ouro em estudo, foi realizada uma comparação entre a geologia dos furos de sondagens e as possíveis formações geológicas com características similares no Brasil, encontrando-se uma grande semelhança com o Quadrilátero Ferrífero, MG, como mostra a **Figura 1**.



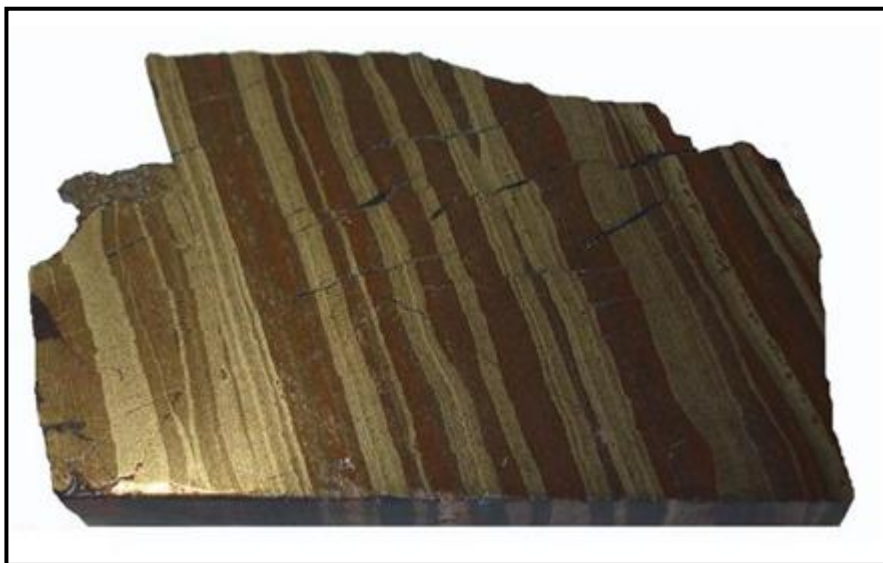
**Figura 1 - Localização do depósito mineral**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 3 GEOLOGIA

O Quadrilátero Ferrífero se estende por uma área aproximada de 7.000 km<sup>2</sup>, na porção central do Estado de Minas Gerais, e representa uma região geologicamente importante do Pré-Cambriano brasileiro, devido a suas riquezas minerais, principalmente ouro, ferro e manganês.

A geologia do depósito de ouro situa-se em Formações Ferríferas Bandadas (BIF's), que são intercalações de níveis hematíticos com níveis quartzosos, formadas em ambiente marinho, à medida que o oxigênio é liberado da atividade fotossintética das cianobactérias. Este oxigênio, combinado com ferro dissolvido na água do oceano, origina óxidos de ferro insolúveis em água que, conseqüentemente, precipitam, formando finos leitos de óxidos de ferro, como mostra a **Figura 2**.

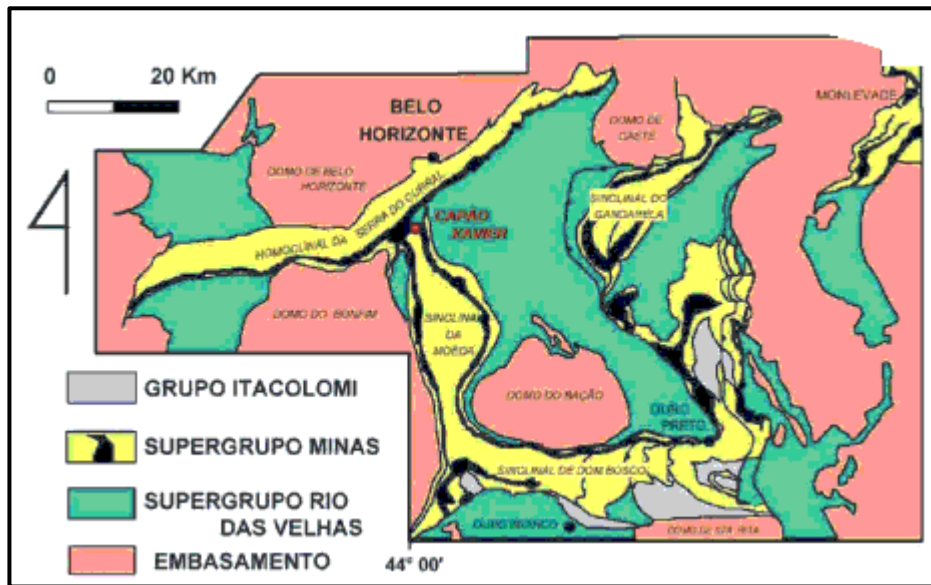


**Figura 2 - BIFs, rocha hospedeira da mineralização de ouro.**

Fonte: <http://e-geo.ineti.pt>

Os corpos mineralizados associados à formação ferrífera bandada podem ser maciços ou bandados. A pirita é o principal constituinte do minério, seguido de arsenopirita e pirrotita. Os minerais de ganga são quartzo e carbonato. As partículas de ouro estão inclusas normalmente na pirita e excepcionalmente na arsenopirita (Vial, 1980). Nos veios de quartzo, o ouro ocorre livre ou incluso em sulfetos (Vieira, 1992).

As unidades litoestratigráficas que compõe o Quadrilátero Ferrífero são: Embasamento Cristalino (complexos metamórficos), Supergrupo Rio das Velhas, Supergrupo Minas e Grupo Itacolomi. Localmente são observadas bacias terciárias como Fonseca e Gandarela, como mostra a **Figura 3**.



**Figura 3 - Unidades litoestratigráficas do Quadrilátero Ferrífero.**

Fonte: <http://www.biodiversitas.org.br/planosdemanejo/pesrm/regiao4.htm>



## 4 BANCO DE DADOS

### 4.1 VERIFICAÇÃO, ANÁLISE E CORREÇÃO DO BANCO DE DADOS

O banco de dados recebido descreve uma campanha de sondagem em uma área de aproximadamente 4,5 Mm<sup>2</sup> que contém um depósito de ouro, onde foram realizados 1529 furos de sondagem, com as seguintes informações:

- Topografia da área em formato dxf;
- Banco de dados fornecido em formato csv com formatação *DataMine* – X, Y e Z localizados no centro do intervalo amostral com as variáveis BHID, X, Y, Z, LENGTH, A0, B0, C0, FROM, TO, LITO, ROCK, NIVEL, SAMPLEID, AU, AS, S, Sb, AS2O3, WTYPE, WINT, RESTYPE, ALTTYPE, ALTINT, MINSTYLE, STYPE, DIPDIR, DELTA e RADIUS

O banco de dados foi verificado com os *softwares Minesigth e Excel* para possíveis correções. As mudanças realizadas foram:

- Topografia em formato dxf importada para o *software MineSigth*;
- Transformação das coordenadas X, Y e Z do ponto central das amostras cujo FROM é igual a zero para a boca de cada furo através de geometria analítica e trigonometria;
- Exclusão das variáveis desnecessárias para realização do trabalho: C0, ROCK, NIVEL, SAMPLEID, WTYPE, RESTYPE, ALTTYPE, ALTINT, MINSTAYLE, STYPE, DIPDIR, DELTA e RADIUS;
- Exclusão de intervalos duplicados;
- Adição de intervalos aos furos que não iniciavam com FROM igual a 0;
- Substituição do valor de -99 nos intervalos onde não havia especificação de teores;
- Organização das variáveis restantes nos arquivos *COLLAR, ASSAY e SURVEY* para posterior importação do banco de dados para o *software MineSight*;

- Cálculo da coluna *LENGHT* (*TO – FROM*).

*Collar* – Arquivo que contém as coordenadas X, Y e Z da boca de cada furo de sondagem e o comprimento destes (**Figura 4**).

BHID	X	Y	Z	DEPHT
BSBD0001	-96079.6	-99404.3	1001.62	240.2
BSBD0002	-96103.9	-99446.4	981.14	240.9
BSBD0003	-96047	-99353	1007.36	260
BSBD0004	-96017.5	-99307.8	997.5	250.65
BSBD0005	-96117.3	-99469.9	968.6	165.9
BSBD0006	-96069.1	-99385.4	1004.71	233.6
BSBD0007	-96031.1	-99335.9	1003.37	232.6
BSBD0008	-96091.9	-99427.7	992.02	205.3
BSBD0009	-95796.7	-99417	967.52	286.31
BSBD0010	-95805.9	-99434.2	977.4	321.45
BSBD0011	-95786.9	-99394.7	955.77	270.75
BSBD0012	-95820.5	-99457.9	987.6	271.35
BSBD0013	-95831.3	-99480.5	993.69	272.1

**Figura 4 - Arquivo *Collar*.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

*ASSAY* – Arquivo que contém as informações de análise química e interpretação geológica de cada furo de sondagem (**Figura 5**).

BHID	FROM	TO	AU	AS	S	SB	AS2O3	LITO	WINT	LENGH
BSBD0001	0	1.6	-99	-99	-99	-99	-99	MANX	NA	1.6
BSBD0001	1.6	22.35	-99	-99	-99	-99	-99	MANX	NA	20.75
BSBD0001	22.35	23.62	-99	-99	-99	-99	-99	QZ	NA	1.27
BSBD0001	23.62	28.2	-99	-99	-99	-99	-99	MANX	NA	4.58
BSBD0001	28.2	30.7	-99	-99	-99	-99	-99	MANX	NA	2.5
BSBD0001	30.7	41	-99	-99	-99	-99	-99	X1	NA	10.3
BSBD0001	41	49.7	-99	-99	-99	-99	-99	X1	NA	8.7
BSBD0001	49.7	54.5	-99	-99	-99	-99	-99	XG	NA	4.8
BSBD0001	54.5	55.5	-99	-99	-99	-99	-99	XG	NA	1
BSBD0001	55.5	60	-99	-99	-99	-99	-99	MD	NA	4.5
BSBD0001	60	80.42	-99	-99	-99	-99	-99	MD	NA	20.42
BSBD0001	80.42	81.11	0.03	-99	-99	-99	-99	XG	NA	0.69
BSBD0001	81.11	81.8	0.07	-99	-99	-99	-99	XG	NA	0.69
BSBD0001	81.8	82.5	0.16	-99	-99	-99	-99	BIF	NA	0.7
BSBD0001	82.5	83.4	1.1	-99	-99	-99	-99	BIF	NA	0.9
BSBD0001	83.4	84.23	0.07	-99	-99	-99	-99	XG	NA	0.83
BSBD0001	84.23	85.07	0.03	-99	-99	-99	-99	XG	NA	0.84
BSBD0001	85.07	85.91	0.03	-99	-99	-99	-99	XG	NA	0.84
BSBD0001	85.91	86.75	0.17	-99	-99	-99	-99	XG	NA	0.84
BSBD0001	86.75	87.52	0.09	-99	-99	-99	-99	BIF	NA	0.77
BSBD0001	87.52	88.29	0.13	-99	-99	-99	-99	BIF	NA	0.77

**Figura 5 - Arquivo Assay**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

*SURVEY* – Arquivo que contém as informações AZIMUTE e DIP de cada furo de sondagem (**Figura 6**).

BHID	FROM	AZ	DIP
BSBD0001	0	314.03	-72.31
BSBD0001	1.6	313.5	-72.83
BSBD0001	22.35	314.17	-72.14
BSBD0001	23.62	314.35	-71.96
BSBD0001	28.2	314.55	-71.73
BSBD0001	30.7	314.11	-71.34
BSBD0001	41	313.39	-70.74
BSBD0001	49.7	312.9	-70.32
BSBD0001	54.5	312.7	-70.14
BSBD0001	55.5	312.51	-69.96
BSBD0001	60	311.99	-69.63
BSBD0001	80.42	311.62	-69.43
BSBD0001	81.11	311.6	-69.42
BSBD0001	81.8	311.57	-69.41

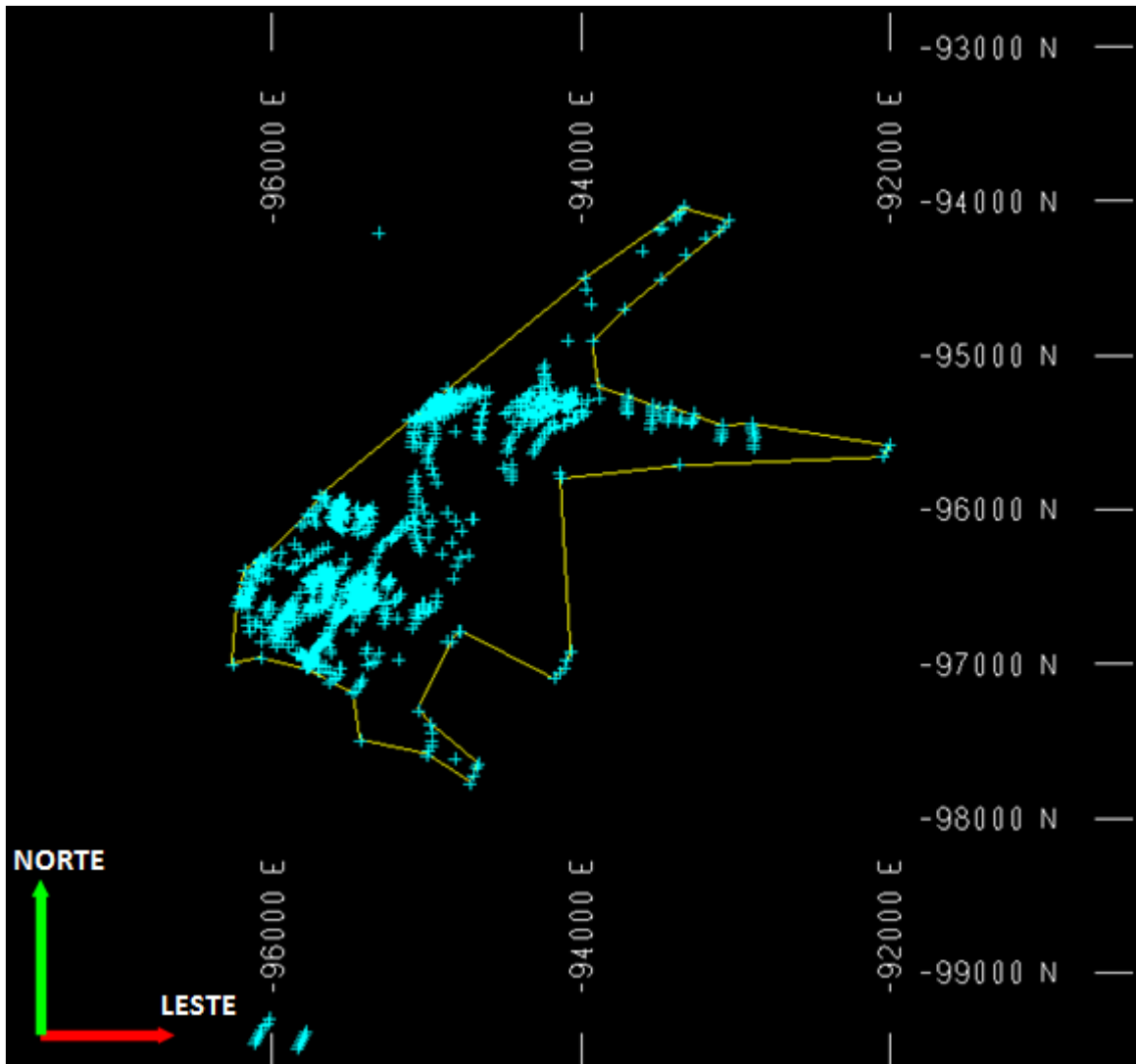
**Figura 6 - Arquivo Survey**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### 4.2 MAPA DE LOCALIZAÇÃO DOS FUROS NO PLANO X,Y

Com os dados do arquivo *Collar*, foi feito o mapa de localização da boca dos furos no *software MineSight*, conforme está ilustrado na **Figura 7**.

Pode-se notar que o espaçamento amostral é bastante variado, alcançando 4 km de comprimento por 4 km de largura, com um adensamento da malha de amostragem na região leste.



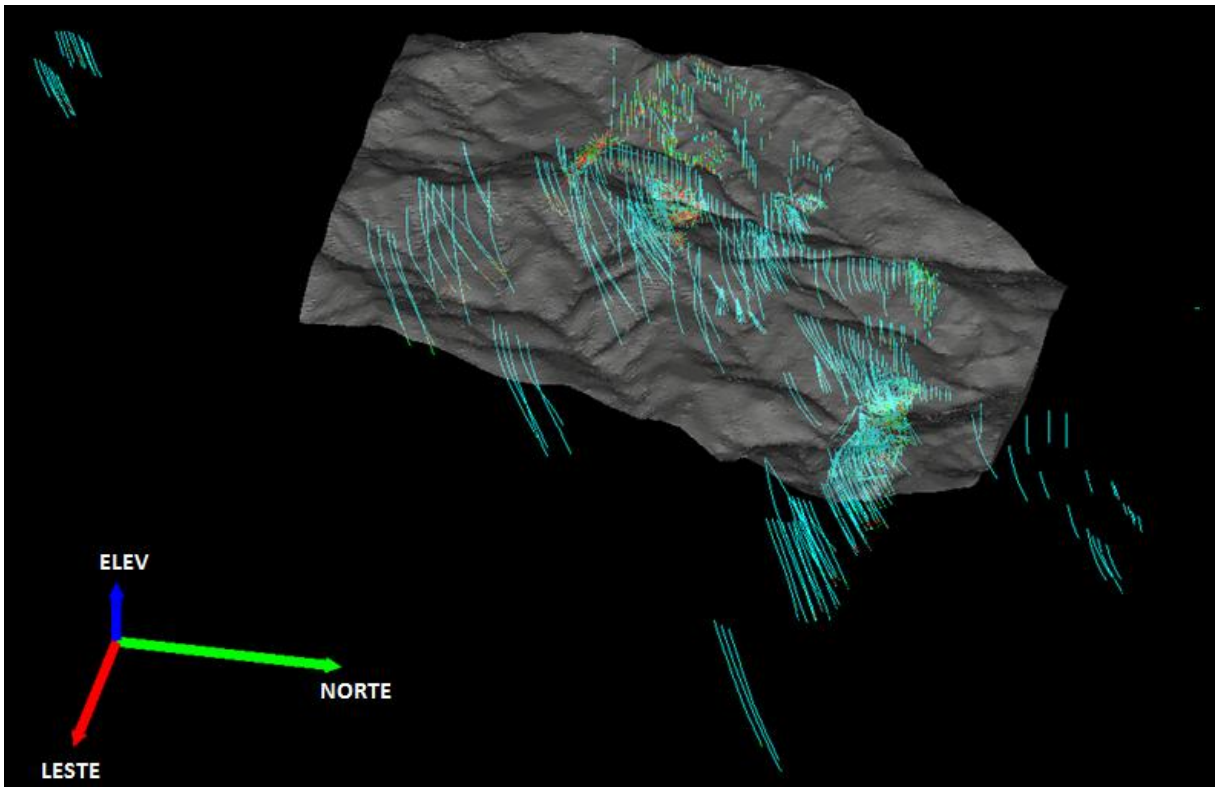
**Figura 7 - Mapa de Localização das amostras**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### 4.3 IMPORTAÇÃO DO BANCO DE DADOS

Os dados dos arquivos *Collar*, *Assay*, *Survey* e Topografia foram importados para o software *MineSight*.

A **Figura 8** ilustra uma vista panorâmica dos furos de sondagem juntamente com a topografia.



**Figura 8 - Furos de Sondagem e topografia**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

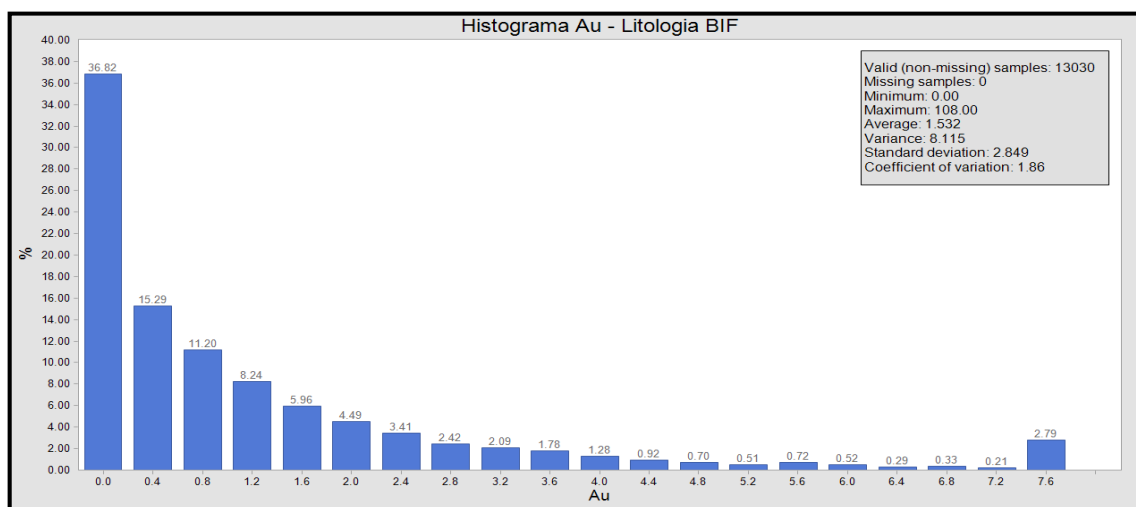
## 5 MODELAGEM GEOLÓGICA

### 5.1 DEFINIÇÃO DE UM TEOR DE CORTE PARA REALIZAR A INTERPRETAÇÃO DOS FUROS DE SONDAGEM

Foram realizados histogramas ponderados pela variável *LENGTH* para cada litologia, com o intuito de verificar os seus sumários estatísticos e suas representatividades do todo. Posteriormente, identificaram-se as 3 litologias mais representativas: **BIF (20,5%), MCH (25,90%) e XG (31,62%)**.

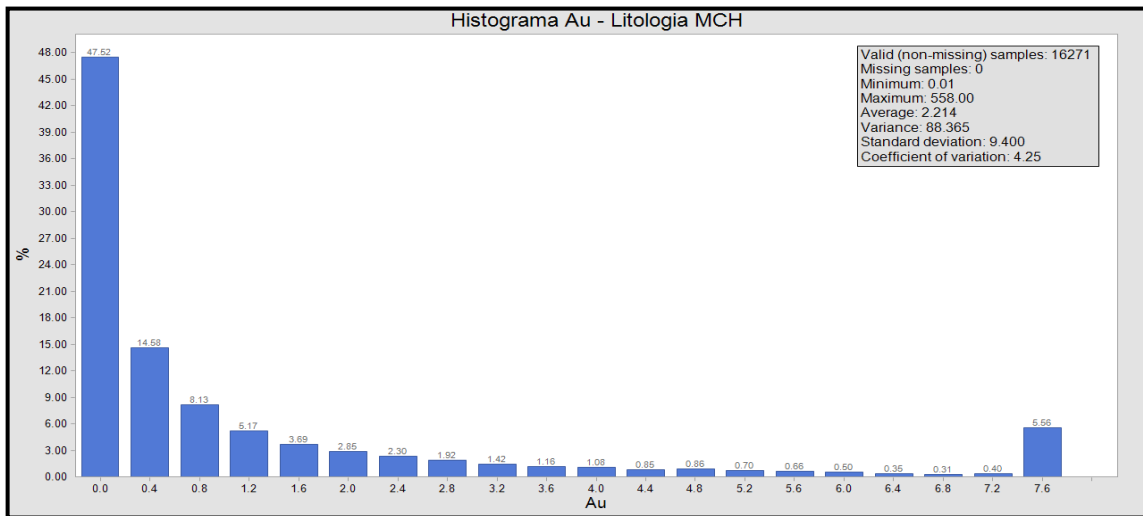
No **Gráfico 1**, **Gráfico 2** e **Gráfico 3** estão apresentados os histogramas das litologias BIF, MCH e XG respectivamente.

Gráfico 1 - Histograma Au para a litologia BIF



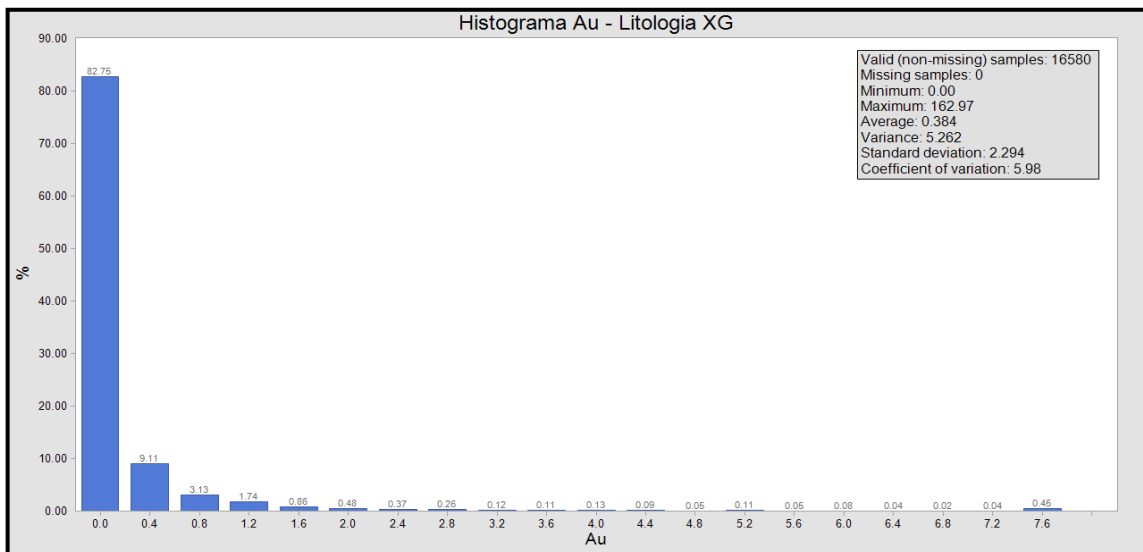
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 2 - Histograma Au para a litologia MCH**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 3 - Histograma Au para a litologia XG**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O teor de corte para realizar a modelagem geológica foi considerado como sendo a menor média entre as litologias mais representativas, o que resulta em 0.4 ppm.

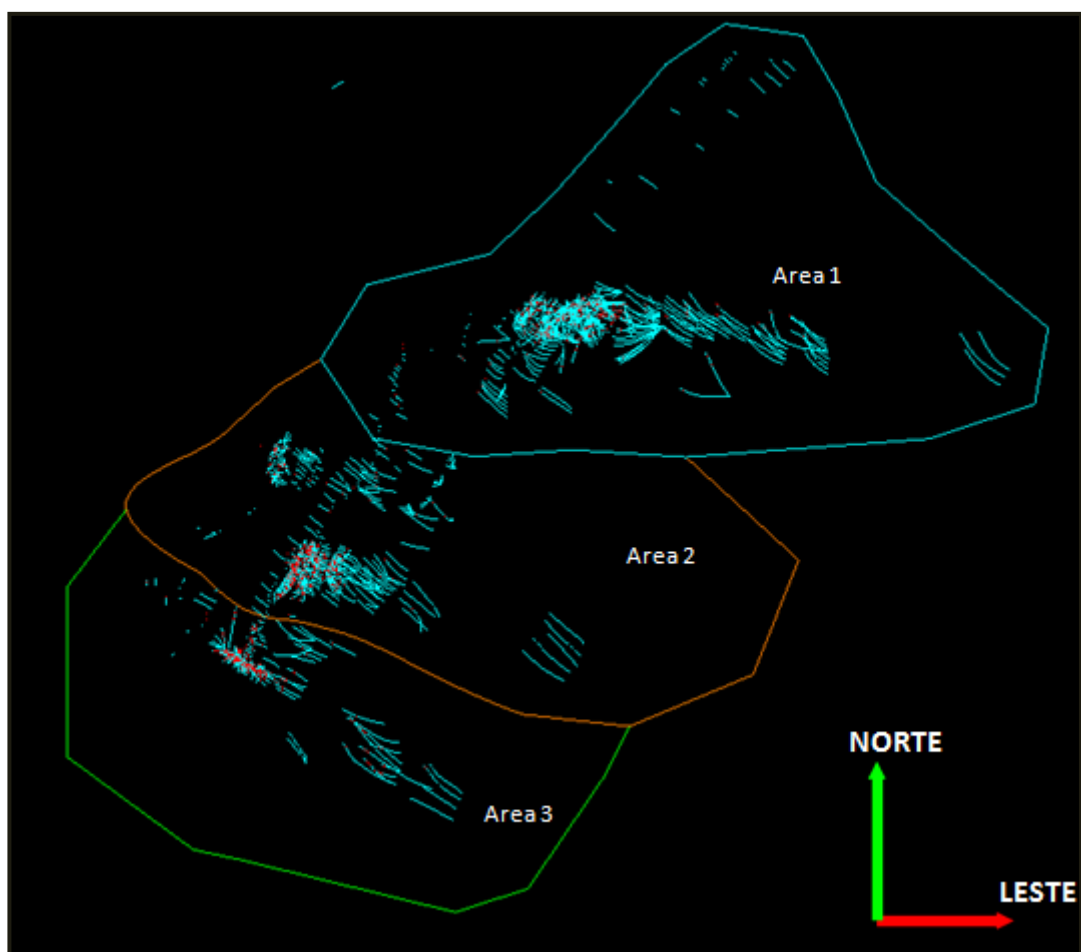
Optou-se por realizar a modelagem geológica a partir de um teor de corte conservador, sabendo-se que o depósito em questão será lavrado de forma subterrânea e que o teor de 0.4 ppm não representa um teor econômico para a lavra subterrânea de ouro na prática atual.



## 5.2 DIVISÃO DO DEPÓSITO MINERAL EM ÁREAS DISTINTAS

A área total foi subdividida em 3 áreas diferentes de forma que os corpos modelados não podem ultrapassar as fronteiras de cada área.

A **Figura 9** ilustra a subdivisão das áreas.

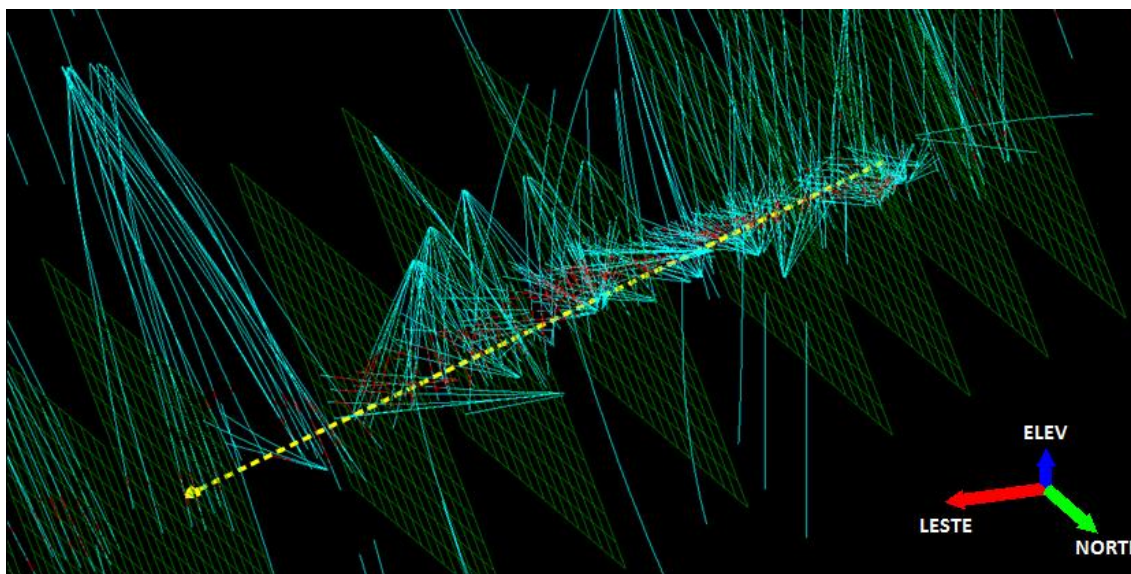


**Figura 9 - Subdivisão da área total em 3 áreas diferentes**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 5.3 CRIAÇÃO DE PLANOS PERPENDICULARES AO DIP DE CADA CORPO GEOLÓGICO

Foram criados planos perpendiculares ao DIP de cada corpo geológico, como está ilustrado na **Figura 10**.



**Figura 10 - Criação de planos perpendiculares ao mergulho da mineralização.**

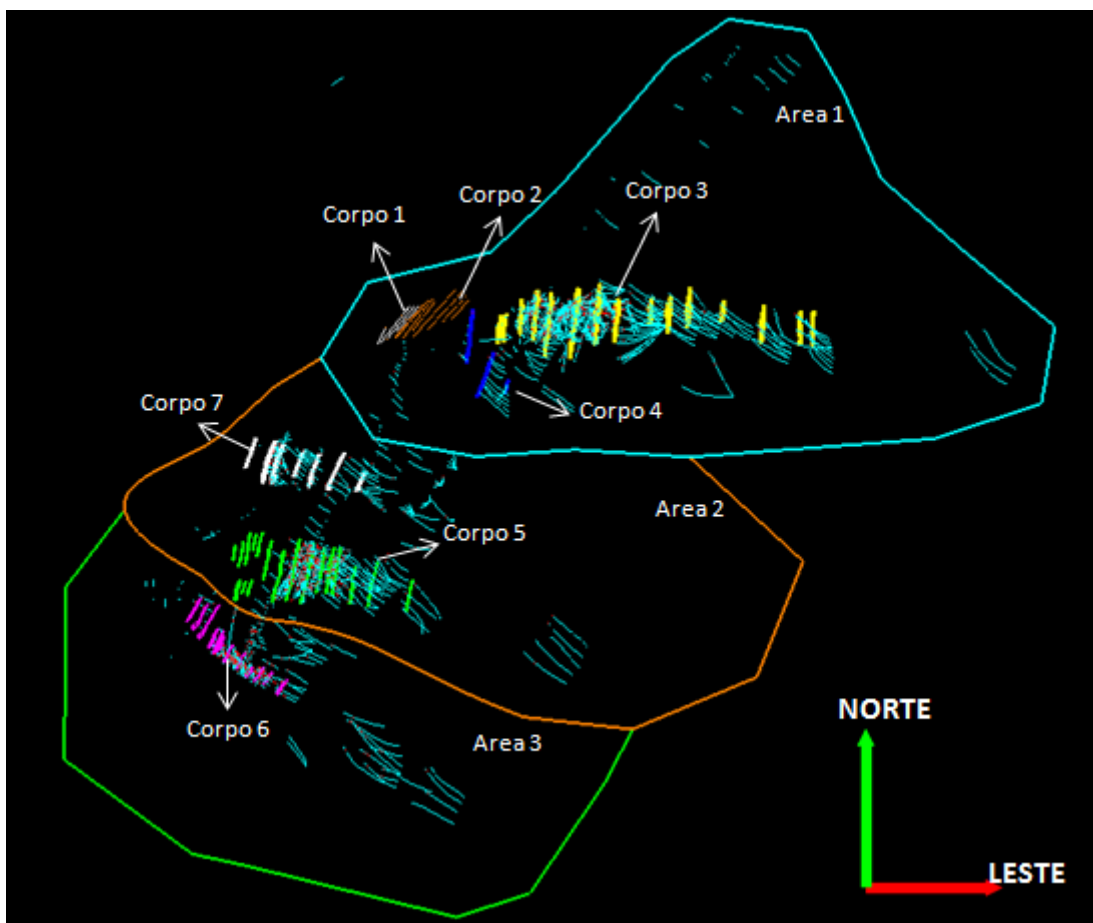
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Foi considerado um espaçamento variado entre os planos, de modo a assegurar que todos os furos sejam visualizados da melhor forma possível quando acumulados em um determinado plano.

#### 5.4 INTERPRETAÇÃO E *LINKAGEM* DAS SEÇÕES

Foram interpretadas seções para 7 corpos diferentes e, posteriormente, foi realizada a *linkagem* destas seções para gerar os sólidos dos corpos mineralizados.

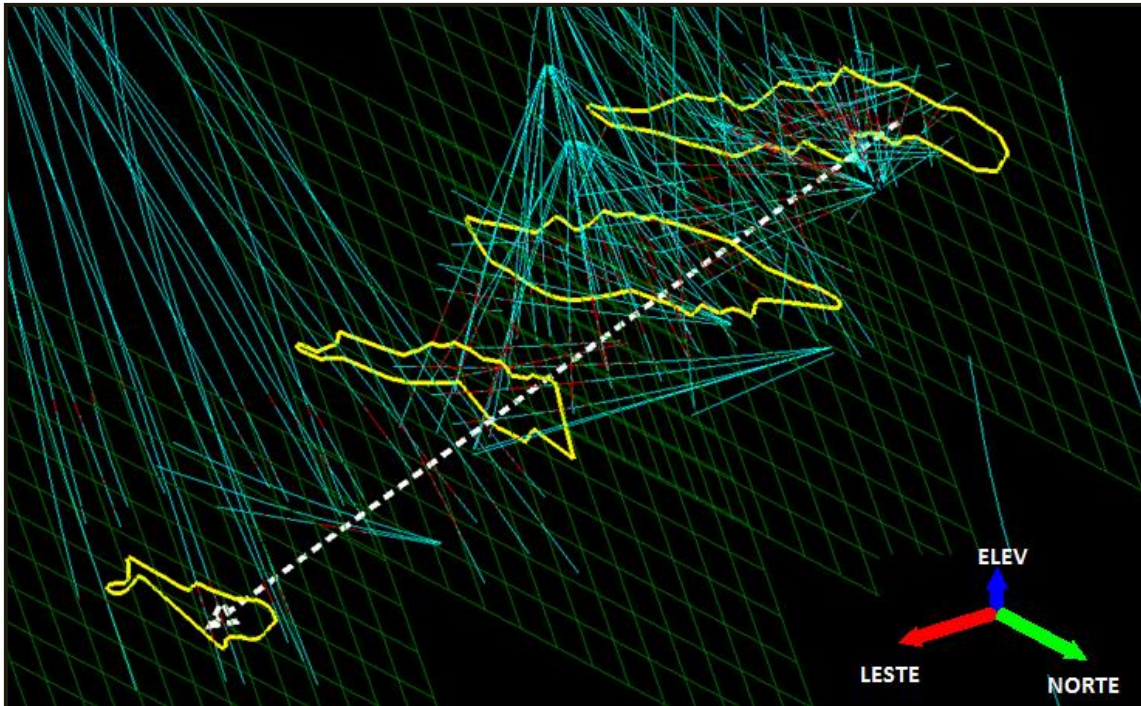
A **Figura 11** apresenta uma vista de topo das seções criadas, bem como os corpos a que cada uma pertence.



**Figura 11 - Vista em planta das seções criadas para a modelagem geológica**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 12** representa a interpretação de seções geológicas de parte do corpo 3.



**Figura 12 – Interpretação das seções geológicas do corpo 3**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 13** representa a interpretação geológica para parte do plano 44 do corpo 3, é possível verificar que a modelagem geológica foi realizada respeitando as litologias de interesse e o teor de corte.

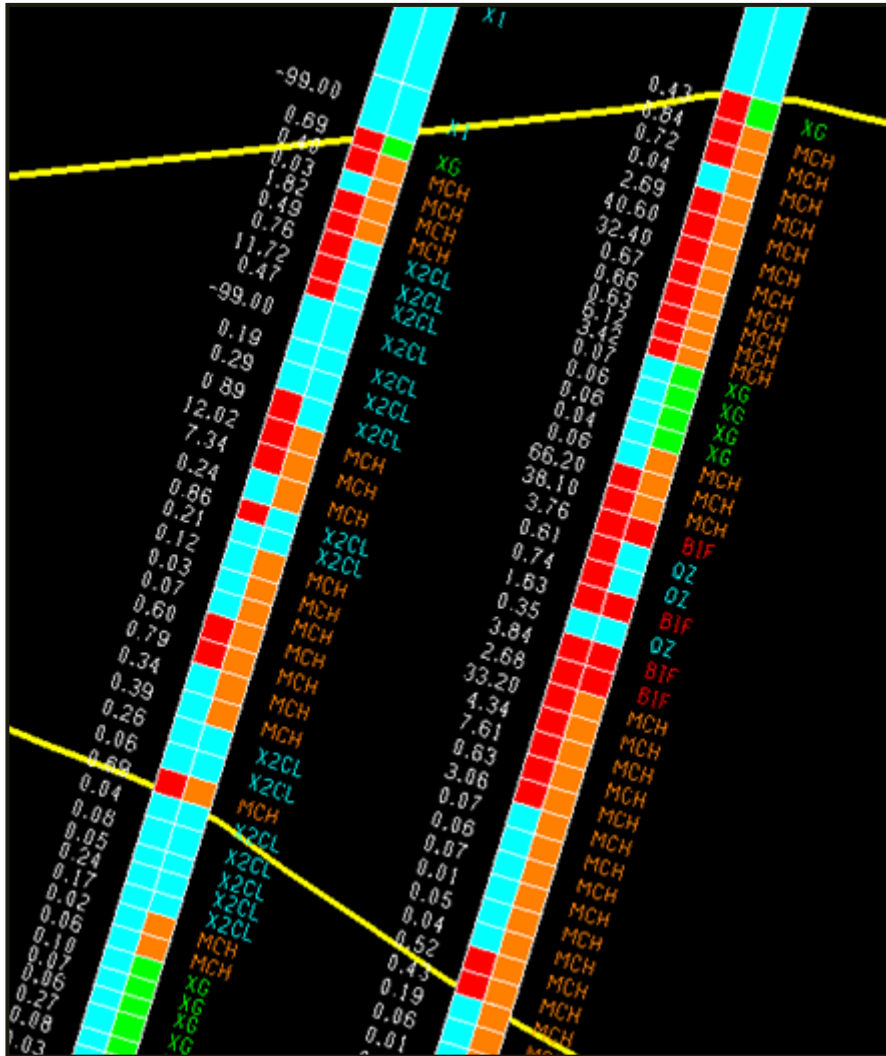
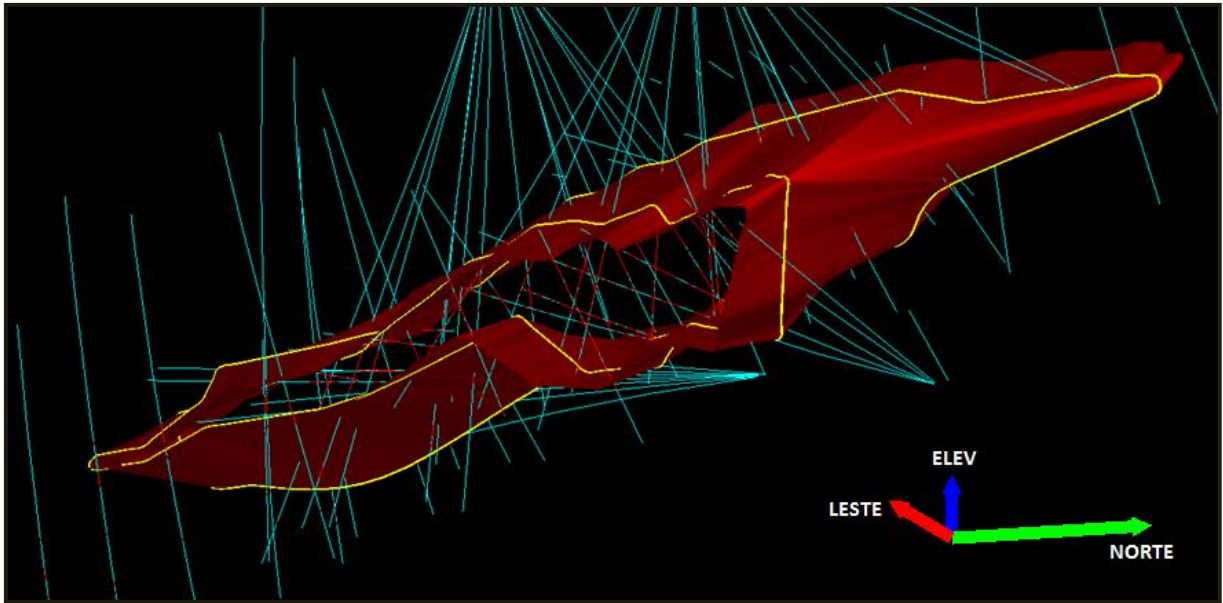


Figura 13 - Interpretação da seção geológica no plano 44 do corpo 3

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 14** apresenta uma ilustração da *linkagem* de duas seções; é possível verificar que a parte vermelha dos furos de sondagem que representa teores de Au acima de 0.4 ppm esta contida praticamente toda dentro das seções *linkadas*.

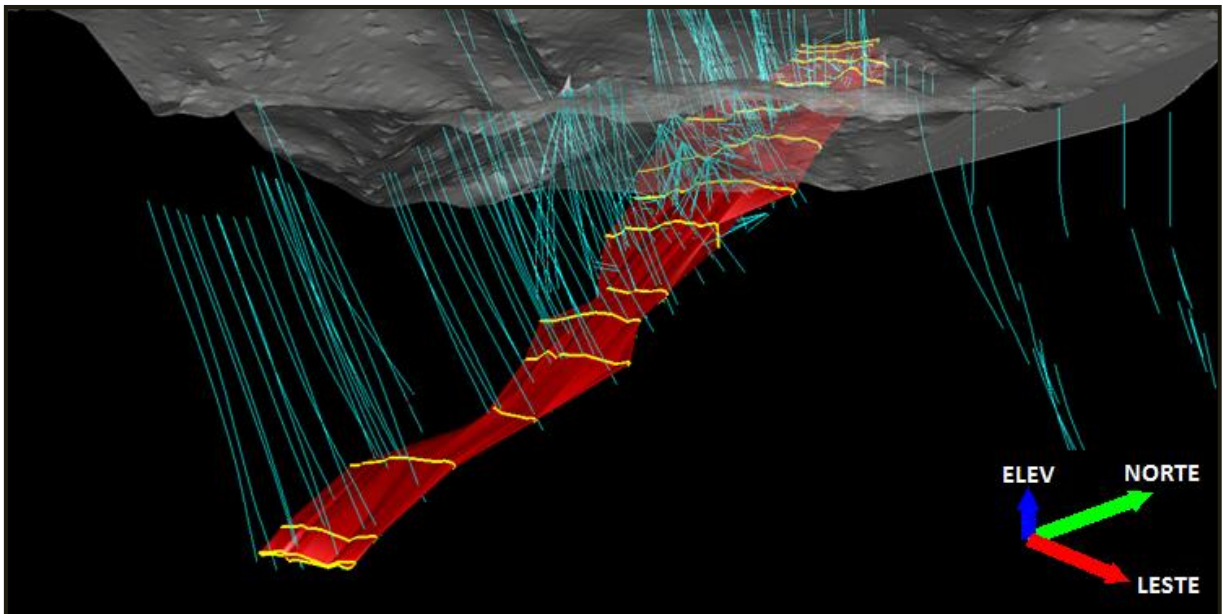




**Figura 14 - Linkagem de duas seções para o corpo 3**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 15** apresenta uma vista do corpo 3 já totalmente *linkado*.



**Figura 15 - Modelagem completa do corpo 3**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 16** apresenta uma vista de topo dos corpos modelados.

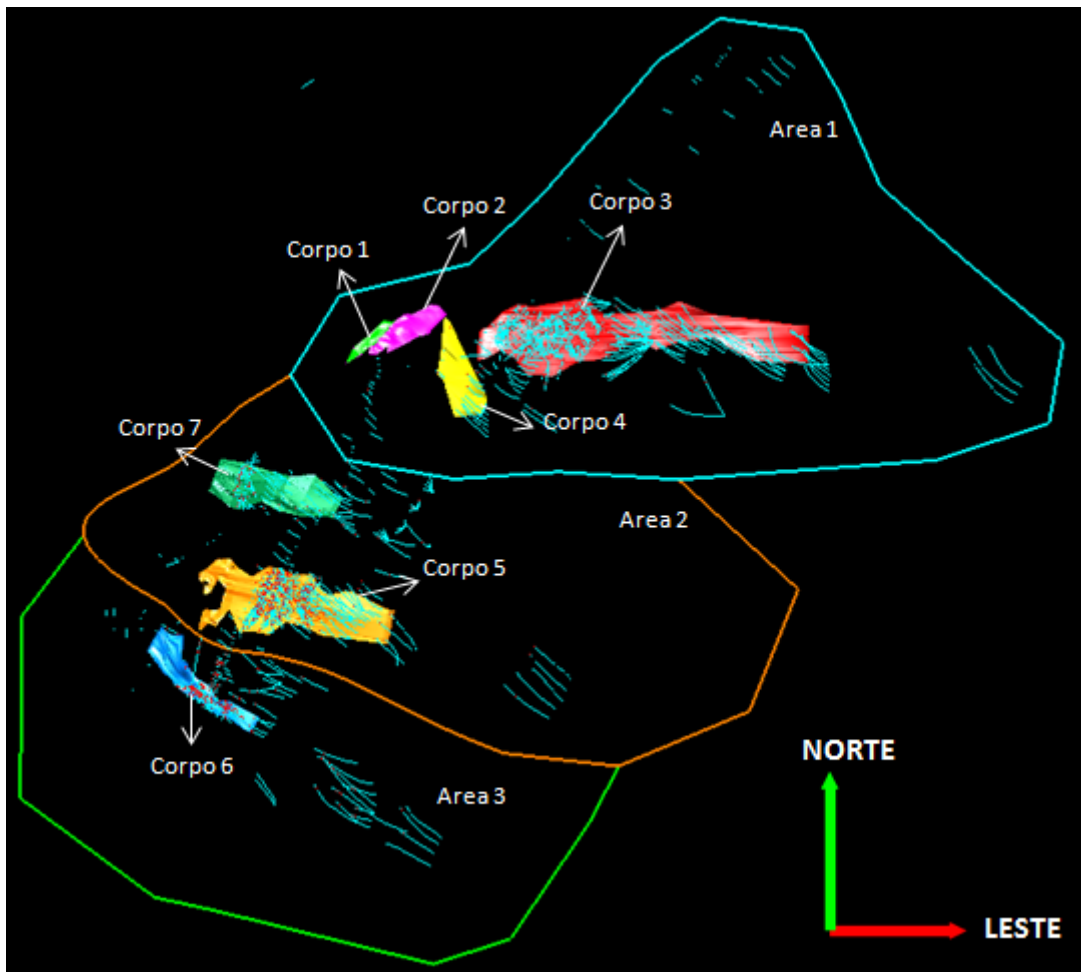


Figura 16 - Vista em planta dos corpos modelados

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 5.5 PARÂMETROS DOS CORPOS MODELADOS

A partir da **Tabela 1** podem-se verificar os parâmetros dos corpos mineralizados.

Tabela 1 - Parâmetros dos corpos modelados

Corpo	Extensão ao longo do DIP (m)	Azimute	DIP	Profundidade		Afloramento		
				Mínima	Máxima	X	Y	Z
1	135	70	0	0	50	-95062.4	-95396.8	962.07
2	435	70	-3.4	0	69	-94678.5	-95216.6	924.31
3	1,560	90	-15	138	520	-	-	-
4	390	139	-35	44	340	-	-	-
5	965	100	-25.3	0	460	-95758.4	-96539	1039.15
6	685	131	-27.7	0	257	-95977.7	-96735.2	1084.4
7	665	104	-28	20	348	-	-	-

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 5.6 CÁLCULO DA ESPESSURA E VOLUME DOS CORPOS MINERALIZADOS

### 5.6.1 Espessura

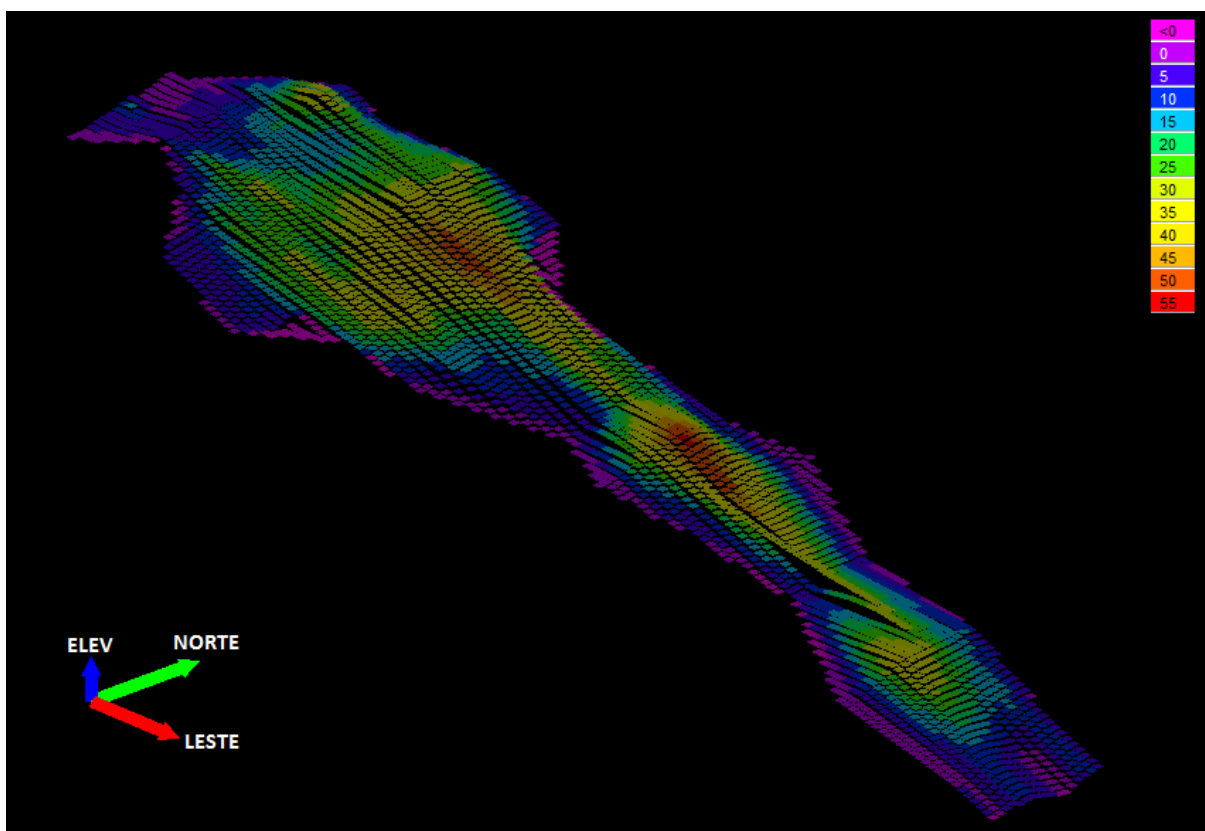
Para o cálculo da espessura, os corpos minerais foram divididos em topo e base e então foi realizada uma *gridagem* da cota z em blocos de 10x10 metros de comprimento nas direções leste e norte.

Após isto, foi carimbada, em uma variável de espessura, as diferenças entre as cotas do topo e da base, finalmente, uma análise estatística básica através de histogramas revelou uma estimativa para a espessura média dos corpos.

Valores abaixo de 1 metro não foram considerados para o cálculo da espessura, visando eliminar o efeito de borda.

A **Figura 17** ilustra a *gridagem* realizada para o corpo 3, cores quentes representam locais de elevadas espessuras e cores frias representam locais de baixas espessuras.





**Figura 17 - Gridagem do corpo 3**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 2** apresenta a espessura média de cada corpo modelado.

**Tabela 2 -Espessura dos corpos modelados**

<b>Corpo</b>	<b>Mínima (m)</b>	<b>Máxima (m)</b>	<b>Média (m)</b>
<b>1</b>	2.2	19.3	<b>8.1</b>
<b>2</b>	1.0	30.6	<b>7.9</b>
<b>3</b>	1.0	55.5	<b>21.0</b>
<b>4</b>	1.0	12.2	<b>6.0</b>
<b>5</b>	1.0	39.5	<b>12.3</b>
<b>6</b>	1.8	73.6	<b>29.1</b>
<b>7</b>	1.0	26.0	<b>7.0</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 5.6.2 Volume

Para o cálculo do volume, foi utilizada a ferramenta “*Query*” do *software Minesigth*. O volume total de todos os corpos modelados é de 12,004,153 m<sup>3</sup>.

A **Tabela 3** apresenta o cálculo do volume para cada corpo modelado.

Tabela 3 - Volume de cada corpo modelado

Corpo	Volume (m3)
1	89,749
2	364,624
3	6,266,350
4	335,060
5	2,458,960
6	1,795,899
7	693,511

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 6 ANÁLISE GEOESTATÍSTICA

### 6.1 COMPOSIÇÃO DOS DADOS

A composição dos dados visa à regularização das amostras de tamanhos diferentes, para amostras de mesmo comprimento, chamado de “suporte amostral”. O objetivo é obter informações de mesma representatividade espacial para a unidade mineralógica de interesse. Assim, regularizando o tamanho das amostras, não será preciso realizar ponderações pelo comprimento amostral na estimativa dos teores.

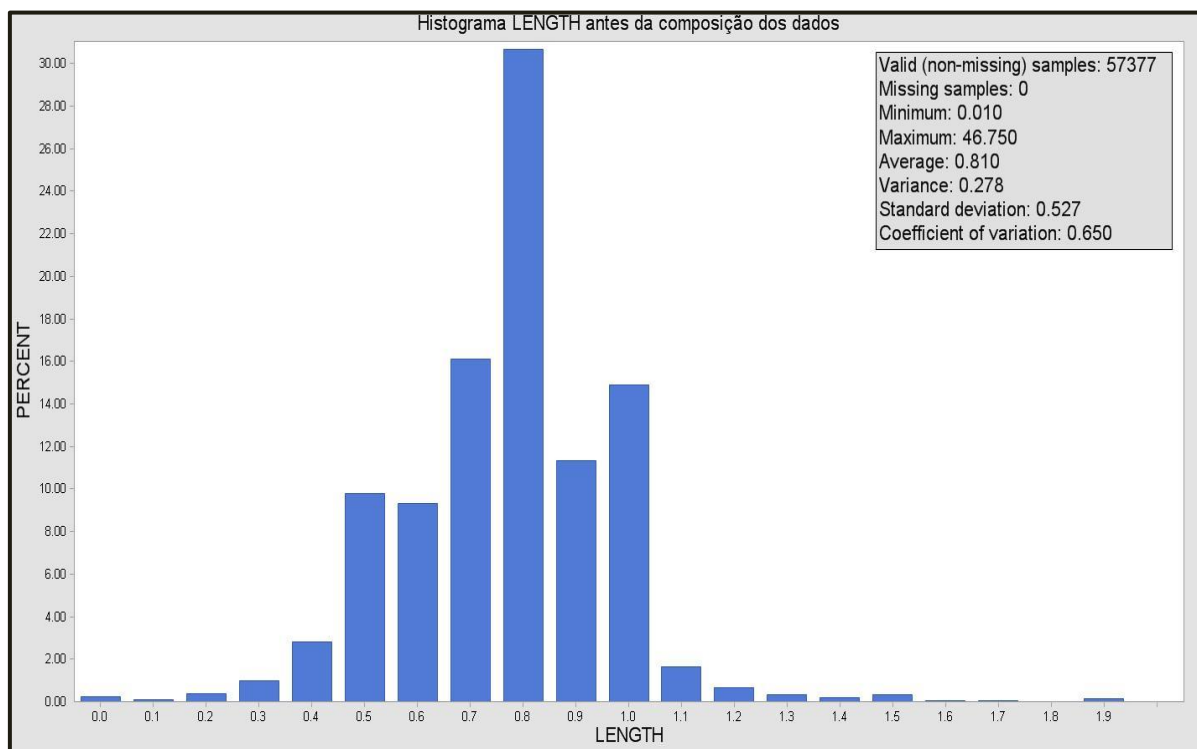
A regularização dos dados também serve como primeiro tratamento para os *outliers* (teores extremos), pois estes teores podem diminuir com a ponderação entre amostras necessária para realizar a composição dos dados.

Parâmetros da composição:

- Somente as amostras com informações sobre o teor de ouro foram compositadas.
- A composição dos dados foi feita respeitando a litologia do depósito, amostras de litologias diferentes não foram misturadas.
- Os teores de cada amostra compositada foram locados no ponto central de cada composta.

A escolha do tamanho de regularização amostral foi feita a partir da análise do histograma da variável comprimento (“*LENGTH*”), somente para amostras localizadas dentro dos corpos modelados, como mostra o **Gráfico 4**.

**Gráfico 4 - Histograma da variável LENGTH**

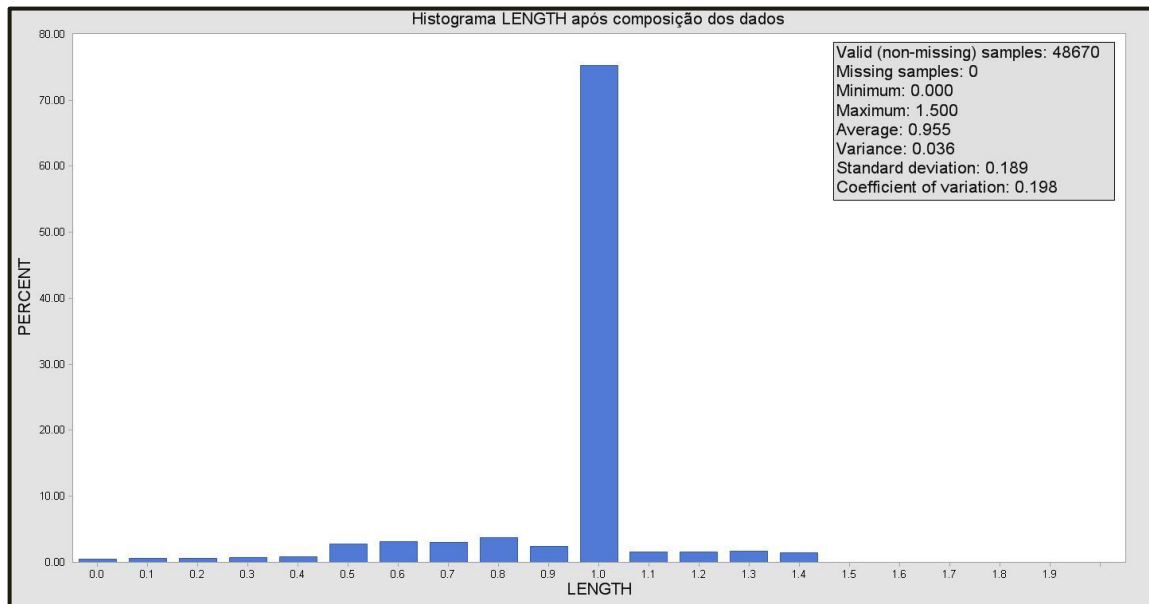


Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Como a maioria das amostras possuem um comprimento entre 0,7 e 1 metro, foi escolhido um tamanho de regularização amostral de 1 metro.

O histograma da variável “*LENGTH*”, após da composição, permite avaliar o trabalho efetuado. Podemos observar no **Gráfico 5** que 76% das amostras, ou seja, a maioria, tem um tamanho de 1 metro, o que valida o trabalho de composição.

Gráfico 5 - Histograma da variável “LENGTH” após da composição.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 6.2 DESAGRUPAMENTO DOS DADOS

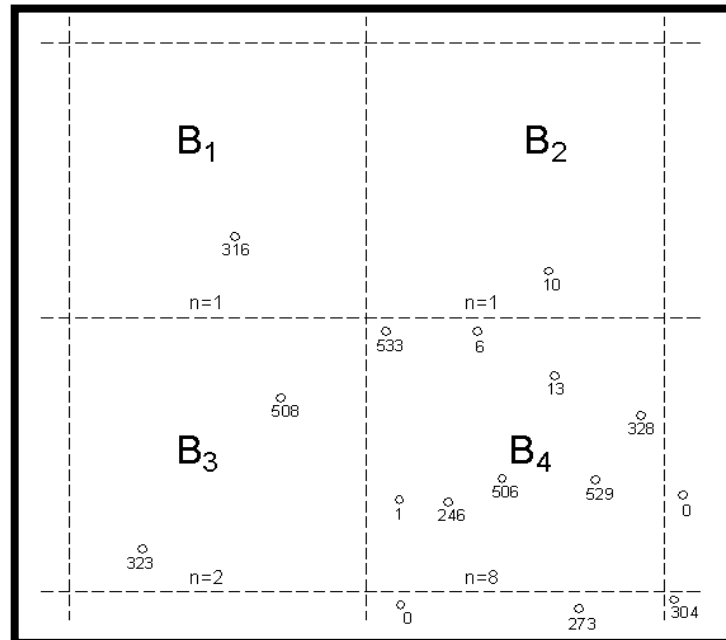
Sabe-se que fatores como condições de acessibilidade, estratégia de amostragem e valores de atributos esperados (ex: altos teores, concentração de metais, etc...) podem influenciar o espaçamento amostral. Assim, quando as amostras não estão espalhadas de maneira regular, a amostragem é dita preferencial.

É comum, em mineração, o adensamento amostral em função das áreas de interesse. Entretanto, esse fenômeno poderá produzir estimativas errôneas dos parâmetros estatísticos do depósito mineral.

Para corrigir esta incoerência é necessário atribuir pesos aos dados de modo a atenuar a influência do agrupamento.

Para realizar o desagrupamento das amostras neste trabalho foi utilizado o método das células móveis. Nesse método, originalmente proposto por Journel (1983) e Deutsch (1989), a área total é dividida em regiões retangulares chamadas de células, como representado na **Figura 18**. Cada amostra recebe um peso

inversamente proporcional ao número de amostras que caem dentro da mesma célula.



**Figura 18 - Método das células móveis**

Fonte: Slides de aula da disciplina de avaliação de depósitos (João Felipe, 2010)

A **Equação 1** apresenta o cálculo necessário para calcular os pesos de cada célula.

**Equação 1 - Cálculo para atribuição de peso as células**

$$\lambda_{\alpha} = \frac{1}{B \cdot n}$$

$$m = \sum_{\alpha=1}^n \lambda_{\alpha} \cdot z(u_{\alpha})$$

Fonte: Slides de aula da disciplina de avaliação de depósitos (João Felipe, 2010)

Onde:

$B$  = número de células

$n$  = número de dados em cada célula

$\lambda_{\alpha}$  = peso

$z(u_{\alpha})$  = valor da variável resposta no ponto

$m$  = média desagrupada dos dados

O ponto crucial deste estudo é escolher um bom tamanho de célula. Se as células são muito pequenas, cada amostra cairá provavelmente dentro de uma célula, logo todas as amostras receberão o mesmo peso, ou seja, 1.

Caso seja escolhido um tamanho de célula muito grande, praticamente todas as amostras cairão dentro da mesma célula e, novamente, receberão pesos iguais.

A escolha dos tamanhos de células e o resultado do desagrupamento dos dados são apresentados na **Tabela 4**, o tamanho de célula escolhido foi aquele que minimizou a média do depósito mineral.

Tabela 4 - Resultados do desagrupamento amostral em cada área.

Área 1	
Tamanho de célula (m)	4 X 4 X 4
Média (ppm)	2.00
Desvio padrão	6.08
Variância	36.90
CV	3.04

Área 2	
Tamanho de célula (m)	3 X 3 X 4
Média (ppm)	1.54
Desvio padrão	3.02
Variância	9.13
CV	1.96

Área 3	
Tamanho de célula (m)	4 X 4 X 4
Média (ppm)	1.40
Desvio padrão	2.21
Variância	4.89
CV	1.58

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 6.3 TRATAMENTO DOS OUTLIERS

Um *outlier* é considerado um valor de observação extremo, ou seja, é um ponto com comportamento diferente dos demais. Na mineração, no contexto da análise das amostras coletadas, *outliers* consistem em teores que parecem ser inconsistentes quando comparados a maioria dos dados. Esses valores extremos podem causar problemas, tais como:

- Variabilidade na estimativa de parâmetros estatísticos como média, variância, covariância;
- Impacto nas medidas de correlação entre dados, afetando os semivariogramas;
- Superestimativa de áreas próximas a estes valores extremos.

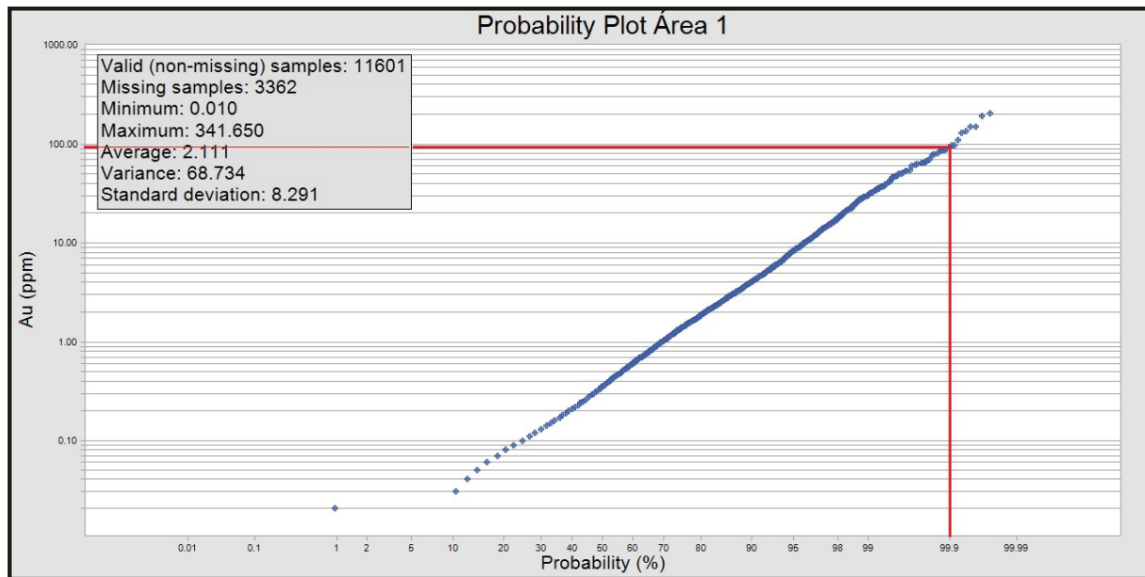
### 6.3.1 Realização do *Capping*

A identificação dos *outliers* e realização do *capping* foi realizada analisando-se os gráficos de probabilidade acumulada (*Cumulative Probability Plot*, ou CPP) para as três diferentes áreas em estudo. Pode-se observar nos **Gráfico 6**, **Gráfico 7** e **Gráfico 8** os gráficos de probabilidade acumulada para cada uma das áreas analisadas.

Os *outliers* são identificados através da quebra observada nos gráficos, indicando uma mudança de população.

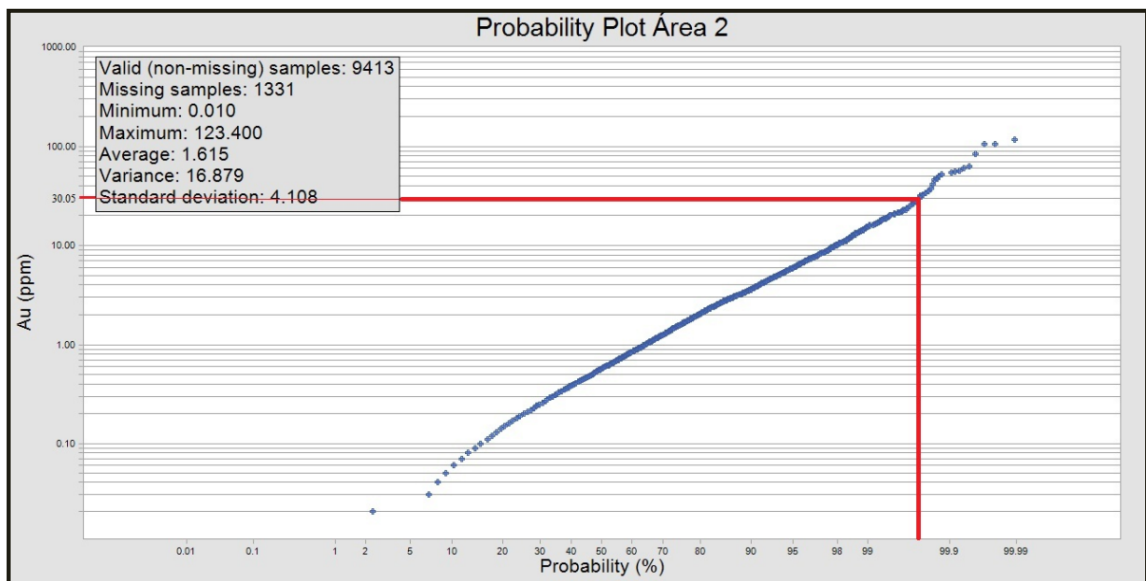


**Gráfico 6 - Gráfico de probabilidade cumulada (CPP) dos teores da Área 1**



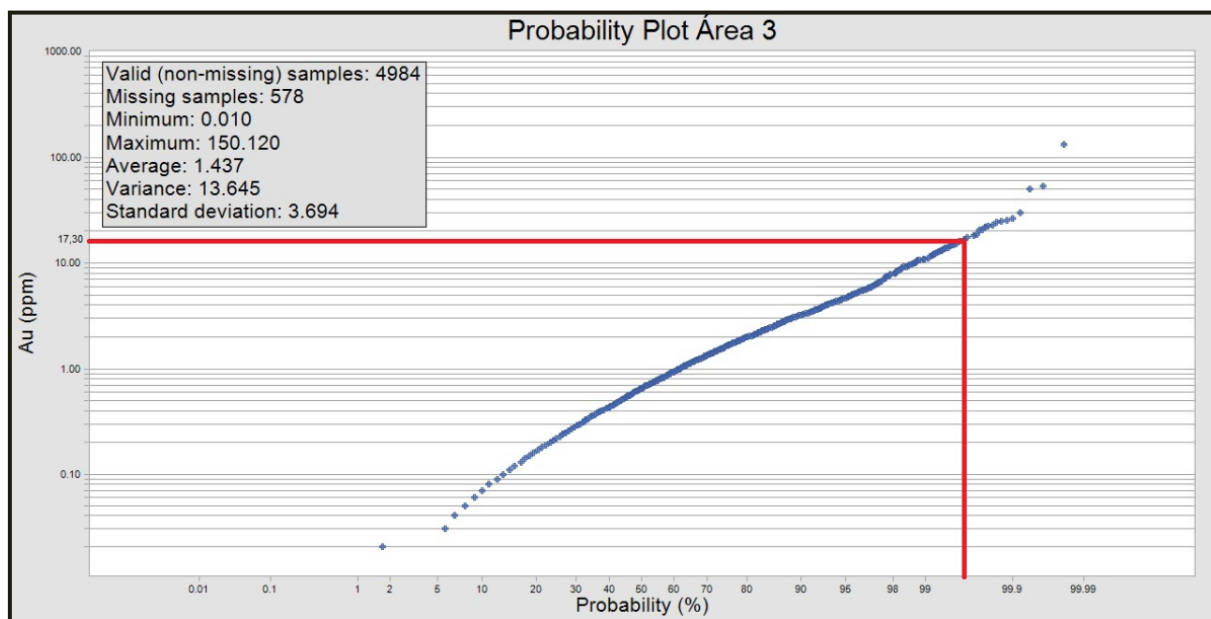
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 7 - Gráfico de probabilidade cumulada (CPP) dos teores da Área 2**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 8 - Gráfico de probabilidade cumulada (CPP) dos teores da Área 3**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Desta forma foi definido o *capping*, que é o limite onde todos os teores acima deste irão receber um corte, sendo levados para patamar estabelecido. Os resultados do *capping* estão apresentados na **Tabela 5**.

**Tabela 5 - Resultado do *capping*.**

CPP	
Área	Capping (ppm)
1	97.63
2	30.05
3	17.30

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 6.3.2 Validação do *Capping*

Para validar essa técnica de tratamento dos *outliers* foi feita a comparação entre as médias globais desagrupadas dos dados antes e após o *capping*. A diferença relativa entre as médias não deve ultrapassar 5%, que é um valor aceito na prática.

Também foi realizada uma comparação do coeficiente de variação “CV”, quanto maior for o “CV”, maior será a dificuldade de realizar a estimativa dos teores para o depósito mineral.

É possível observar na **Tabela 6** e na **Tabela 7** que a diferença relativa não ultrapassou os 5% requeridos e que o “CV” diminuiu em 24%.

Dados com “CV” inferiores a 10% podem ser considerados de baixa variabilidade (Pimentel Gomes, 1987)

**Tabela 6 - Comparação das médias desagrupadas antes e após do *capping*.**

	A1	A2	A3
<b>Média desagrupada antes do Capping (ppm)</b>	2.00	1.54	1.40
<b>Média desagrupada após o Capping (ppm)</b>	1.92	1.48	1.33
<b>Diferença Relativa (%)</b>	4%	4%	5%

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 7 - Comparação dos coeficientes de variação antes e após do *capping*.**

	A1	A2	A3
<b>CV antes do Capping (ppm)</b>	3.04	1.96	1.58
<b>CV após o Capping (ppm)</b>	2.52	1.64	1.17
<b>Redução do CV (%)</b>	-17%	-16%	-26%

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 6.4 CORRELOGRAFIA

A análise de continuidade espacial do depósito mineral foi realizada através de correlografia, devido aos semi-variogramas apresentarem grande variabilidade, dificultando a interpretação destes.

O correlograma permite descrever quantitativamente a correlação no espaço de um fenômeno regionalizado (Huijbregts, 1975).

A função correlação é matematicamente expressa pela **Equação 2**.

**Equação 2 - Correlograma**

$$\tilde{\rho}_v(h) = \frac{Cov\{V(x), V(x+h)\}}{\sqrt{Var\{V(x)\} \cdot Var\{V(x+h)\}}}$$

Fonte: Slides de aula da disciplina de prática em geoestatística (João Felipe, 2010)

A interpretação do correlograma permite determinar os parâmetros que descrevem o comportamento espacial das variáveis regionalizadas, os quais são especificados a seguir:

**Patamar (Sill):** valor no qual não existe mais correlação entre pares amostrais.

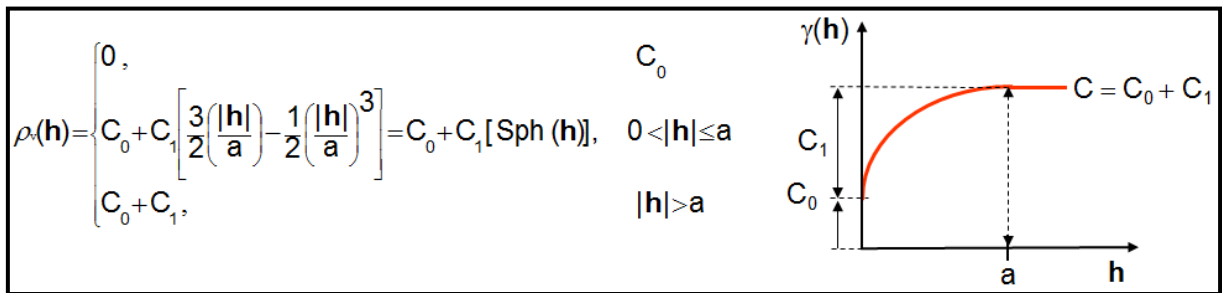
**Efeito Pepita (Nugget Effect):** valor da função correlograma quando **h** tende a zero, representa a variabilidade natural do depósito mineral.

**Tipo de estrutura:** tipo de curva utilizado para modelar o correlograma, para o depósito em estudo o tipo de curva que melhor se adaptou aos dados foi o modelo esférico.

**Número de estruturas:** número de estruturas utilizado para realizar a modelagem dos correlogramas.

A **Equação 3** demonstra o modelo esférico utilizado para a modelagem dos correlogramas.

**Equação 3 - Função esférica utilizada para modelagem dos correlogramas.**



Fonte: Slides de aula da disciplina de prática em geoestatística (João Felipe, 2010)

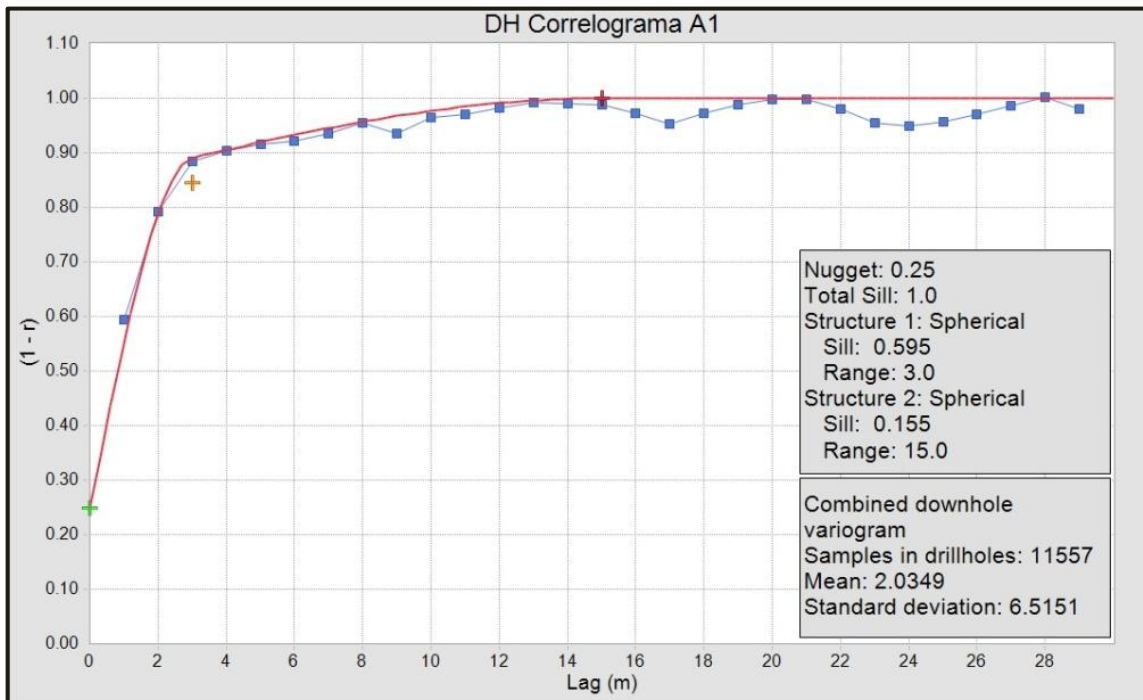
A modelagem dos correlogramas foi efetuada através do *software Minesight*.

#### 6.4.1 Correlogramas *Down the Hole*

O efeito pepita é o valor do correlograma quando  $h$  tende a zero, correspondente a uma variabilidade de pequena escala. Ele ocorre devido a erros de medida ou estruturas geológicas com amplitude menor que a resolução de amostragem. Esse parâmetro deve ser o mesmo na modelagem de todos os correlogramas, sendo uma característica natural do depósito.

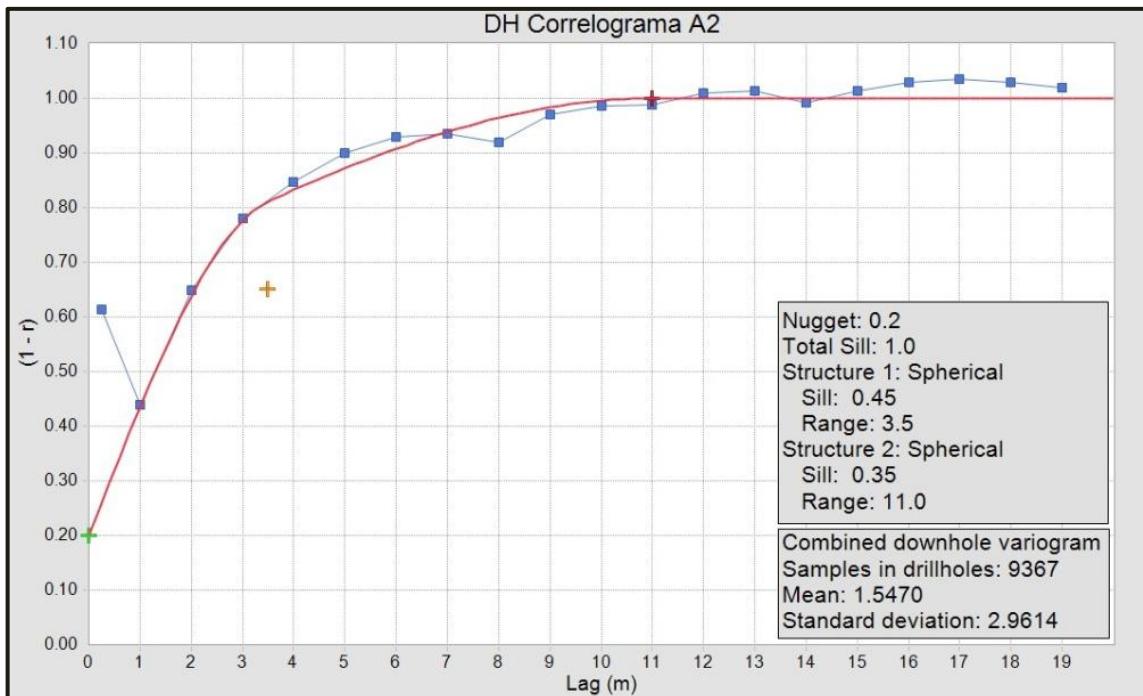
Para determinação do efeito pepita foram realizados os correlogramas ao longo dos furos (*down the hole*) para cada área, apresentados no **Gráfico 9**, **Gráfico 10** e **Gráfico 11**. Esses correlogramas representam, mais que qualquer outro, as correlações de pequena escala porque podemos ter uma distância  $h$  reduzida a 1 metro (distância entre amostras no mesmo furo de sondagem).

**Gráfico 9 - Correlograma ao longo dos furos da Área 1.**



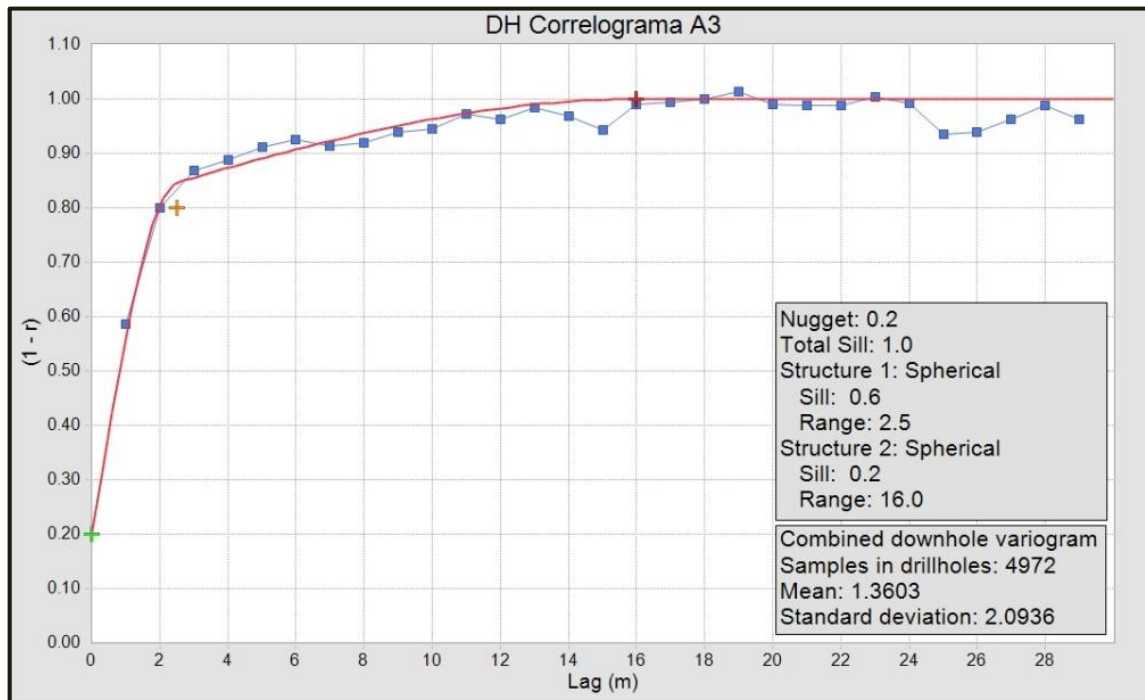
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 10 - Correlograma ao longo dos furos da Área 2.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 11 - Correlograma ao longo dos furos da Área 3



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Cada correlograma foi modelado por duas estruturas esféricas, os parâmetros dos correlogramas *down the hole* estão apresentados na **Tabela 8**.

Tabela 8 - Resultados da correlografia

CORRELOGRAMAS DOWN THE HOLE				
		A1	A2	A3
	NUGGET EFFECT	0.25	0.20	0.20
	TOTAL SILL	1	1	1
Primeira estrutura	SILL ( c )	0.60	0.45	0.60
	RANGE	3	3.50	2.50
Segunda estrutura	SILL ( c )	0.16	0.35	0.20
	RANGE	15	11	16

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### 6.4.2 Correlogramas direcionais

O estudo dos correlogramas direcionais permitiu encontrar, para cada área de estudo, as direções de maior, intermediária e menor continuidade espacial. Os parâmetros modelados em cada direção, para cada área, serão os dados de entrada do elipsóide de busca do estimador de *krigagem* utilizado para realizar a interpolação dos dados.

- **Técnica de busca das direções de continuidade**

**Maior direção:**

Devido ao conhecimento do evento geológico que levou a formação do depósito mineral pode-se assumir que a direção de maior continuidade espacial estará contida nos planos paralelos as direções de maior comprimento dos corpos modelados.

Foi realizada, para cada área, uma varredura de 180° utilizando apenas amostras contidas no interior dos corpos modelados, variando o azimute de 23° em 23°.

Desta forma, foram modelados oito correlogramas para cada área, Determinando a direção de maior continuidade de cada uma delas.

**Direção intermediária:**

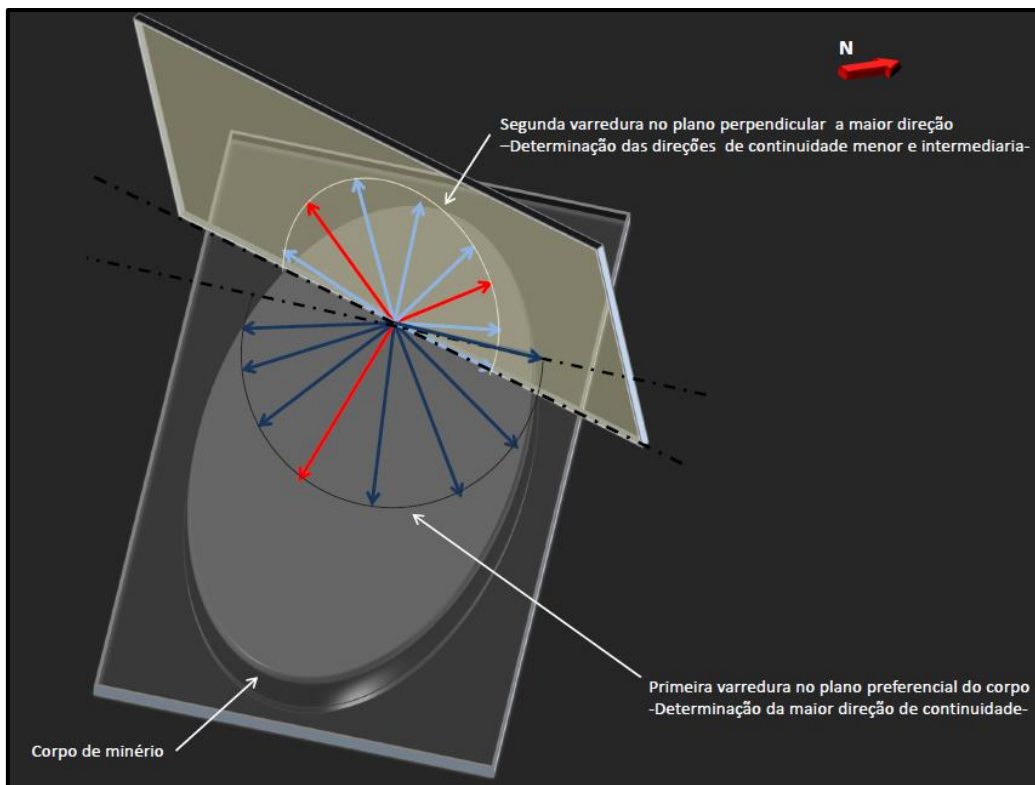
Uma vez definidas as direções de maior continuidade espacial, foi efetuada uma segunda varredura, variando o azimute de 23° em 23° nos planos perpendiculares às direções de maior continuidade espacial. Os oito correlogramas modelados para cada área permitiram definir as direções de continuidade espacial intermediária.

**Menor direção:**

A menor direção esta localizada a 90° da direção intermediária, no mesmo plano da segunda varredura.

A **Figura 19** demonstra como foi realizada a variação de azimutes e mudança de plano para encontrar as direções de continuidade espacial do depósito mineral.





**Figura 19 - Ilustração da técnica de busca das direções de maior, intermediária e menor continuidade espacial.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

- **Modelagem dos correlogramas**

Assim, para cada área foi realizada a técnica de busca citada anteriormente. Foi utilizado sempre o mesmo número de estruturas e o mesmo *sill* para cada estrutura de modelagem dos variogramas de maior, intermediária e menor direção em cada área, variando apenas o *range* de cada estrutura.

### **Área 1**

A **Tabela 9** apresenta a varredura realizada para encontrar a direção de maior continuidade da área 1.

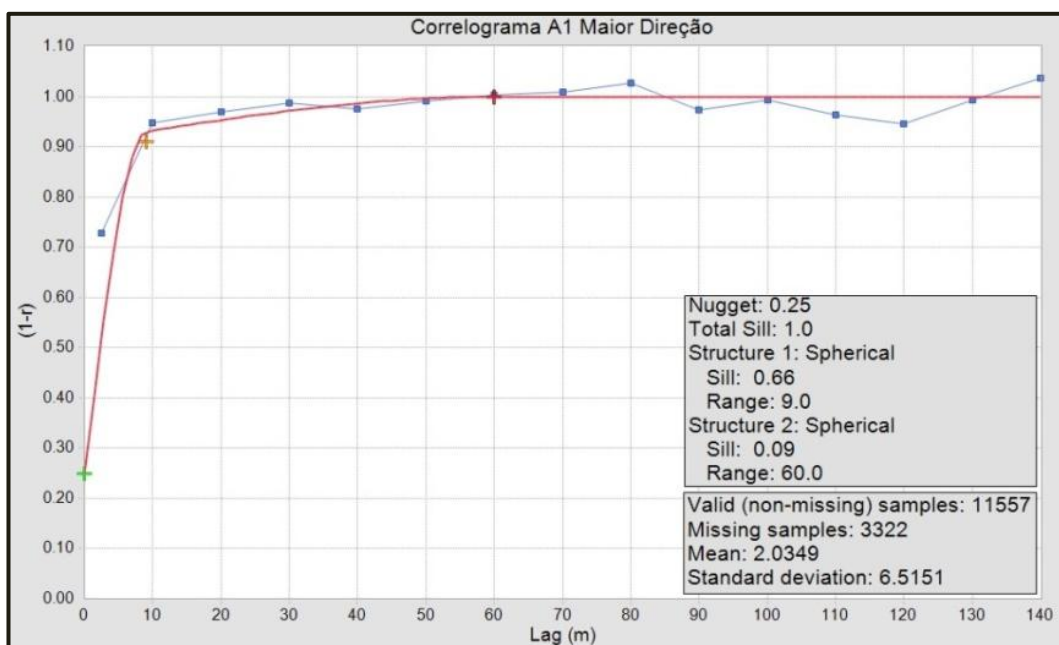
**Tabela 9 - Variação do Azimute e DIP para encontrar a direção de maior continuidade espacial – A1**

Primeira varredura -Busca da maior direção de continuidade-									
A1	AZ (°)	0	23	46	69	92	115	138	161
	DIP (°)	0	6	11	14	15	14	11	6

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

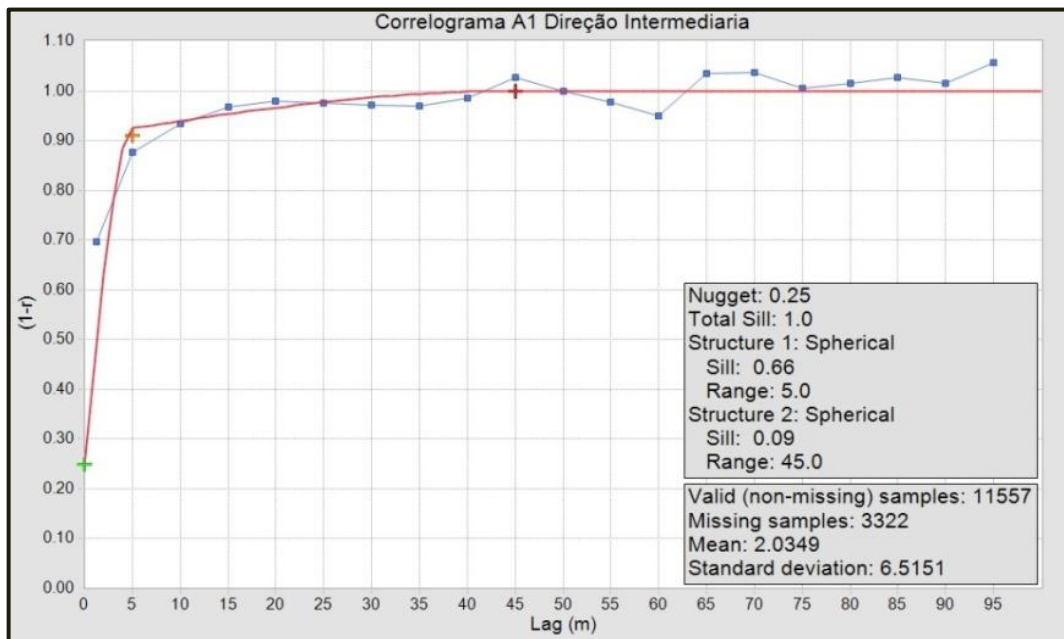
O **Gráfico 12**, **Gráfico 13** e **Gráfico 14** apresentam os correlogramas das direções de maior, intermediária e menor direção respectivamente para a área 1.

**Gráfico 12 - Correlograma da maior direção de continuidade espacial da área 1.**



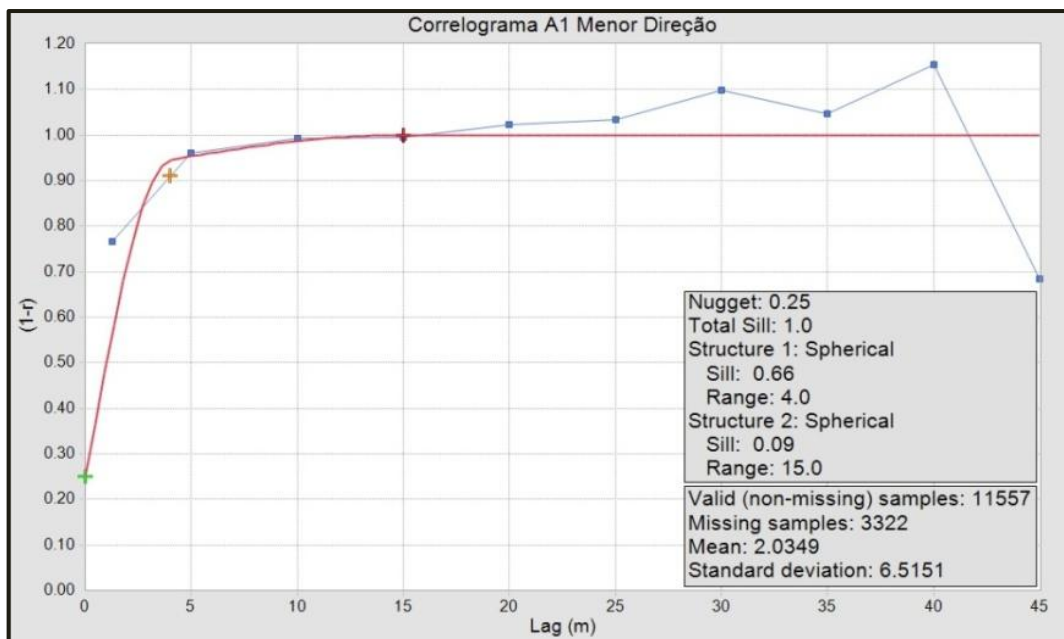
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 13 - Correlograma da direção de continuidade espacial intermediária da área 1.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 14 - Correlograma da menor direção de continuidade espacial da área 1.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os parâmetros utilizados para realizar a variografia da área 1 estão apresentados na **Tabela 10**, estes foram escolhidos em função do adensamento amostral nos planos das varreduras.

**Tabela 10 - Parâmetros utilizados para realizar a correlografia da área 1.**

<b>Parâmetros da correlografia - A1</b>			
<b>Direção de continuidade</b>	<b>Maior</b>	<b>Intermediária</b>	<b>Menor</b>
<b>Distância de Lag (m)</b>	10	5	5
<b>Tolerância de Lag (m)</b>	5	2.50	2.50
<b>Banda Horizontal (m)</b>	5	2.50	2.50
<b>Janela Horizontal (°)</b>	45	45	45
<b>Banda Vertical (m)</b>	5	5	5
<b>Janela Vertical (°)</b>	45	45	45

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## Área 2

A **Tabela 11** apresenta a varredura realizada para encontrar a direção de maior continuidade da área 2.

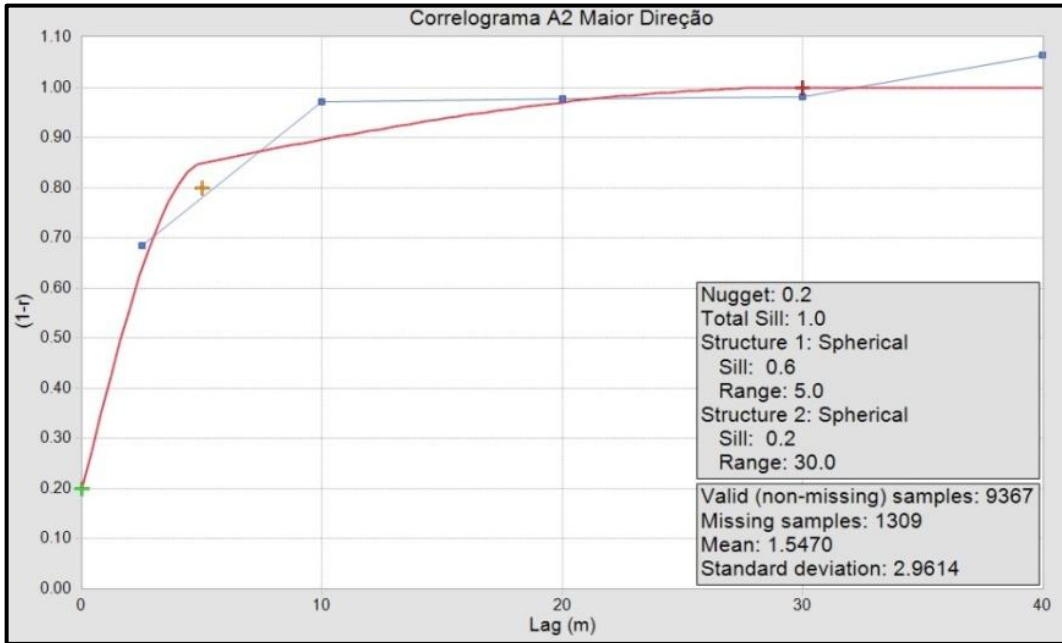
**Tabela 11 – Variação do Azimute e DIP para encontrar a direção de maior continuidade espacial – A2**

<b>Primeira varredura -Busca da maior direção de continuidade-</b>									
<b>A2</b>	<b>AZ (°)</b>	10	33	55	76	100	123	145	168
	<b>DIP (°)</b>	0	10	19	25	27	25	19	10

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

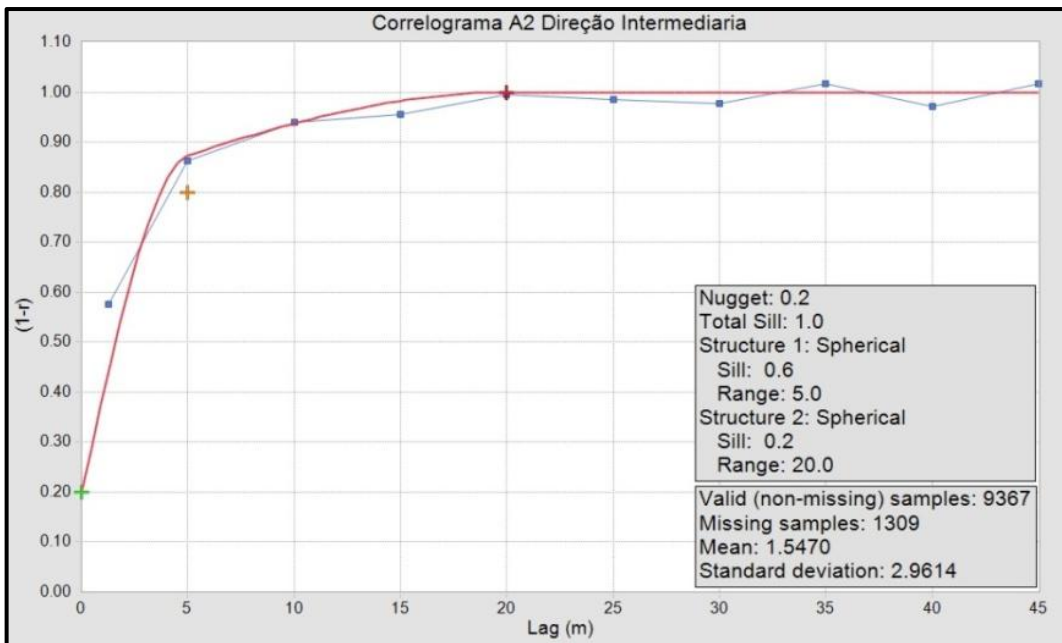
O **Gráfico 15**, **Gráfico 16** e **Gráfico 17** apresentam os correlogramas das direções de maior, intermediária e menor, respectivamente, para a área 2.

**Gráfico 15 - Correlograma da maior direção de continuidade espacial da área 2.**



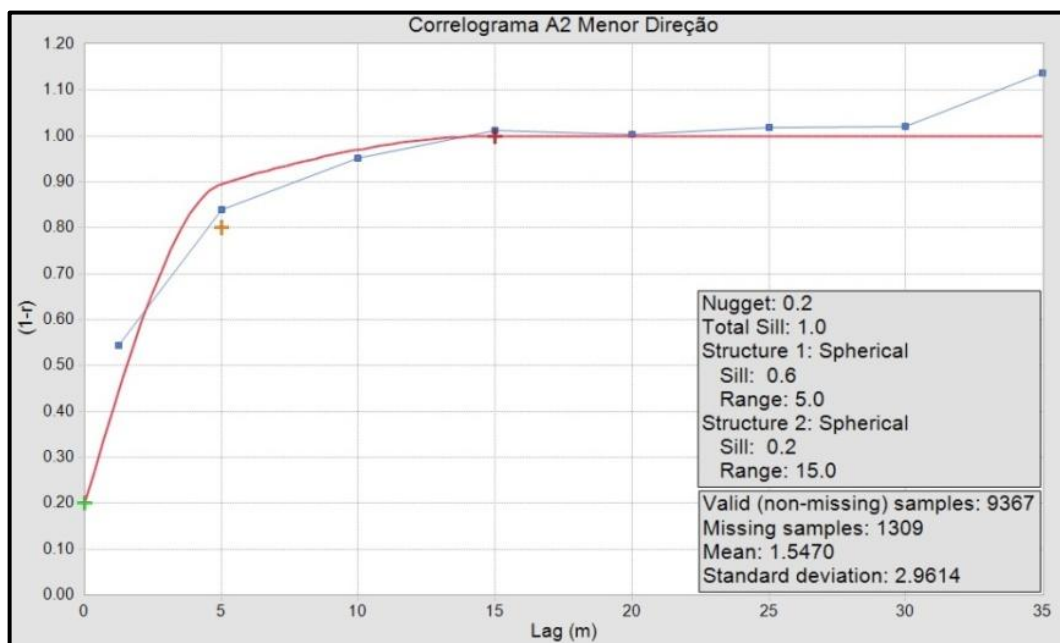
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 16 - Correlograma da direção de continuidade espacial intermediária da área 2.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 17 - Correlograma de menor direção de continuidade espacial da área 2.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os parâmetros utilizados para realizar a variografia da área 2 estão apresentados na **Tabela 12**, estes foram escolhidos em função do adensamento amostral nos planos das varreduras.

Tabela 12 - Parâmetros utilizados para realizar a correlografia da área 2.

Parâmetros da correlografia - A2			
Direção de continuidade	Maior	Intermediária	Menor
Distância de Lag (m)	10	5	5
Tolerância de Lag (m)	5	2.50	2.50
Banda Horizontal (m)	5	2.50	2.50
Janela Horizontal (°)	45	45	45
Banda Vertical (m)	5	5	5
Janela Vertical (°)	45	45	45

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### Área 3

A **Tabela 13** apresenta a varredura realizada para encontrar a direção de maior continuidade da área 3.

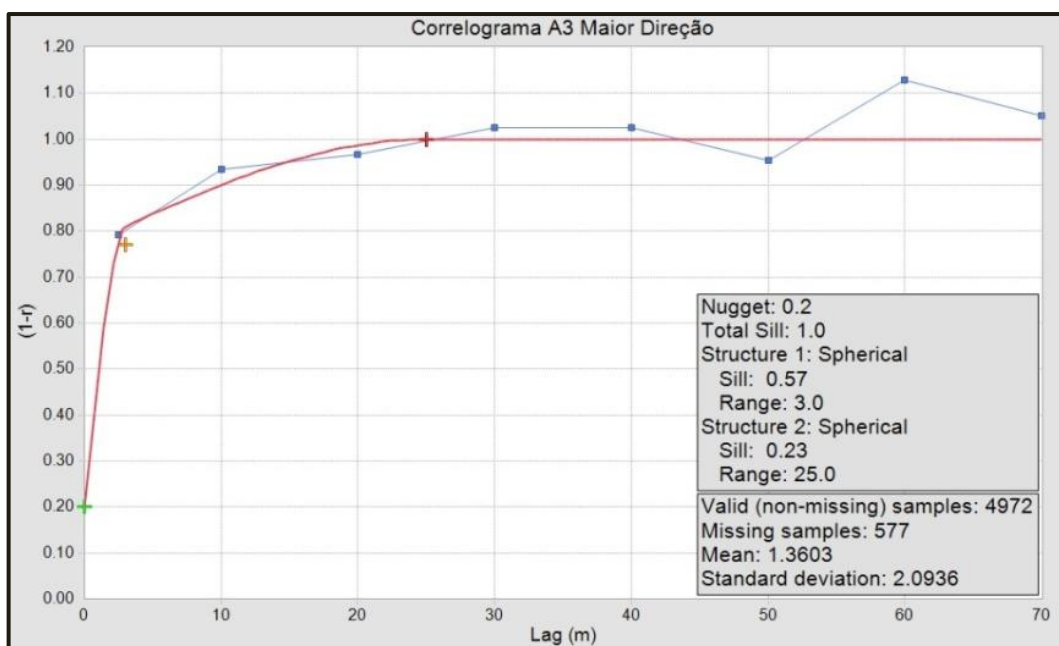
**Tabela 13 - Variação do Azimute e DIP para encontrar a direção de maior continuidade espacial – A3**

Primeira varredura -Busca da maior direção de continuidade-									
A3	AZ (°)	40	63	85	108	130	153	175	188
	DIP (°)	0	10	20	24	28	24	20	10

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

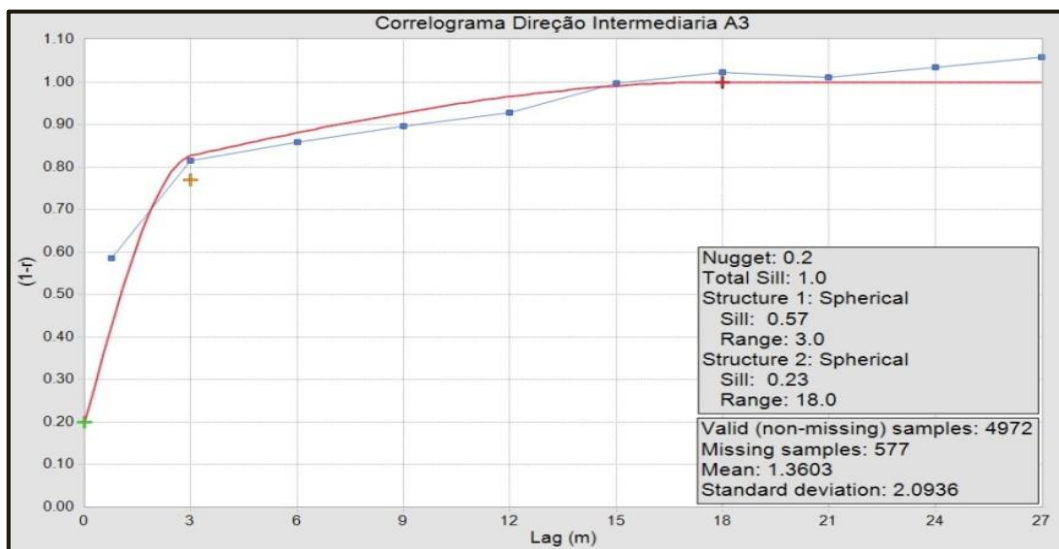
O **Gráfico 18**, **Gráfico 19** e **Gráfico 20** apresentam os correlogramas das direções de maior, intermediária e menor direção respectivamente para a área 3.

**Gráfico 18 - Correlograma da maior direção de continuidade espacial da área 3.**



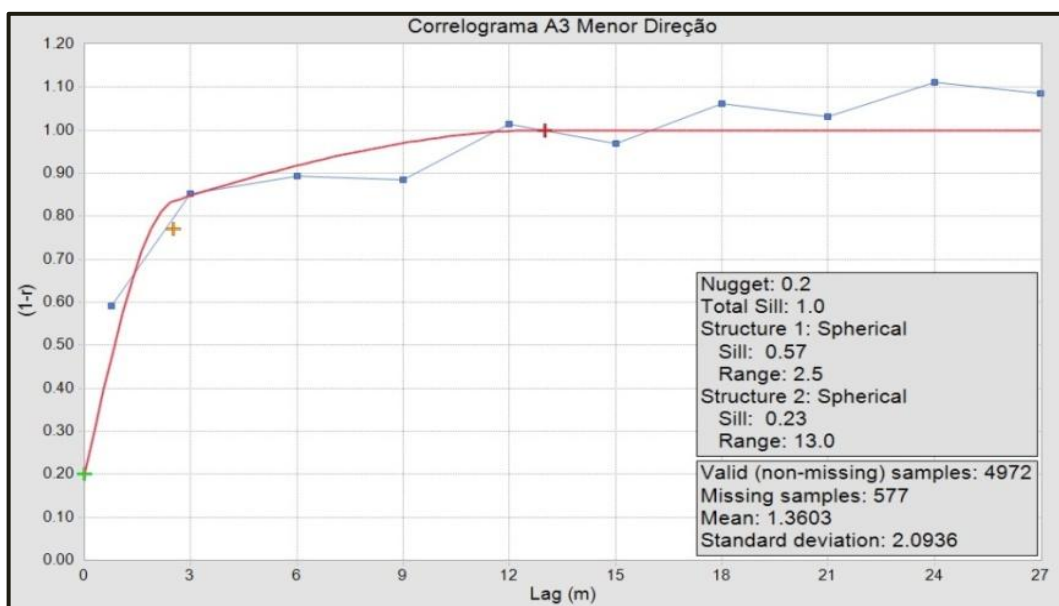
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 19 - Correlograma da direção de continuidade espacial intermediária da área 3.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 20 - Correlograma da menor direção de continuidade espacial da área 3.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os parâmetros utilizados para realizar a variografia da área 3 estão apresentados na **Tabela 14**, estes foram escolhidos em função do adensamento amostral nos planos das varreduras.



Tabela 14 - Parâmetros utilizados para realizar a correlografia da área 3.

<b>Parâmetros da correlografia - A3</b>			
<b>Direção de continuidade</b>	<b>Maior</b>	<b>Intermediária</b>	<b>Menor</b>
<b>Distância de Lag (m)</b>	10	3	3
<b>Tolerância de Lag (m)</b>	5	1.50	1.50
<b>Banda Horizontal (m)</b>	5	1.50	1.50
<b>Janela Horizontal (°)</b>	45	45	45
<b>Banda Vertical (m)</b>	5	5	5
<b>Janela Vertical (°)</b>	45	45	45

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### 6.4.3 Transformação para parâmetros da variografia

A Tabela 15, Tabela 16 e Tabela 17 apresentam os resultados da correlografia convertidos para resultados de variografia para as áreas 1, 2 e 3 respectivamente.

Estes dados serão utilizados como entrada para o estimador de *krigagem* no software *MineSight*.

Tabela 15 - Variografia área 1.

<b>VARIOGRAMA A1</b>			
<b>NUGGET EFECT</b>	10.58		
<b>TOTAL SILL</b>	42.30		

<b>DH A1</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	25.17	<b>SILL ( c )</b>	6.56
<b>RANGE</b>	3	<b>RANGE</b>	15

<b>MAIOR DIREÇÃO A1</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	27.92	<b>SILL ( c )</b>	3.81
<b>RANGE</b>	9	<b>RANGE</b>	60

<b>DIREÇÃO INTERMEDIÁRIA A1</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	27.92	<b>SILL ( c )</b>	3.81
<b>RANGE</b>	5	<b>RANGE</b>	45

<b>MENOR DIREÇÃO A1</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	27.92	<b>SILL ( c )</b>	3.81
<b>RANGE</b>	4	<b>RANGE</b>	15

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 16 - Variografia área 2.

<b>VARIOGRAMA A2</b>			
<b>NUGGET EFECT</b>	1.748		
<b>TOTAL SILL</b>	8.74		

<b>DH A2</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	3.933	<b>SILL ( c )</b>	3.059
<b>RANGE</b>	3.5	<b>RANGE</b>	11

<b>MAIOR DIREÇÃO A2</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	5.244	<b>SILL ( c )</b>	1.748
<b>RANGE</b>	5	<b>RANGE</b>	30

<b>DIREÇÃO INTERMEDIÁRIA A2</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	5.244	<b>SILL ( c )</b>	1.748
<b>RANGE</b>	5	<b>RANGE</b>	20

<b>MENOR DIREÇÃO A2</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	5.244	<b>SILL ( c )</b>	1.748
<b>RANGE</b>	5	<b>RANGE</b>	15

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 17 - Variografia área 3.

<b>VARIOGRAMA A3</b>			
<b>NUGGET EFFECT</b>	0.88		
<b>TOTAL SILL</b>	4.38		

<b>DH A3</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	2.63	<b>SILL ( c )</b>	0.88
<b>RANGE</b>	2.5	<b>RANGE</b>	16

<b>MAIOR DIREÇÃO A3</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	2.49	<b>SILL ( c )</b>	1.01
<b>RANGE</b>	3	<b>RANGE</b>	25

<b>DIREÇÃO INTERMEDIÁRIA A3</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	2.49	<b>SILL ( c )</b>	1.01
<b>RANGE</b>	3	<b>RANGE</b>	18

<b>MENOR DIREÇÃO A3</b>			
<b>ESTRUTURA 1</b>		<b>ESTRUTURA 2</b>	
<b>SILL ( c )</b>	2.49	<b>SILL ( c )</b>	1.01
<b>RANGE</b>	2.5	<b>RANGE</b>	13

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 7 MODELO 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.

A estimativa dos recursos, por exemplo, atribuirá teores de ouro a cada bloco que não contém amostras através da técnica de interpolação de *krigagem* ordinária.

O tamanho de bloco escolhido foi de 6 X 6 X 4 metros, nas direções Norte, Leste e Elevação.

O tamanho dos blocos foi escolhido de forma a ser compatível com a altura da galeria do depósito.

## 8 KRIGAGEM

A *Krigagem* é um conjunto de técnicas de regressões lineares generalizadas para minimizar a variância da estimativa a partir de um modelo de covariância definido a priori, (Deutsch e Journel 1998).

O método de *krigagem* é amplamente utilizado em geoestatística, pois fornece uma ótima estimativa dos teores do depósito mineral, este método possui vantagens em relação a métodos mais simples como IQD, Mínima Curvatura, Vizinho Mais Próximo, Triangulação, pois leva em consideração fatores como a proximidade entre amostras, a redundância dos dados amostrais, a anisotropia e a magnitude da continuidade espacial, fornecendo assim resultados mais confiáveis e precisos.

O método de *Krigagem* é um estimador linear que utiliza a mínima variância do erro sendo definido pela **Equação 4**.

Equação 4 - Estimador de *krigagem* ordinária.

$$Z^*(u) - m(u) = \sum_{\alpha=1}^{n(u)} \lambda_{\alpha}(u) [Z(u_{\alpha}) - m(u_{\alpha})]$$

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Onde:  $Z^*(u)$  é o *valor estimado*

$m(u)$  = *média* do atributo  $z(u)$

$\lambda_{\alpha}(u)$  são os *pesos* a serem determinados.

A estimativa de teores foi realizada através da *krigagem* ordinária utilizando o software *Minesight*<sup>®</sup> em três etapas diferentes com o intuito de classificar o modelo como medido, indicado e inferido.

Na primeira etapa, para a estimativa do modelo medido, executou-se o estimador de *krigagem* utilizando-se os mesmos valores dos ranges dos variogramas para o tamanho dos eixos do elipsóide de busca.

Na segunda etapa, para a estimativa do modelo indicado, executou-se novamente o estimador de *krigagem*, porém com o tamanho dos eixos do elipsóide de busca igual a duas vezes o alcance dos ranges dos variogramas, blocos que não haviam sido estimados na primeira etapa puderam ser estimados nesta segunda etapa.

Na terceira etapa, para a estimativa do modelo inferido, considerou-se que os blocos não estimados receberiam o valor da média desagrupada das amostras compostadas dentro dos corpos modelados para cada área.

Na **Tabela 18** e **Tabela 19** são apresentados os parâmetros utilizados como estratégia de busca para a estimativa por *krigagem* ordinária dos modelos medido e indicado respectivamente.

**Tabela 18 - Parâmetros de busca modelo medido**

<b>Parâmetros de Krigagem - Modelo medido</b>			
	<b>A1</b>	<b>A2</b>	<b>A3</b>
<b>Estratégia de busca</b>	Octante	Octante	Octante
<b>Num max de octantes adjacentes vazios</b>	4	4	3
<b>Max comp usadas por octante</b>	4	4	3
<b>Min comp usadas para interpolação</b>	4	4	5
<b>Max comp usadas para interpolação</b>	32	32	24
<b>Max comp usadas por furo</b>	5	5	4

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



Tabela 19 - Parâmetros de busca modelo indicado

<b>Parâmetros de Krigagem - Modelo indicado</b>			
	<b>A1</b>	<b>A2</b>	<b>A3</b>
<b>Estratégia de busca</b>	Quadrante	Quadrante	Quadrante
<b>Num max de octantes adjacentes vazios</b>	2	2	2
<b>Max comp usadas por octante</b>	8	8	6
<b>Min comp usadas para interpolação</b>	2	2	3
<b>Max comp usadas para interpolação</b>	32	32	24
<b>Max comp usadas por furo</b>	5	5	4

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Na **Tabela 20**, **Tabela 21** e **Tabela 22** está demonstrando o posicionamento dos elipsóides de busca para as áreas 1, 2 e 3 respectivamente.

Tabela 20 - Posicionamento do elipsóide de busca para a área 1

<b>ELIPSÓIDE ÁREA 1 - MEDIDO</b>				<b>ELIPSÓIDE ÁREA 1 - INDICADO</b>	
<b>EIXO</b>	<b>RANGE</b>	<b>ANGULOS GSLIB</b>		<b>EIXO</b>	<b>RANGE</b>
Y	60 m	ANG1	68°	Y	120 m
X	45 m	ANG2	-14°	X	90 m
Z	15 m	ANG3	158°	Z	30 m

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 21 - Posicionamento do elipsóide de busca para a área 2

<b>ELIPSÓIDE ÁREA 2 - MEDIDO</b>				<b>ELIPSÓIDE ÁREA 2 - INDICADO</b>	
<b>EIXO</b>	<b>RANGE</b>	<b>ANGULOS GSLIB</b>		<b>EIXO</b>	<b>RANGE</b>
Y	30 m	ANG1	100°	Y	60 m
X	20 m	ANG2	-27°	X	40 m
Z	15 m	ANG3	23°	Z	30 m

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



Tabela 22 - Posicionamento do elipsóide de busca para a área 3

ELIPSÓIDE ÁREA 3 - MEDIDO			ELIPSÓIDE ÁREA 3 - INDICADO				
EIXO	RANGE	ANGULOS GSLIB		EIXO	RANGE	ANGULOS GSLIB	
Y	25 m	ANG1	130°	Y	50 m	ANG1	130°
X	18 m	ANG2	-28°	X	36 m	ANG2	-28°
Z	13 m	ANG3	68°	Z	26 m	ANG3	68°

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 20** ilustra uma vista panorâmica dos modelos medido, indicado e inferido.

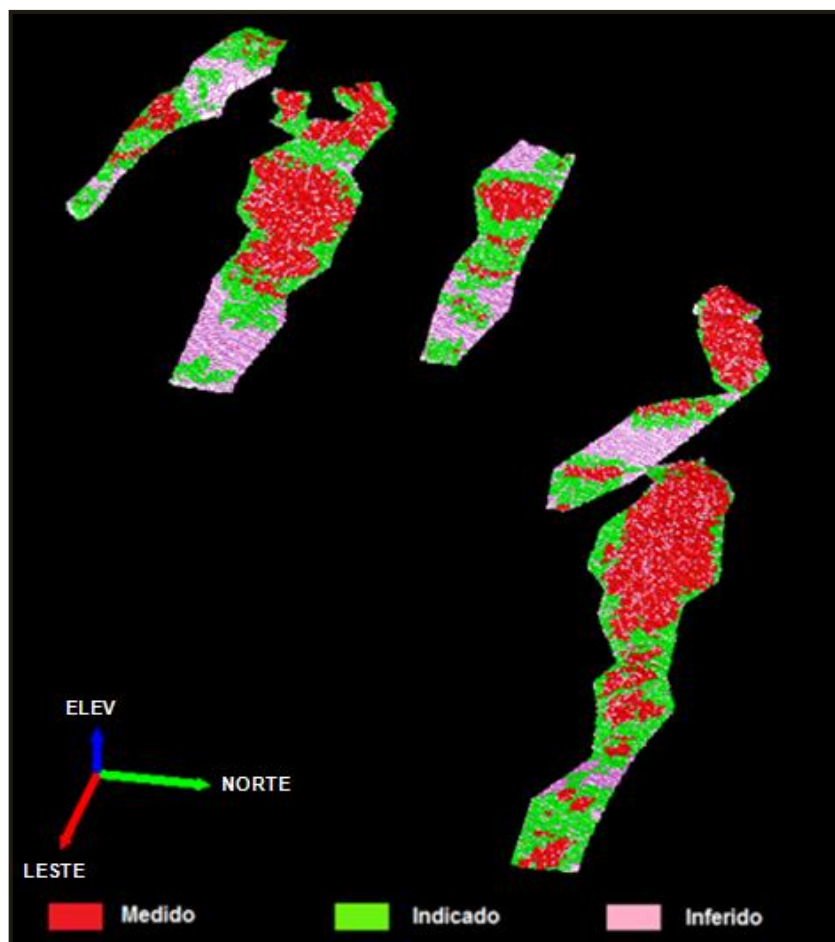
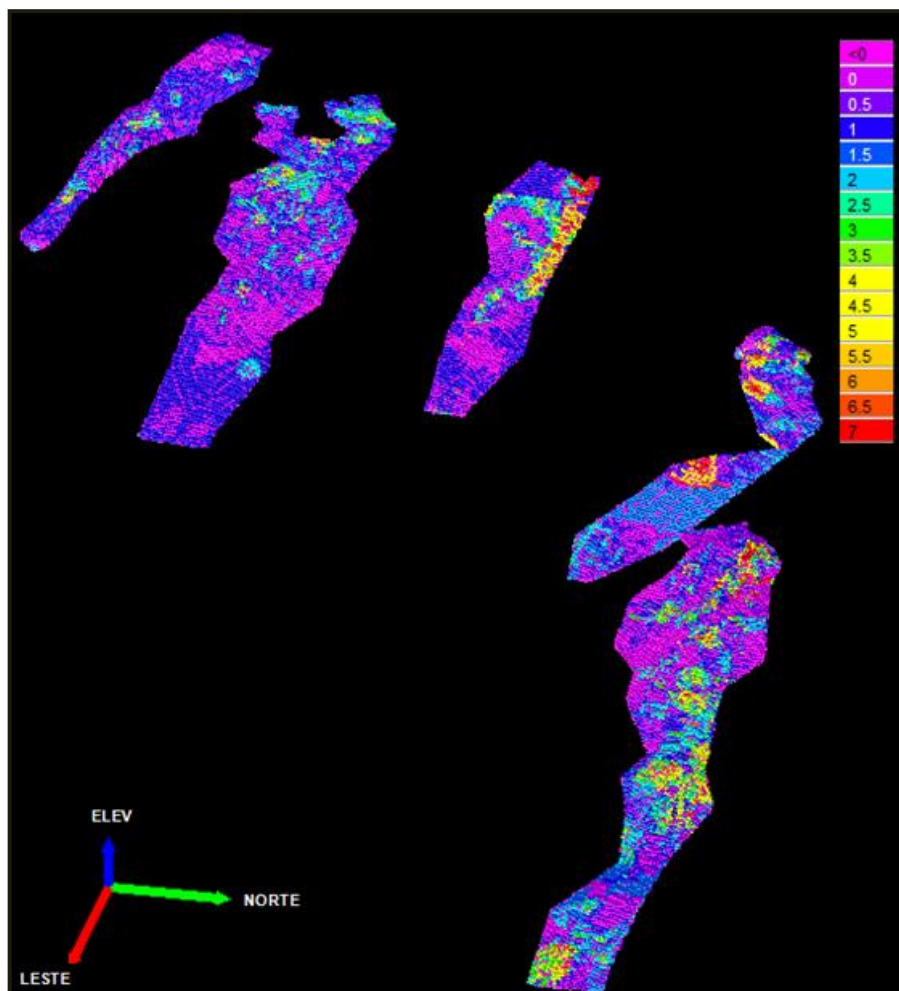


Figura 20 - Vista panorâmicas dos modelos medido, indicado e inferido.

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 21** ilustra uma vista panorâmica do modelo de blocos com os teores de ouro estimados.



**Figura 21 - Vista panorâmicas do modelo de blocos após a *krigagem*.**  
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

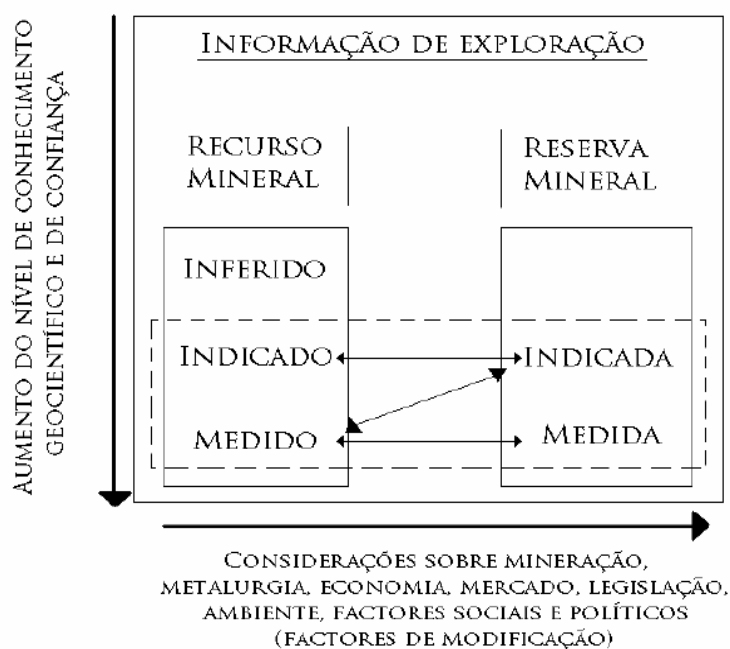
## 9 CLASSIFICAÇÃO DE RECURSOS E RESERVAS

Para a realização da classificação de recursos e reservas foi utilizada a metodologia do alcance do variograma.

O variograma indica o nível de correlação que os dados amostrais apresentam em uma determinada zona mineralizada. O grau dessa correlação tem sido freqüentemente utilizado para classificar essa mineralização (Luiz Eduardo de Souza, 2007).

Froidevaux, 1982 propôs a seguinte metodologia: “*Todos os blocos estimados com um certo número mínimo de amostras dentro do raio de influência poderiam ser classificados como medidos e todos os blocos estimados com um dado número mínimo de amostras, porém, estando além do raio, são classificados como indicado.*”

A **Figura 22** apresenta um modelo de classificação de recursos e reservas.



**Figura 22 - Modelo de classificação de recursos e reservas.**

Fonte: Guia Prático para Cálculo de Recursos e Reservas Minerais (Vaughn e Felderhof, 2003).

Desta forma fica definido que os recursos medidos e indicados são classificados como reserva e os recursos inferidos são classificados apenas como recursos.

A **Tabela 23** apresenta as cubagens dos modelos medido, indicado e inferido obtidas.

**Tabela 23 - Cubagens dos modelos medido, indicado e inferido.**

<b>Classe</b>	<b>m3</b>	<b>ktons</b>	<b>Au (ppm)</b>
<b>Medido</b>	6,528.00	19,584.00	1.80
<b>Indicado</b>	3,234.00	9,702.00	1.36
<b>Inferido</b>	820.00	2,461.00	1.58

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 10 VALIDAÇÃO DA KRIGAGEM DO MODELO DE RECURSOS MEDIDOS

### 10.1 VALIDAÇÃO GLOBAL

A validação global consiste em comparar a média total dos dados desagrupados após o *capping* de cada área com a média total do modelo de blocos estimado, conforme apresentado na **Tabela 24**. Erros abaixo de 5% indicam uma boa estimativa, sendo este um valor aceitável na prática.

Tabela 24 - Validação global do modelo medido

	A1	A2	A3
<b>Média Desagrupada(ppm)</b>	1.92	1.48	1.33
<b>Média Krigagem (ppm)</b>	1.93	1.48	1.28
<b>Erro Relativo (%)</b>	0.36%	0.27%	3.68%

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

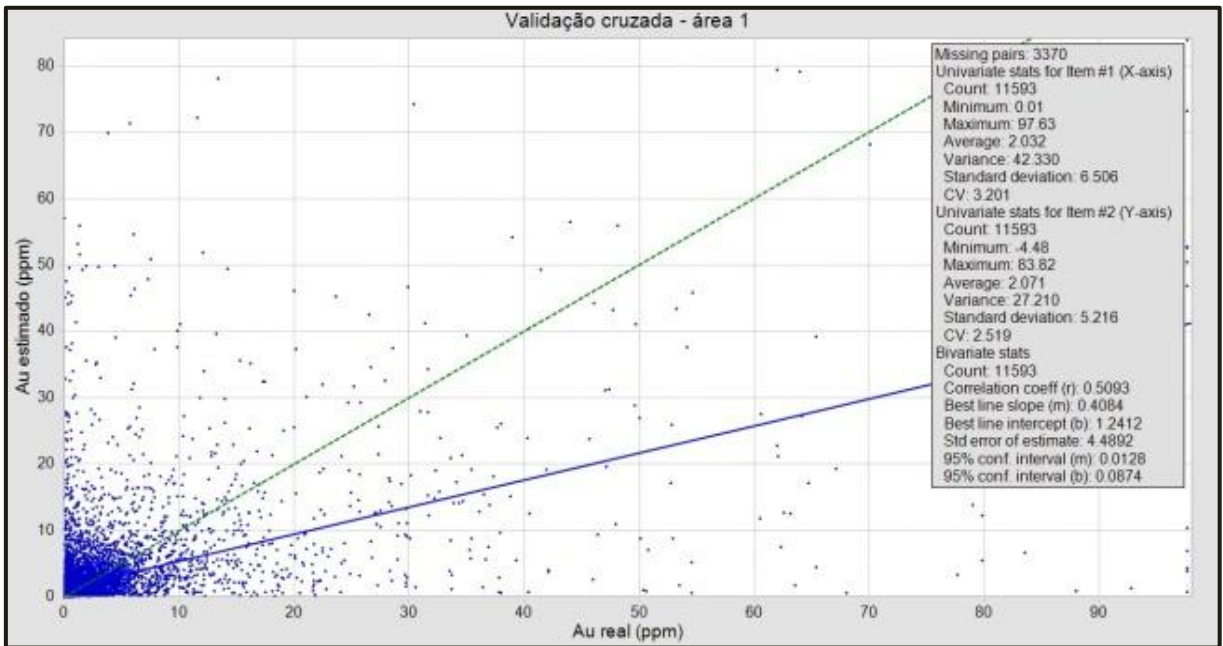
### 10.2 VALIDAÇÃO CRUZADA

A validação cruzada (*cross validation*) mostra a correlação entre os valores reais e os valores estimados pela *krigagem* em um mesmo ponto.

A metodologia consiste em retirar uma amostra conhecida do banco de dados e estimá-la por *krigagem*, levando em conta as amostras ao redor; este é o caso mais crítico para uma estimativa, pois representa a maior distância entre amostras.

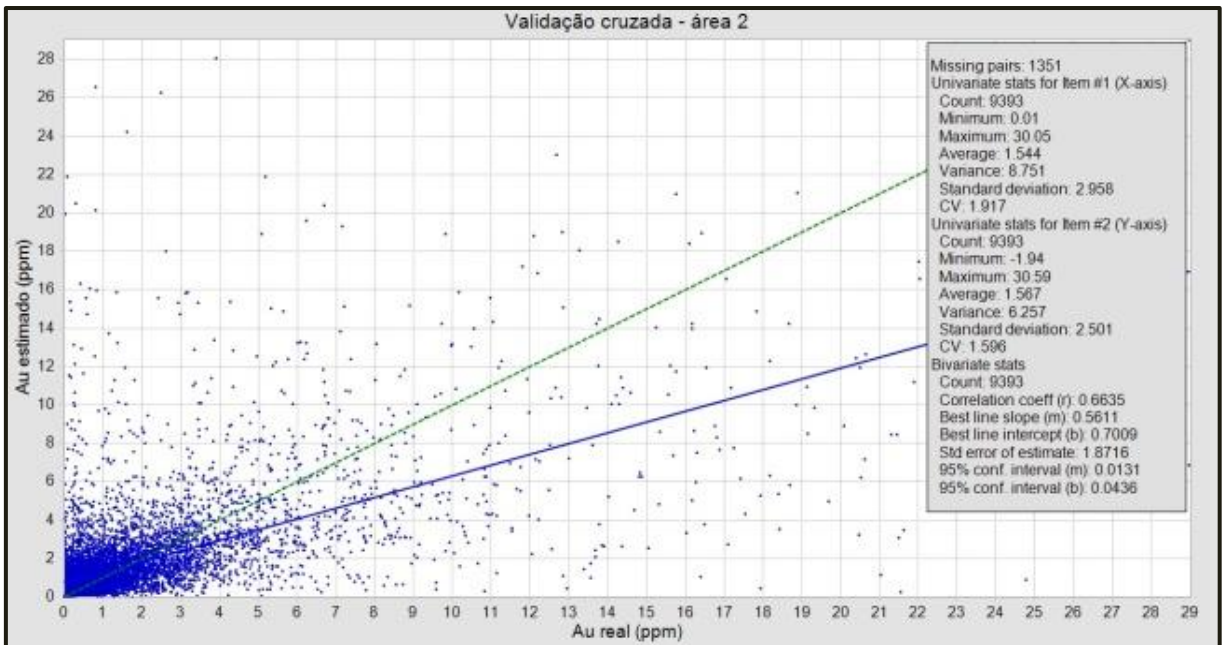
Os **Gráfico 21**, **Gráfico 22** e **Gráfico 23** apresentam a validação cruzada do modelo medido para as áreas 1, 2 e 3 respectivamente.

Gráfico 21 - Validação cruzada da área 1.



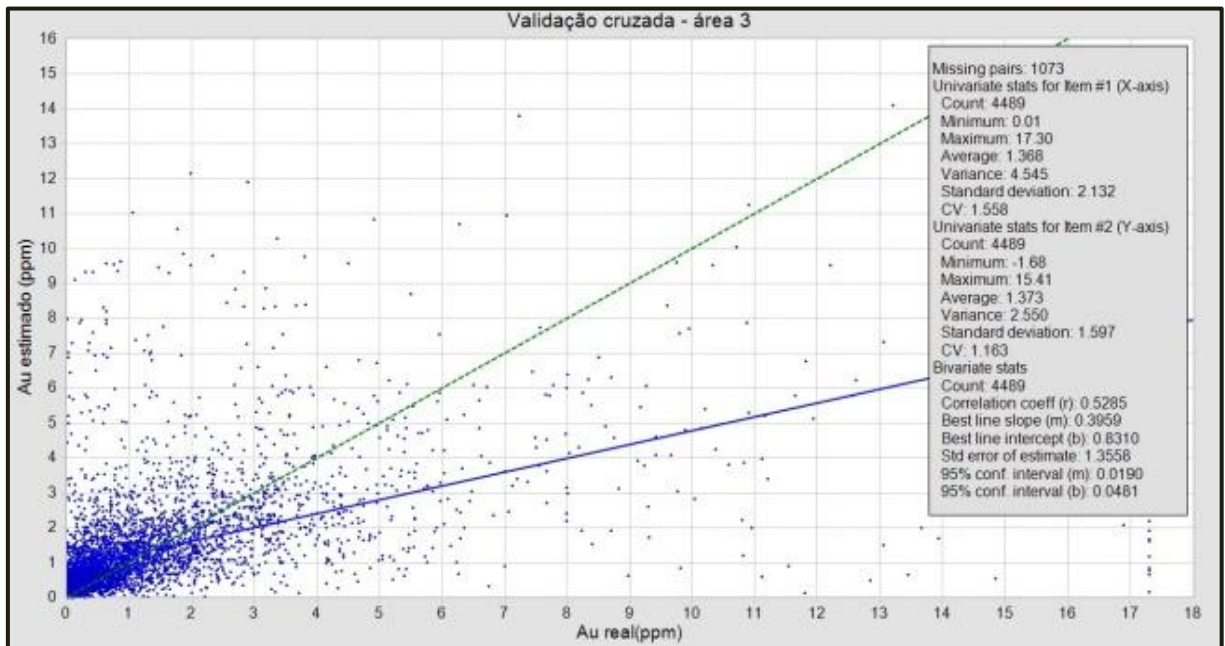
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 22 - Validação cruzada da área 2.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 23 - Validação cruzada da área 3



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

As correlações foram satisfatórias em se tratando de um depósito mineral aurífero, onde os teores são erráticos.

### 10.3 ANÁLISE DE DERIVA

Esse método de validação consiste em comparar localmente a média dos dados desagrupados após o *capping*, com a média do modelo de blocos estimado.

Para isto foram realizadas seções nos eixos leste-oeste, norte-sul, e ao longo do eixo vertical, para fazer as comparações em cada zona, ao longo das três direções espaciais.

A **Figura 23** ilustra a criação das seções espessadas de 50 metros na direção leste-oeste.



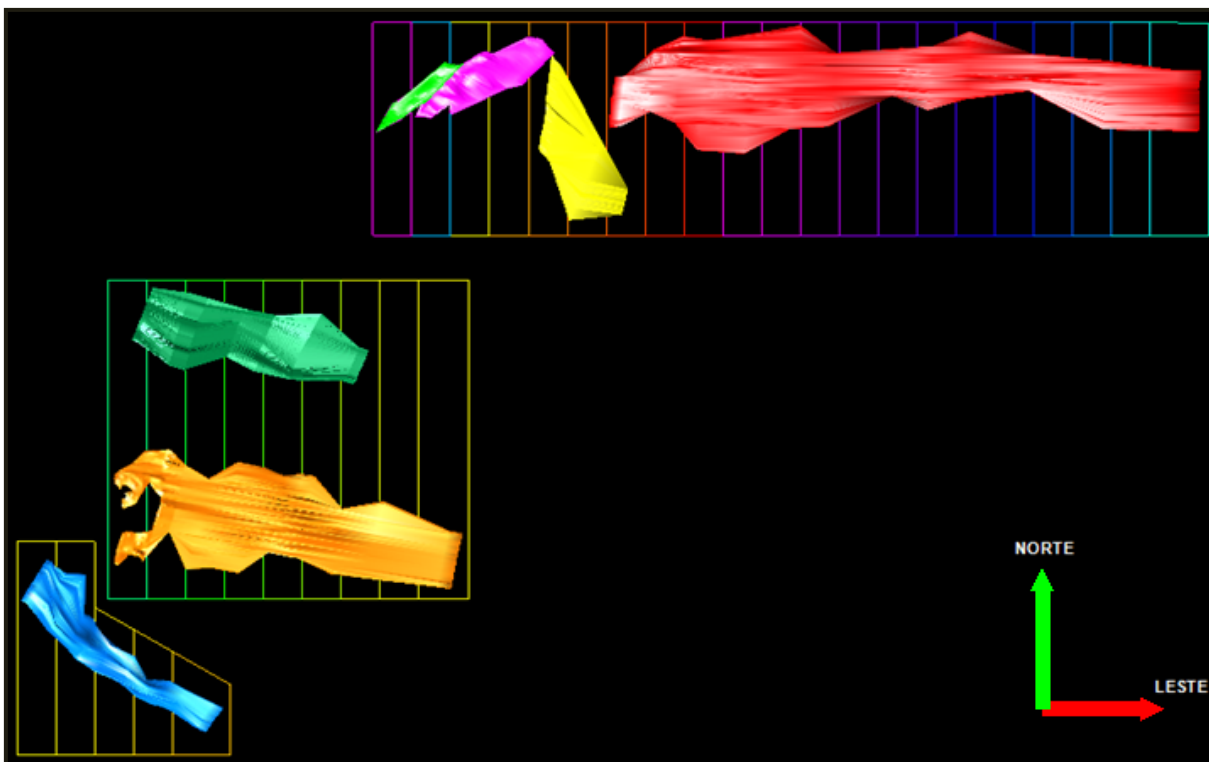


Figura 23 – Seções leste-oeste criadas para a análise de deriva

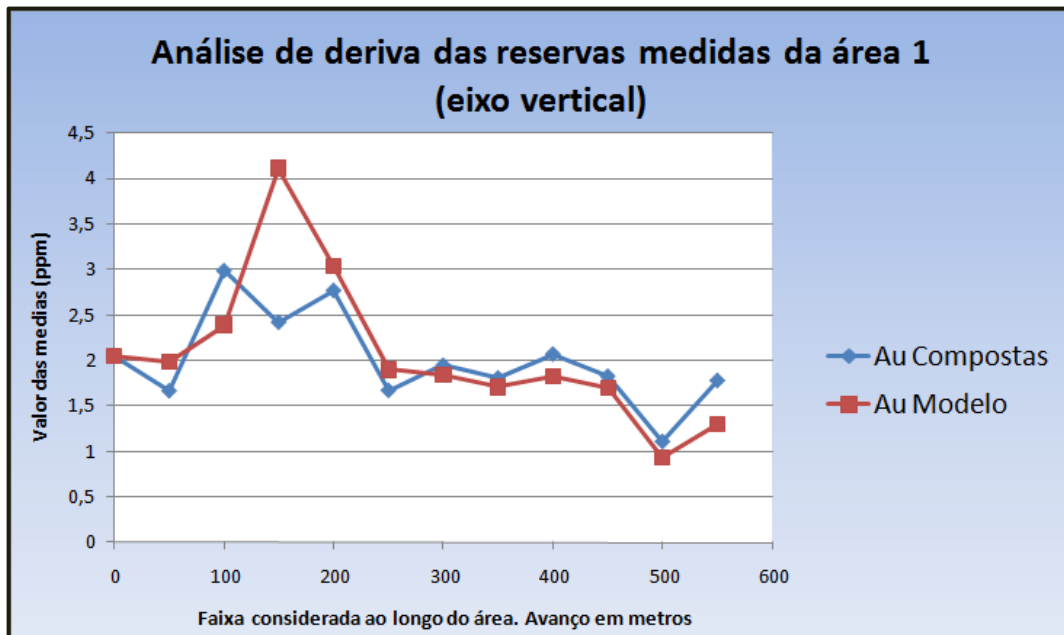
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 10.3.1 Área 1

O Gráfico 24, Gráfico 25 e Gráfico 26 apresentam os resultados da análise de deriva para a área 1.

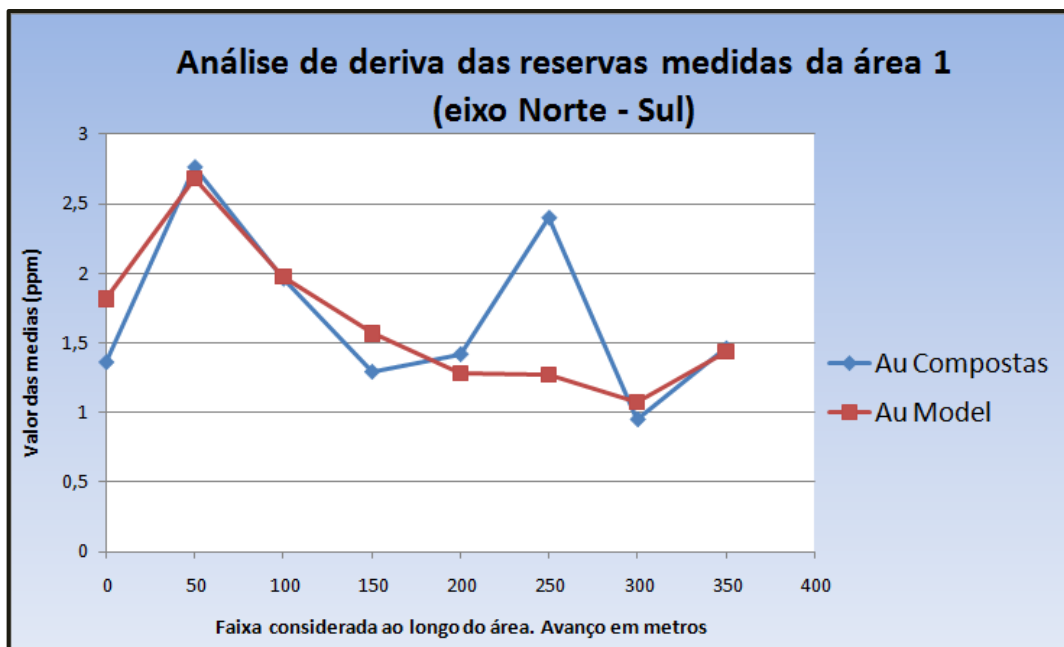


Gráfico 24 - Análise de deriva da área 1, reservas medidas, direção vertical.



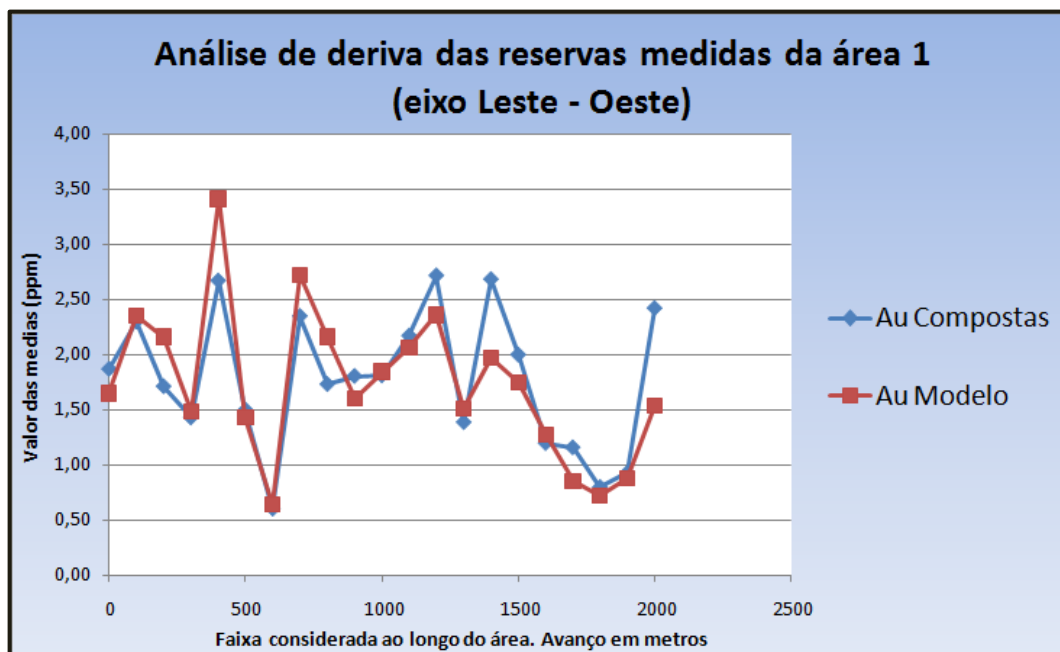
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 25 - Análise de deriva da área 1, reservas medidas, direção Norte-Sul.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 26 - Análise de deriva da área 1, reservas medidas, direção Leste-Oeste.

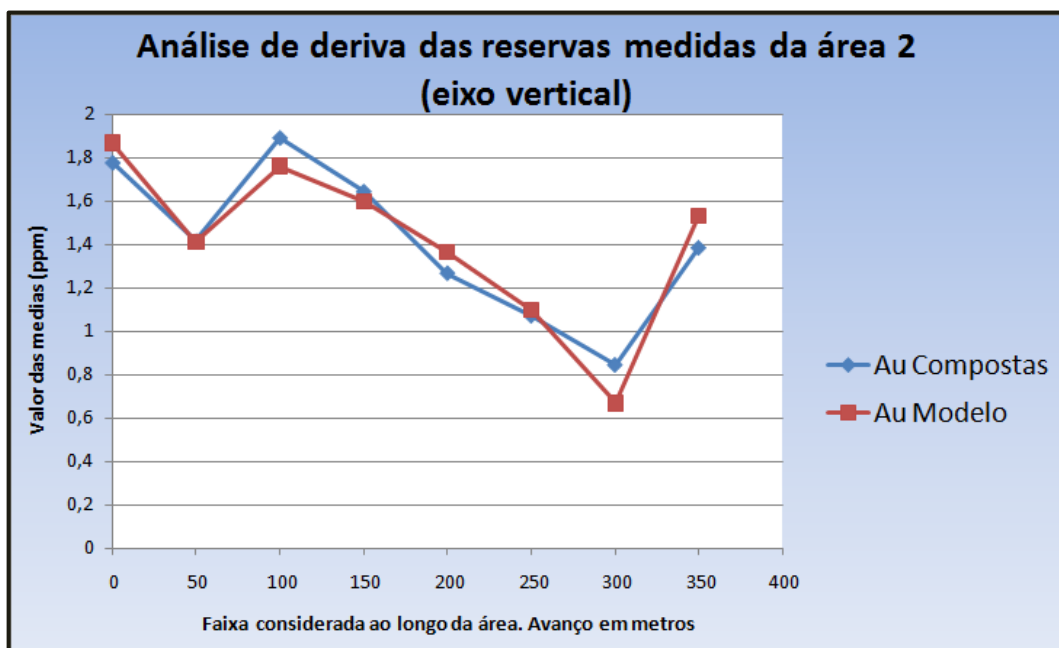


Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 10.3.2 Área 2

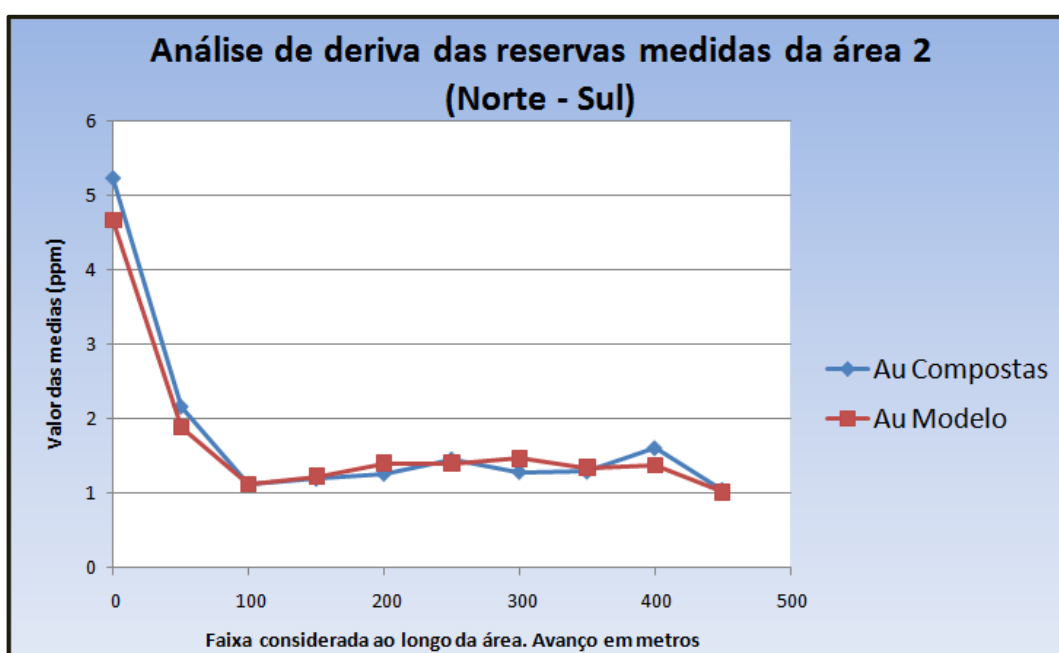
O Gráfico 27, Gráfico 28 e Gráfico 29 apresentam os resultados da análise de deriva para a área 2.

Gráfico 27 - Análise de deriva da área 2, reservas medidas, direção vertical



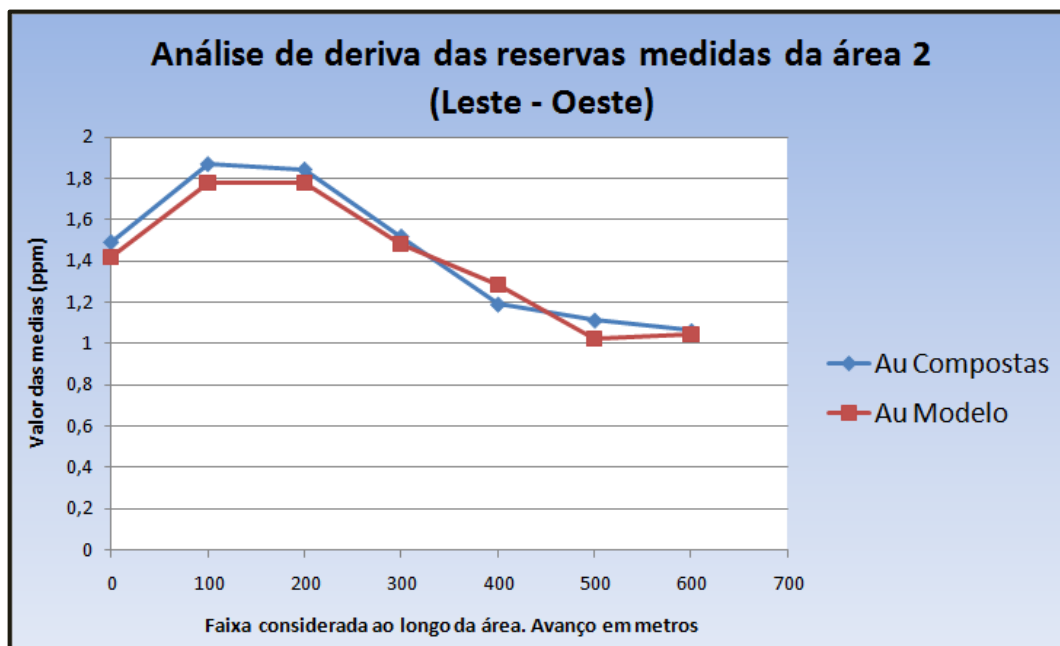
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 28 - Análise de deriva da área 2, reservas medidas, direção Norte-Sul



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 29 - Análise de deriva da área 2, reservas medidas, direção Leste-Oeste.

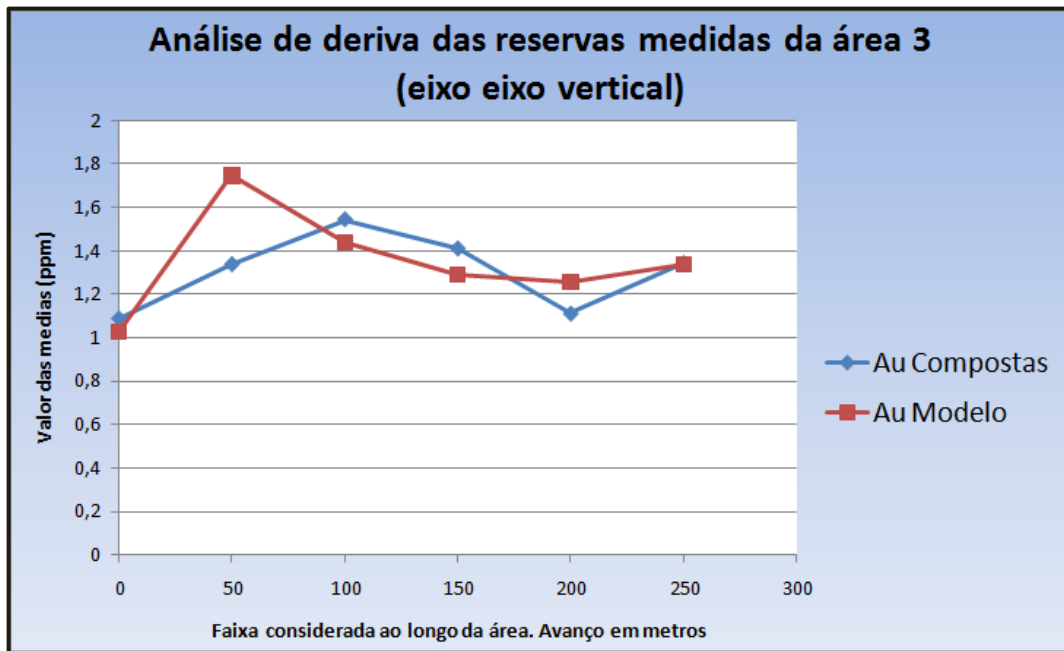


Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 10.3.3 Área 3

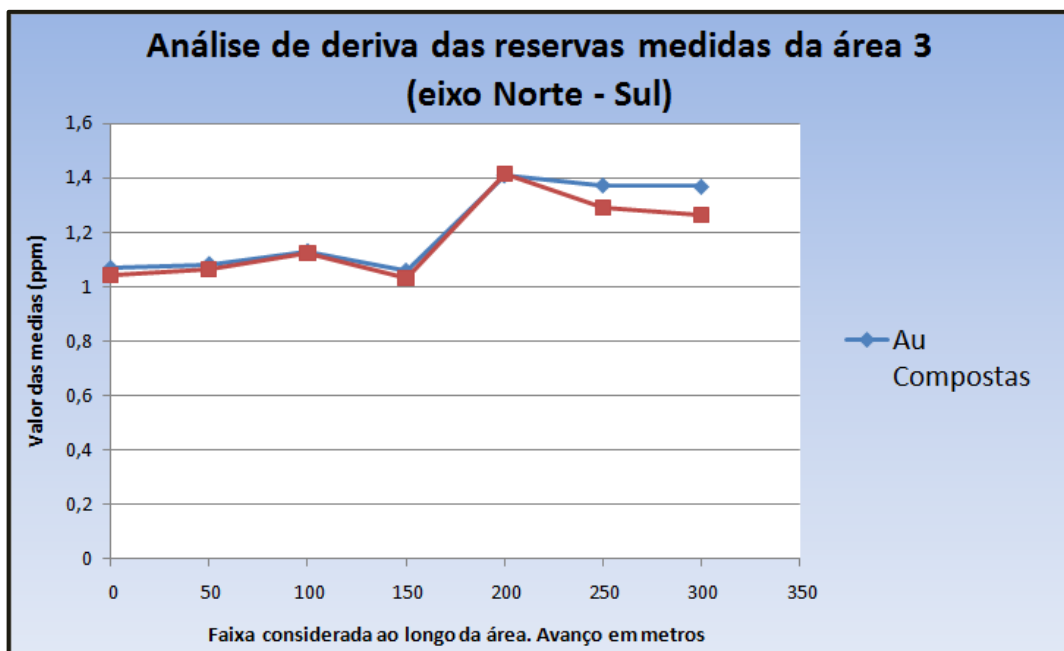
O Gráfico 30, Gráfico 31 e Gráfico 32 apresentam os resultados da análise de deriva para a área 3.

Gráfico 30 - Análise de deriva da área 3, reservas medidas, direção vertical.



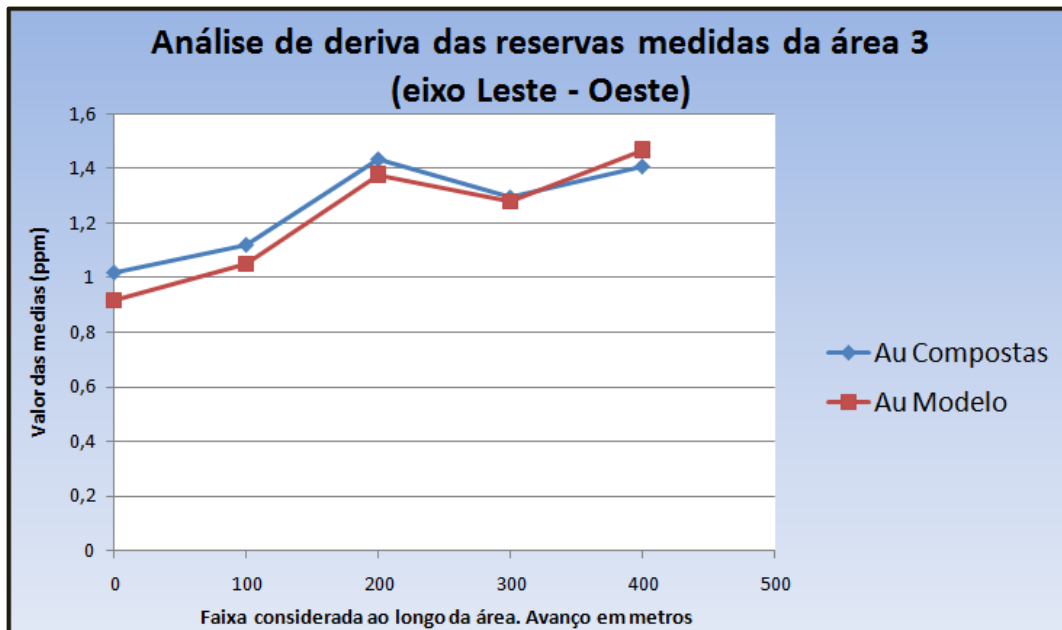
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 31 - Análise de deriva da área 3, reservas medidas, direção Norte-Sul.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 32 - Análise de deriva da área 3, reservas medidas, direção Leste-Oeste.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### 10.3.4 ANÁLISE DOS RESULTADOS

Os resultados foram satisfatórios, pois ambas as curvas do modelo *krigado* e dos furos de sondagem apresentaram boa similitude.

Assim considera-se validado de forma local o modelo de blocos medido.

## 11 VALIDAÇÃO DA KRIGAGEM DO MODELO DE RECURSOS MEDIDOS E INDICADOS

De forma similar ao modelo medido, foi realizada a validação global e local para o modelo medido-indicado.

### 11.1 VALIDAÇÃO GLOBAL

Para a validação global observa-se um aumento do erro relativo comparado ao modelo medido. Isso caracteriza a queda do nível de confiabilidade entre o modelo medido e medido-indicado, conforme demonstrado na **Tabela 25**.

Tabela 25 - Validação global do modelo medido-indicado

Erro Global Modelo Medido e Indicado			
	A1	A2	A3
<b>Média Desagrupada(ppm)</b>	1.92	1.48	1.33
<b>Média Krigagem (ppm)</b>	1.80	1.49	1.21
<b>Erro Relativo (%)</b>	6.30%	0.74%	8.87%

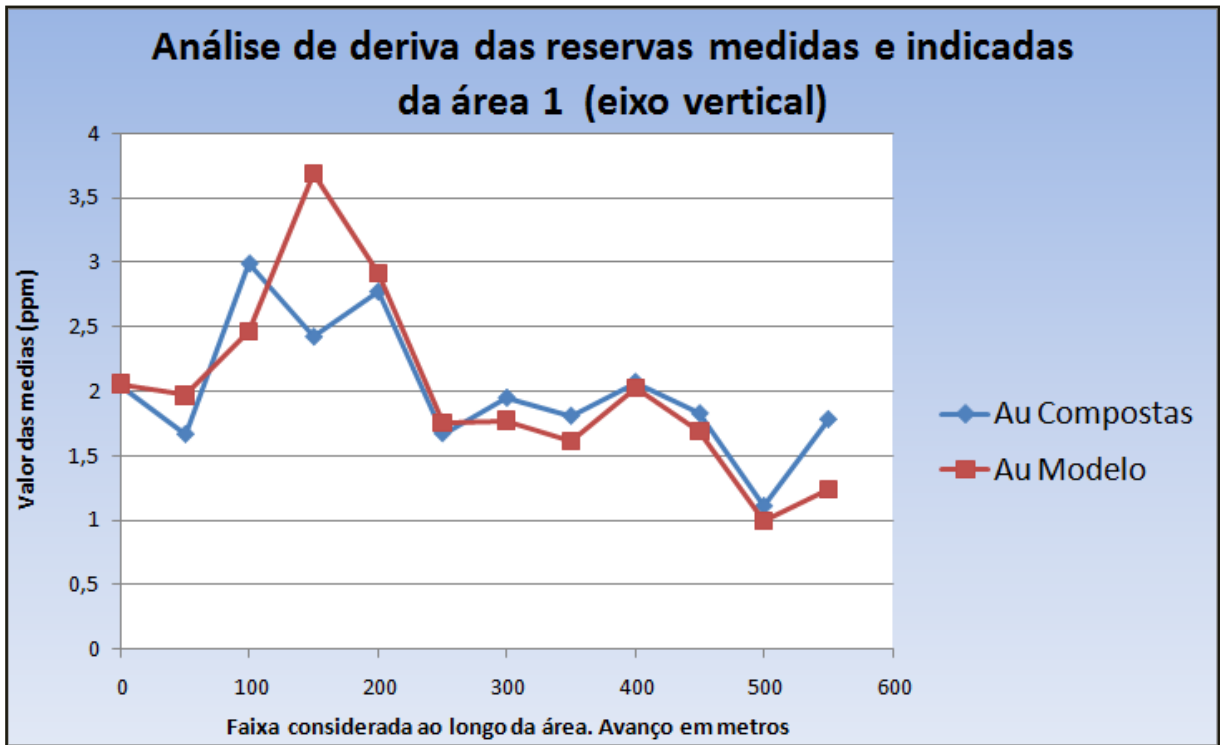
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 11.2 ANÁLISE DE DERIVA

#### 11.2.1 Área 1

O Gráfico 33, Gráfico 34 e Gráfico 35 apresentam os resultados da análise de deriva para a área 1.

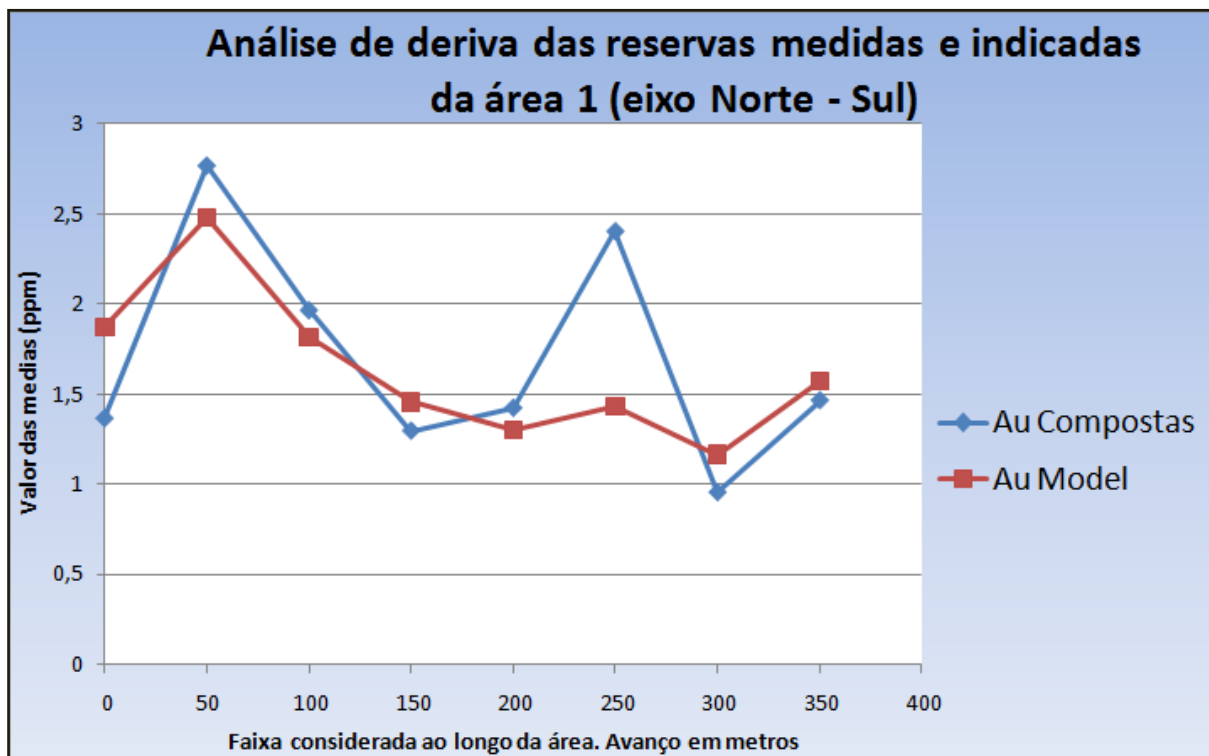
Gráfico 33 - Análise de deriva da área 1, modelo medido-indicado, direção vertical.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

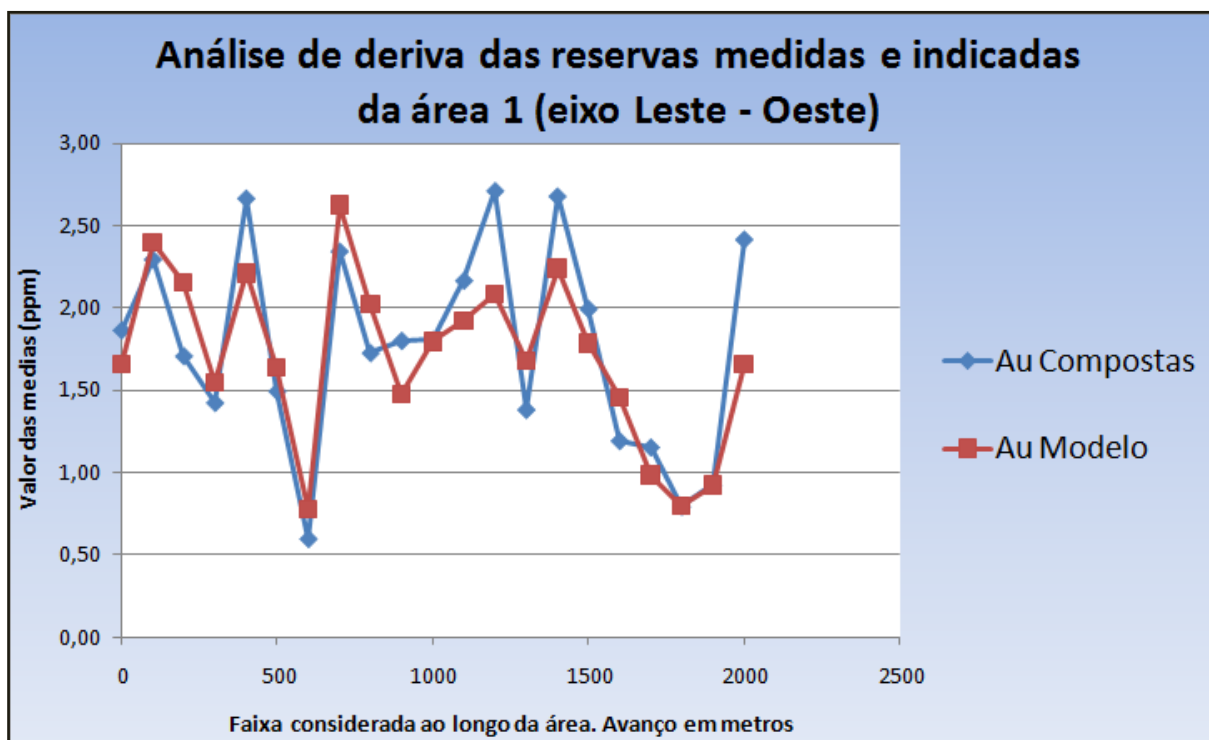


Gráfico 34 - Análise de deriva da área 1, modelo medido-indicado, direção Norte-Sul.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 35 - Análise de deriva da área 1, modelo medido-indicado, direção Leste-Oeste.

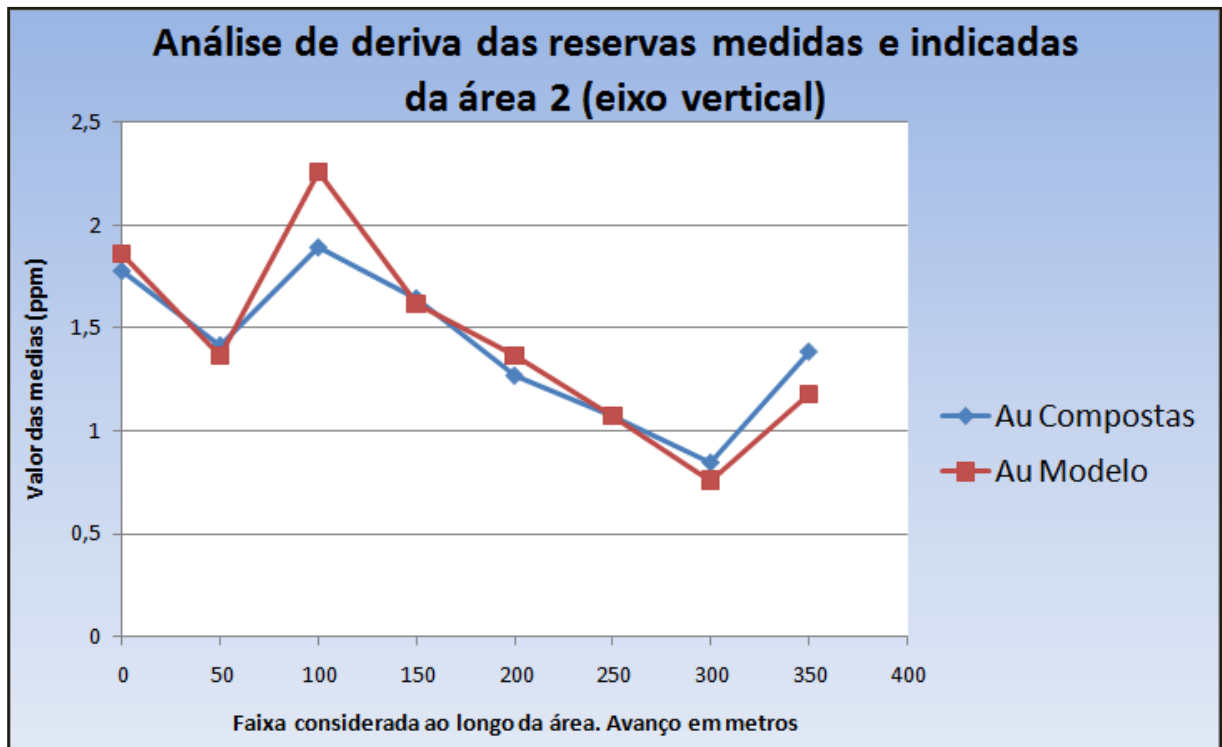


Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 11.2.2 Área 2

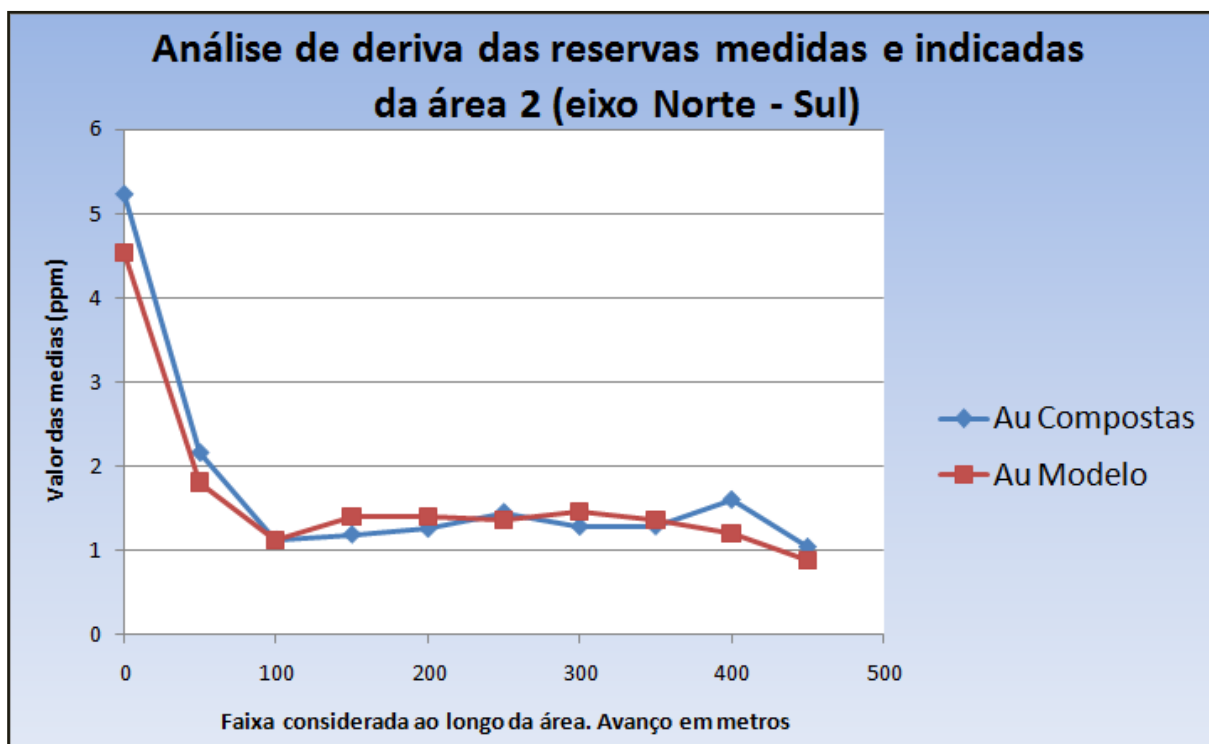
O Gráfico 36, Gráfico 37 e Gráfico 38 apresentam os resultados da análise de deriva para a área 2.

Gráfico 36 - Análise de deriva da área 2, modelo medido-indicado, direção vertical.



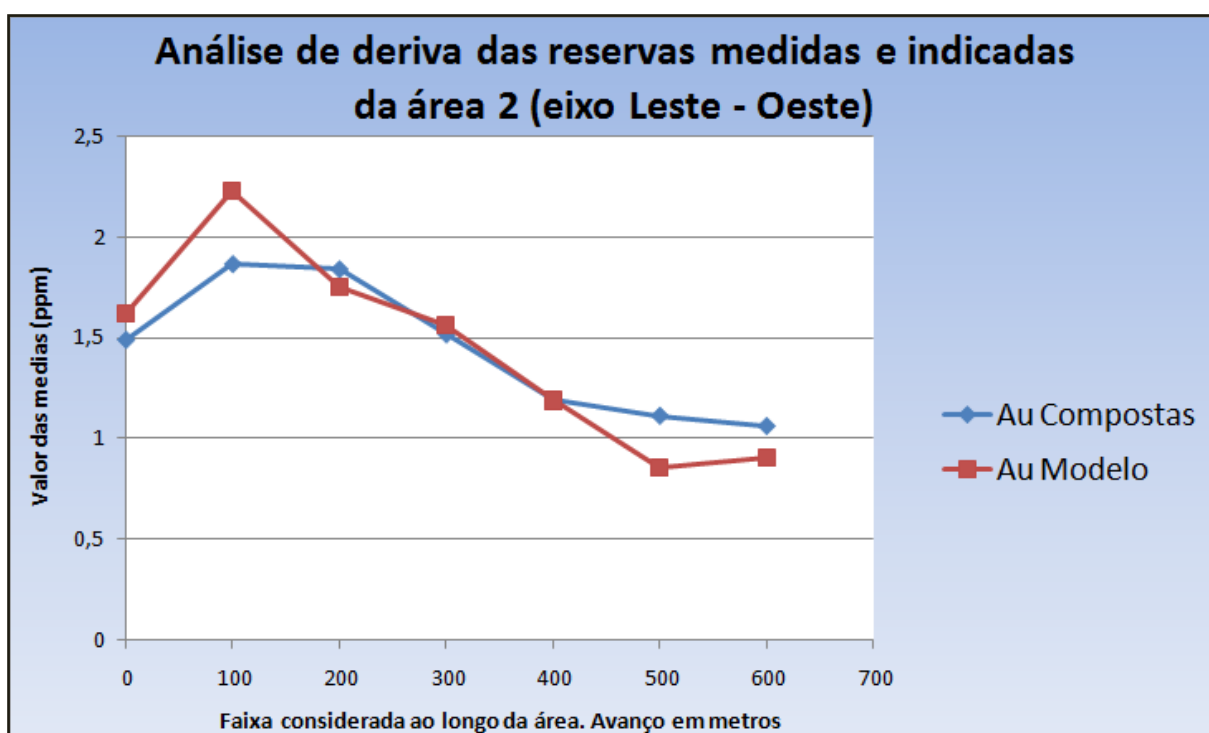
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 37 - Análise de deriva da área 2, modelo medido-indicado, direção Norte-Sul.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 38 - Análise de deriva da área 2, modelo medido-indicado, direção Leste-Oeste.

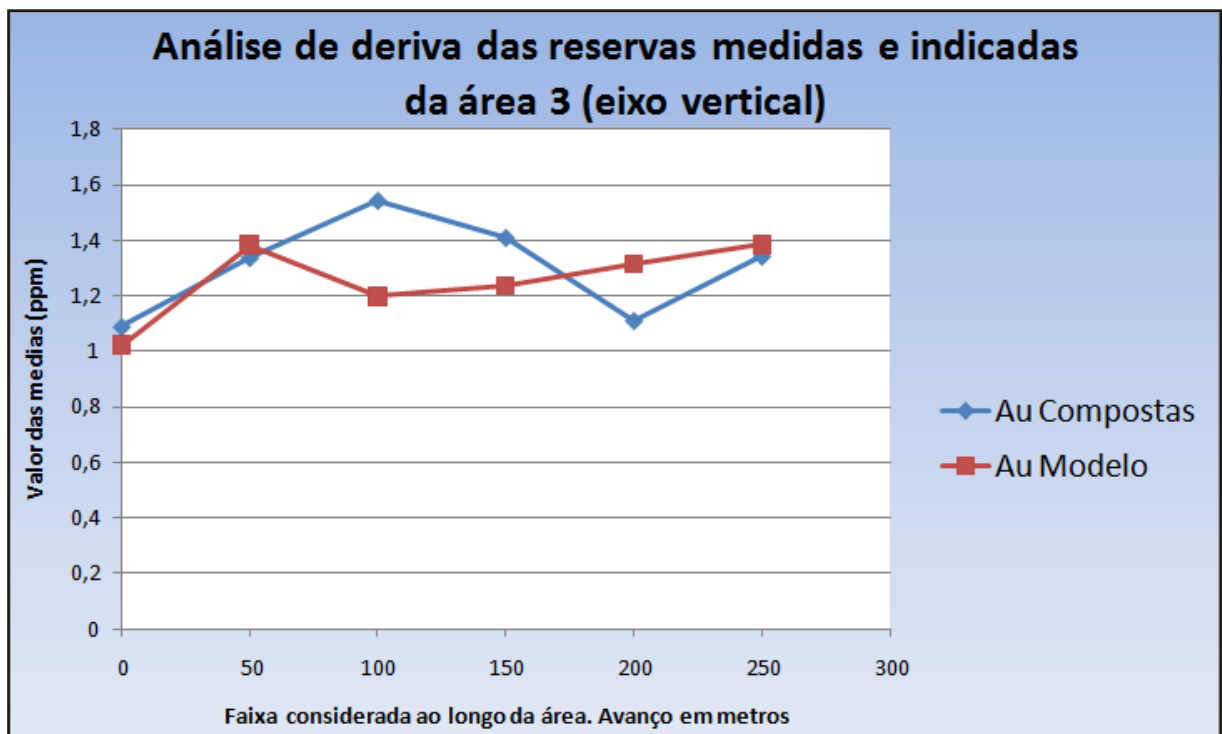


Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 11.2.3 Área 3

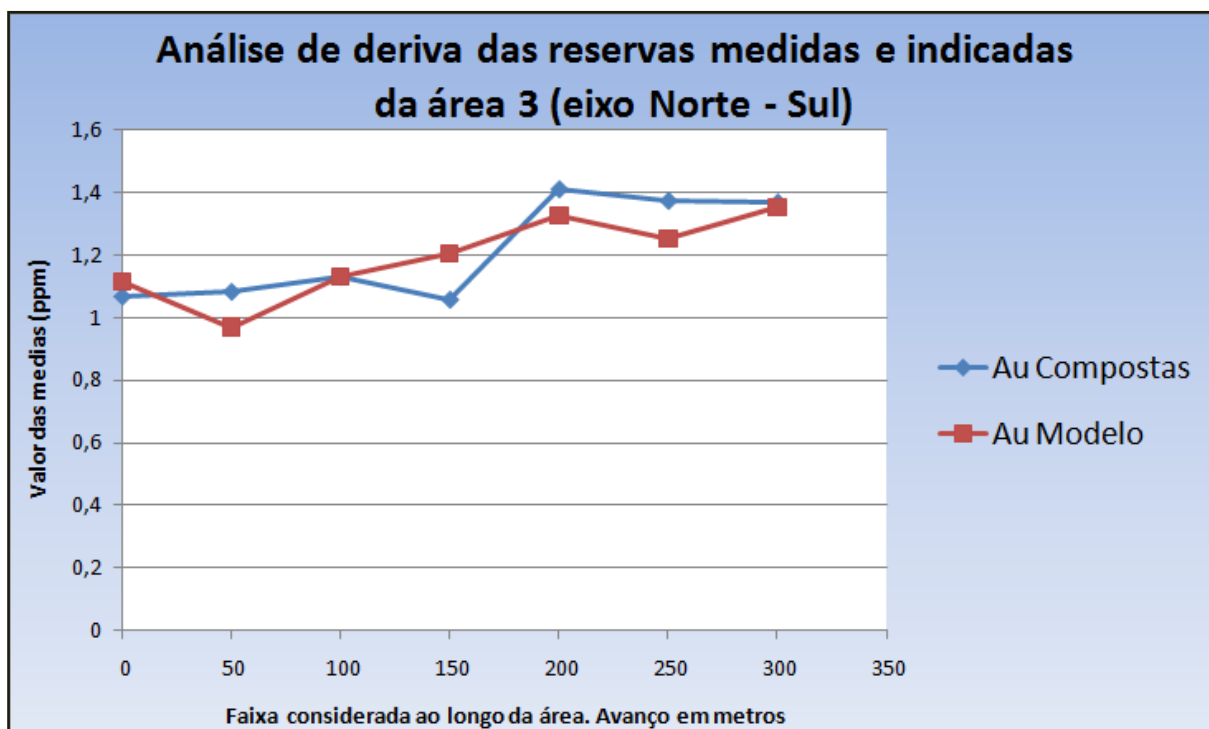
O **Gráfico 39**, **Gráfico 40** e **Gráfico 41** apresentam os resultados da análise de deriva para a área 3.

**Gráfico 39 - Análise de deriva da área 3, modelo medido-indicado, direção vertical.**



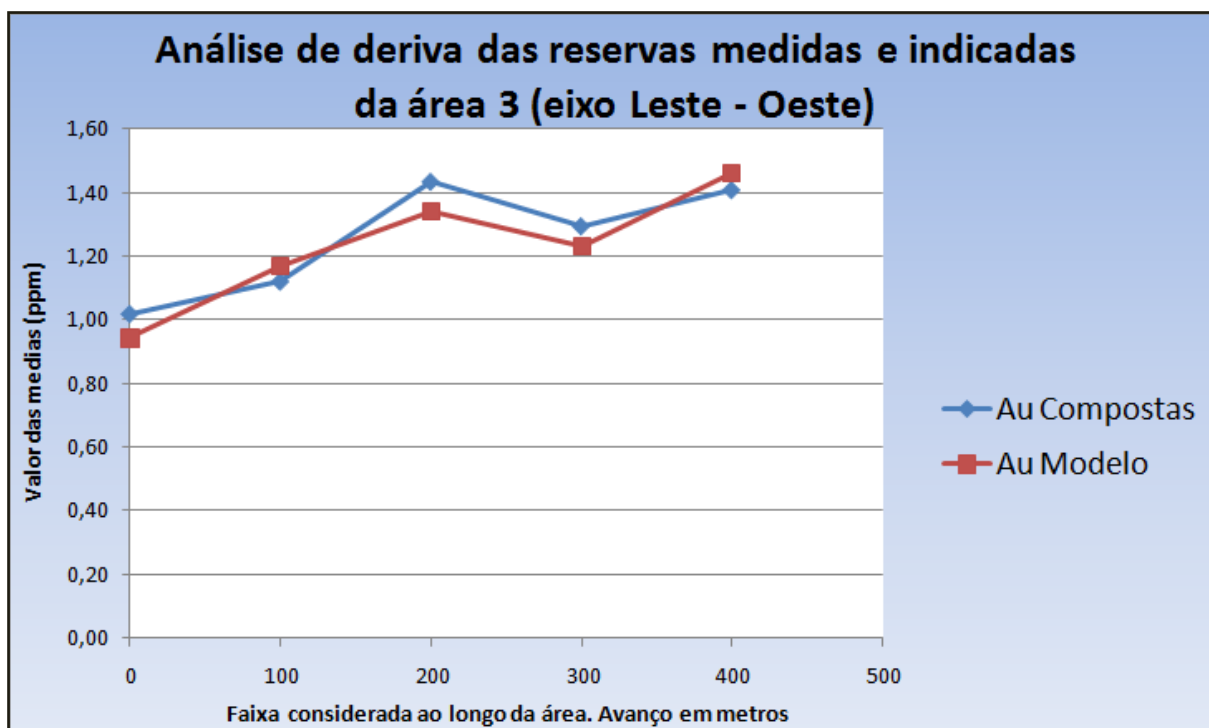
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 40 - Análise de deriva da área 3, modelo medido-indicado, direção Norte-Sul.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 41 - Análise de deriva da área 3, modelo medido-indicado, direção Norte-Sul.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### **11.2.4 Análise dos resultados**

#### **11.2.5 ANÁLISE DOS RESULTADOS**

Da mesma forma que para o modelo medido, porém com um nível menor de satisfação os resultados foram satisfatórios, pois ambas as curvas do modelo *krigado* e dos furos de sondagem apresentaram boa similitude.

Assim considera-se validado de forma local o modelo de blocos medido-indicado.

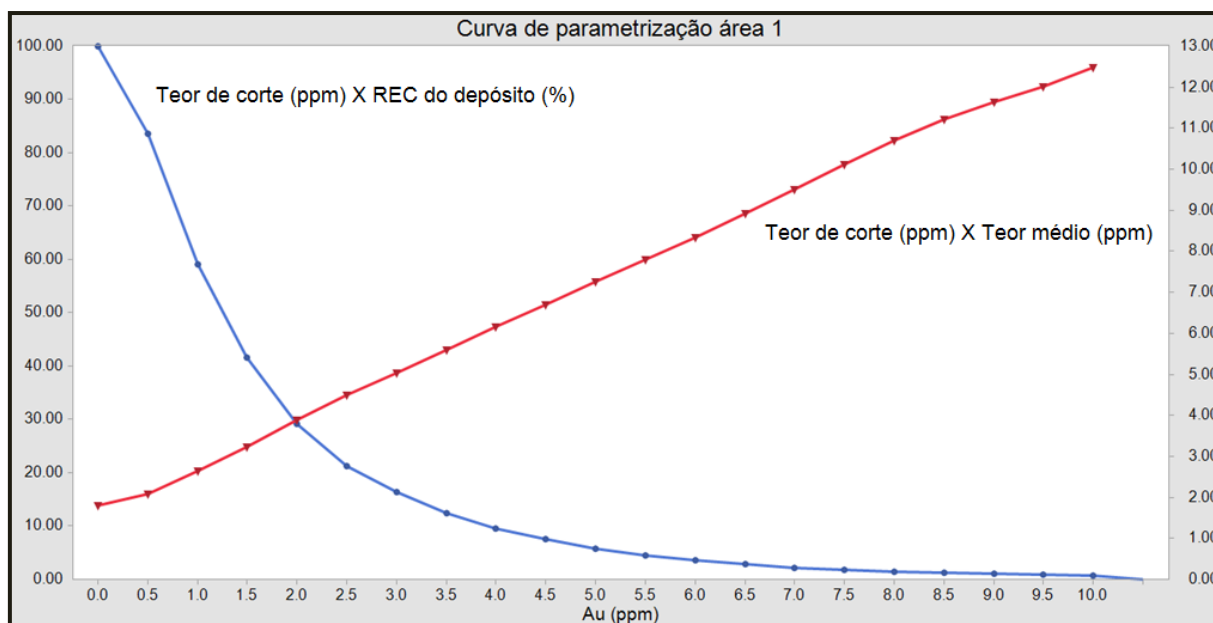
## 12 CURVAS DE PARAMETRIZAÇÃO

É de suma importância para o planejamento de lavra o conhecimento do teor médio que deve ser enviado à planta de beneficiamento, pois teores maiores representam maior produção de concentrado e conseqüentemente maiores lucros. No entanto, nem sempre é possível atingir o teor desejado para a planta de beneficiamento pelo simples fato do depósito mineral não ter uma continuidade de altos teores.

Através das curvas de parametrização, é possível avaliar de que forma se comporta o depósito mineral quanto a quantidade de material, teor de corte e teor médio do mineral.

Os **Gráfico 42**, **Gráfico 43** e **Gráfico 44** apresentam as curvas de parametrização para as áreas 1, 2 e 3 respectivamente, para o modelo medido-indicado.

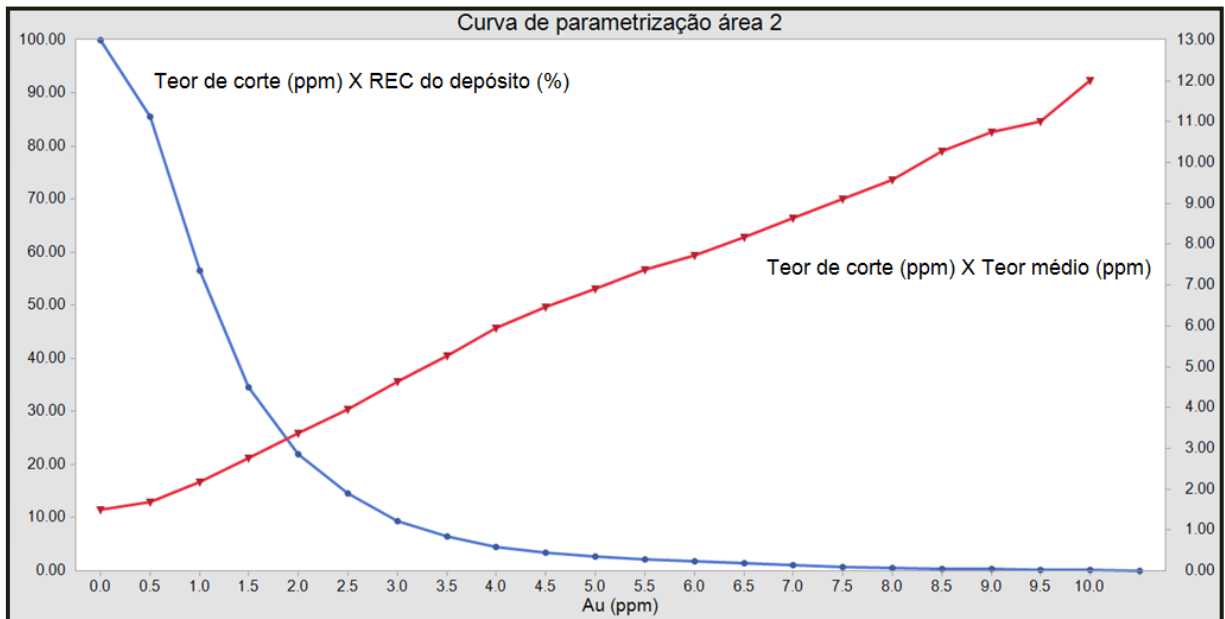
**Gráfico 42 - Curva de Parametrização da área 1.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

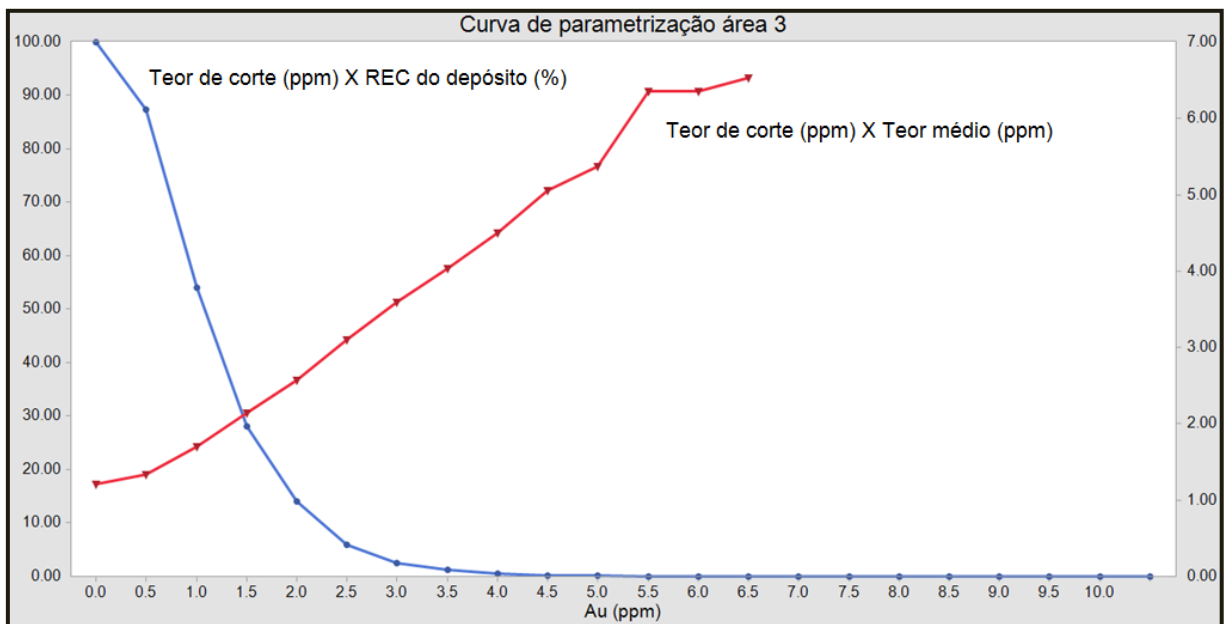


**Gráfico 43 - Curva de Parametrização da área 2.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Gráfico 44 - Curva de Parametrização da área 3.**



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 13 GEOMECÂNICA

A caracterização do maciço rochoso quanto aos seus parâmetros geomecânicos é de suma importância, pois, a partir disto, será possível dimensionar o escoramento de teto, obtendo resultados como o comprimento de parafuso, malha de escoramento e tempo de auto-sustentação.

### 13.1 CLASSIFICAÇÃO GEOMECÂNICA DO MACIÇO ROCHOSO

A metodologia utilizada para a classificação geomecânica do maciço rochoso foi o RMR - *Rock mass rating* (Bieniawski 1973, 1976).

Devido à falta de dados geomecânicos do depósito em estudo foi necessário inferir dados conforme apresentado na tabela

A única informação sobre o depósito mineral é que se trata de uma região bastante fraturada em que as rochas mineralizadas predominantes são os BIF's e as encaixantes são basalto, os parâmetros demonstrados na **Tabela 26** foram inferidos para o cálculo do RMR.

Tabela 26 - Cálculo do RMR.

	Encaixante	Depósito	RMR encaixante	RMR Depósito
UCS(Mpa)	120	40	12	4
Fraturas	Lisa	Rugosa	20	20
esp	30	16	10	8
RQD	60	30	13	8
Água	Não	Não	15	15

<b>RMR</b>	<b>70</b>	<b>55</b>
------------	-----------	-----------

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Segundo Bieniawski, a qualidade do maciço rochoso pode ser determinada a partir da **Tabela 27**.

**Tabela 27 - Classificação geomecânica de maciços rochosos**

<b>Classificação geomecânica de maciços</b>	
<b>RMR</b>	<b>Qualidade do maciço</b>
<b>81 á 100</b>	Muito boa
<b>61 á 80</b>	Boa
<b>41 á 60</b>	Intermediária
<b>21 á 40</b>	Ruim
<b>&lt;20</b>	Muito Ruim

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A partir destes dados, verifica-se que o depósito mineral apresenta uma qualidade intermediária e que a rocha encaixante apresenta uma qualidade boa.

### 13.2 DEFINIÇÃO DOS PARÂMETROS GEOMECÂNICOS

Com a classificação do maciço definida, é possível calcular outros parâmetros geomecânicos através do critério de ruptura de Hoek-Brown (Hoek e Brown, 1980), foi utilizado o *software Rock Lab* para o cálculo destes parâmetros, que estão apresentados na **Tabela 28**.

Tabela 28 - Parâmetros geomecânicos do minério e da encaixante.

Encaixante		Depósito	
<b>Dados de entrada</b>		<b>Dados de entrada</b>	
sigci(Mpa)	120	sigci(Mpa)	40
GSI (RMR-5)	65	GSI (RMR-5)	50
mi (fator do tipo de rocha)	10	mi (fator do tipo de rocha)	10
D (Fator de desmonte)	0.8	D (Fator de desmonte)	0.8
<b>Resultados</b>		<b>Resultados</b>	
<b>Ajuste Mohr Coulomb</b>		<b>Ajuste Mohr Coulomb</b>	
Coesão (Mpa)	5.62	Coesão (Mpa)	1.28
phi (ângulo de atrito interno)	28.01°	phi (ângulo de atrito interno)	21.2°
<b>Parâmetros de Resistência</b>		<b>Parâmetros de Resistência</b>	
Res. a tração (Mpa)	-0.48	Res. a tração(Mpa)	-0.04
Res a comp. uniaxial (Mpa)	8.38	Res a comp. uniaxial (Mpa)	0.87
Resistência global (Mpa)	18.70	Resistência global (Mpa)	3.75
Módulo de Elasticidade (Mpa)	14228.20	Módulo de Elasticidade (Mpa)	3794.73

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 14 DEFINIÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA

A definição do método de lavra é uma parte crucial em um projeto de mineração, pois visa aproveitar da melhor forma possível os recursos minerais disponíveis sem realizar gastos excessivos.

A escolha errada de um método de lavra pode até inviabilizar um empreendimento mineiro, seja devido aos altos custos para desenvolver aquele método, seja devido ao método não ser aplicado à jazida em questão.

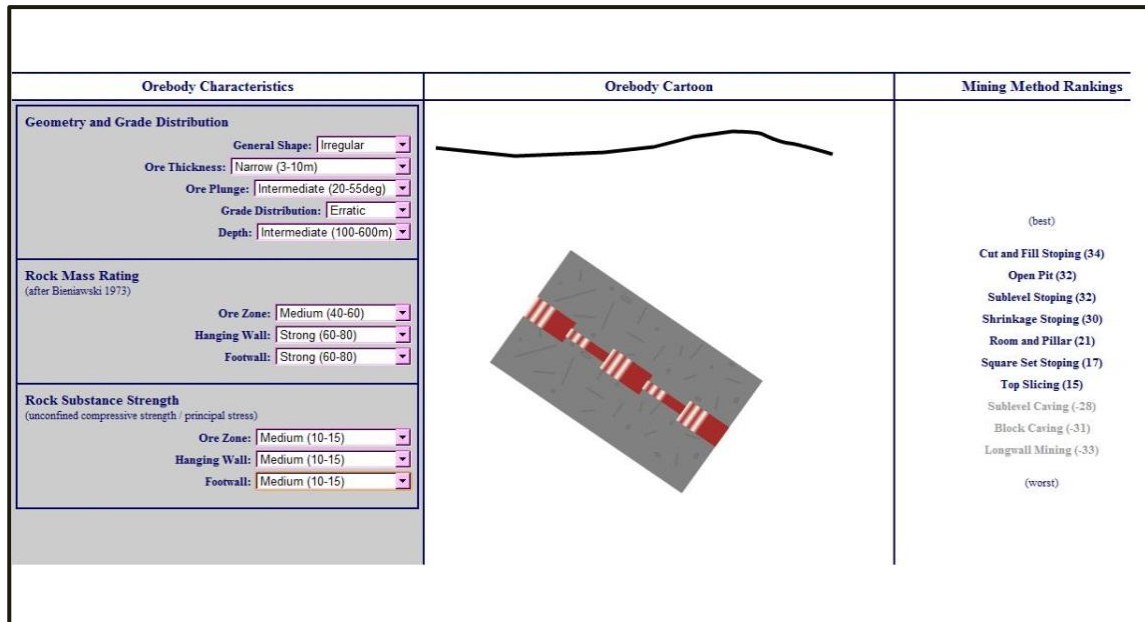
Primeiramente foi realizada uma análise subjetiva quanto aos parâmetros geomecânicos e geométricos do depósito mineral e quanto à qualidade e uniformidade do mineral de interesse. Esta análise está apresentada na **Tabela 29** e, através disto, é possível verificar qual o método de lavra melhor se encaixa para o depósito de ouro em estudo.

**Tabela 29 - Escolha do método de lavra.**

Comparação das condições do depósito favoráveis aos métodos de lavra subterrânea								
	Sem Suporte				Com Suporte	Caving		
	Cameras e Pilares	Stope and Pillar	Shrinkage	Sublevel Stopping	Cut and Fill	Longwall	Sublevel Caving	Block Caving
Resistência do minério	Fraco a moderado	Moderado a forte	Forte	Moderado a forte	<b>Moderado a forte</b>	Qualquer	Moderado a razoavelmente	Fraco a moderado
Resistência da encaixante	Moderado a forte	Moderado a forte	Forte	Razoavelmente forte a forte	<b>Fraco a razoavelmente</b>	Fraco a moderado	Fraco a razoavelmente	Fraco a moderado
Forma do depósito	Tabular	Tabular, lenticular	Tabular, lenticular	Tabular, lenticular	<b>Tabular a irregular</b>	Tabular	Tabular ou massivo	Massivo ou espesso tabular
Inclinação do depósito	baixa, plana	Baixo a moderado	Razoavelmente inclinado	Razoavelmente inclinado	<b>Moderado a razoavelmente inclinado</b>	Baixo, plano	Razoavelmente inclinado	Razoavelmente inclinado
Tamanho do depósito	Extenso e pouco espesso	Qualquer	Pouco espesso a moderado	Razoavelmente espesso	<b>Pouco espesso a moderado</b>	Extenso, pouco espesso	Largo e espesso	Muito extenso, espesso
Teor do minério	Moderado	Baixo a moderado	Razoavelmente alto	Moderado	<b>Razoavelmente alto</b>	Moderado	Moderado	Baixo
Uniformidade do minério	Razoavelmente e uniforme	Variado	Uniforme	Razoavelmente uniforme	<b>Moderado a variável</b>	Uniforme	Moderado	Razoavelmente uniforme
Profundidade	Razo a moderado	Razo a moderado	Razo a moderado	Moderado	<b>Moderado a profundo</b>	Moderado a profundo	Moderado	Moderado

Fonte: Adaptado dos *slides* de aula da disciplina de lavra subterrânea (Paulo Salvadorette, 2010)

De modo a complementar esta decisão foi utilizada a ferramenta *mining method selection* disponibilizada no site [www.edumine.com](http://www.edumine.com), o resultado está apresentado na **Figura 24**.



**Figura 24 - Mining method selection.**

Fonte: [www.edumine.com](http://www.edumine.com)

Tendo em vista estas duas análises, é possível concluir que o método de lavra que melhor se encaixa para a lavra do depósito de ouro em estudo é o Corte e Enchimento (*Cut and Fill*).

O Corte e Enchimento é um método subterrâneo de lavra em realces (*stopes*) onde, após a remoção completa de cada fatia horizontal, esta é preenchida com determinado tipo de enchimento (*backfill*), após o qual o próximo corte é realizado (Howard L. Hartman, 1992).

Existem diversas variações quanto à forma de execução do método corte e enchimento, a mais utilizada e que será aplicada neste projeto é o corte e enchimento de baixo para cima (*overhand*), onde o material de enchimento do corte inferior serve de suporte para os equipamentos transitarem no corte superior.

Abaixo é apresentada a **Figura 25** que esquematiza o método de corte e enchimento de baixo para cima.

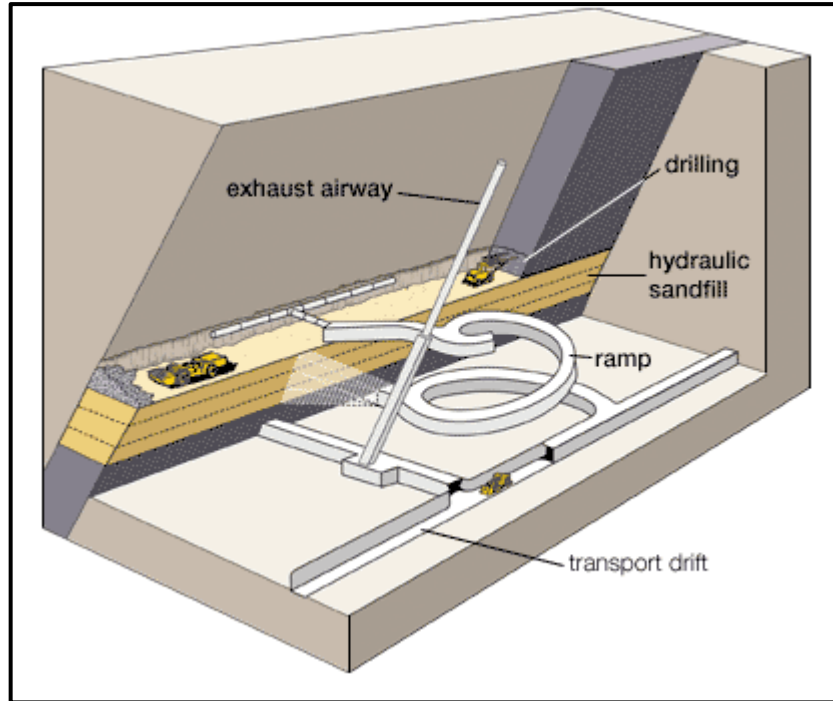


Figura 25 - Corte e Enchimento de baixo para cima.

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 15 PREMISSAS PARA A REALIZAÇÃO DO PROJETO

Na **Tabela 30** são especificadas as premissas que foram utilizadas para a elaboração do planejamento do projeto.

**Tabela 30 - Premissas utilizadas para o planejamento de lavra.**

<b>Premissas</b>	
<b>Fator de Empolamento (minério e encaixante)</b>	<b>1.3</b>
<b>Densidade do minério (t/m<sup>3</sup>)</b>	<b>3</b>
<b>Dens. empolada do minério (t/m<sup>3</sup>)</b>	<b>2.31</b>
<b>Densidade da encaixante (t/m<sup>3</sup>)</b>	<b>2.7</b>
<b>Dens. empolada da encaixante (t/m<sup>3</sup>)</b>	<b>2.08</b>
<b>Diluição</b>	<b>5%</b>
<b>Recuperação da Lavra</b>	<b>85%</b>
<b>Recuperação da planta</b>	<b>96%</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os valores de diluição e recuperação de lavra são valores comuns para o método de lavra corte e enchimento e foram retirados do site <http://pubs.usgs.gov/usbmic/ic-9298/html/cammfrms.htm>, o valor de recuperação da planta de beneficiamento foi retirado da revista *International Mining*, edição de junho de 2010, sendo correspondente a mina de Cuiabá, a qual também está localizada no Quadrilátero Ferrífero.





## 16 DEFINIÇÃO DO REGIME DE TRABALHO

Na **Tabela 31** está especificado como será realizado o regime de trabalho da lavra.

Tabela 31 - Regime de trabalho.

<b>Regime de trabalho</b>	
<b>Turnos de produção/dia</b>	2
<b>Horas trab. por turno de produção</b>	8
<b>Turno de manutenção/dia</b>	1
<b>Horas trab. por turno de manutenção</b>	4
<b>Rendimento por turno de produção</b>	75%
<b>Horas efetivamente trab. por turno</b>	6.0
<b>Dias trabalhados por semana</b>	6
<b>Dias trabalhados por ano</b>	312
<b>Horas de produção/ano</b>	4,992
<b>Horas de produção efetiva/ano</b>	3,744

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Serão trabalhados 6 dias por semana, folgando aos domingos, em 3 turnos de trabalho de 8 horas, 2 turnos de produção e um turno de manutenção.

## 17 FUNÇÃO BENEFÍCIO

A função benefício é a equação que governa o destino de cada bloco, se um bloco apresentar um valor positivo, ou seja, for lucrativo, este deve ser invariavelmente destinado ao beneficiamento. Caso contrário, se o bloco apresentar um valor negativo deverá ser deixado em seu local de origem ou deve ser enviado ao bota fora.

A **Equação 5** representa a função benefício do projeto.

### Equação 5 - Função benefício

$$\boxed{LUCRO = TEOR \times PREÇO DE VENDA \times REC - C. LAVRA - C. PROCESSO}$$

Fonte: Apostila de Lavra a Céu Aberto (Rodrigo Peroni, 2010)

O resultado do lucro é expresso em *Unidade de moeda/Unidade de massa*.

### 17.1 PREÇO DE VENDA DO OURO

A definição do preço de venda do ouro é um fator impactante na viabilidade do projeto, pois quanto maior for o preço de venda do minério, mais baixo será o teor economicamente viável para a extração e, conseqüentemente, maior será a reserva lavrável.

O preço de venda do ouro foi obtido realizando-se uma média do seu preço de venda nos últimos 5 anos. Optou-se por fazer a média de um curto espaço de tempo, pois o preço do ouro vem crescendo significativamente nos últimos anos, desta forma uma média em um grande espaço de tempo iria impactar negativamente no projeto.

A seguir, é apresentado o **Gráfico 45** que mostra a variação do preço do Ouro nos últimos 5 anos, o gráfico foi retirado do *site* [www.goldprice.org](http://www.goldprice.org).

Gráfico 45 - Variação do preço do Ouro ao longo dos últimos 5 anos.



Fonte: [www.goldprice.org](http://www.goldprice.org) (2011)

A **Tabela 32** que mostra o preço médio do ouro nos últimos 5 anos, estes valores foram retirados do *site* [www.kitco.com](http://www.kitco.com).

Tabela 32 - Preço médio do Ouro nos últimos 5 anos.

Histórico do Preço do Au	
Ano	Preço médio(\$/oz)
2007	695.38
2008	871.96
2009	972.35
2010	1,224.53
2011	1,416.23
<b>Preço médio</b>	<b>1,036.09</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O preço médio do ouro é de 1,036.09 \$/oz para um concentrado com 99,9% de ouro, como será vendido um *bullion* com 75% de ouro, logo, o preço de venda do ouro será de  $1,036.09 \times 0.75 = 777.07$  \$/oz ou 27,41 \$/g.

## 17.2 CUSTO DE LAVRA E BENEFICIAMENTO

Foram utilizados os custos de lavra e beneficiamento fornecidos pelos modelos do *Western Mine* de 2003, todos os valores foram convertidos para o dólar de 2010 através do fator de correção de 1.19, retirado do site [www.measuringworth.com](http://www.measuringworth.com).

Os custos de lavra e beneficiamento variam de acordo com a produção da mina, o modelo de custos do *Western Mine* fornece três valores de custo diferentes para a lavra de acordo com a produção diária e três custos diferentes para o beneficiamento, também de acordo com a produção diária.

Foram realizadas interpolações destes preços para descobrir os preços de produções intermediárias das fornecidas pelo *Western Mine*, de modo a se obter um teor de corte, uma vida útil da mina e uma recuperação do depósito satisfatória.

Para o custo de beneficiamento foi considerado que o ouro irá passar tanto por um processo de flotação como por um processo de cianetação.

A **Tabela 33** e a Tabela 34 demonstram respectivamente os custos de lavra e de beneficiamento de acordo com a produção diária, as interpolações destes valores podem ser vistas no **Gráfico 46**, **Gráfico 47** e **Gráfico 48** para os custos de lavra, flotação e lixiviação respectivamente.

**Tabela 33 - Custos de lavra.**

Custo de Lavra Cut and Fill - Entrada com Rampa								
Produção(t/dia)	200	400	1000	1200	1300	1400	1500	2000
Custo (\$ de 2003/t)	78.79	68.82	45.64	44.02	42.72	41.82	41.32	37.91
Custo (\$ atual/t)	93.76	81.90	54.31	52.38	50.84	49.77	49.17	45.11

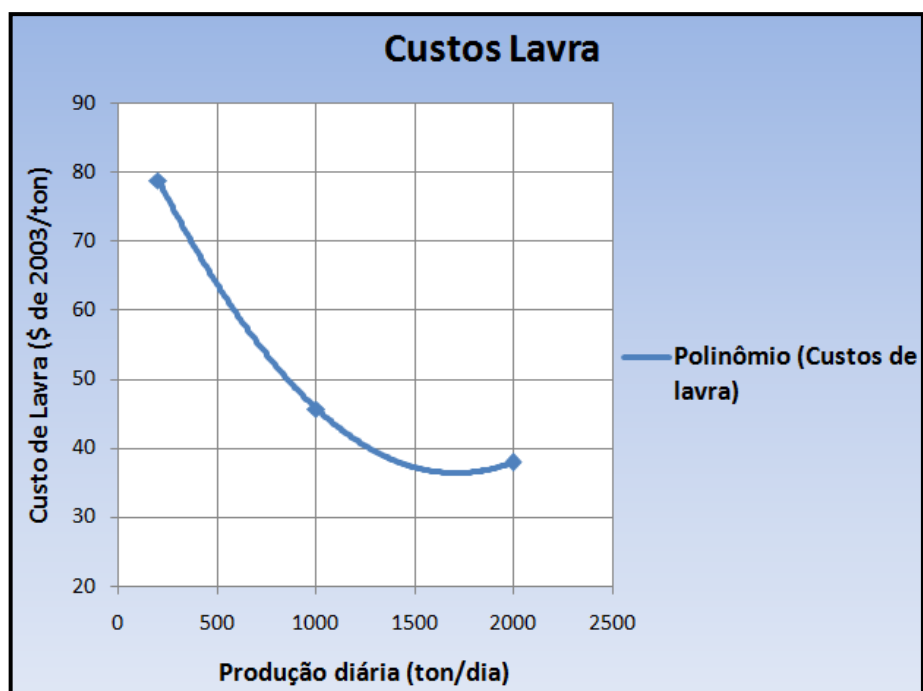
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 34 - Custos de beneficiamento.

		Custo de Beneficiamento							
Produção(t/dia)		400	500	1000	1200	1300	1400	1500	2000
Flotação	Custo (\$ de 2003/t)	15.64	14.53	10.59	9.56	9.16	8.84	8.6	9.11
	Custo (\$ atual/t)	18.61	17.29	12.60	11.38	10.90	10.52	10.23	10.84
CIP	Custo (\$ de 2003/ton)	11.47	10.80	8.86	8.75	8.5	8.27	8.06	6.71
	Custo (\$ atual/ton)	13.65	12.85	10.54	10.41	10.12	9.84	9.59	7.98
<b>Total (\$ atual/t)</b>		<b>32.26</b>	<b>30.14</b>	<b>23.15</b>	<b>21.79</b>	<b>21.02</b>	<b>20.36</b>	<b>19.83</b>	<b>18.83</b>

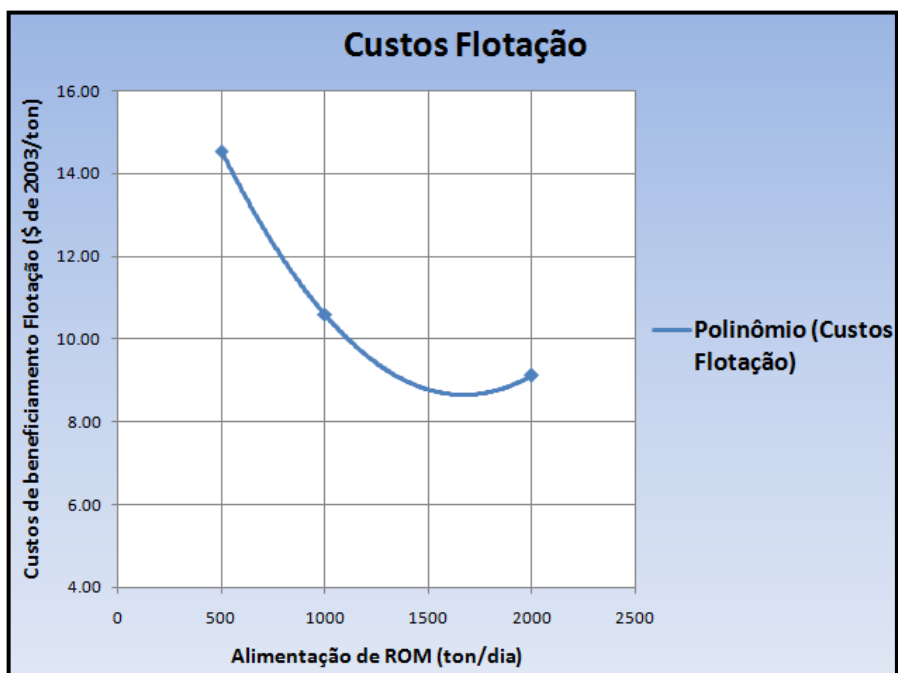
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 46 - Custos de lavra.



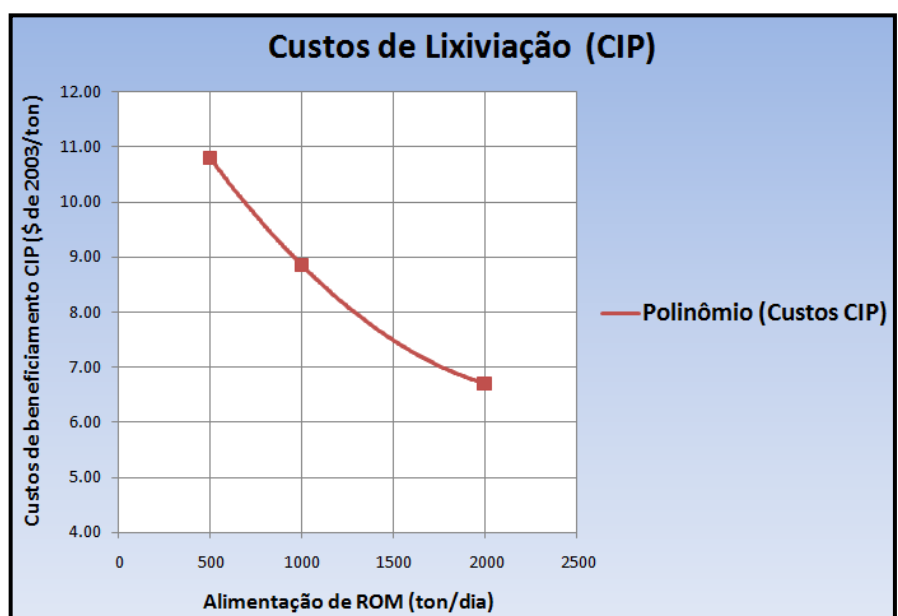
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 47 - Custos Flotação.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 48 - Custos de lixiviação (CIP).



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O processo é iterativo, baixas produções resultarão em custos elevados, vida útil longa, teor de corte alto, mas quantidades de reserva baixíssimas, impossibilitando a etapa de desenvolvimento para acessar determinadas áreas; altas produções resultarão em custos mais baixos, teor de corte baixo, grande quantidade de reservas, porém uma vida útil extremamente baixa (4 a 5 anos), o que não justificaria a aquisição de equipamentos e implementação do projeto.

Desta forma a produção diária escolhida foi de 1,300 ton/dia o que resultou em um custo de lavra de 50.84 \$/ton e um custo de beneficiamento de 21.02 \$/ton.

### 17.3 TEOR DO CORTE

Através da função benefício é possível calcular o teor de corte no equilíbrio (BCOG), que é o teor que zera a função benefício.

Logo, blocos que possuem um teor acima do BCOG devem ser lavrados e blocos que possuem teor abaixo do BCOG devem ser deixados em seu local de origem ou enviados para o bota fora caso precisem ser removidos.

A **Tabela 35** demonstra o cálculo do BCOG.



Tabela 35 - Definição do BCOG.

<b>Produção (t/dia)</b>	1300
<b>RECEITA</b>	
<b>PREÇO (\$/oz)</b>	777.07
<b>PREÇO (\$/g)</b>	27.4
<b>REC</b>	96%
<b>CUSTOS</b>	
<b>LAVRA(\$/t)</b>	50.84
<b>BEN(\$/t)</b>	21.02
<b>BCOG (ppm)</b>	
	2.73

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 18 CUBAGENS

A cubagem visa quantificar o volume, a massa e o teor médio de um depósito mineral ou parte dele.

A densidade utilizada para a realização das cubagens foi de 3 t/m<sup>3</sup> tanto para o minério como para o estéril, pois o estéril, neste caso, não corresponde a rocha encaixante, mas sim a própria rocha mineralizada.

Na **Tabela 36** são apresentadas as cubagens *in situ* para cada uma das áreas e para todo o depósito.

**Tabela 36 - Cubagens INSITU**

Cubagens INSITU				
	Cutoff (ppm)	Volume (km3)	Massa (kton)	Teor médio (ppm)
A1	0 á 2.73	5,141	15,423	1.15
	≥ 2.73	1,180	3,540	4.76
A2	0 á 2.73	2,370	7,110	1.20
	≥ 2.73	254	761	4.06
A3	0 á 2.73	1,580	4,741	1.17
	≥ 2.73	57	171	3.34
Total	0 á 2.73	9,091	27,274	1.16
	≥ 2.73	1,491	4,472	4.59

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Como cada método de lavra subterrânea possui uma recuperação e uma diluição, os mesmos devem ser levados em conta na cubagem das reservas, na **Tabela 37** estão demonstrados os parâmetros que foram utilizados para a realização das cubagens diluídas.

Tabela 37 - Parâmetros utilizados para a diluição.

Parâmetros utilizados para diluição	
Densidade do Minério (t/m <sup>3</sup> )	3
Recuperação	85%
Diluição	5%
Densidade do estéril (t/m <sup>3</sup> )	3
Teor do Estéril (ppm)	1.16

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O teor do estéril utilizado para a diluição é correspondente ao teor médio dos teores abaixo do BCOG na cubagem *in situ* total.

Na **Tabela 38** são apresentadas as cubagens diluídas para cada uma das áreas e para todo o depósito.

Tabela 38 - Cubagens DILUÍDAS.

Cubagens DILUÍDAS						
	Cutoff (ppm)	Volume (km <sup>3</sup> )	Minério INSITU (kton)	ROM (kton)	Teor (ppm)	Estéril (kton)
A1	≥ 2.73	1,180	3,540	3,186	4.56	17,981
A2	≥ 2.73	254	761	685	3.90	8,772
A3	≥ 2.73	57	171	154	3.22	5,234
Total	≥ 2.73	1,491	4,472	4,025	4.40	31,987

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Com os dados das cubagens diluídas foi realizada uma análise da representatividade de cada área, isto pode ser verificado na **Tabela 39**.

Tabela 39 - Representatividade de cada área.

Representatividade	
A1	79.2%
A2	17.0%
A3	3.8%

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Com isto é possível verificar que grande parte do depósito com teores econômicos está localizado na área 1.



## 19 REGIME DE PRODUÇÃO E VIDA ÚTIL DA MINA

Dispondo do regime de trabalho, da produção diária e da reserva lavrável, pode-se calcular o regime de produção e a vida útil da mina, estes valores estão demonstrados na **Tabela 40**.

**Tabela 40 - Regime de produção.**

<b>Regime de produção</b>	
<b>Reservas lavráveis (t)</b>	4,025,000
<b>Produção horária (t/hora)</b>	96
<b>Produção diária (t/dia)</b>	1300
<b>Produção mensal (t/mês)</b>	33,800
<b>Produção anual (t/ano)</b>	405,600

<b>Vida útil da mina (anos)</b>	10
---------------------------------	----

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 20 PROJETO DE DESMONTE DE ROCHA

Para a realização do desmonte de rocha foi utilizada a metodologia empírica do autor Oloffson.

Serão realizados dois planos de fogo diferentes, um para as galerias de desenvolvimento, com formato abaulado, e outro para as galerias de produção, com formato retangular.

As galerias de desenvolvimento possuem formato abaulado devido a maior estabilidade apresentada, o que é necessário, já que estas galerias serão mantidas durante toda a vida da mina.

Já para as galerias de produção não é necessário tal formato, pois elas serão preenchidas com material de enchimento, assim, o formato utilizado para as galerias de produção é o retangular, que favorece o desmonte possibilitando utilizar uma razão de carga menor e conseqüentemente reduzir os custos.

A largura da galeria é de 4.5 metros e a altura é de 4 metros, estas dimensões garantem a passagem do maior equipamento que transitará pela mina e também reservam espaço para tubulações que serão utilizadas no topo das galerias para ventilação, as especificações quanto a tamanho de equipamentos serão apresentadas na sequência do projeto.

Os parâmetros utilizados para o projeto de desmonte de rocha estão apresentados na **Tabela 41** a seguir.

**Tabela 41 - Parâmetros do desmonte de rocha.**

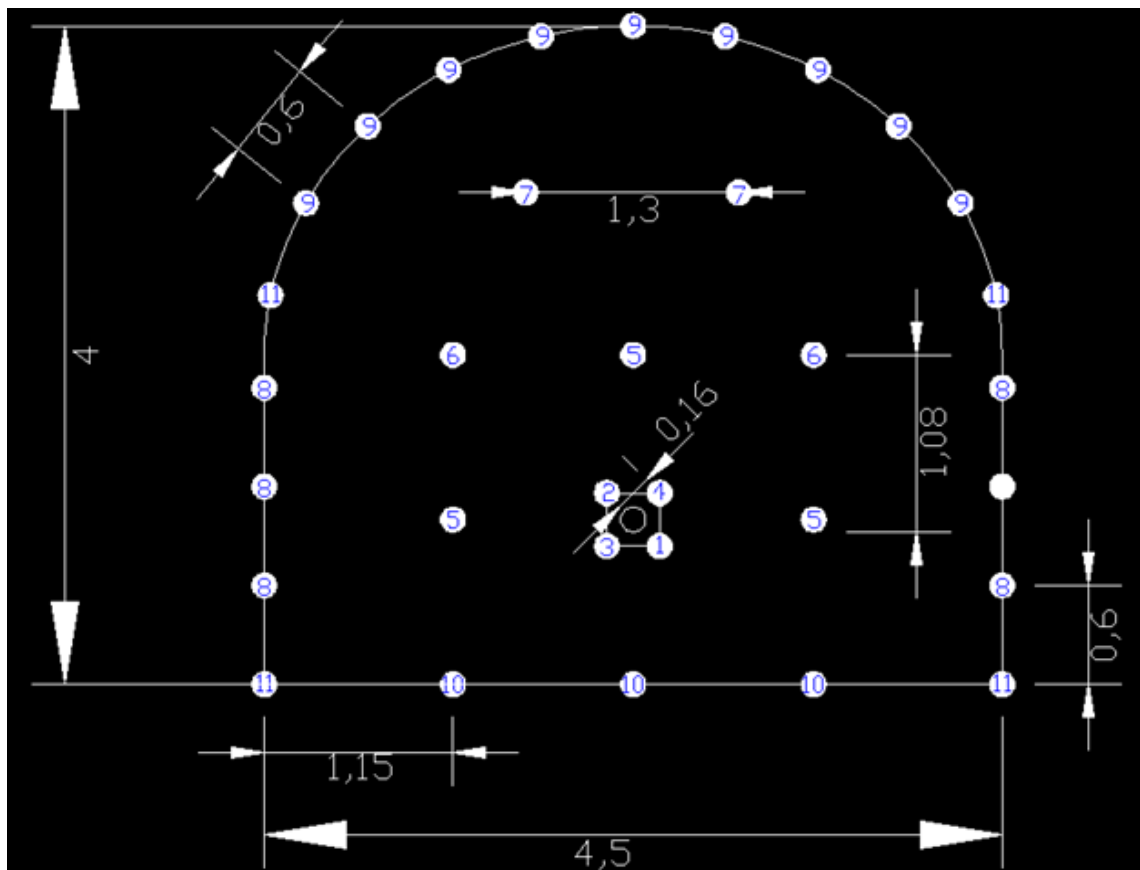
Parâmetros do Desmonte	
Diâmetro de furo (mm)	76
Tipo de explosivo	ANFO
Num. De furos de alivio	1
Âng. de furação	Horizontal
Âng. de furação nas bordas	2°
Tipo de iniciador	Eletrônico
Profundidade do furo (m)	2.8
Avanço (m)	2.52

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O carregamento do ANFO será realizado com o auxílio de plataforma móvel de forma semi-mecanizada.

## 20.1 GALERIAS DE DESENVOLVIMENTO

A **Figura 26** representa o esquema de disposição dos furos realizados para o desmonte nas galerias de desenvolvimento e a ordem em que serão detonados.



**Figura 26 - Desmonte para galerias de desenvolvimento.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 42** apresenta a carga de explosivo utilizada em cada furo e o tempo em que serão detonados.

Tabela 42 - Desmonte para galerias de desenvolvimento.

Galerias de desenvolvimento			
Furo	Núm. de furos	Carga (kg)	Tempo de retardo (ms)
1	1	0.88	0
2	1	0.88	300
3	1	0.88	600
4	1	0.88	900
5	3	2.49	987
6	2	2.49	1,074
7	2	2.49	1,161
8	6	0.92	1,248
9	9	0.92	1,348
10	3	3.73	1,498
11	4	0.92	1,585

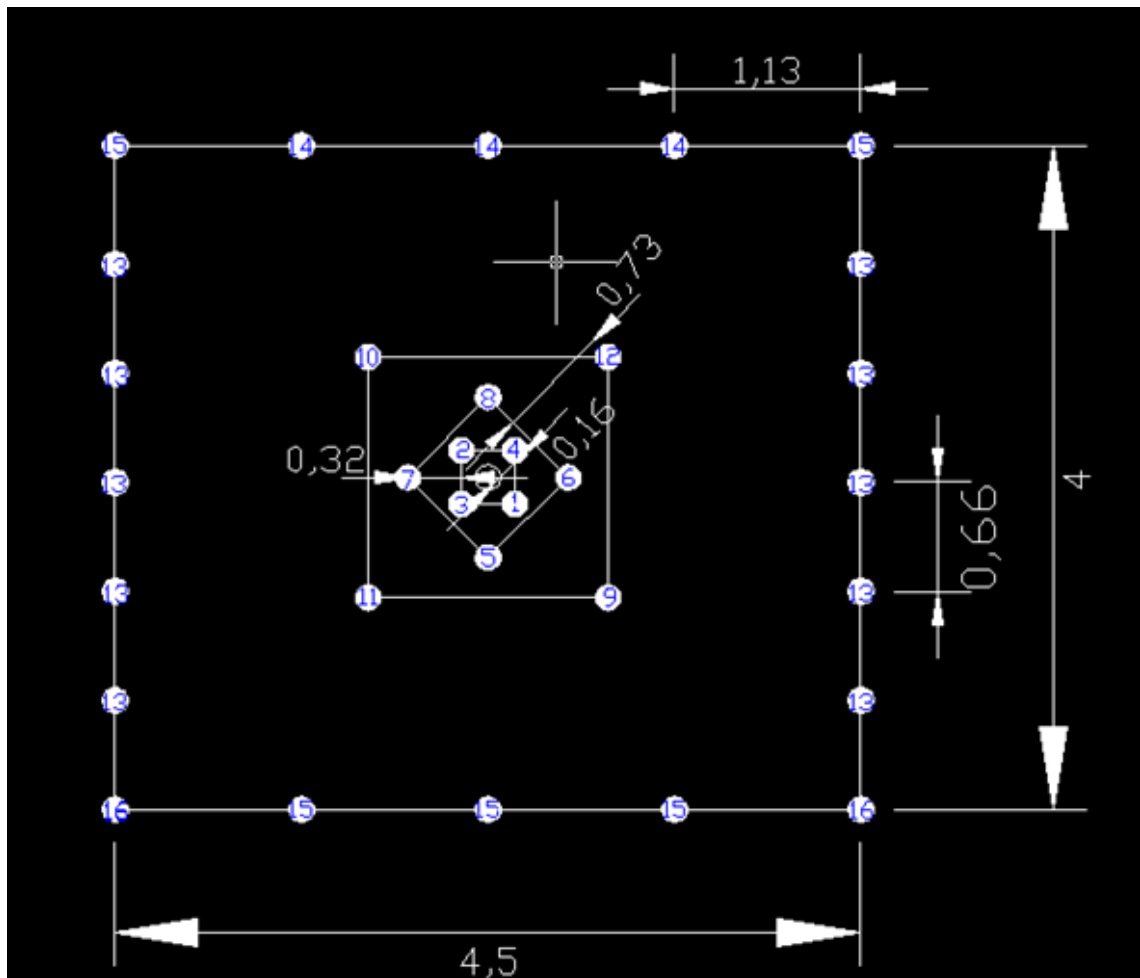
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A razão de carga para as galerias de desenvolvimento foi de 1.25 kg/m<sup>3</sup>.

## 20.2 GALERIAS DE LAVRA

A **Figura 27** representa o esquema de disposição dos furos realizados para o desmonte nas galerias de produção e a ordem em que serão detonados.





**Figura 27 - Desmonte para galerias de lavra**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 43** apresenta a carga de explosivo utilizada em cada furo e o tempo em que serão detonados.

Tabela 43 - Desmonte para galerias de produção.

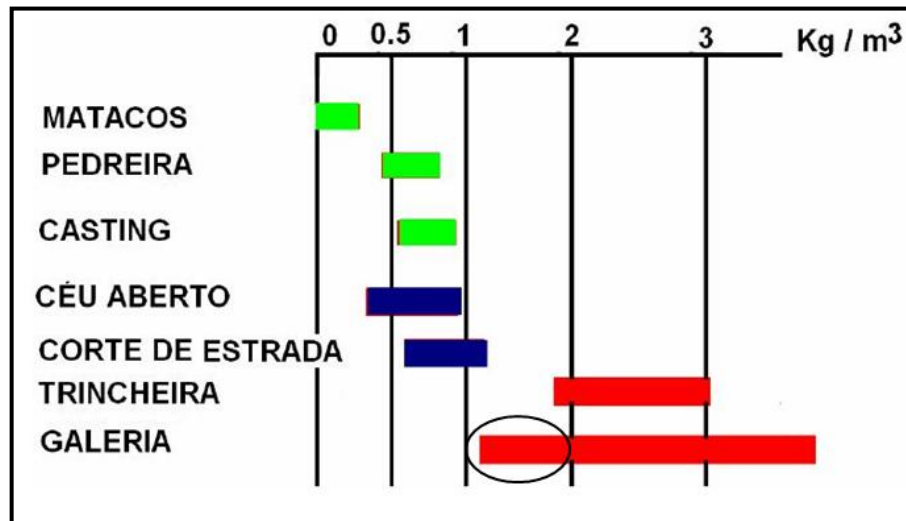
Galerias de produção			
Furo	Núm. de furos	Carga (kg)	Tempo de retardo (ms)
1	1	0.6	0
2	1	0.6	300
3	1	0.6	600
4	1	0.6	900
5	1	1.09	1,200
6	1	1.09	1,500
7	1	1.09	1,800
8	1	1.09	2,100
9	1	2.37	2,187
10	1	2.37	2,274
11	1	2.37	2,361
12	1	2.37	2,448
13	10	0.92	2,535
14	3	0.92	2,685
15	5	3.43	2,835
16	2	0.92	2,922

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A razão de carga para as galerias de produção foi de 1.04 kg/m<sup>3</sup>. A partir do Gráfico 49, é possível verificar que a razão de carga tanto para as galerias de desenvolvimento quanto para as galerias de produção estão dentro da faixa de razões de cargas utilizadas atualmente para galerias subterrâneas com a utilização de ANFO, conforme apresenta o **Gráfico 49**.

O fato das razões de carga se encontrarem no limite inferior desta faixa é devido ao grande fraturamento da rocha.

Gráfico 49 - Faixas de razão de carga para aplicação do ANFO.



Fonte: Slides de aula do professor Enrique Munaretti

## 21 CICLOS DE OPERAÇÕES UNITÁRIAS PARA A PRODUÇÃO

Prever como será realizado o ciclo de operações unitárias é crucial para o planejamento de lavra, de modo a controlar os tempos de cada operação visando alcançar a produção diária requerida.

Na **Figura 28** está demonstrado como será realizado o ciclo de operações unitárias.



**Figura 28 - Ciclo de operações unitárias.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Na **Tabela 44**, podem-se verificar os tempos de cada operação e o tempo disponível para o turno de produção.

Tabela 44 - Tempo das operações unitárias.

Operações unitárias	
Equipamentos	Tempo de ciclo (min)
Perfuratriz (Jumbo)	30
Produção (LHD)	44
Escoramento (Fandril)	60
Carregamento ANFO	25

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tendo em vista que o avanço de cada desmonte é de 2.52 m e que a área de seção das galerias de produção é de 4.5 m x 4 m = 18 m<sup>2</sup>, pode-se concluir que a cada detonação será desmontado 2.52 m x 18 m<sup>2</sup> = 45.36 m<sup>3</sup> de material *in situ*, o que corresponde a uma massa de 45.36 m<sup>3</sup> x 3 ton/m<sup>3</sup> = 136.08 toneladas de minério para cada desmonte.

Como a produção requerida é de 1,300 t/dia, o número de detonações diárias para atender a produção requerida é de 1300/136.08 = 9.55 detonações diárias.

Desta forma devem ser realizadas 10 frentes de produção por dia, 5 em cada turno de produção.

A **Tabela 45** explica como serão dispostos os turnos, bem como as tarefas que serão realizadas em cada turno.

Tabela 45 - Atividades realizadas em cada turno de trabalho.

Definição dos turnos de trabalho			
Turno	Horário	Duração (h)	Atividades
<b>1</b>	8 às 16h	8	Produção, escoramento e perfuração
<b>Intervalo</b>	16 às 19:00h	3	Carregamento, detonação
<b>2</b>	19:00 às 3:00h	8	Produção e escoramento
<b>3</b>	03:00 às 7h	4	Perfuração, carregamento e manutenção
<b>Intervalo</b>	7 às 8h	1	Detonação

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O terceiro turno será apenas para manutenção dos equipamentos e para a perfuração e carregamento das frentes de lavra, garantindo 5 frentes livres para produção no primeiro turno.

Nas **Figura 29**, **Figura 30** e **Figura 31** são apresentados esquemas de como serão realizadas as operações unitárias para o terceiro, primeiro e segundo turno respectivamente.



**Figura 29 - Atividades realizadas no terceiro turno.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



**Figura 30 - Atividades realizadas no primeiro turno.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

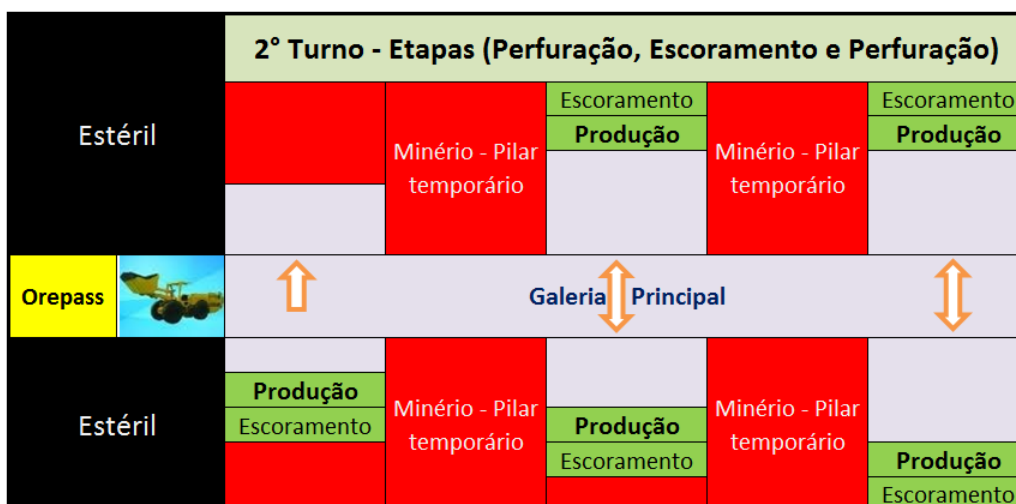


Figura 31 - Atividades realizadas no segundo turno.

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A partir das figuras apresentadas acima é possível verificar que será utilizada a metodologia de lavra em recuo nos realces, deixando pilares de minério, que serão recuperados posteriormente, para sustentação do teto. Esta metodologia será explicada detalhadamente na seqüência do projeto.

Na Tabela 46, Tabela 47 e Tabela 48 são apresentados os cálculos dos tempos cronológicos acumulados das operações unitárias para o terceiro, primeiro e segundo turno respectivamente.

Tabela 46 - Cronologia das operações unitárias – Terceiro turno.

Cronologia das operações unitárias - Terceiro turno		
	Perfuração (min)	Carregamento ANFO (min)
<b>Frente 1</b>	30	55
<b>Frente 2</b>	60	85
<b>Frente 3</b>	90	115
<b>Frente 4</b>	120	145
<b>Frente 5</b>	150	<b>175</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 47 - Cronologia das operações unitárias – Primeiro turno.

<b>Cronologia das operações unitárias - Primeiro turno</b>			
	<b>Produção (min)</b>	<b>Escoramento (min)</b>	<b>Perfuração (min)</b>
<b>Frente 1</b>	44	104	134
<b>Frente 2</b>	88	164	194
<b>Frente 3</b>	132	224	254
<b>Frente 4</b>	176	284	314
<b>Frente 5</b>	220	<b>344</b>	-
<b>Frente 6</b>	-	-	30

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 48 - Cronologia das operações unitárias – Segundo turno.

<b>Cronologia das operações unitárias - Segundo turno</b>		
	<b>Produção (min)</b>	<b>Escoramento (min)</b>
<b>Frente 1</b>	44	104
<b>Frente 2</b>	88	164
<b>Frente 3</b>	132	224
<b>Frente 4</b>	176	284
<b>Frente 5</b>	220	<b>344</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Considerando o rendimento estabelecido de 75% em cada turno, o tempo útil para os turnos de produção é de 360 minutos e para o terceiro turno é de 180 minutos, desta forma fica provado que a disposição dos turnos e operações unitárias atende de forma satisfatória a produção diária requerida.

O intervalo das 16 horas às 19 horas é mais longo, pois é preciso garantir o tempo necessário para realizar as atividades de carregamento e detonação.



## 22 PLANEJAMENTO DE MINA

O planejamento da mina foi realizado apenas para a área 1, que representa 79.2% de todo o depósito, para as áreas 2 e 3 foi realizado apenas o desenvolvimento inicial da lavra.

### 22.1 ANÁLISE GEOMÉTRICA DOS CORPOS

Foi realizada uma análise geométrica dos corpos da área 1, para isto foi criada uma envoltória de teor (grade Shell) apenas com teores acima de 2.73 ppm, que é o teor de corte.

Os corpos possuem uma geometria irregular, sendo difícil avaliar suas dimensões.

O corpo 3, que é o corpo mais representativo da área 1, possui uma largura máxima de aproximadamente 300 metros e uma largura mínima de aproximadamente 100 metros, a espessura de camada também é extremamente variada, com máximo de aproximadamente 40 metros e mínimo de aproximadamente 5 metros, o seu comprimento é de aproximadamente 1,500 metros.

Esta análise preliminar foi realizada com o intuito de conhecer melhor os corpos de minério e avaliar quais seriam os possíveis realces em potencial para serem lavrados.

A seguir, é apresentada a **Figura 32** da envoltória de teores do corpo 3 da área 1.



**Figura 32 - Envoltória de teores do corpo 3.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 22.2 DESIGN DE MINA

O acesso da mina foi realizado por um plano inclinado em um local plano na encosta de um morro, nas proximidades do corpo 3, visando reduzir ao máximo o tempo de desenvolvimento inicial antes de iniciar a produção.

O desenvolvimento da mina foi realizado no *footwall* do minério, o que garante maior segurança, pois caso ocorra algum desabamento nos realces o desenvolvimento não sofrerá subsidência, preservando assim os acessos a saída da mina.

Todos os elementos geométricos que foram utilizados para o *design* da mina bem como suas características estão explicados na **Tabela 49**.

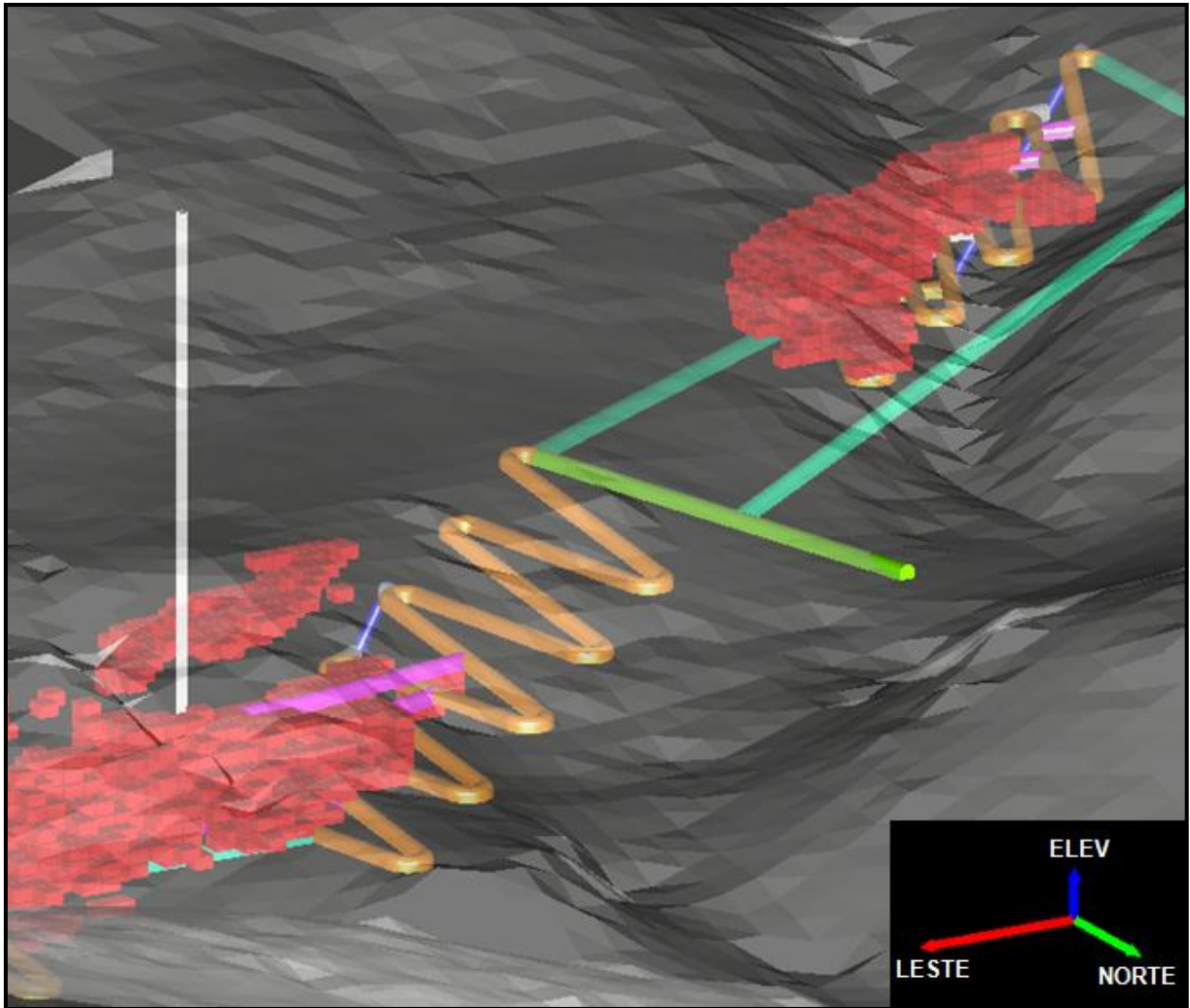
Tabela 49 - Elementos geométricos de mina.

Elementos geométricos de mina						
Elementos	Formato	Largura x Altura (m)	Diâmetro (m)	Área da seção(m <sup>2</sup> )	Perímetro de seção (m)	Inclinação
<b>Plano inclinado</b>	Abaulado	4.5 x 4	-	15.75	15.11	13%
<b>Galerias permanentes</b>	Abaulado	4.5 x 4	-	15.75	15.11	10 á 15%
<b>Galerias temporárias</b>	Retangular	4.5 x 4	-	18.00	15.11	horizontais
<b>Rampas</b>	Abaulado	4.5 x 4	-	15.75	15.11	10 á 15%
<b>Crosscuts</b>	Abaulado	4.5 x 4	-	15.75	15.11	horizontais
<b>Shafts</b>	Circular	-	3	7.07	9.42	verticais
<b>Orepasses</b>	Circular	-	3	7.07	9.42	70 á 90°
<b>Acesso ao orepasses</b>	Abaulado	4.5 x 4	-	15.75	15.11	horizontais

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O raio de curvatura das rampas é de 5.03 metros, respeitando o requerimento do maior equipamento que irá transitar pela mina que será o Caminhão Caterpillar AD30, cujo sua seleção e especificações técnicas serão comentadas na seqüência do projeto.

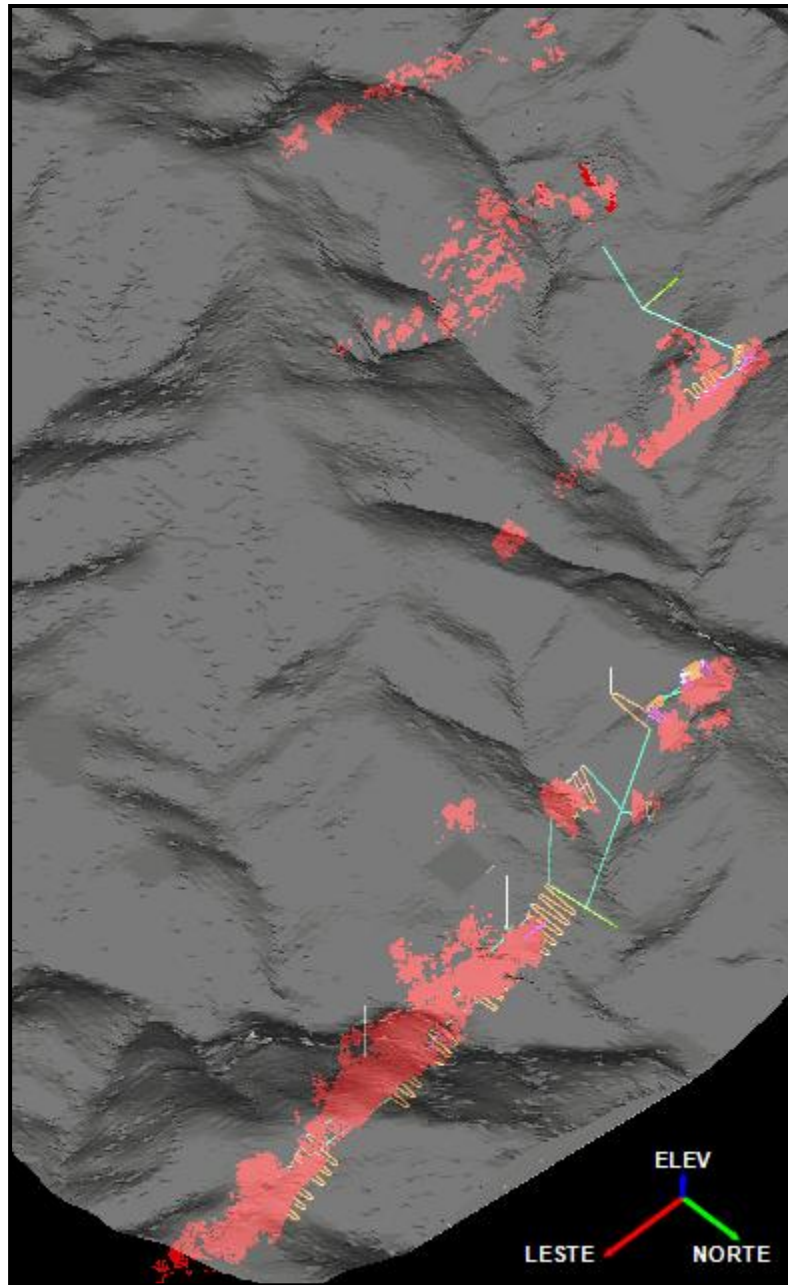
Através da **Figura 33** é possível visualizar o local de acesso do plano inclinado.



**Figura 33 - Acesso pelo plano inclinado.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 34** apresenta uma vista panorâmica das áreas 1, 2 e 3 com o desenvolvimento total da área 1 e o desenvolvimento inicial servirá de acesso as áreas 2 e 3.



**Figura 34 - Vista panorâmica A1, A2 e A3.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 35** apresenta o *design* total da área 1.

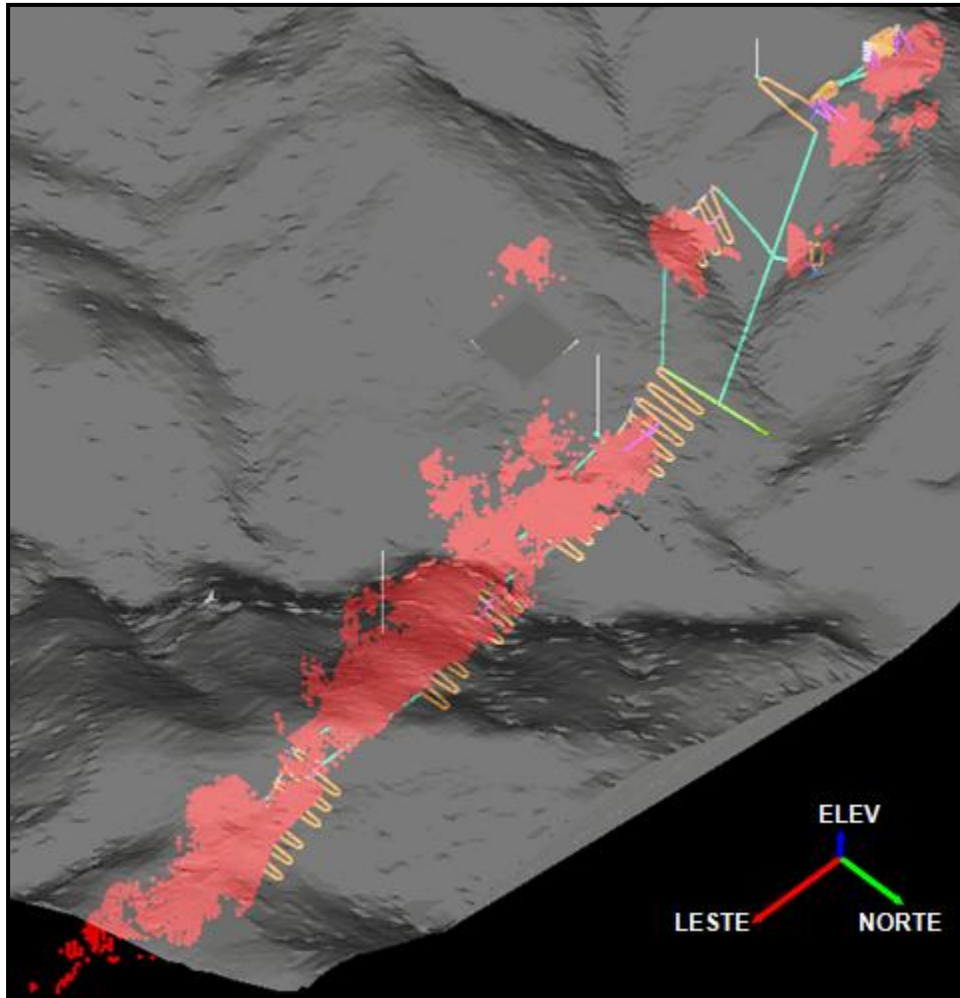


Figura 35 - Desenvolvimento total Área 1.

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A Figura 36 apresenta uma vista de topo do *design* da mina para a área 1, bem como os elementos geométricos da mina.

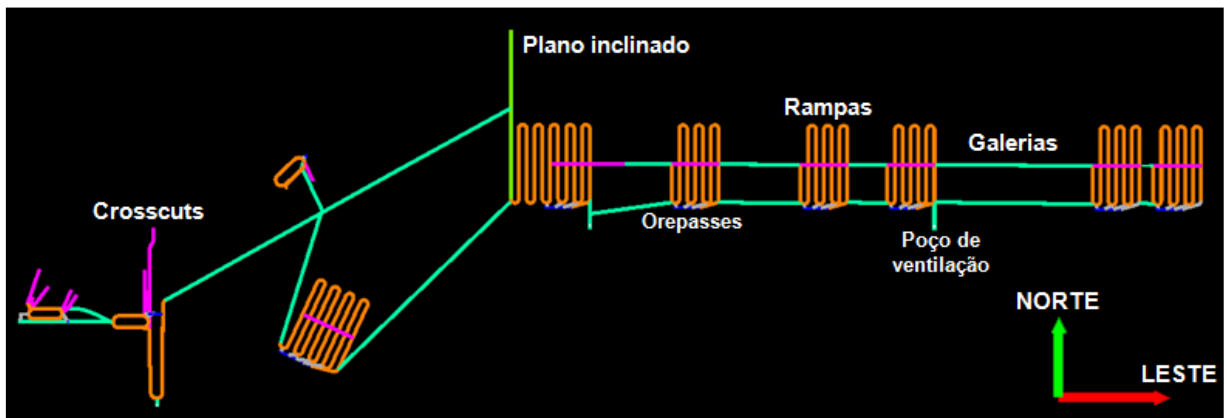
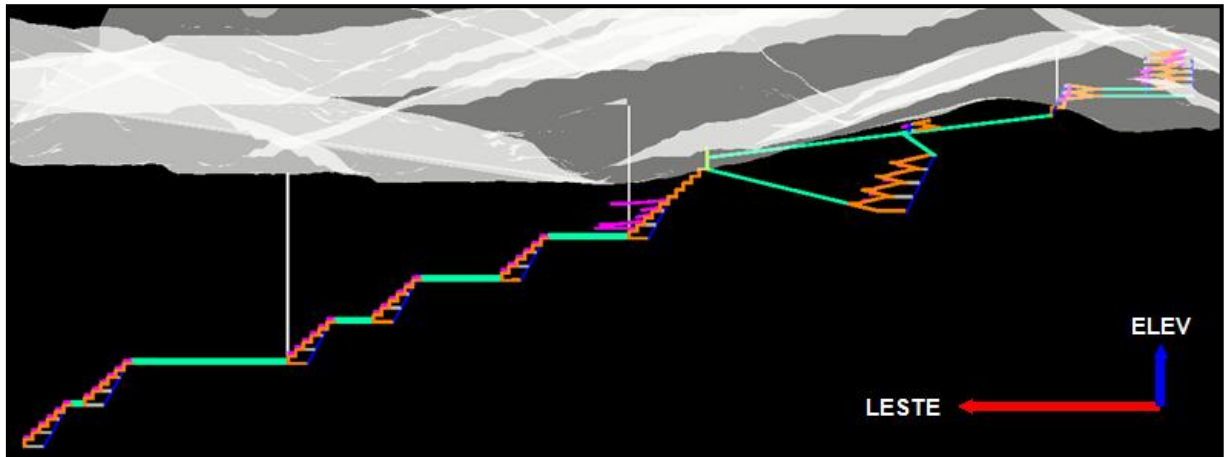


Figura 36 - Vista de topo do layout da mina.

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 37** apresenta uma vista de perfil do *design* da mina para a área 1.



**Figura 37 - Vista de perfil do *layout* da mina**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

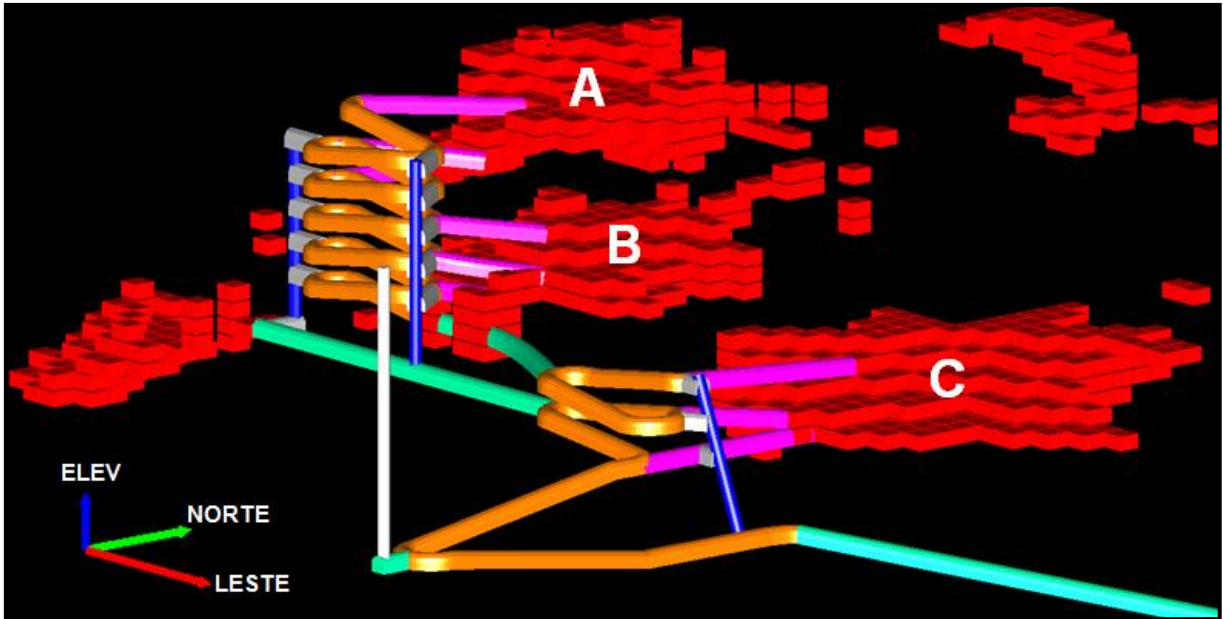
Cada realce da mina foi nomeado e analisado individualmente, foi realizada a cubagem de cada realce, bem como uma análise do valor líquido de cada um, esta análise irá auxiliar nas decisões do seqüenciamento de lavra.

Também foram calculadas as distâncias médias de transporte que os caminhões terão que percorrer para cada realce, foram traçadas poligonais dos pontos de carregamento de cada realce (saída do *orepass*) até o final do plano inclinado, a distância média de transporte (DMT) é a metade da distância calculada através das poligonais.

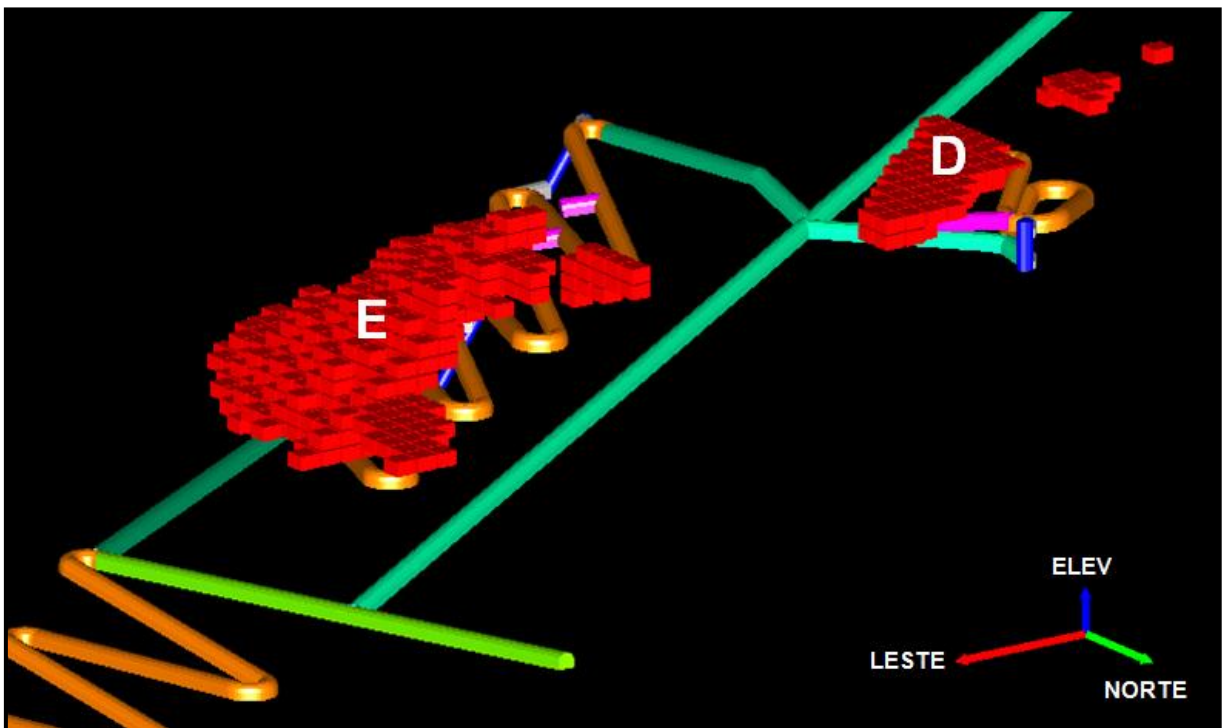
O cálculo das DMTs irá auxiliar no dimensionamento da frota de caminhões para a lavra.

Nas **Figura 38**, **Figura 39** e **Figura 40** é possível visualizar a identificação de cada realce bem como o desenvolvimento necessário para atingi-los.





**Figura 38 - Desenvolvimento realces A, B e C.**  
 Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



**Figura 39 - Desenvolvimento realces D e E.**  
 Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



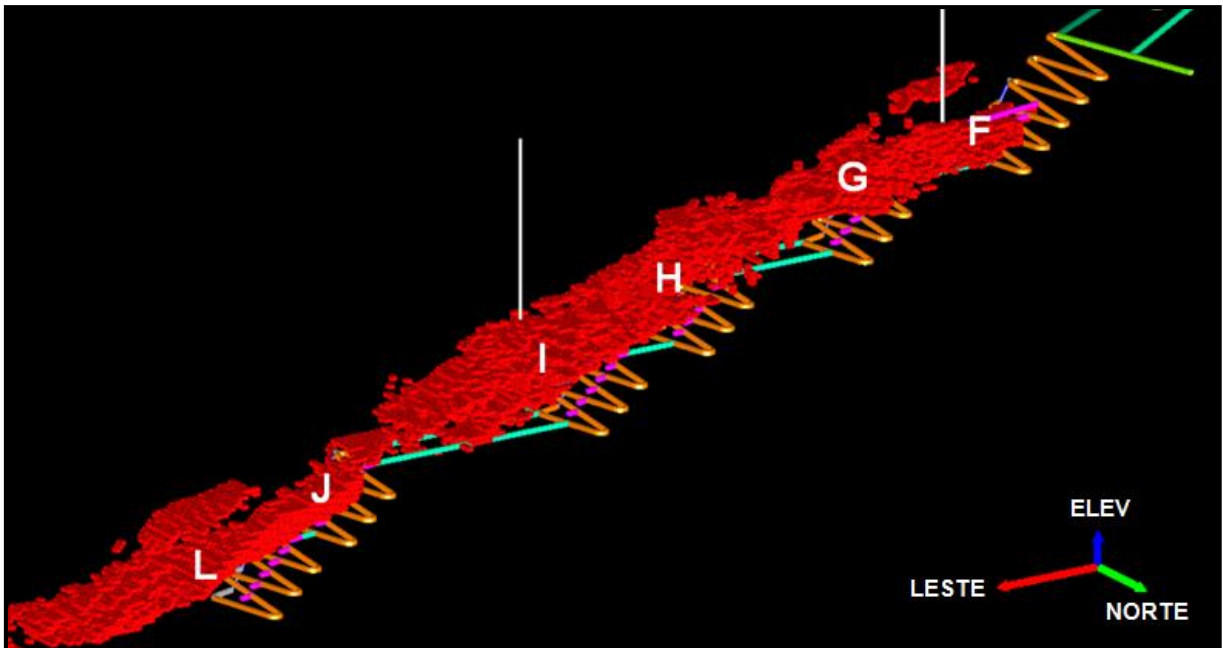


Figura 40 – Desenvolvimento dos realces F, G, H, I, J, L.

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Na Tabela 50 são apresentados os parâmetros de cada realce da área 1.

Tabela 50 - Parâmetros dos realces da área 1.

Parâmetros dos realces - área 1								
Realce	Corpo pertencente	Níveis	DMT até a saída da mina (m)	ROM (kton)	Teor médio Au (ppm)	Tempo de lavra (meses)	Valor bruto (k\$)	Valor líquido (k\$)
A	1	960 á 944	416.53	39	3.57	1.15	3,813	1,010
B	2	940 á 924	416.53	27	4.26	0.80	3,151	1,211
C	2	920 á 904	279.02	69	5.10	2.04	9,646	4,688
D	2	880 á 872	200.44	14	9.21	0.41	3,535	2,529
E	4	836 á 788	254.33	45	7.03	1.33	8,668	5,435
F	3	788 á 756	580.41	320	6.27	9.47	54,958	31,965
G	3	748 á 708	908.61	455	4.58	13.46	57,163	24,471
H	3	700 á 660	1,237.55	654	4.59	19.35	82,342	35,351
I	3	652 á 612	1,542.45	499	4.41	14.76	60,380	24,526
J	3	604 á 564	1,914.97	291	3.77	8.61	30,081	9,172
L	3	556 á 512	2,205.18	411	3.77	12.16	42,516	12,985
<b>Total</b>				2,824	4.60	83.55	356,254	153,343

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Na **Tabela 51** são apresentados os parâmetros de cada corpo das áreas 2 e 3, considerando o mesmo cumprimento de plano da área 1, que será explicado a seguir.

**Tabela 51 - Parâmetros dos corpos das áreas 2 e 3.**

Parâmetros dos corpos - área 2 e 3						
Corpos	DMT até a saída da mina (m)	ROM (kton)	Teor médio Au (ppm)	Tempo de lavra (meses)	Valor bruto(k\$)	Valor líquido(k\$)
5	256.88	300	3.54	8.89	29,189.41	7,599.11
6	466.04	137	3.22	4.04	12,055.30	2,247.32
7	244.73	307	4.25	9.07	35,693.41	13,657.29
<b>Total</b>		744	3.77	22.00	76,938.12	23,503.72

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Com base na **Tabela 50** e na **Tabela 51** apresentadas acima é possível verificar que a mina possui um valor líquido total de 176,847 k\$.

### 22.3 CUMPRIMENTO DO PLANO

Devido a alguns realces não possuírem um volume suficiente para que seja viável o desenvolvimento necessário para a sua extração, a maior parte das vezes o planejamento inicial do ROM a ser lavrado não é cumprido.

Isto resulta em um cumprimento de plano, que é a porcentagem do que havia sido planejado que realmente foi executado na prática.

Como o *design* da mina foi realizado somente para a área 1 o cumprimento de plano das áreas 2 e 3 foi estimado por analogia com base na área 1.

O cumprimento do plano das áreas 1, 2 e 3 está apresentado na **Tabela 52**, a seguir.

Tabela 52 - Análise do cumprimento do plano.

Cumprimento de plano			
	A1	A2 e A3	Total
ROM planejado (Kton)	3,186	839	4,025
Teor planejado (ppm)	4.56	3.77	4.40
ROM executado (Kton)	2,824	744	3,568
Teor executado (ppm)	4.60	3.77	4.43
Cumprimento do plano	89%	89%	89%

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 22.4 ANÁLISE DO DESENVOLVIMENTO

Foi realizada uma análise do custo e tempo que será necessário para realizar o desenvolvimento da mina.

### 22.4.1 Custos de desenvolvimento

Devido aos realces A, B, C, D e E estarem muito dispersos e não possuírem grandes volumes de minério foi realizada uma análise do custo de desenvolvimento necessário para acessar estes realces, esta análise é apresentada na **Tabela 53**, a seguir.

**Tabela 53 - Análise de custos de desenvolvimento para os realces A, B, C, D e E.**

Desenvolvimento para os realces A, B, C, D e E			
Elementos de mina	\$/ por metro	Metros	Custo total (k\$)
Galerias	1,173.00	1,185.46	1,391
Rampas	1,173.00	1,915.34	2,247
Gavetas	999.60	271.32	271
Crosscuts	999.60	329.38	329
Acessos aos orepasses	999.60	199.73	200
Orepasses	816.00	234.60	191
Shafts	1,122.00	72.67	82
<b>Custo total (k\$)</b>			4,710
<b>Valor liquido (k\$)</b>			14,874
<b>Lucro (k\$)</b>			10,163

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os custos de desenvolvimentos foram extraídos dos modelos de custo da *Infomine* de 2008 e atualizados para dólares de 2010.

Apesar de ser apenas uma análise preliminar, não levando em conta a aplicação de taxas e impostos, o resultado demonstra que é rentável o desenvolvimento para a extração dos realces A, B, C, D e E.

Esta análise também é um bom indicativo da viabilização das áreas 2 e 3, onde os possíveis realces também encontram-se dispersos.

Gavetas são elementos geométricos de mina que serão discutidos na seqüência do projeto.

Também foi realizada uma pré-análise dos custos de desenvolvimento total, que pode ser visualizada na

**Tabela 54 a seguir.**

**Tabela 54 – Análise de custos de desenvolvimento para todos os realces da área 1.**

Desenvolvimento para todos os realces - A1			
Elementos de mina	\$/ por metro	Metros	Custo total (k\$)
Plano inclinado	2,550.00	193.15	493
Galerias	1,173.00	2,145.89	2,517
Rampas	1,173.00	6,029.46	7,073
Gavetas	999.60	732.24	732
Crosscut	999.60	844.16	844
Acesso aos orepasses	999.60	341.80	342
Orepass	816.00	589.55	481
Shaft	1,122.00	449.32	504
<b>Custo total (k\$)</b>			12,985
<b>Valor liquido (k\$)</b>			153,343
<b>Lucro (k\$)</b>			140,358

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 22.4.2 Tempo de desenvolvimento

O desenvolvimento da mina será realizado durante dois turnos no ano de pré-produção e durante um turno no ano de produção.

A metodologia aplicada no desenvolvimento será a mesma aplicada em desenvolvimento de túneis, os ciclos ocorrerão subseqüentemente conforme os tempos demonstrados na **Tabela 55**.

**Tabela 55 - Tempos de limpeza de uma frente para o desenvolvimento.**

Limpeza da frente	
Operação	Tempo (min)
Perfuratriz (Jumbo)	30
Carregamento e desmonte	30
Ventilação da frente	30
Carregamento e transporte	33.8
Escoramento (Fandrill)	60
<b>Tempo de um avanço</b>	<b>183.8</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 56** a seguir apresenta os parâmetros utilizados para o cálculo do tempo de ciclo da LHD.

**Tabela 56 - Velocidades LHD.**

Velocidades LHD Atlas Copco ST1030	
Inclinação	15%
Velocidade carregada (km/h)	5.4
Velocidade descarregada (km/h)	6.8
DMT (m)	120

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Para o cálculo do ciclo da LHD foi considerada uma DMT de 120 metros, isto significa que a cada 240 metros serão criadas gavetas perpendiculares as galerias e rampas, estas gavetas servirão para a deposição do material retirado da frente de lavra e serão pontos de carregamento dos caminhões que levarão o material para fora da mina e o depositarão na pilha de estéril. As gavetas também serão utilizadas para o estacionamento de equipamentos, visando permitir o trânsito dos equipamentos que estarão trabalhando em cada operação unitária.

O tempo que a LHD irá levar para limpar uma frente de trabalho é baseado nos tempos de ciclo da LHD ST1030 selecionada, a seleção da LHD bem como os seus tempos de ciclo serão discutidos na seqüência do projeto.

Conhecendo os parâmetros demonstrados na **Tabela 57**, a seguir, é possível calcular a massa de um avanço, considerando que a densidade é de 3 t/m<sup>3</sup>, pois a maior parte do desenvolvimento ocorre na parte não econômica da rocha mineralizada.

**Tabela 57 - Massa de um avanço para o desenvolvimento.**

Desenvolvimento	
Área da galeria (m <sup>2</sup> )	15.75
Avanço (m)	2.52
Volume INSITU do avanço (m <sup>3</sup> )	39.69
Massa de um avanço (ton)	119.07

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Como o tempo útil de um turno é de 360 minutos, é possível realizar  $360/183.8 = 2$  avanços por turno, o que resulta em 5.04 metros de desenvolvimento por turno.

Na **Tabela 58** a seguir são apresentados todos os elementos da mina que serão necessários para o desenvolvimento até acessar o primeiro realce a ser lavrado (realce F), bem como seus respectivos comprimentos calculados pelo *Software Mine Sight*.

**Tabela 58 - Desenvolvimento necessário para acessar o realce F.**

<b>Desenvolvimento para acessar o realce F</b>	
<b>Plano inclinado (m)</b>	193.13
<b>Rampas (m)</b>	966.17
<b>Gavetas (m)</b>	101.44
<b>Crosscut (m)</b>	211.56
<b>Acesso aos orepasses (m)</b>	33.31
<b>Orepass (m)</b>	59.16

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Sabendo que a velocidade de desenvolvimento para orepasses utilizando equipamentos do tipo *ALIMAK* é de 3.5 metros por turno e que a velocidade de desenvolvimento para os demais acessos é de 5.04 metros por turno, pode-se calcular o tempo de desenvolvimento necessário para acessar o realce F e dar início a produção.

A **Tabela 59**, a seguir, demonstra o tempo necessário para acessar o realce F.

**Tabela 59 - Tempo de desenvolvimento realce F.**

<b>Tempos de desenvolvimento realce F</b>	
<b>Acessos em geral (meses)</b>	5.7
<b>Orepass (meses)</b>	0.3
<b>Total (meses)</b>	6.1
<b>Total (anos)</b>	0.58

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

De forma análoga pode-se calcular o tempo total que será necessário para realizar todo o desenvolvimento do restante da área 1, porém, agora, o

desenvolvimento será realizado somente no segundo turno, não no primeiro e no segundo como havia sido realizado na pré-produção.

Na **Tabela 60** a seguir são apresentados todos os elementos da mina que serão necessários para o desenvolvimento de mina para o restante da área 1, bem como seus respectivos comprimentos calculados pelo Software Mine Sight.

**Tabela 60 - Desenvolvimento de mina para acessar o restante da área 1.**

<b>Desenvolvimento para o serstante da A1</b>	
<b>Galerias (m)</b>	2145.89
<b>Rampas (m)</b>	5063.29
<b>Gavetas (m)</b>	630.80
<b>Crosscut (m)</b>	632.6
<b>Acesso aos orepasses (m)</b>	366.28
<b>Orepass (m)</b>	579.04
<b>Shaft (m)</b>	449.32

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Sabendo que a velocidade de desenvolvimento de *shafts* com a utilização de raise *borings* é de aproximadamente 3 metros por dia e dispondo das outras velocidades de desenvolvimento citadas anteriormente, pode-se calcular o tempo necessário para desenvolver o restante da área 1, que está apresentado na **Tabela 61**, a seguir.

**Tabela 61 - Tempo de desenvolvimento restante A1.**

<b>Tempo de desenvolvimento restante A1</b>	
<b>Acessos em geral (anos)</b>	5.62
<b>Orepass (anos)</b>	0.53
<b>Shaft (anos)</b>	0.48
<b>Total</b>	5.62

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os tempos de construção de *orepasses* e *shafts* não são somados ao tempo total para o restante do desenvolvimento da área 1, pois são tarefas que ocorrem



concomitantemente ao desenvolvimento dos acessos em geral, diferentemente do desenvolvimento para acessar o realce F, que somente poderá ser lavrado após ter todo o desenvolvimento pronto, portanto devendo-se somar o tempo de construção do *orepass*.

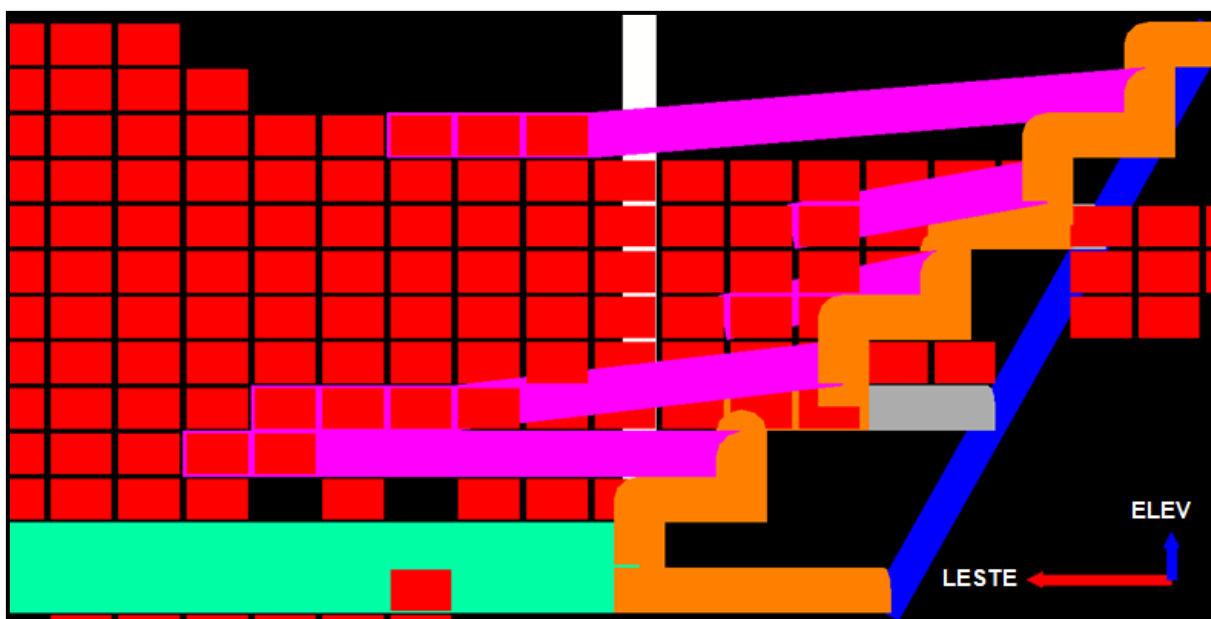
Desta forma o tempo total de desenvolvimento para a área 1 será de  $0.58 + 5.62 = 6.2$  anos, correspondente ao tempo necessário para desenvolver o realce F somado ao tempo necessário para desenvolver o restante da área 1.

Assim é possível verificar que o tempo total de desenvolvimento atende de forma satisfatória ao tempo de vida previsto para a lavra da mina, uma vez que aquele estará sempre avançado em relação a lavra, permitindo que um realce comece a ser lavrado logo após a exaustão de outro.

## 22.5 METODOLOGIA DE LAVRA

A lavra será realizada em recúo dentro de cada nível do realce, começando do nível inferior e indo até o nível superior.

Os realces serão acessados por *crosscuts* a partir das rampas, um *crosscut* servirá para acessar 2 níveis do realce, como é demonstrado na **Figura 41**, que apresenta uma imagem de perfil do realce F.



**Figura 41 - Vista de perfil *stope* F.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

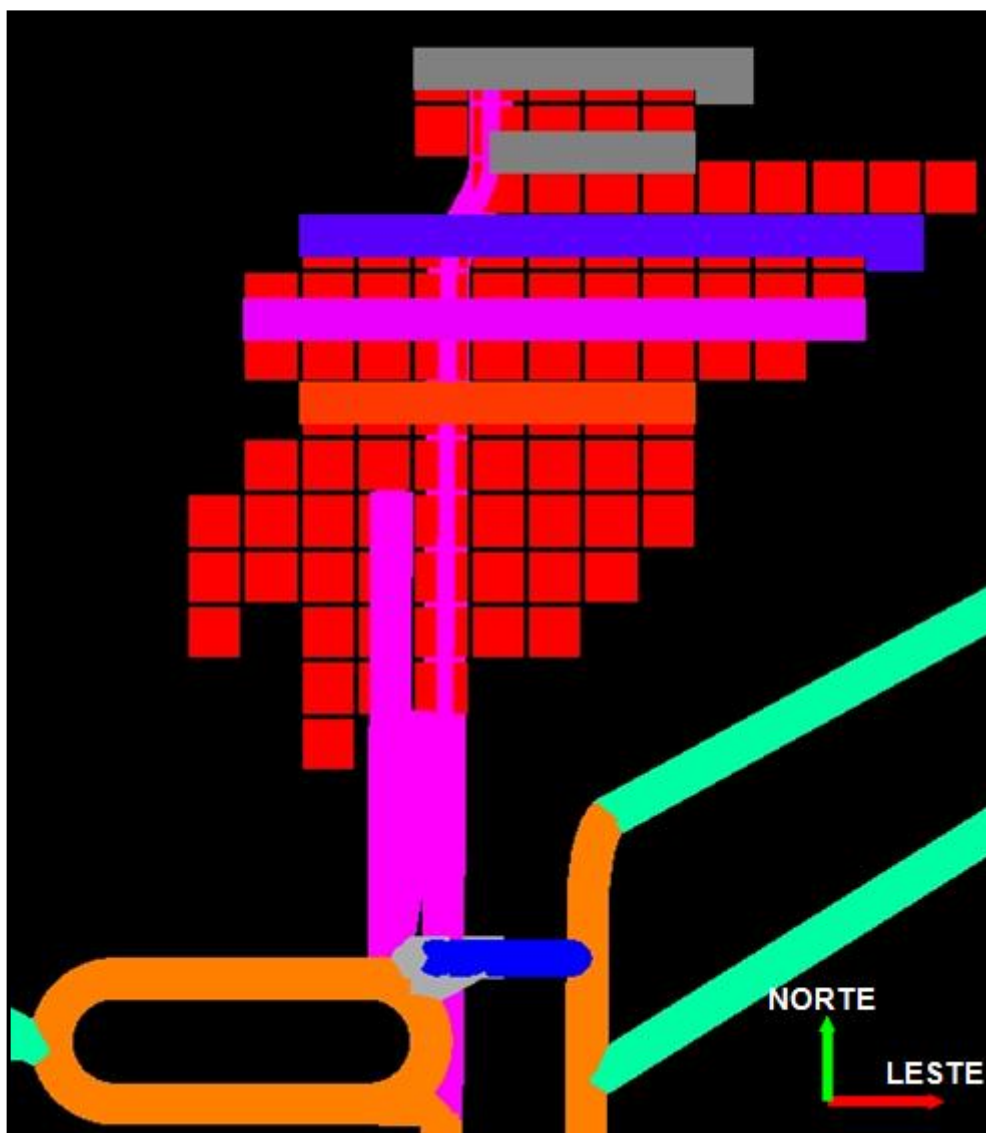
A partir da **Figura 41**, apresentada à cima, também é possível verificar que nos realces F, G, H, I e J terão que ser deixados pilares barreiras de minério entre um realce e outro, de modo a garantir a estabilidade do teto para lavrar o realce subsequente.

Os cortes serão realizados em fatias horizontais, deixando fatias de minério como pilares para o suporte de teto o que facilitará o enchimento da fatia lavrada, evitando o escoamento do material de enchimento.

Na medida em que o enchimento é realizado e o material de enchimento se consolida, os pilares de minério começam a ser recuperados.

Com um nível completamente lavrado e preenchido com material de enchimento consolidado, pode-se começar a lavra do nível de cima.

A **Figura 42** demonstra como será realizada a lavra nos realces, as fatias coloridas são as que já foram lavradas, porém ainda não foram preenchidas, em cinza são as fatias que já foram preenchidas com material de enchimento e os blocos vermelhos representam os pilares de minério utilizados como suporte de teto. O nível correspondente é o 904 do realce C.



**Figura 42 - Lavra do nível 904 do realce C.**

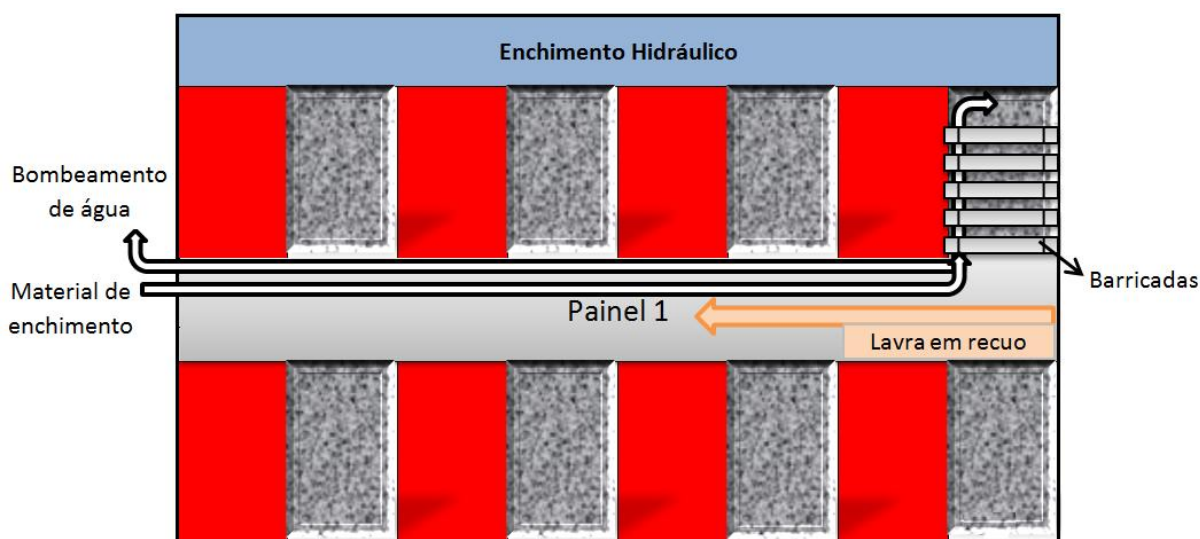
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 22.6 ENCHIMENTO DOS REALCES

Será realizado o enchimento hidráulico para o preenchimento dos realces, o material utilizado para o enchimento será proveniente do rejeito da etapa *scavenger* da flotação, com 40% de água. Caso este material não atenda toda a necessidade de enchimento, deverá ser utilizado material externo com granulometria fina e a mesma proporção de água.

O material de enchimento será transportado por tubulação e serão construídas barricadas para a retenção deste material, drenos serão construídos para a captação da água, a água será bombeada para fora da mina voltando para o processo de beneficiamento.

Na **Figura 43** é possível verificar a metodologia utilizada para realizar o enchimento hidráulico nos cortes horizontais dos realces.



**Figura 43 - Enchimento hidráulico.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 23 ESCORAMENTO DO TETO

O escoramento visa proteger o pessoal, os equipamentos e as estruturas da mina, evitando colapsos do teto e aumentando a segurança do projeto.

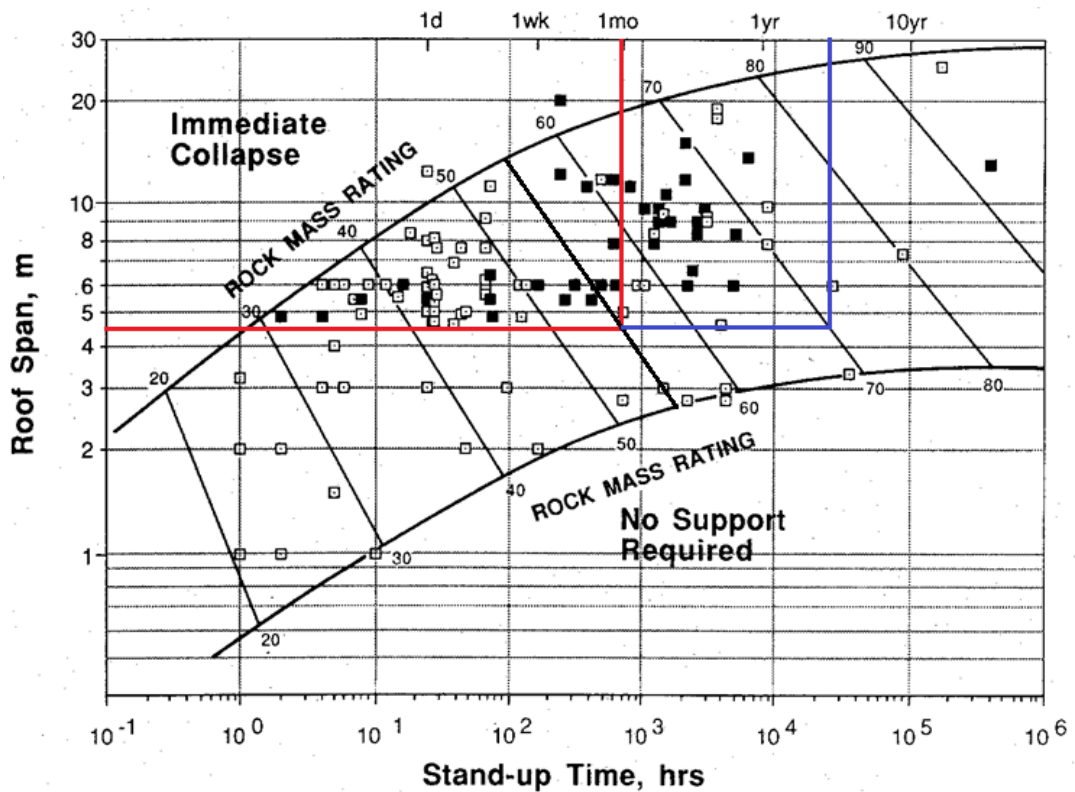
O tempo de auto-sustentação do maciço e o dimensionamento dos parafusos de teto são apresentados a seguir.

### 23.1 TEMPO DE AUTO-SUSTENTAÇÃO

A partir do tempo de auto-sustentação do maciço rochoso é possível prever o número de avanços que poderão ser realizado sem a necessidade de escoramento.

Dispondo do valor do RMR e da largura da galeria o tempo de auto-sustentação pode ser estimado a partir do **Gráfico 50**.

Gráfico 50 - Tempo de auto-sustentação do maciço rochoso.



Fonte: Slides de aula da disciplina de mecânica de rochas (2010)

Através do **Gráfico 50**, é possível verificar que o minério possui um tempo de auto-sustentação de aproximadamente 1 mês e a rocha encaixante, de aproximadamente 4 anos. Porém, o parafusamento de teto será realizado periodicamente a cada avanço, devido ao grande número de fraturas tanto do minério, como da encaixante.

## 23.2 DIMENSIONAMENTO DE PARAFUSOS DE TETO E MALHA DE ESCORAMENTO

O dimensionamento dos parafusos de teto e da malha de escoramento foi realizado a partir da **Equação 6**, **Equação 7** e **Equação 8** seguindo a metodologia abaixo descrita.

**Equação 6 - Cálculo da carga de suporte P (Bieniawski, 1989).**

$$P = \frac{(100 - RMR)}{100} \times \gamma \times B$$

Fonte: WEISS, A.L. 2003. *Incorporação de dados geomecânicos em projetos de suporte de teto em mina subterrânea de carvão*

**Equação 7 - Cálculo do Ht (Unal, 1983 e 1986).**

$$Ht = \frac{(100 - RMR)}{100} \times B$$

Fonte: WEISS, A.L. 2003. *Incorporação de dados geomecânicos em projetos de suporte de teto em mina subterrânea de carvão*

**Equação 8 - Cálculo do comprimento de parafuso (Unal, 1983 e 1986).**

$$\text{Comprimento do parafuso} = \frac{1}{2} \times Ht$$

Fonte: WEISS, A.L. 2003. *Incorporação de dados geomecânicos em projetos de suporte de teto em mina subterrânea de carvão*

A partir das **Equações 2, 3 e 4**, é possível calcular o comprimento do parafuso de teto, bem como a malha de escoramento que deve ser utilizada. Os resultados são apresentados na **Tabela 62**, a seguir.

Tabela 62 - Dimensionamento dos parafusos de teto e malha de escoramento.

Encaixante		Minério	
RMR	70	RMR	55
$\gamma$ - densidade (t/m <sup>3</sup> )	2.7	$\gamma$ - densidade (t/m <sup>3</sup> )	3
B - Largura galeria (m)	4.5	B - Largura galeria (m)	4.5
Tamanho de blocos (m)	0.3	Tamanho de blocos (m)	0.16
P - Carga de suporte (KN/m <sup>2</sup> )	3.65	P - Carga de suporte (KN/m <sup>2</sup> )	6.08
Pressão sobre uma linha (KN/m)	16.40	Pressão sobre uma linha (KN/m)	27.34
Ht (m)	1.4	Ht (m)	2
Comprimento parafuso (m)	0.7	Comprimento parafuso (m)	1.0
Comprimento Escolhido (m)	1.5	Comprimento Escolhido (m)	1.5
Espaçamento entre parafusos (m)	0.75	Espaçamento entre parafusos (m)	0.75
Nº de parafusos/linha	5	Nº de parafusos/linha	5
Pressão/parafuso (KN)	3.3	Pressão/parafuso (KN)	5.5

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Foi adotada uma postura conservadora quanto ao tamanho do parafuso, escolhendo-se parafusos maiores que o valor realmente calculado; esta prática também foi realizada visando minimizar o número de parafusos por linha, pois dimensionando parafusos menores, o espaçamento entre parafusos iria diminuir e, conseqüentemente, o número de parafusos por linha iria aumentar, representando mais custos.



## 24 SEQUENCIAMENTO DE LONGO PRAZO DA MINA

O sequenciamento de longo prazo da mina foi realizado visando acessar, da forma mais rápida possível, o corpo de minério e lavrar realces com teores elevados de ouro nos anos iniciais, para obter um impacto positivo no VPL da mina.

A massa anual requerida de 405,600 toneladas também foi uma variável controlada para a realização do sequenciamento.

Com todos os parâmetros dos realces da área 1 definidos na **Tabela 50** e com os parâmetros dos corpos das áreas 2 e 3 definidos na **Tabela 51** foi possível realizar o sequenciamento de longo prazo da mina, que está demonstrado na **Tabela 63**, a seguir.

**Tabela 63 - Sequenciamento de longo prazo.**

Ano 1		Ano 2		Ano 3		Ano 4		Ano 5	
Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)
E	45	G	406	G	8	H	256	I	349
F	320			H	398	I	150	J	57
G	41								

Ano 6		Ano 7		Ano 8		Ano 9		Ano 10	
Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)	Stope	ROM (kt)
J	234	L	239	Corpo 7	328	Corpo 5	261	Corpo 6	9
L	172	D	14	Corpo 5	78	Corpo 6	145	<b>Fechamento da mina</b>	
		C	69						
		B	27						
		A	39						
		Corpo 7	18						

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 64** demonstra a quantidade de material lavrado e o teor médio ao longo dos anos da vida útil da mina.

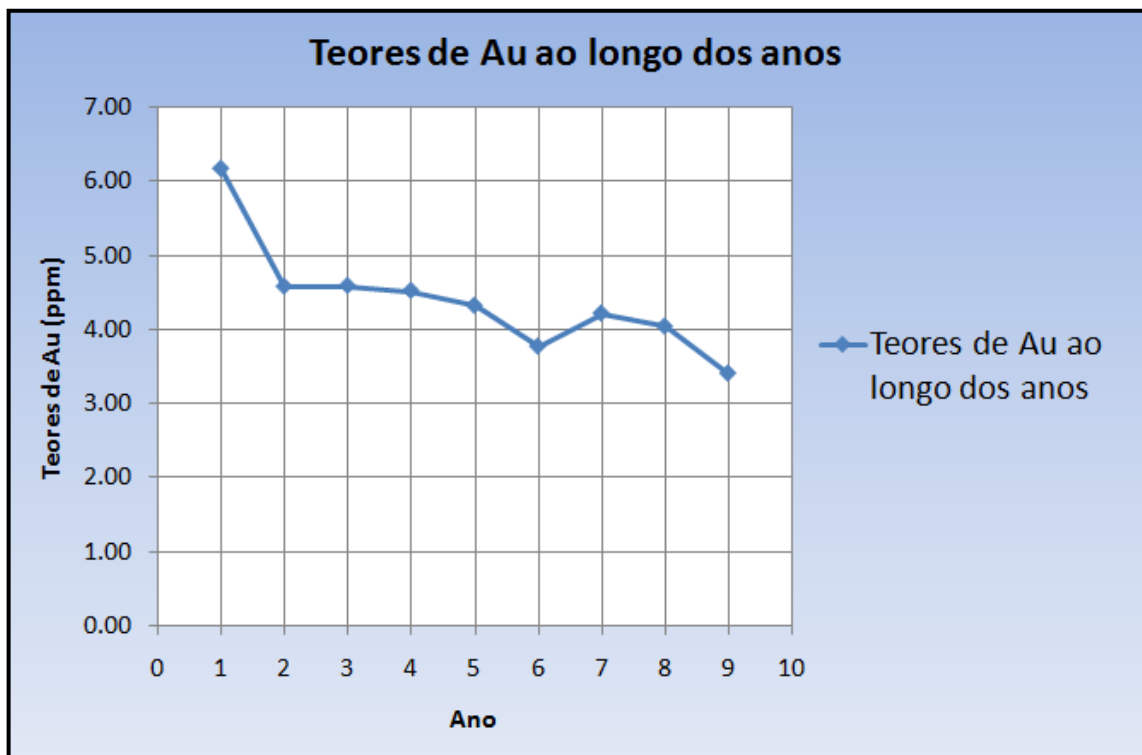
Tabela 64 - Sequenciamento anual.

Sequenciamento anual		
Ano	ROM (kton)	Teor de Au (ppm)
1	406	6.18
2	406	4.58
3	406	4.59
4	406	4.53
5	406	4.32
6	406	3.77
7	406	4.22
8	406	4.04
9	320	3.41
<b>Total</b>	<b>3,568</b>	<b>4.43</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O **Gráfico 51** apresenta a variabilidade dos teores ao longo dos anos de produção da mina.

Gráfico 51 - Teor de ouro ao longo dos anos.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 24.1 AVALIAÇÃO DOS RESULTADOS

O sequenciamento de longo prazo da mina foi bastante satisfatório, possibilitando extrair os realces com teores elevados nos anos iniciais de lavra, controlando a tonelagem de ROM anual requerida e mantendo o teor médio que irá alimentar a planta sem grandes variações.

## 25 DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS

### 25.1 SELEÇÃO DA LHD

Para o dimensionamento da concha da LHD foi considerada a **Equação 9**, os parâmetros utilizados para o cálculo do volume de concha da LHD estão especificados na **Tabela 65**.

Equação 9 - Equação do volume de concha para escavadeira.

$$V_c = \frac{Q}{C \times S \times A \times O \times Bf \times P}$$

Fonte: Apostila da disciplina de Lavra a Céu Aberto (Rodrigo Peroni, 2010)

Tabela 65 - Dimensionamento do volume da concha da LHD.

Dimensionamento da concha da LHD	
Q (Produção m <sup>3</sup> insitu/hora)	32
C (numero de ciclos/hora)	19.46
S (fator de giro p ang dif 90)	1
A (Disponibilidade Mecânica)	90%
O (Disponibilidade Operacional)	80%
A x O (Eficiência operacional)	72%
F (fator de enchimento)	90%
E (fator de empolamento)	1.3
Bf = F/E (fator de concha)	0.69
P (fator de deslocamento)	1
<b>Volume da concha (m<sup>3</sup>)</b>	<b>3.30</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O processo de seleção da LHD é um processo iterativo, pois depende do número de ciclos por hora do equipamento e este parâmetro varia de acordo com o equipamento selecionado.

A LHD que atendeu de forma satisfatória a produção horária requerida foi a da Atlas Copco modelo ST1030 com capacidade de concha de 4.4 m<sup>3</sup> para uma densidade empolada de 2.3 ton/m<sup>3</sup>.

As características de tempo de ciclo da LHD ST1030 estão especificadas na **Tabela 66**.

**Tabela 66 - Tempo de ciclo da LHD Atlas Copco ST1030.**

<b>Velocidades LHD Atlas Copco ST1030</b>	
<b>Inclinação</b>	10%
<b>Velocidade carregada (km/h)</b>	6.7
<b>Velocidade descarregada (km/h)</b>	7.6
<b>DMT (m)</b>	154

<b>Ciclos por hora para a LHD Atlas Copco ST1030</b>	
<b>Carga e subida do braço (s)</b>	8.00
<b>Basculameto (s)</b>	5.30
<b>Decida do braço (s)</b>	6.00
<b>Manobra (s)</b>	10.00
<b>Transporte carregada (s)</b>	82.75
<b>Transporte descarregada (s)</b>	72.95

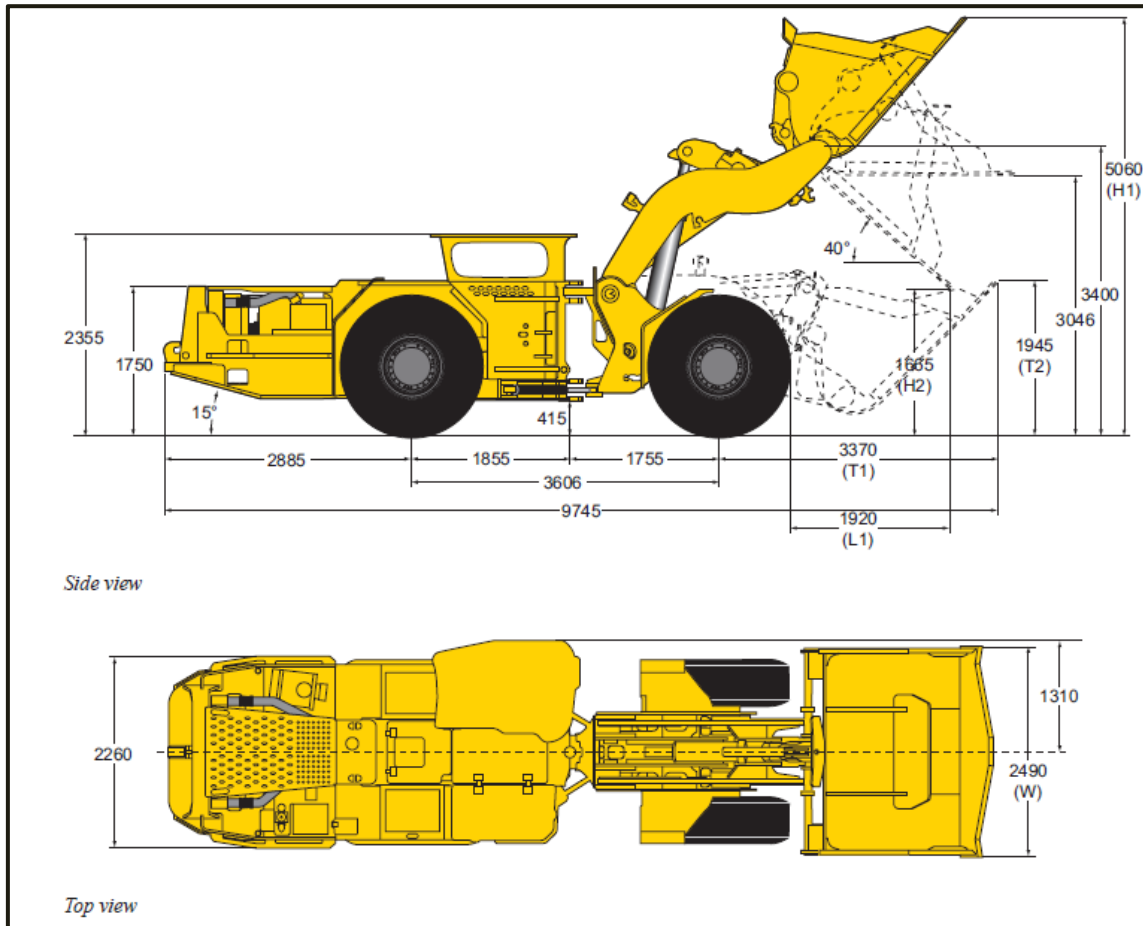
<b>C (Numero de ciclos/hora)</b>	19.46
----------------------------------	-------

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A DMT da LHD foi calculada traçando poligonais do centro de massa de cada nível dos realces F, G, H, I, J, L até o ponto de descarga no *orepass* e realizando uma média destes valores.

O mesmo modelo de LHD satisfaz tanto a lavra do minério como a remoção do estéril no desenvolvimento da mina.

Na **Figura 44**, a seguir, é apresentada uma imagem da LHD da Atlas Copco modelo ST1030.



**Figura 44 - LHD Atlas Copco ST1030.**

Fonte: Manual de especificações técnicas da LHD Atlas Copco ST1030.

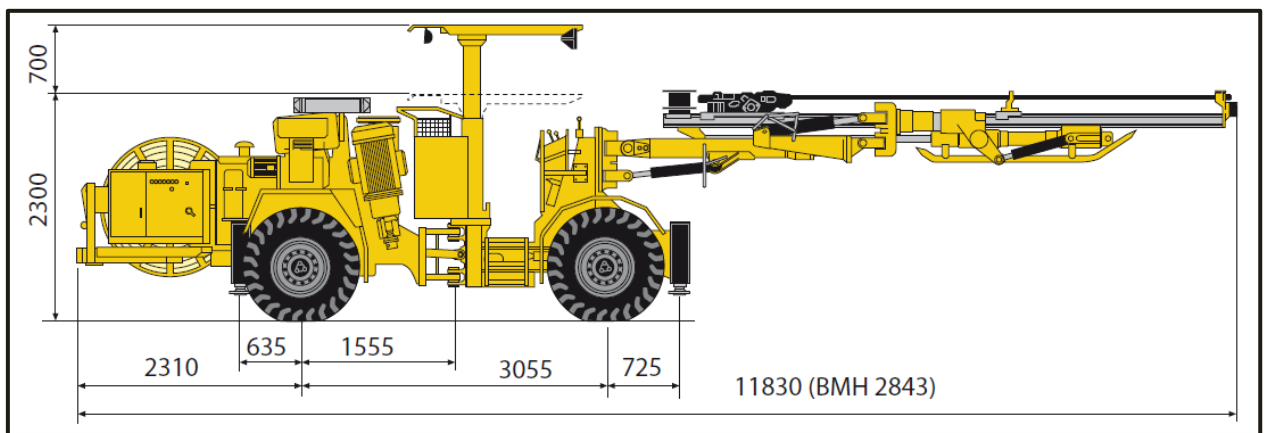
As dimensões da LHD estão de acordo com o tamanho de galeria selecionada.

Um ponto a ser destacado é que nos locais de disposição do minério nos *orepasses* e do estéril nas gavetas, será necessário realizar levantamento do teto, o que garantirá o basculamento correto da LHD.

## 25.2 SELEÇÃO DO JUMBO

Tanto para a perfuração das galerias de desenvolvimento como para as galerias de produção será utilizado um JUMBO BOOMER 282 da Atlas Copco com 2 braços, com capacidade de perfurar até 4.625 metros de profundidade. O JUMBO BOOMER 282 possui 1.99 metros de largura e 3 metros de altura, que é compatível com o tamanho de galeria selecionado.

A **Figura 45** apresenta uma imagem de perfil com as respectivas dimensões do jumbo selecionado.



**Figura 45 - Jumbo Boomer 282**

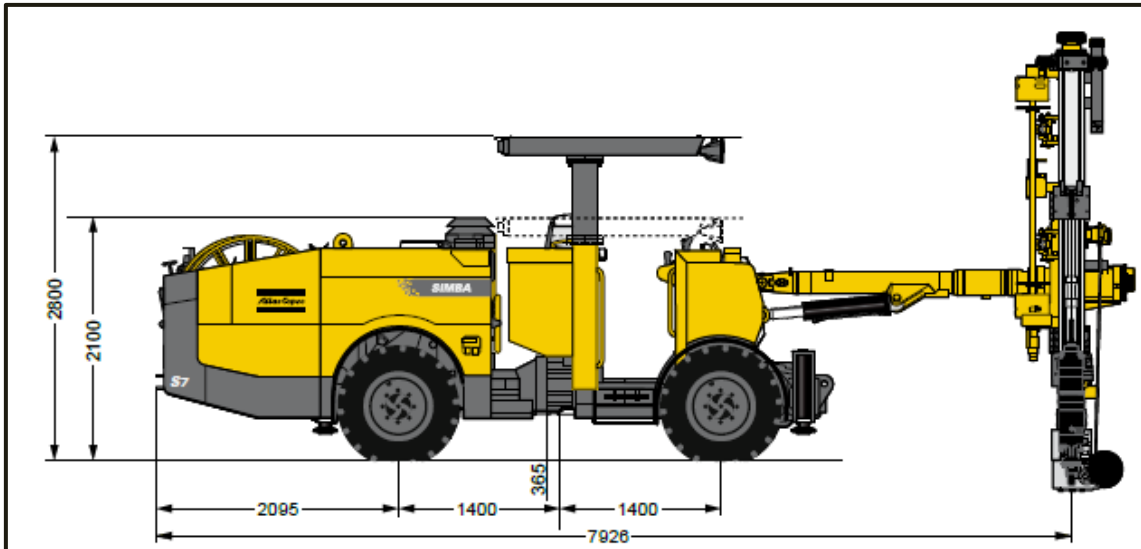
Fonte: Manual de especificações técnicas do Jumbo Bommer 282

### 25.3 SELEÇÃO DA PERFURATRIZ DE TETO

Para o escoramento do teto foi selecionada uma Fandrill SIMBA S7 D da Atlas Copco com apenas um braço de perfuração.

A perfuratriz é elétrica a cabo e tem capacidade de furar até 20 metros de comprimento.

A Figura 46 retirada do manual de especificações técnicas da Fandrill SIMBA S7 D apresenta uma vista lateral da perfuratriz de teto.



**Figura 46 - Fandriil SIMBA S7 D da Atlas Copco.**

Fonte: Manual de especificações técnicas da Fandriil SIMBA S7 D da Atlas Copco

A largura da Fandriil é de 2 metros, o que está de acordo com a largura selecionada para a galeria.

## 25.4 DIMENSIONAMENTO DA FROTA DE CAMINHÕES

Tanto o transporte do minério como o transporte do estéril de desenvolvimento da mina serão transportados por caminhão.

Os caminhões para transporte de minério serão carregados por chutes instalados nas saídas dos orepasses e os caminhões para o transporte de estéril serão carregados por LHDs que irão retirar o material disposto nas gavetas e carregar os caminhões.

### 25.4.1 Frota para o transporte do minério

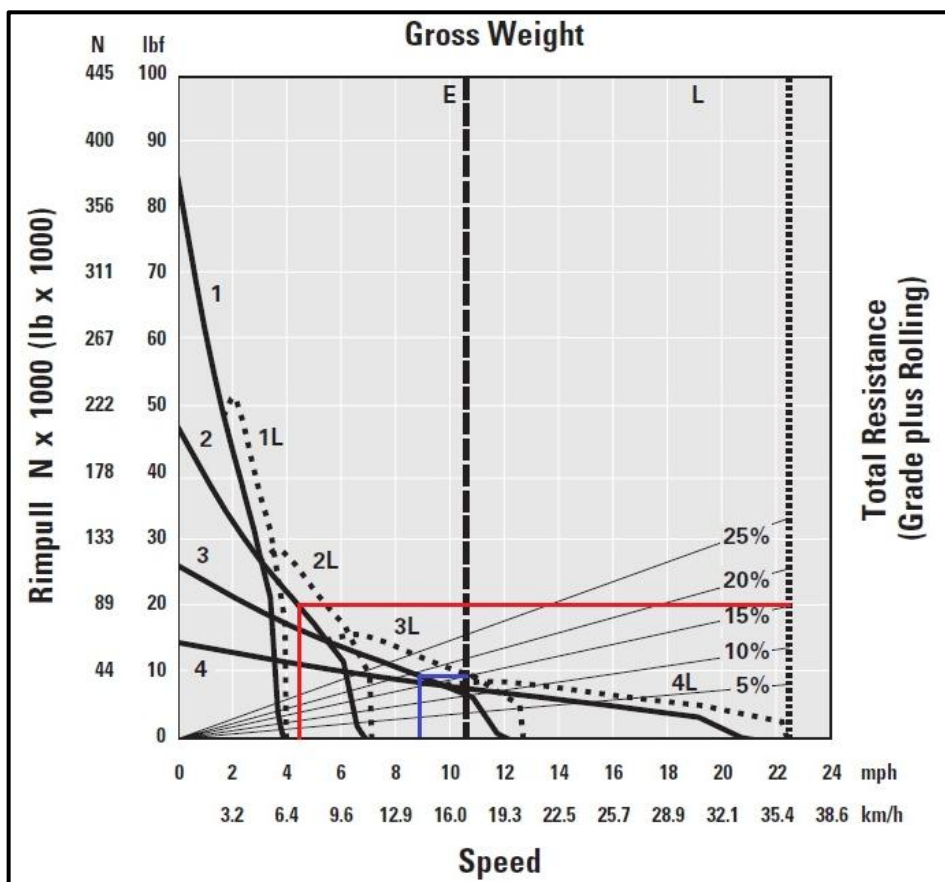


O processo de seleção de um caminhão também é um processo iterativo, pois depende do número de ciclos que o caminhão irá realizar por hora, e isto varia de acordo com o tipo de caminhão selecionado.

Foi selecionado o caminhão Caterpillar modelo AD30 com capacidade de 30 toneladas de caçamba para uma densidade empolada de 2.3 ton/m<sup>3</sup>.

O **Gráfico 52** apresenta as curvas de velocidade do caminhão Caterpillar AD30 de acordo com a inclinação da galeria.

**Gráfico 52 - Curva de velocidade do caminhão Caterpillar AD30.**



Fonte: Manual de especificações técnicas do Caminhão Caterpillar AD30.

Foi considerado que o caminhão utilizará a segunda marcha para se locomover enquanto estiver carregado e a terceira marcha enquanto estiver vazio. Desta forma a velocidade do caminhão Caterpillar para uma inclinação de 15% carregado é de 7.3 km/h e de 14.3 km/h vazio.

A **Tabela 67** demonstra o dimensionamento da frota de caminhões que será necessária para cumprir a produção requerida ao longo dos anos

**Tabela 67 - Dimensionamento da frota de caminhões para o transporte de minério.**

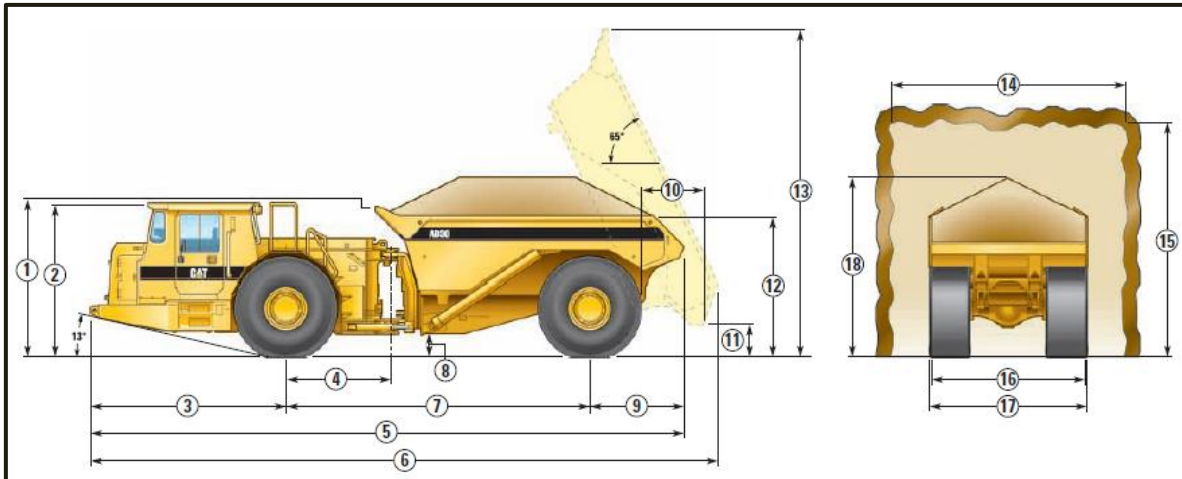
Ano	Distância fixa até a planta (m)	DMT (m)	Carregamento manobra e basculamento (seg)	Deslocamento carregado (seg)	Deslocamento descarregado (seg)
1	600	577	52	580.64	296.41
2	600	909	52	743.97	379.79
3	600	1231	52	902.99	460.97
4	600	1350	52	961.74	490.96
5	600	1595	52	1082.34	552.52
6	600	2038	52	1300.89	664.09
7	600	1432	52	1001.86	511.44
8	2700	248	52	1453.92	742.21
9	2700	273	52	1466.21	748.48

Tempo de ciclo (seg)	Num. ciclos/hora	Tonelagem Requerida/hora	Capacidade do caminhão (ton)	Num. caminhões necessários
928.75	3.88	108	28	1
1175.46	3.06	108	35	2
1415.66	2.54	108	43	2
1504.40	2.39	108	45	2
1686.57	2.13	108	51	2
2016.68	1.79	108	61	3
1565.00	2.30	108	47	2
2247.84	1.60	108	68	3
2266.40	1.59	108	68	3

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

As DMTs anuais foram calculadas através de uma média das DMTs dos realces até a saída da mina, ponderadas pelas massas anuais lavradas de cada realce.

Na **Figura 47**, retirada do manual de especificações técnicas do caminhão Caterpillar AD30, é apresentado o caminhão e suas respectivas dimensões.



**Figura 47 - Caminhão Caterpillar AD30 para transporte de minério.**

Manual de especificações técnicas do Caminhão Caterpillar AD30.

A distância 6 é de 10.45 metros, por este motivo, as gavetas terão 10.5 metros de comprimento, para suportar o maior equipamento da mina que é o caminhão Caterpillar AD30.

A distância 17 é de 2.88 metros e a distância 14 é de 4 metros, o que está de acordo com o tamanho de galeria selecionado.

As demais medidas podem ser encontradas no manual de especificações técnicas do equipamento.

#### **25.4.2 Frota para o transporte de estéril**

Da mesma forma que para o transporte do minério o Caminhão Caterpillar AD30 atendeu bem as necessidades de movimentação do material estéril do desenvolvimento da mina.

Como os caminhões para o transporte de estéril serão carregados por LHDs, deve-se calcular o número de passes necessários para encher o caminhão. Sabendo que a massa que cada LHD ST1030 pode carregar é de aproximadamente 10 toneladas, então serão necessárias 3 passes para encher um caminhão de 30 toneladas de capacidade, isto será levado em conta no tempo de carregamento do caminhão.

Após a LHD descarregar o material nas gavetas ela iniciará o processo de carregamento dos caminhões, este processo poderá levar no máximo 90 minutos que é o tempo do escoramento de teto (60 min) + o tempo de perfuração da frente (30 min). Após isto será iniciado o processo de carregamento e desmonte, equipamentos e pessoal não poderão transitar pelo local até que a frente seja desmontada e ventilada.

Desta forma o número de ciclos que o caminhão poderá realizar será restringido pelos 90 minutos disponíveis para realizar o transporte do material.

Na **Tabela 68**, abaixo, é apresentado o dimensionamento da frota para os caminhões utilizados no desenvolvimento da mina.

**Tabela 68 - Dimensionamento da frota de caminhões para o transporte de estéril.**

Ano	Distância fixa bota fora (m)	DMT (m)	Carregamento e manobra - enchimento c/ 3 passes (min)	Basculamento (min)	Deslocamento carregado (min)	Deslocamento descarregado (min)
<b>Pré-produção</b>	250	580	1.97	0.36	6.82	3.48
<b>1</b>	250	1116	1.97	0.36	11.23	5.73
<b>2</b>	250	1653	1.97	0.36	15.64	7.98
<b>3</b>	250	2189	1.97	0.36	20.05	10.23
<b>4</b>	250	2726	1.97	0.36	24.46	12.49
<b>5</b>	250	1217	1.97	0.36	12.06	6.16
<b>6</b>	250	1266	1.97	0.36	12.46	6.36

Tempo de ciclo (min)	Tempo disponível para carregamento por avanço (min)	Num. Ciclos por avanço	Massa de um avanço (ton)	Capacidade do caminhão (ton)	Num caminhões necessários
12.27	90	7.3	119	16	<b>1</b>
18.93	90	4.8	119	25	<b>1</b>
25.59	90	3.5	119	34	<b>2</b>
32.25	90	2.8	119	43	<b>2</b>
38.91	90	2.3	119	51	<b>2</b>
20.18	90	4.5	119	27	<b>1</b>
20.79	90	4.3	119	27	<b>1</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

As DMTs foram calculadas das distâncias totais dos realces até a saída da mina, medidas no *Software MineSight* e com o tempo que será necessário para atingir determinado realce.

Por exemplo: Sabe-se que a distância total máxima para atingir o realce L é de 4,490 metros, e que o tempo que levará para atingir este realce é de 4.19 anos, logo uma estimativa para a distância anual máxima percorrida até atingir o realce L é  $4,490/4.16 = 1,073$  metros por ano. Logo, a DMT anual será de  $1,073/2 = 536$  metros.

Portanto a cada ano, até o ano 4, deve ser somado o valor de 536 metros a DMT do ano anterior.

A DMT caí nos anos 5 e 6 pois nestes anos começará o desenvolvimento dos realces A, B, C e D.

## 26 VENTILAÇÃO DE MINA

O objetivo da ventilação de uma mina subterrânea é promover uma vazão de ar em quantidade e qualidade suficiente para diluir os contaminantes em concentrações seguras em todas as partes da mina onde pessoas irão transitar (Malcolm J. McPherson, 1993)

### 26.1 METODOLOGIA DA VENTILAÇÃO

A ventilação será realizada a partir da instalação de exaustores nos poços de ventilação (*shafts*).

O ar limpo entrará pelo plano inclinado da mina e abastecerá as frentes de trabalho, após viciado, o ar será dirigido para galerias de saída de ar, onde não haverá transito de pessoal, para então ser despejado na atmosfera através dos poços de ventilação.

A ventilação em locais de fundo de saco será realizada por tubulações com exaustores instalados sugando o ar viciado da frente de trabalho.

Em locais onde a perda de carga ultrapasse 3,000 Pa deverão ser instalados *Booster* de exaustão nas galerias de passagem de ar viciado, de modo a auxiliar o ventilador principal.

### 26.2 VAZÃO REQUERIDA NA MINA

A norma que regulamenta a ventilação no Brasil é a NR22.

Segundo o Quadro II do item 22.24.8 da NR22 apresentado na **Figura 48**, existem 3 formas de se calcular a vazão de ar fresco necessária em uma mina

subterrânea não carvão, o cálculo deve ser realizado para os 3 casos e o que apresentar maior vazão deverá ser adotado.

QUADRO II

Determinação da vazão de ar fresco conforme disposto no item 22.24.8

<p>a) Cálculo da vazão de ar fresco em função do número máximo de pessoas ou máquinas com motores a combustão a óleo diesel</p> $Q_T = Q_1 \times n_1 + Q_2 \times n_2 \text{ [m}^3\text{/min]}$ <p>Onde : <math>Q_T</math> = vazão total de ar fresco em m<sup>3</sup>/min</p> <p><math>Q_1</math> = quantidade de ar por pessoa em m<sup>3</sup>/min (em minas de carvão = 6,0 m<sup>3</sup>/min ; em outras minas = 2,0 m<sup>3</sup>/min)</p> <p><math>n_1</math> = número de pessoas no turno de trabalho</p> <p><math>Q_2</math> = 3,5 m<sup>3</sup> / min/cv (cavalo-vapor) dos motores a óleo diesel</p> <p><math>n_2</math> = número total de cavalo-vapor dos motores a óleo diesel em operação</p>	<p>c) Cálculo da vazão de ar fresco em função da tonelage mensal desmontada</p> $Q_T = q \times T \text{ [m}^3\text{/min]}$ <p>Onde: <math>Q_T</math> = vazão total de ar fresco em m<sup>3</sup>/min</p> <p><math>q</math> = vazão de ar em m<sup>3</sup>/minuto para 1.000 toneladas desmontadas por mês (mínimo de 180 m<sup>3</sup>/minuto/1.000 toneladas por mês)</p> <p><math>T</math> = produção em toneladas desmontadas por mês.</p>
<p>b) Cálculo da vazão de ar fresco em função do consumo de explosivos</p> $Q_T = \frac{0,5 \times A}{t} \text{ [m}^3\text{/min]}$ <p>Onde: <math>Q_T</math> = vazão total de ar fresco em m<sup>3</sup>/min</p> <p><math>A</math> = quantidade total em quilogramas de explosivos empregados por desmonte</p> <p><math>t</math> = tempo de aeração (reentrada) da frente em minutos</p>	

Figura 48 – Determinação da vazão de ar fresco em minas não carvão

Fonte: NR22

### 26.2.1 Cálculo conforme o item a

Primeiramente foi realizada uma estimativa do maior número de trabalhadores que poderiam estar trabalhando na mina ao mesmo tempo, resultando em 48 trabalhadores.

A estimativa deste número de trabalhadores está apresentada na **Tabela 69**.

Tabela 69 - Quantidade máxima de trabalhadores na mina ao mesmo tempo.

Trabalhadores por turno - Produção		Trabalhadores por turno - Desenvolvimento	
Operador LHD	1	LHD	1
Operador Jumbo	2	Jumbo	2
Operador Fandrill	2	Fandrill	2
Bate choco	2	Caminhão	5
Responsável pelo enchimento	2	Ventilação	2
Operador Caminhão	2	Limpeza	2
Limpeza	2	Operador Alimak	1
Manutenção geral	10	Manutenção geral	10

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Após calcular o número de trabalhadores, foi calculado o número máximo de equipamentos a diesel que poderiam estar transitando pela mina e suas respectivas potências, esta estimativa pode ser verificada na **Tabela 70**, a seguir.

**Tabela 70 - Número máximo de equipamentos a diesel na mina ao mesmo tempo.**

Equipamento	CV	Quant.	CV Total
LHD Atlas Copco ST1030	253.47	2	506.93
Caminhão CAT AD30	413.66	3	1,240.97
Camionete Mitsubish L200	141	2	282.00
<b>Total</b>			<b>2,029.91</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Com estes dados e com a fórmula demonstrada no item a, é possível calcular a vazão total de ar requerida na mina conforme apresentado na Tabela 71.

**Tabela 71 - Cálculo da vazão de ar fresco na mina segundo a NR22, caso a.**

Vazão de ar fresco segundo a NR22 (caso a)	
Q1	2
n1	48
Q2	3.5
n2	2029.91
<b>Qt (m3/s)</b>	<b>120</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 26.2.2 Cálculo conforme o item b

Tendo o conhecimento dos valores de entrada da fórmula demonstrada no item b, é possível calcular a vazão total de ar requerida na mina conforme apresentado na **Tabela 72**.



Tabela 72 - Cálculo da vazão de ar fresco na mina segundo a NR22, caso b.

Vazão de ar fresco segundo a NR22 (caso b)	
A	49.62
t	30
Qt (m <sup>3</sup> /s)	0.01

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 26.2.3 Cálculo conforme o item c

Tendo o conhecimento dos valores de entrada da fórmula demonstrada no item c, é possível calcular a vazão total de ar requerida na mina conforme apresentado na **Tabela 73**.

Tabela 73 - Cálculo da vazão de ar fresco na mina segundo a NR22, caso c.

Vazão de ar fresco segundo a NR22 (caso c)	
q	180
T	39,992
Qt (m <sup>3</sup> /min)	120

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

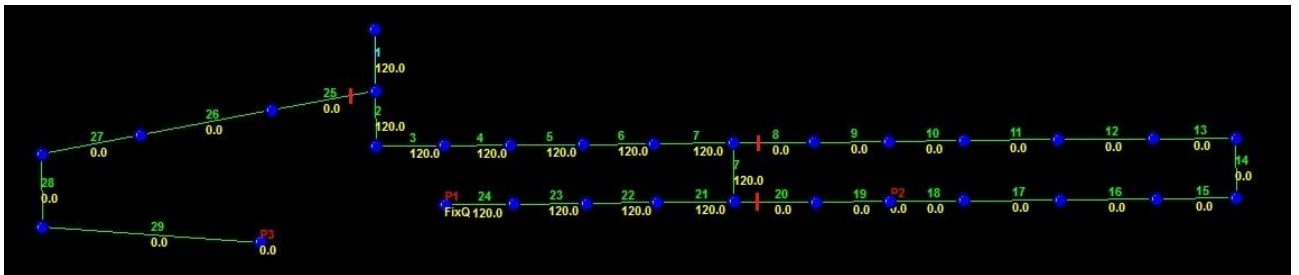
Desta forma é possível concluir que a vazão de ar requerida na mina é de 120 m<sup>3</sup>/min.

## 26.3 CIRCUITOS DE VENTILAÇÃO

Para a realização dos circuitos de ventilação, a mina foi separada em diversos trechos, cada qual com a sua resistência.

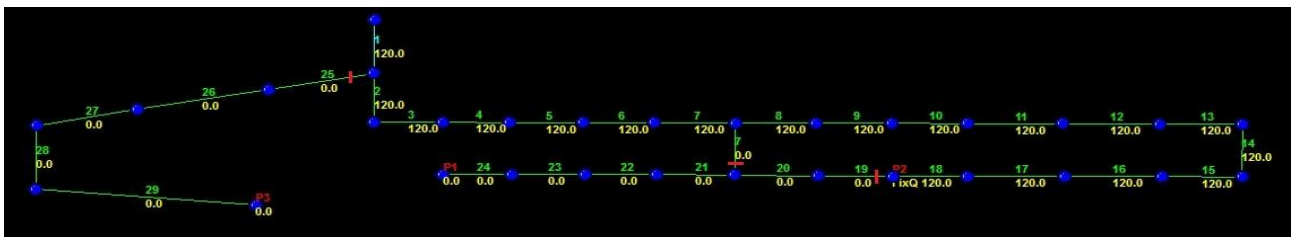
Os circuitos de ventilação foram desenhados no *software Ventsim* para a realização de simulações de como se comportaria o fluxo de ar.

A mina é dividida em três circuitos em série como pode ser visto nas **Figura 49**, **Figura 50** e **Figura 51** retiradas do *software Ventsim*.



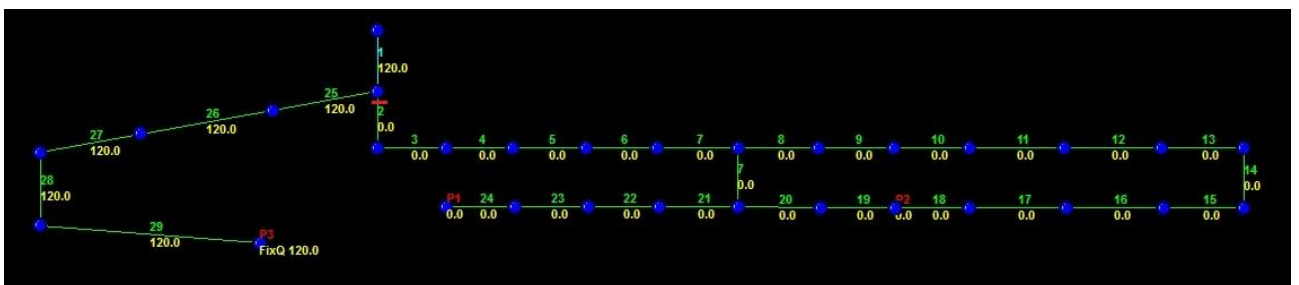
**Figura 49 - Primeiro circuito de ventilação.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



**Figura 50 - Segundo circuito de ventilação.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)



**Figura 51 - Terceiro circuito de ventilação.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Na medida em que o ar escoar pela mina subterrânea ele acaba sofrendo perdas de pressão, sendo estas perdas de dois modos distintos, as perdas por atrito ( $H_f$ ) e as perdas por turbulência ( $H_x$ ).

A perda total que o ar irá sofrer em um determinado trecho de mina é igual à soma da perda por atrito com a perda por turbulência.

A perda por atrito, como o nome propriamente diz, é dependente do atrito entre o ar e a galeria, desta forma galerias com paredes mais rugosas, com pouco acabamento, apresentarão perdas de carga maior.

A perda de carga por atrito é calculada através da **Equação 10**, a seguir.

**Equação 10 - Perda de carga por atrito.**

$$H_f = R_f \times Q^2 = \frac{k_f \times P \times L}{A^3} \times Q^2$$

Fonte: *Slides* de aula da disciplina de ventilação de minas (Paulo Salvadoretti, 2010)

Onde:

$H_f$  é a perda de carga por atrito, dada em Pa (N/m<sup>2</sup>);

$R_f$  é a resistência de atrito, dada em N s<sup>2</sup> m<sup>-8</sup>

$k_f$  é o fator de perdas por atrito, dado em N s<sup>2</sup> m<sup>-4</sup>;

$P$  é o perímetro da galeria, dado em m;

$L$  é o comprimento da galeria, dado em m;

$A$  é a área de seção da galeria, dada em m<sup>2</sup>;

$Q$  é a vazão de ar, dada em m<sup>3</sup>/s.

O fator  $k_f$  é obtido através de tabelas e varia conforme o acabamento da galeria e o formato da mesma.

A perda de carga por turbulência é calculada através da **Equação 11**, a seguir.

**Equação 11 - Perda de carga por turbulência.**

$$H_x = R_x \times Q^2 = \frac{X \times \rho}{2 \times A^2} \times Q^2$$

Fonte: *Slides* de aula da disciplina de ventilação de minas (Paulo Salvadoretti, 2010)

Onde:

$H_x$  é a perda de carga por turbulência, dada em Pa ( $N/m^2$ );

$R_x$  é a resistência de turbulência, dada em  $Ns^2m^{-8}$

$X$  é o fator de perdas por turbulência, adimensional

$\rho$  é a densidade do ar, que é igual a aproximadamente  $1.2 \text{ kg}/m^3$

$A$  é a área de seção da galeria, dada em  $m^2$ ;

$Q$  é a vazão de ar, dada em  $m^3/s$ .

Os valores de  $X$  são encontrados em tabelas na literatura.

Nos trechos onde o ar passa pelos *orepasses* irão ocorrer grandes perdas por turbulência, devido a diferença das seções das galerias e dos *orepasses*, desta forma foi considerado um fator  $X$  de 1 para estes trechos, o que representa a máxima perda possível.

Para os outros trechos não foi utilizado o fator  $X$  para o cálculo da perda por turbulência, esta foi estimada como sendo 10% da perda de carga por atrito, o que é um valor que se observa com grande frequência na prática.

A **Tabela 74**, a seguir, apresenta todos os cálculos de perda de carga para cada trecho dos circuitos de ventilação.

Tabela 74 - Perda de carga por trecho de circuito.

Tabela de Ventilação												
Trecho	Kf	Kx	A (m <sup>2</sup> )	P (m)	L (m)	Q (m <sup>3</sup> /s)	Rf (Ns <sup>2</sup> m-8)	Rx (Ns <sup>2</sup> m-8)	Rt (Ns <sup>2</sup> m-8)	Hf (Pa)	Hx (Pa)	Ht (Pa)
1	0.01	-	15.75	15.2	90	120	0.00279	0.00028	0.00307	40.3	4.0	44.3
2	0.01	-	15.75	15.2	103	120	0.00321	0.00032	0.00353	46.2	4.6	50.8
3	0.02	-	15.75	15.2	960	120	0.05593	0.00559	0.06152	805.5	80.5	886.0
4	0.02	-	15.75	15.2	93	120	0.00542	0.00054	0.00597	78.1	7.8	85.9
5	0.02	-	15.75	15.2	609	120	0.03544	0.00354	0.03899	510.5	51.0	561.5
6	0.02	-	15.75	15.2	93	120	0.00542	0.00054	0.00597	78.1	7.8	85.9
7	0.02	-	15.75	15.2	605	120	0.03526	0.00353	0.03879	507.9	50.8	558.7
8	0.02	-	15.75	15.2	45	120	0.00262	0.00026	0.00288	37.8	3.8	41.5
9	0.02	-	15.75	15.2	608	120	0.03539	0.00354	0.03893	509.7	51.0	560.6
Poço 2	0.02	1	7.07	9.42	221	120	0.08845	0.01682	0.10527	1,273.9	242.2	1,516.1
10	0.02	-	15.75	15.2	180	120	0.01051	0.00105	0.01156	151.3	15.1	166.5
11	0.02	-	15.75	15.2	605	120	0.03522	0.00352	0.03874	507.3	50.7	558.0
12	0.02	-	15.75	15.2	31	120	0.00182	0.00018	0.00200	26.2	2.6	28.8
13	0.02	-	15.75	15.2	517	120	0.03014	0.00301	0.03315	434.1	43.4	477.5
14	0.02	-	15.75	15.2	112	120	0.00653	0.00065	0.00718	94.1	9.4	103.5
15	0.02	1	7.07	9.42	59	120	0.02359	0.01682	0.04041	339.8	242.2	582.0
16	0.02	-	15.75	15.2	50	120	0.00289	0.00029	0.00317	41.6	4.2	45.7
17	0.02	1	7.07	9.42	59	120	0.02359	0.01682	0.04041	339.8	242.2	582.0
18	0.02	-	15.75	15.2	219	120	0.01274	0.00127	0.01401	183.5	18.3	201.8
19	0.02	1	7.07	9.42	59	120	0.02359	0.01682	0.04041	339.8	242.2	582.0
20	0.02	-	15.75	15.2	76	120	0.00444	0.00044	0.00488	63.9	6.4	70.3
21	0.02	1	7.07	9.42	59	120	0.02359	0.01682	0.04041	339.8	242.2	582.0
22	0.02	-	15.75	15.2	125	120	0.00728	0.00073	0.00800	104.8	10.5	115.3
23	0.02	1	7.07	9.42	59	120	0.02359	0.01682	0.04041	339.8	242.2	582.0
24	0.02	-	15.75	15.2	119	120	0.00690	0.00069	0.00759	99.4	9.9	109.4
Poço 1	0.02	1	7.07	9.42	155	120	0.06215	0.01682	0.07897	895.1	242.2	1,137.4
25	0.02	-	15.75	15.2	471	120	0.02741	0.00274	0.03015	394.8	39.5	434.3
26	0.02	1	7.07	9.42	40.6	120	0.01623	0.01682	0.03305	233.7	242.2	476.0
27	0.02	-	15.75	15.2	579	120	0.03372	0.00337	0.03709	485.6	48.6	534.2
28	0.02	1	7.07	9.42	52.4	120	0.02097	0.01682	0.03779	302.0	242.2	544.2
29	0.02	-	15.75	15.2	250	120	0.01454	0.00145	0.01599	209.4	20.9	230.3
Poço 3	0.02	1	7.07	9.42	72.7	120	0.02906	0.01682	0.04588	418.5	242.2	660.7

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 75** apresenta os trechos correspondentes a cada circuito e a perda de carga total que cada um apresenta.

Tabela 75 - Perdas de carga total para cada circuito.

Perdas de carga total por circuito		
Circuitos	Trechos	Ht (Pa)
1	1 á 7, 21 á 24, poço 1	4,799.2
2	1 á 18, poço 2	7,137.2
3	1, 25 á 29, poço 3	2,879.7

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Como a perda de carga dos circuitos 1 e 2 ultrapassam os limites de 3,000 Pa especificados anteriormente será necessário realizar a instalação de *boosters* para o auxílio da ventilação em trechos de saída do ar sujo.

O planejamento dos trechos onde serão locados os *boosters* é apresentado na **Tabela 76**, a seguir.

**Tabela 76 - Trechos de locação de *boosters*.**

Instalação de Boosters				
Circuito	Ht (Pa)	Num. Vent	Booster	Trecho de inst.
1 á 3, poço 1	2,118.5	0.8	Não	-
1 á 5, 23 á 24, poço 1	3,457.3	1.4	Sim	23
1 á 7, 21 á 24, poço 1	4,799.2	1.9	Não	-
1 á 9, poço 2	4,391.4	1.8	Sim (Relocação)	9
1 á 11, 17 á 18, poço 2	5,175.2	2.1	Sim	17
1 á 18, poço 2	7,137.2	2.9	Não	-

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Desta forma, tendo as perdas de carga definidas para cada circuito e sabendo a vazão que irá escoar por estes circuitos, é possível contatar fornecedores para realizar a aquisição dos ventiladores necessários.

#### 26.4 VELOCIDADE DE ESCOAMENTO DO AR

A NR22 define que a velocidade de escoamento do ar em galerias onde ocorre o trânsito de pessoas deve ser menor ou igual a 8 m/s.

Sabendo que a vazão de ar que irá escoar pela mina é de 120 m<sup>3</sup>/s e que a área da seção das galerias de desenvolvimento é de 15.75 m<sup>2</sup> pode se calcular a velocidade com que o ar irá passar pelas galerias como demonstrado na **Equação 12**.

**Equação 12 - Cálculo da velocidade do ar na mina.**

$$v = \frac{Q}{A} = \frac{120}{15.75} = 7.62 \text{ m/s}$$

Fonte: *Slides* de aula da disciplina de ventilação de minas (Paulo Salvadoretti, 2010)

O valor de 7.62 está de acordo com a NR22.

## 27 PILHA DE ESTÉRIL

A construção da pilha tem como objetivo armazenar permanentemente o estéril proveniente do desenvolvimento da mina.

A pilha foi planejada em um vale, na encosta de um morro a 250 metros do plano inclinado de entrada da mina.

O tempo de execução da pilha será de aproximadamente 6 anos, até que cesse o desenvolvimento da área 1.

A **Tabela 77** apresenta o cálculo do volume compactado da pilha de estéril requerido para armazenar todo o material de desenvolvimento da área 1.

**Tabela 77 - Volume compactado da pilha de estéril.**

Desenvolvimento A1		
Elementos de mina	Metros	Volume (m3)
Plano inclinado	193.15	3,477
Galerias	2,145.89	38,626
Rampas	6,029.46	108,530
Gavetas	732.24	13,180
Crosscut	844.16	15,195
Acesso aos orepasses	341.80	6,152
Orepass	589.55	4,167
Shaft	449.32	3,176

Densidade INSITU	3
Fator de empolamento	1.3
Fator de compactação	1.2
Densidade compactada	2.8

Volume compactado (m3)	208,546
------------------------	---------

Volume INSITU (m3)	192,504
Massa INSITU (ton)	577,512

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Tabela 78** demonstra os parâmetros geométricos da pilha de estéril.

**Tabela 78 - Parâmetros geométricos da pilha de estéril.**

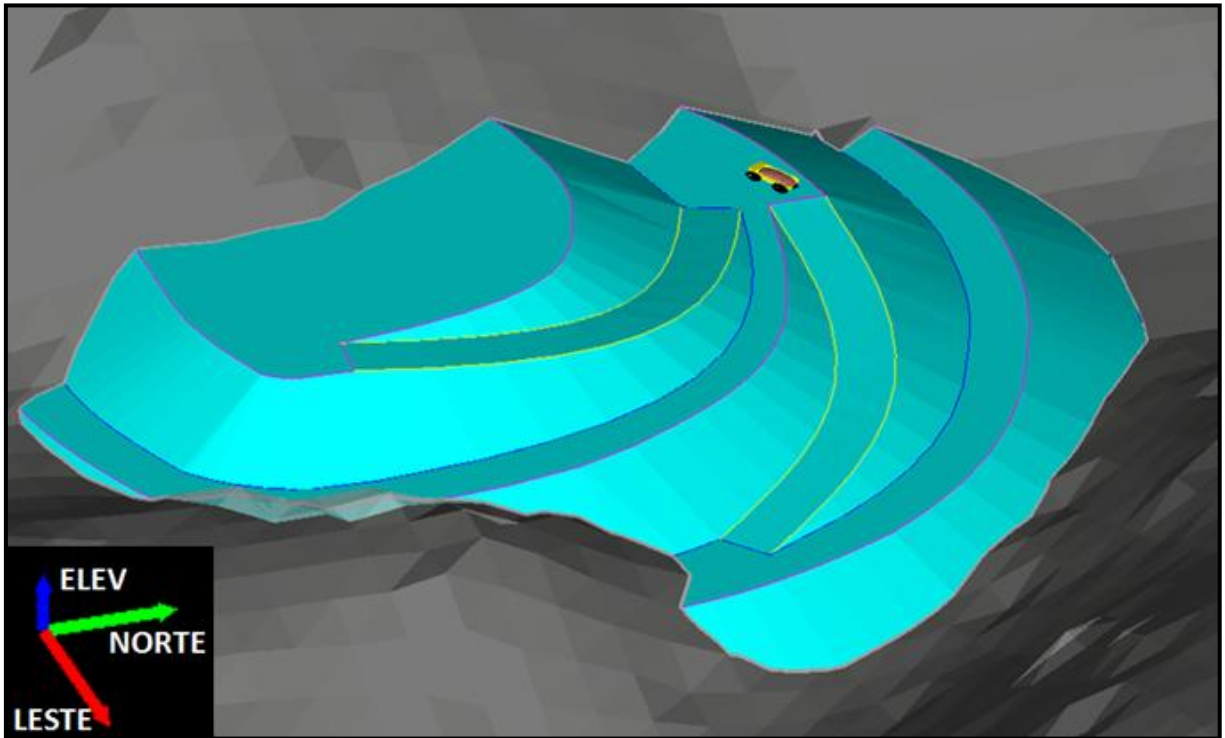
Parâmetros geométricos da pilha	
Altura de bancada (m)	10
Ângulo de face	26°
Ângulo global	18°
Inclinação da berma	2°
Berma (m)	10
Altura da pilha (m)	30



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O ângulo de talude global é o ângulo de repouso do material, as bermas possuem 2° de inclinação para o escoamento da água da chuva.

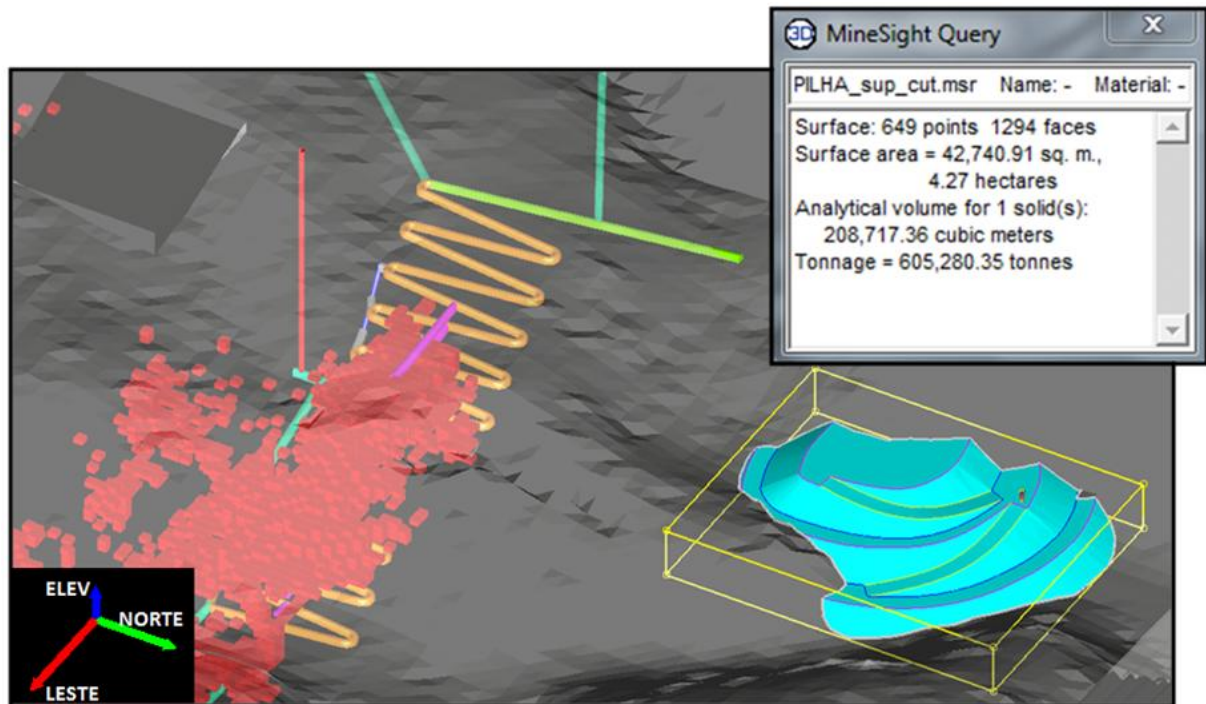
A **Figura 52** apresenta uma vista da pilha de estéril na encosta de um morro.



**Figura 52 - Vista da pilha de estéril na encosta do morro.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A **Figura 53** apresenta uma vista panorâmica da pilha de estéril com o seu volume calculado com o *software MineSight* através da ferramenta *Query*.

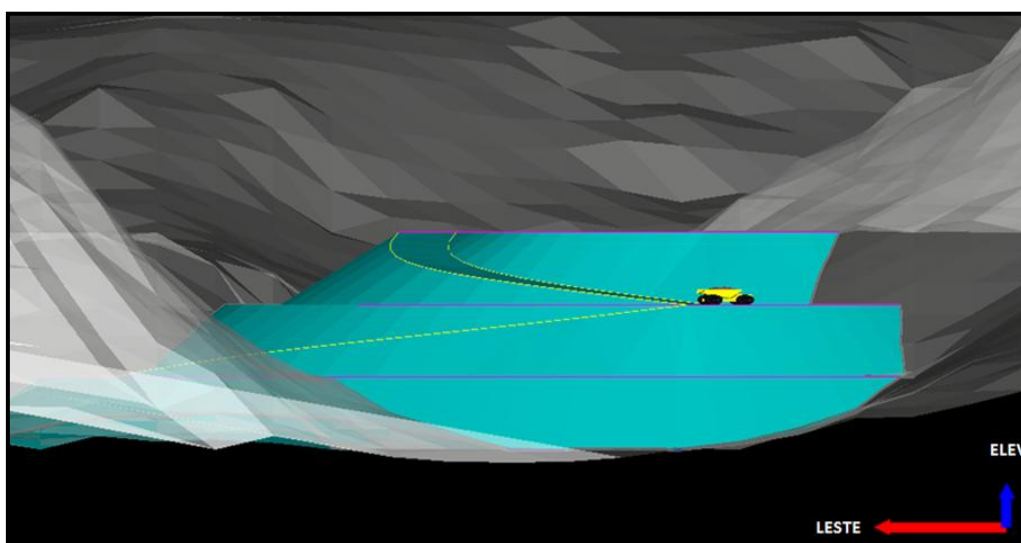


**Figura 53 - Vista panorâmica da pilha de estéril.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A partir do volume da pilha calculado pelo *software MineSight*, é possível verificar que esta atende ao volume necessário de todo o desenvolvimento da mina para a área 1.

A **Figura 54** apresenta uma vista de perfil da pilha de estéril.



**Figura 54 - Vista de perfil da pilha de estéril.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 28 TRATAMENTO DE MINÉRIOS

É imperativa a realização do tratamento de minério a fim de que se obtenha um produto com concentração adequada de ouro, o qual possuirá valor no mercado. Assim, o processamento mineral ocorre nas seguintes etapas: cominuição, classificação, processos gravídicos, flotação, espessamento e lixiviação.

A utilização de processos gravídicos juntamente com a flotação decorre da presença tanto de ouro em sua forma livre, quanto associado a sulfetos. O ouro livre ocorre em uma porcentagem assumida de 30% (Rodrigues, Luis Cláudio Ribeiro, 1997). Deste modo, os processos gravídicos são importantes na redução de ouro encaminhado à flotação, ocasionado um menor consumo de reagentes. Já a associação com sulfetos exige que seja realizada a etapa de lixiviação.

A seguir, serão apresentadas algumas características do ROM, os parâmetros considerados para seleção dos equipamentos e o fluxo do processo mineral, o qual conterà balanço mássico e de águas

### 28.1 PLANTA DE BENEFICIAMENTO

A planta de beneficiamento irá operar 312 dias por ano.

As três etapas de britagem, bem como o peneiramento, irão operar em regime de 2 turnos de 8 horas, seguindo o regime de trabalho da lavra, e eficiência operacional igual a 90%. A partir do moinho de bolas, inclusive, ter-se-á 3 turnos de 8 horas cada. Assim, tem-se uma taxa de alimentação na planta de beneficiamento igual a 112.5 t/h. Com uma produção anual de 405,600 toneladas, como pode ser visto na **Tabela 79**.

Tabela 79 - Regime de trabalho da planta.

Regime de trabalho	
Dias trabalhados/ano	312
Turnos/dia	3
Horas/turno	8
Efetividade	90%
Horas efetivas/turno	7.2

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Na alimentação, o teor de ouro é de 4.4 g/t, de acordo com dados geoestatísticos calculados anteriormente e o de enxofre de 6.3% (Minérios & Minerales). A densidade do ROM é de 3 t/m<sup>3</sup>, com top size de 160 mm de acordo com o plano de desmonte. O material é ainda caracterizado por possuir umidade de 5%, e um teor de argila baixo – menos de 5%. O *work index* considerado é o do minério de ouro, cujo valor médio é de 14.85 (Metso, 2005), de modo que foi considerado igual a 14. Dados estes mostrados na **Tabela 80**.

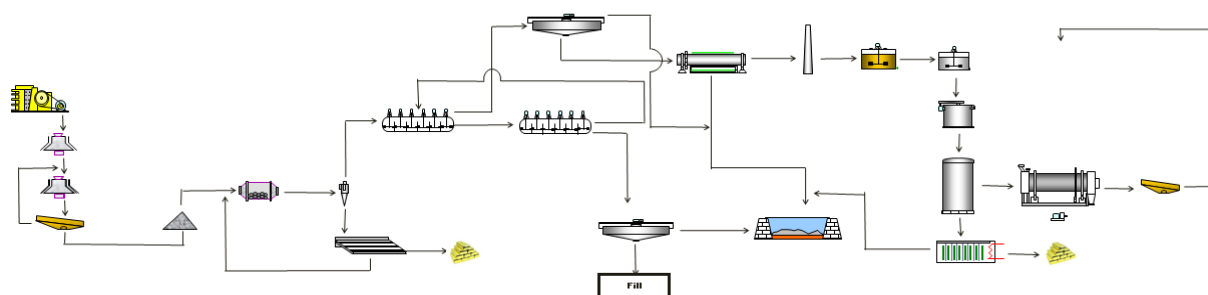
Tabela 80 - Premissas adotadas para o beneficiamento.

Premissas	
Produção anual (t)	405600
Densidade do ROM (t/m <sup>3</sup> )	3
Fator de empolamento	1.3
Densidade empolada	2.3
Wi	14
Umidade do ROM	5%
Percentual de argila	<5%

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 28.2 FLUXOGRAMA DO PROCESSO DE BENEFICIAMENTO

A **Figura 55** corresponde ao fluxograma do processo de beneficiamento adotado para concentração do ouro. Inicialmente verifica-se a etapa de cominuição, seguindo para classificação através de uma bateria de hidrociclones do qual o material segue para etapa de flotação ou gravídica. Finalmente, tem-se a etapa de lixiviação.



**Figura 55 - Fluxograma da planta de processos.**

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 28.3 COMINUIÇÃO E PENEIRAMENTO

A cominuição, com objetivo de adequar a granulometria do minério possibilitando a liberação e posterior concentração do minério, é constituída por: britagem primária efetuada por britador de mandíbulas, britagem secundária e terciária, realizadas por britadores cônicos, e por uma etapa de moagem. A moagem é realizada com material passante em uma peneira, a qual seleciona o minério proveniente da britagem terciária, realizada por britador cônico.

O minério proveniente da mina é encaminhado para a britagem primária à vazão de 90.3 t/h, com um *top size* de 160 mm. Com a granulometria de *top size* dividido por 0.8 (Metso, 2005) chega-se a um valor de *gape* igual 200 mm, como consta na **Tabela 81**. Para correção da capacidade do britador de mandíbulas utilizaram-se os fatores da **Tabela 81**. Obtendo-se, portanto, uma capacidade real de 162.5 t/h. Desta forma foi selecionado o britador secundário de mandíbulas de 1 eixo modelo 12040E da linha E da Metso, pela **Tabela 82**, cuja capacidade varia

entre 87 e 124 t/h, com abertura de nominal de 120 x 40 cm, abertura de saída na posição fechada (APF) de 50 mm e com 80% do material com granulometria menor que 60 mm(D80) (Metso, 2005).

**Tabela 81 - Parâmetros de dimensionamento do britador de mandíbulas primário.**

Seleção do Britador	
<b>a) Condição de Alimentação ou recepção</b>	
Top Size (mm)	160
Gape (mm)	200
<b>c) Condição de capacidade</b>	
Fator de serviço	1.25
Produção anual (t/ano)	405,600
Horas efetivas/ano	4492.8
Capacidade nominal (t/h)	112.8
<b>Correção da capacidade</b>	
Fator A (densidade aparente)	1.44
Fator B (Work Index)	1
Fator C (tamanho de alimentação)	1
Fator D (Umidade)	1
<b>Capacidade real (t/h)</b>	<b>162.5</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 82 - Características do britador de mandíbulas primário.**

Britador secundário de mandíbulas de 1 eixo - linha E	
Modelo	12040E
Abertura nominal (mm)	1200 x 400
APF (mm)	50
Capacidade nominal (t/h)	87 á 124
D80 (mm)	60

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A britagem secundária irá receber uma alimentação com *top size* de 90 mm, alimentação na posição aberta igual a 112.5 mm – valor obtido dividindo-se o *top size* por 0.8 -, devendo possuir uma capacidade real igual à do britador de mandíbulas, 162.5 t/h, ver **Tabela 83**, contendo os dados utilizados para cálculo da capacidade do britador. O modelo determinado foi HP 200 Câmara Média da Metso, cuja alimentação em posição aberta corresponde a 125 mm, APF é de 17 mm,

capacidade variando de 140 a 180 t/h, como demonstrado na **Tabela 84**, e material 80% passante em 17 mm (Metso, 2005).

**Tabela 83 - Parâmetros de dimensionamento do britador cônico secundário.**

Seleção do Britador Cônico	
a) Condição de Alimentação ou recepção	
Top size (mm)	90
Alimentação na posição aberta (mm)	112.5
c) Condição de capacidade	
Fator de serviço	1.25
Produção anual (t/ano)	405,600
Horas efetivas/ano	4492.8
Capacidade nominal (t/h)	112.8
Correção da capacidade	
Fator A (densidade aparente)	1.44
Fator B (Work Index)	1
Fator C (tamanho de alimentação)	1
Fator D (Umididade)	1
Capacidade real (t/h)	162.5

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 84 - Características do britador cônico secundário.**

Britador Cônico HP STANDARD	
Modelo	HP200 Câmera médio
Alimentação na posição aberta (mm)	125
APF (mm)	17
Capacidade nominal (t/h)	140 á 180
P80 (mm)	18

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Em sequência, tem-se um segundo britador cônico, o qual receberá material com *top size* igual a 20 mm, alimentação na posição aberta com tamanho de 25 mm, **Tabela 85**. Para tal, foi determinado o modelo HP 300 Grosso que aceita alimentação na posição aberta até uma granulometria de 77 mm, tem APF igual a 10 mm, capacidade nominal entre 115 e 140 t/h (Metso, 2005) e com P80 de 10 mm.

A **Tabela 85** e a **Tabela 86** apresentam respectivamente os parâmetros utilizados para realizar a seleção do britador cônico e as características do britador selecionado.



Tabela 85 - Parâmetros de dimensionamento do britador cônico terceiro.

Seleção do Britador Cônico	
a) Condição de Alimentação ou recepção	
Top size (mm)	20
Alimentação na posição aberta (mm)	25
c) Condição de capacidade	
Fator de serviço	1.25
Produção anual (t/ano)	405,600
Horas efetivas/ano	4492.8
Capacidade nominal (t/h)	112.8
Correção da capacidade	
Fator A (densidade aparente)	1.44
Fator B (Work Index)	1
Fator C (tamanho de alimentação)	1
Fator D (Umidade)	1
Capacidade real (t/h)	162.5

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 86 - Características do britador cônico terceiro.

Britador Cônico HP Cabeça Curta	
Modelo	HP300 Grosso
Alimentação na posição aberta (mm)	77
APF (mm)	10
Capacidade nominal (t/h)	115 á 140
P80 (mm)	10

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Fechando este circuito de britagem está uma peneira que terá uma alimentação nova de 90.3 t/h, com tela de 11 mm. A carga circulante, calculada pela **Equação 13** e **Equação 14** (Metso, 2005) será igual a 20% da carga total, calculada pela **Equação 10**, dados presentes na **Tabela 87**. Assim, o modelo selecionado é 6 x 16 m, da Metso.

Equação 13 - Determinação da carga circulante.

$$Carga\ Circulante = \frac{\% Retida}{(Eficiência \times \% Retida)} \times 100$$

Fonte: Manual de Britagem METSO (2005)



Equação 14 - Determinação da carga total

$$Carga\ Total = \frac{Alimentação\ Nova}{1 - \frac{\% Retida}{Eficiência}}$$

Fonte: Manual de Britagem METSO (2005)

Tabela 87 - Peneira de fechamento com o britador cônico terciário.

Fechamento do circuito com britador cônico	
Tela da peneira (mm)	11
r (material > tela da peneira)	15%
AN (Alimentação nova - ton/h)	90.3
e (Eficiência de peneiramento)	90%
Qt (Carga total - ton/h)	108.3
CC (Carga circulante)	20%
P80 (mm)	10
Correção de Capacidade	
Posição do deck (1 deck)	1
Forma de partícula (cúbica)	1
Umidade (3 a 5%)	0.85
Tipo de tela (arame quadrada)	1
Tipo de peneira (mov. Circular)	1
Área da peneira	7.6
Peneira 6 x 16	
Área ativa (m²)	8.2
Largura (m)	1.8
Comprimento (m)	4.9

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O material passante na peneira formará uma pilha de alimentação para o moinho de bolas, uma vez que, a partir deste equipamento, há uma alteração nas horas diárias de funcionamento do processo. Essa pilha deverá ter capacidade para armazenar 433.3 toneladas de minério, conforme mostra a **Erro! Fonte de referência não encontrada..**

## 28.4 MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO

O material acumulado na pilha de alimentação terá função, apenas, de estocar minério britado para que o circuito de beneficiamento não pare juntamente com a lavra. Este material permanecerá nesta por um período de, no máximo, 12 horas. O dimensionamento da pilha de abastecimento do moinho está apresentado na **Tabela 88**.

**Tabela 88 - Pilha de alimentação do moinho.**

<b>Pilha de Alimentação do Moinho de Bolas</b>	
<b>Saída da peneira (t/h)</b>	90.30
<b>Alimentação do moinho (t/h)</b>	54.17
<b>Tempo de formação da pilha (h)</b>	16
<b>Pilha formada (t)</b>	433.33
<b>Tempo para limpar a pilha (h)</b>	8
<b>Material removido 3º turno (t)</b>	433.33

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O moinho de bolas receberá alimentação de sólidos nova de 54.17 t/h, com 80% passante em malha de 10,000 µm, e 30% de sólidos em volume (Kelly, Errol G. e Spottiswood, David J, 1982), devendo fornecer como produto material com granulometria igual a 150 µm. A potência calculada pela **Equação 11** é de 19.05 HP/t, chegando-se a uma potência requerida igual a 1,031.68 HP. Deste modo, o moinho selecionado tem descarga por diafragma com enchimento de 35%. O diâmetro nominal será igual a 3.81 m, com comprimento igual a 3.66m e diâmetro interno ao revestimento igual a 3.47 m.

Para o cálculo da potência do moinho e sua velocidade crítica são utilizadas a **Equação 15** e a **Equação 16** respectivamente.

**Equação 15 - Equação para cálculo de potência do moinho.**

$$W = 10 \times WI \times \left( \frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right)$$

Fonte: Manual de Britagem METSO (2005)

Equação 16 - Equação para cálculo da velocidade crítica.

$$Velocidade\ Crítica = \frac{42.305}{\sqrt{Diâmetro\ Interno}}$$

Fonte: Manual de Britagem METSO (2005)

A **Tabela 89** e a **Tabela 90** apresentam respectivamente os parâmetros que foram utilizados para a seleção do moinho de bolas e as características do moinho selecionado.

**Tabela 89 - Parâmetros para a seleção do moinho de bolas.**

Dimensionamento do Moinho	
Wi	14
P (µm)	150
F (µm)	10000

W (kWh/st)	10.03
W (kWh/t)	11.05

Fatores de correção	
EF3 (fator de diâmetro)	1.18
EF4 (Fator de alimentação com tamanho excessivo)	1.17
EF5 (Fator de finura para moinho de bolas)	0.93

W (kWh/t)	14.20
W (HPh/ton)	19.05
W (HPh)	1031.68

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 90 - Moinho de bolas selecionado.

Características do moinho selecionado	
Tipo de descarga	Diafragma
Carga	Bolas
% de carga	35%
Diâmetro nominal (m)	3.81
Comprimento nominal (m)	3.66
Velocidade (rpm)	15.95
Peso da carga (ton)	61.4
Potência do Moinho (HP)	1040
Diâmetro interno ao revestimento (m)	3.47

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O moinho de bolas selecionado possui uma velocidade crítica de 22.2 rpm e irá operar com bolas de diâmetro de aproximadamente 80 mm.

Para classificação do minério, há uma bateria de 4 hidrociclones – sendo um para reserva. A vazão de sólidos na alimentação nova é igual a 54.17t/h, correspondentes a 56% de sólidos em peso. A carga circulante é igual a 250%. O produto deverá possuir um P80 igual a 150  $\mu\text{m}$  e um D50 igual a 187.5  $\mu\text{m}$ . O diâmetro requerido para o hidrociclone é 30 polegadas (76 cm) e o diâmetro de *apex* 6.9 cm. As demais características exigidas são área da parte da alimentação de 290.3  $\text{cm}^2$ , *vortex finder* de 26.7 cm, seção cilíndrica de 76 cm e seção cônica com inclinação entre 10° e 20° (Beraldo, José Luis, 1987).

Os valores utilizados para cálculo encontram-se na Tabela 91.

Tabela 91 - Dimensionamento dos hidrociclones.

Premissas	
Produção (t/h)	54.17
Produto	80% passante em 100 $\mu\text{m}$
% sólidos no produto	15% em volume
% de sólidos no Underflow	50% em volume
Densidade do sólido (t/m <sup>3</sup> )	3
Carga circulante	250%

Balanço de massa Hidrociclone			
	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica de sólidos (t/h)	54.17	135.42	189.58
% de sólidos em volume	15%	50%	30%
Vazão de água (m <sup>3</sup> /h)	102.31	45.14	147.45
Vazão mássica de polpa (t/h)	156.48	180.56	337.04
Vazão de polpa (m <sup>3</sup> /h)	120.37	90.28	210.65
Densidade da polpa (t/m <sup>3</sup> )	1.3	2.00	1.60
% de sólidos em peso	35%	75%	56%

Cálculo do d50 aproximado	
P80 ( $\mu\text{m}$ )	150
Fator para cálculo do D50c	1.25
D50 aprox ( $\mu\text{m}$ )	187.5

Cálculo do diâmetro requerido	
D50 aprox ( $\mu\text{m}$ )	187.5
F1 (para % solid. em vol = 30%)	3.2
F2 (Para pressão de 50Kpa)	1.1
F3 (para densidade de 3 (t/m <sup>3</sup> ))	0.91
D50 básico ( $\mu\text{m}$ )	58.54

Diâmetro do hidrociclone (pol)	30
Diâmetro do hidrociclone (cm)	76

Número de hidrociclones necessários	
Vazão aproximada de um hidrociclone (USGPM)	2000
Vazão aproximada de um hidrociclone (m <sup>3</sup> /h)	454.2
Vazão de polpa na alimentação (m <sup>3</sup> /h)	210.65

N (número de hidrociclones)	3
Hidrociclones de reserva (15%)	1

Diâmetro do Apex	
Vazão de polpa do Underflow (m <sup>3</sup> /h)	90.28
Vazão de polpa do Underflow (l/seg)	25.08
Vazão de polpa do Underflow por hidrociclone (l/seg)	8.4
Diâmetro do Apex (cm)	
	6.9
Demais especificações do hidrociclone	
Área da parte de alimentação (cm <sup>2</sup> )	290.3
Vortex Finder (cm)	26.7
Seção cilíndrica (cm)	76
Seção cônica	Ângulo de 10 á 20°

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 28.5 SEPARAÇÃO

O material proveniente de *underflow* dos hidrociclones, contendo material com granulometria maior que 150  $\mu\text{m}$ , é encaminhado para uma etapa de concentração gravimétrica, uma vez que pelo critério de concentração, sugerido por Taggart, **Equação 17**, obtém-se um resultado maior que 2.5, significando que a separação será, provavelmente, simples podendo ser efetuada em um intervalo amplo de tamanhos de partículas, considerando-se o meio fluido como água. Essa separação ocorrerá por meio de mesas oscilatórias do tipo Separador *Duplex*, originalmente desenvolvidas para recuperação de estanho, mas que encontrou grande aplicação na recuperação de ouro, entre outros minérios, a partir de alimentação fina. Este aparelho emprega dois deques inclinados de 0° a 3° na direção da alimentação. Opera em frequências da ordem de 70 a 110 rmp, com amplitude de 6 a 1 cm, resultando em acelerações máximas entre 1.5 e 8 m/s<sup>2</sup>. Apresenta capacidade para até 5 t/h, sendo assim necessárias 18 mesas, observar dados da **Tabela 92**. A concentração gravimétrica trabalha com uma alimentação

com aproximadamente 25% de sólidos em peso. O consumo de água de lavagem é estimado em 4m<sup>3</sup>/h na concentração de minérios. (Sampaio, Carlos Hoffman e Tavares, Luis Marcelo Marques, 2005).

A **Equação 17** apresenta o critério de Taggart.

**Equação 17 - Critério de concentração de Taggart.**

$$\text{Critério de Concentração} = \frac{\text{Densidade do Mineral Denso} - \text{Densidade do fluido}}{\text{Densidade do Mineral Leve} - \text{Densidade do Fluido}}$$

Fonte: Sampaio, Carlos Hoffman & Tavares, Luiz Marcelo Marques, 2005

**Tabela 92 - Parâmetros utilizados para o dimensionamento da mesa oscilatória.**

Critério de Concentração (Taggart)	
Densidade dos minerais densos (t/m <sup>3</sup> )	19
Densidade dos minerais leves (t/m <sup>3</sup> )	3
Densidade do fluido (t/m <sup>3</sup> )	1

Critério de Concentração	9
--------------------------	---

Alimentação	
Vazão de polpa (m <sup>3</sup> /h)	90.28
Vazão de polpa (t/h)	180.56
Densidade da polpa (t/m <sup>3</sup> )	2
% sólidos em peso	75
Vazão mássica de sólidos (t/h)	135.42
% de água em peso	25
Vazão mássica de água (t/h)	45.14
Teor de ouro (ppm)	4.40
Massa de ouro (g/h)	794.46
Massa de ouro livre (g/h)	238.3392

Separador Duplex	
Inclinação (graus)	0 a 3
Frequência (rpm)	70 a 110
Amplitude (cm)	1 a 6
Acelerações máximas (m/s <sup>2</sup> )	1.5 a 8
Capacidade (t/h)	5

Número de mesas	18
-----------------	----

Concentrado	
Recuperação de ouro (%)	50
Recuperação de ouro (g/h)	119.17
Massa de ouro (%)	20.00
Massa de outros - Qz, Sulfetos, água(g/h)	595.85
Massa de Polpa (g/h)	715.02

Rejeito	
Recuperação de ouro (%)	50
Recuperação de ouro (g/h)	119.17
Massa de ouro (%)	0.00
Massa de outros - Qz, Sulfetos, água(g/h)	180559165.81
Massa de Polpa (g/h)	180559284.98
Massa de Polpa (t/h)	180.559285

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O material que sai pelo *overflow* da bateria de hidrociclones vai para etapa de flotação, com vazão de alimentação igual a 156.48 t/h, com uma densidade de polpa igual a 1.3 t/m<sup>3</sup>. O teor de ouro é de 4.4 g/t, correspondendo a uma vazão mássica de ouro igual a 238.33 g/h, sendo 71.5 g/h equivalente a massa de ouro livre. O teor de enxofre, como já definido, é de 6.3% correspondente a uma massa de 3.41 t/h. Como foi definida a porcentagem de enxofre proveniente de pirita como igual a 90%, por cálculos estequiométricos tem-se massa de pirita igual a 5.75 t/h e massa de arsenopirita igual a 1.73 t/h, como pode ser visto na **Tabela 93**, contendo os parâmetros da alimentação.



Tabela 93 - Dados da alimentação das células de flotação.

Alimentação	
Porcentagem de sólidos em peso	35
Hold up (%)	15
Densidade dos sólidos(t/m <sup>3</sup> )	3
Densidade da água (t/m <sup>3</sup> )	1
Vazão de sólidos (t/h)	54.17
Vazão de sólidos (m <sup>3</sup> /h)	18.06
Vazão de água (t/h)	100.60
Vazão de água (m <sup>3</sup> /h)	100.60
Vazão Alimentação (t/h)	154.76
Vazão de Alimentação (m <sup>3</sup> /h)	118.65
Densidade de polpa (t/m <sup>3</sup> )	1.30
Teor médio (g/t)	4.4
Massa de ouro (g/h)	238.33
Massa de ouro livre (g/h)	71.5
Massa de ouro agregado a sulfetos	166.83
Teor de enxofre (%)	6.30
Massa de enxofre(t/h)	3.41
Massa de Pirita (t/h)	5.75
Massa de Arsenopirita (t/h)	1.73

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Nas células de flotação, há um tempo de retenção de aproximadamente 14.4 minutos (Material de Aula do Professor Rafael Texeira), com fatores de cálculo de capacidade descritos na **Tabela 94**. O *hold up* considerado é de 15%, valor típico para células mecânicas (Wood, Kenneth, 2002). Seguindo a fórmula para cálculo de tamanho de células de flotação, **Equação 18**, e considerando um número de 8 células, chega-se a um volume de 5.23 m<sup>3</sup> por célula.

Equação 18 - Cálculo de volume de célula mecânica de flotação.

$$N^{\circ} \text{ Células} \times \text{Volume de Célula} = \frac{1}{60} \times Q \times T \times E \times P \times F$$

Fonte: Wood, Kenneth, 2002

Onde:

Q = Vazão de sólido seco (t/h)

T = Tempo de retenção

E = Fator de expansão da polpa

P = Volume de polpa por tonelada de sólidos

F = Fator de design

**Tabela 94 - Fatores e cálculo de volume de célula mecânica de flotação.**

Parâmetros	
Vazão de sólidos (t/h)	54.17
Tempo de Retenção (min)	14.4
Fator de Expansão da Polpa	1.18
Volume de polpa por tonelagem de sólidos	2.19
Fator de desing	1.25

NV (m <sup>3</sup> )	41.88
Número de células	8
Volume por célula (m <sup>3</sup> )	5.23

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os reagentes englobam coletores, espumantes, reguladores de pH e ativadores. O coletor utilizado é o xantato, o qual é amplamente usado para flotação de sulfetos e metais nativos, não devendo ser usado em meio ácido, pois ocorre hidrólise (Luz, Adão Benvindo da, 2002). Como espumante foi selecionado o metil-isobutil-carbinol (MIBC), cuja espuma fornecida é muito aberta, permitindo boa drenagem da ganga, favorecendo a seletividade do processo (Luz, Adão Benvindo da, 2002), sua concentração é de 20g/t (Chaves, Arthur Pinto, 2006). Sulfato de cobre é recomendado como ativador dos sulfetos, sendo recomendada uma alta dosagem, de mais de 500g/t, no caso de haver presença de arsenopirita (American Cyanamid Company, 1986). Com função de regular o pH da polpa, adiciona-se carbonato de sódio. Observar **Tabela 95** contendo a relação de reagentes.

**Tabela 95 - Reagentes com suas dosagens e pH de ação.**

Reagentes	
Xantato(g/t)	50
Sulfato de cobre (g/t)	500
MIBC (g/t)	15
Éter Poliglicol (g/t)	5
Carbonato de sódio	até pH = 10

Reagente	pH
Xantato	7 a 13
Sulfato de Cobre	8.5 a 11

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

A flotação ocorrerá em duas etapas muito semelhantes, em dimensionamento e em reagentes, são elas: etapa *rougher* e etapa *scavanger*. A etapa *rougher* produzirá um concentrado contendo 228.48g/h de ouro e é enviado para espessamento, tem-se uma recuperação de ouro de 96% (Minérios & Minerales). O rejeito desta primeira etapa passa pela etapa *scavanger*, a qual produzirá um concentrado com 9.14 g/h de ouro que retornará para a etapa *rougher*, e um rejeito final, com vazão de 122.56 t/h que será enviada para um espessador que separará a água da ganga, esta servirá como material de enchimento. A Tabela 96 fornece o balanço de massa dos produtos das etapas de flotação.

**Tabela 96 - Balanço de massa dos produtos da etapa de flotação.**

<b>Concentrado (rougher)</b>	
Recuperação de ouro e enxofre(%)	96
Massa Ouro (g/h)	228.48
Massa Enxofre (t/h)	3.27
Massa ouro + enxofre (t/h)	3.27
Massa de Pirita (t/h)	5.51
Massa de Arsenopirita (t/h)	1.66
Massa de ganga (t/h)	5.92
Produto final(sólidos) (t/h)	16.37
Massa Água (m³/h)	16.37

<b>Rejeito (rougher)</b>	
Recuperação de ouro e enxofre(%)	4
Massa Ouro (g/h)	9.52
Massa Enxofre (t/h)	0.14
Massa ouro + enxofre (t/h)	0.14
Massa de Pirita (t/h)	0.23
Massa de Arsenopirita (t/h)	0.07
Ganga (t/h)	37.50
Produto final (sólidos) (t/h)	37.93
Massa Água (t/h)	84.23

Concentrado (scavanger)	
Recuperação de ouro e enxofre(%)	96
Massa Ouro (g/h)	9.14
Massa Enxofre (t/h)	0.13
Massa ouro + enxofre (t/h)	0.13
Massa de Pirita (t/h)	0.22
Massa de Arsenopirita (t/h)	0.07
Massa de ganga (t/h)	0.24
Produto final(sólidos) (t/h)	0.65
Massa Água (m³/h)	0.65

Rejeito (Scavanger)	
Recuperação de ouro e enxofre(%)	4.00
Massa Ouro (g/h)	0.38
Massa Enxofre (t/h)	0.01
Massa ouro + enxofre (t/h)	0.01
Massa de Pirita (t/h)	0.01
Massa de Arsenopirita (t/h)	0.00
Massa de ganga (t/h)	37.25
Produto final(sólidos) (t/h)	37.27
Massa Água (m³/h)	83.57

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O rejeito da etapa *scavenger* da flotação é encaminhada para um espessador de onde a água retirada é enviada para tratamento e, posteriormente, depositada em uma bacia de rejeito. Material sólido, contendo 40% de sólidos em peso, é misturado a cimento constituindo o material de enchimento da mina. O dimensionamento deste espessador se encontra na **Tabela 97**.

**Tabela 97 - Dimensionamento de espessador do rejeito da etapa scavenger  
(Concha, A. Fernando, 1986).**

Alimentação	
Massa Polpa (t/dia)	8944.741
% Sólidos	10%

Underflow	
% Sólidos	40
Massa de Sólidos (t/h)	37.26975
Massa de Água (t/h)	55.90463
Massa Polpa (t/h)	93.17438
Volume Polpa (m <sup>3</sup> /min)	0.000379

Espessador	
Área (GPM/Sq. Ft)	6
Área (m <sup>3</sup> /min*m <sup>2</sup> )	2.45
Área (m <sup>2</sup> )	6462.72
Altura (m)	4.57
Volume (m <sup>3</sup> )	29534.63

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O concentrado da etapa *rougher* da flotação é encaminhado a um espessador onde ocorrerá uma redução no teor de umidade, cujo produto terá 75% de sólidos em peso (Concha, A. Fernando, 1986). Este equipamento encontra-se dimensionado, considerando valores típicos para minério de cobre, na Tabela **Tabela 98**.

**Tabela 98 - Dimensionamento de espessador da etapa Rougher.**

Alimentação	
Massa Polpa (ton/dia)	1,309.55
% Sólidos	30

Underflow	
% Sólidos	75
Massa de Sólidos (ton/h)	16.37
Massa de Água (ton/h)	7.64
Massa Polpa (ton/h)	24.01

Espessador	
Área (sq feet/ tpd)	0.4
Área (m <sup>2</sup> /ton*dia)	0.04
Área (m <sup>2</sup> )	53.43
Altura (m)	3.05
Volume (m <sup>3</sup> )	162.96

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

O produto do espessador acima descrito é enviado para um filtro prensa, contendo 75% de sólidos e sairá, como produto, com umidade igual a 10%, segundo **Tabela 99**. Esse filtro poderá ser da Metso ou da Outotec, uma vez que ambos possuem equipamentos com a capacidade de redução de umidade exigida. Sabe-se, ainda, que a Metso possui três tamanhos distintos de filtros prensa e o maior deles tem capacidade para tratar 250 ton/h de minério (Metso)

**Tabela 99 - Alimentação e produto do filtro prensa**

Alimentação	
% Sólidos	75
Massa de Sólidos (ton/h)	16.37
Massa de Água (ton/h)	7.64
Massa Polpa (ton/h)	24.01

Material Seco	
% Sólidos (p/p)	90
Massa Sólidos (ton/h)	16.37
Massa Água (ton/h)	1.82

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 29 PROCESSOS QUÍMICOS

Após secagem, o minério é levado para ustulação onde ocorrerá a oxidação dos sulfetos o que permitirá a atuação do cianeto sobre o ouro. A ustulação é realizada em duas etapas, na primeira com temperaturas mais baixas (450° a 650°C) com objetivo de remover 20% do arsênio que irá formar trióxido de arsênio gasoso, o qual deverá ser resfriado e precipitado para, posteriormente, ser depositado em valas adequadas (Runkel, M. & Sturm, P, 2009). A segunda parte do processo de ustulação ocorre em temperaturas mais altas (650° a 750°C) havendo formação de hematita e dióxido de enxofre. A hematita manter-se-á em forma sólida, porém, o dióxido de enxofre será um gás que, após processamento, será transformado em ácido sulfúrico

Saindo da ustulação o material oxidado alimentará um primeiro tanque onde será adequado para que possa sofrer lixiviação. Neste tanque será adicionada água, 50%, e cal para acerto do pH exigido (para cianetação é de 10.5) (Mineral & Minerales). Após condicionamento, a polpa passa para uma série de tanques “pachuca” onde ocorre a cianetação através da adição do sal NaCN a uma concentração de 0.1%. Há, ainda, injeção de ar possibilitando a reação. O tempo de permanência nesses tanques é estimado em 30 horas.

Essa etapa de cianetação solubiliza o ouro, no entanto, não solubiliza a pirita nem a arsenipirita presentes na solução, como na **Tabela 100**, abaixo.

Tabela 100 - Solubilidade dos minerais de sulfeto.

Tabela 3  
Solubilidade relativa de minerais sulfetados em solução contendo cianeto

Mineral	% dissolvida
calcocita ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ) <sup>1</sup>	90,2
bornita ( $\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$ ) <sup>1</sup>	70,0
cobre nativo <sup>1</sup>	90,0
calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ) <sup>1</sup>	5,6
pirrotita ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ ) <sup>1</sup>	totalmente solúvel
arsenopirita ( $\text{FeAsS}$ ) <sup>2</sup>	0,9
pirita ( $\text{FeS}_2$ ) <sup>2</sup>	0,5
ouro-pigmento ( $\text{As}_2\text{S}_3$ ) <sup>3</sup>	73,0
realgar ( $\text{AsS}$ ) <sup>3</sup>	9,4
estibinita ( $\text{Sb}_2\text{S}_3$ ) <sup>3</sup>	21,0

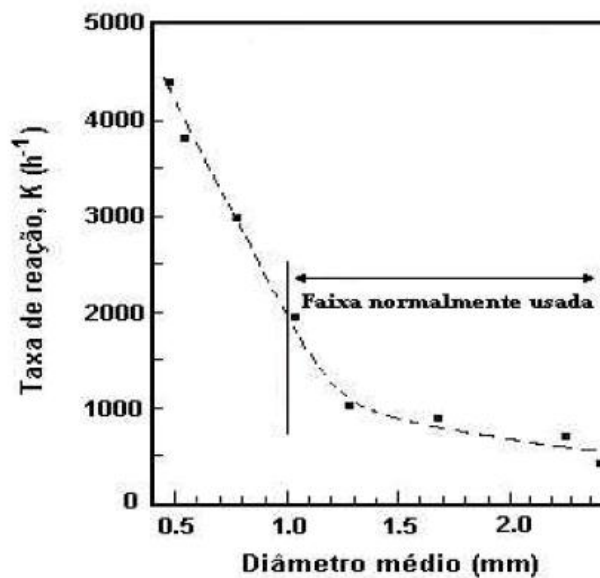
<sup>1</sup> 0,1% NaCN, 24h a 23°C (Hedley e Tabachnick, 1958)

<sup>2</sup> sólidos 200+270 mesh Tyler, 0,05% NaCN, 10h, pH10,5 (Ciminelli, 1987)

<sup>3</sup> sólidos 200+325 mesh Tyler 0,05% NaCN, 6h, pH12,2 (Hedley e Tabachnick, 1958)

A lixívia proveniente dos tanques “pachuca” alimenta um conjunto de tanques onde é adicionado carvão ativado com granulometria entre 1 e 2.5 mm, pois carvão com menor granulometria possui maior taxa de absorção, **Gráfico 53**.

Gráfico 53 - Taxa de adsorção de ouro em função da granulometria do carvão.





A movimentação da lixívia de um tanque para outro, ocorre por gravidade, enquanto que o carvão segue em contracorrente, sendo bombeado. Cada tanque possui uma peneira evitando, assim, que material muito fino passe de um tanque para outro já que o carvão em granulometrias muito finas é muito suscetível a perda de finos por abrasão e apresenta menor fluidez. Deve-se manter a polpa em condições mais homogêneas possíveis, de modo que a densidade da polpa não deve ser muito alta para que não ocorram prejuízos a agitação dos tanques. O pH recomendado é na faixa de 9 a 11, recomendando-se, também, grande aeração, uma vez que o oxigênio oxida o cianeto livre o qual prejudica a adsorção. Esse processo é feito por bateladas com tempo de retenção de 30 horas. A dosagem de carvão varia de 10 a 30 g/L polpa, considerando-se que tem uma capacidade de adsorção entre 5 e 10 Kg de ouro por tonelada de carvão ativado.

Saindo da etapa de adsorção, o carvão passa por uma lavagem, a fim de que seus poros tenham removidas as partículas silicosas e de material orgânico que podem interferir na captação de ouro.

Em seguida, ocorre uma etapa de eluição sob pressão em que o ouro é removido dos poros do carvão através da técnica AARL, na qual, inicialmente se faz um condicionamento através da inserção de NaCN e de NaOH, com dosagens de 20 a 50 g/L e de 10 a 20 g/L, respectivamente. A temperatura requerida é de 110° a 120°C, com pressão variando entre 1.7 e 2 atmosferas. O tempo de eluição é aproximadamente 14 horas, sendo concentração máxima de ouro admitida igual a 1500mg/L, segundo site do CETEM.

Após eluição, o carvão segue para reativação em atmosfera isenta de ar – evitando combustão -, na qual ele será calcinado em forno rotativo horizontal com aquecimento externo através de resistência (observar que existem outros métodos, os quais devem ser analisados. Este estudo basea-se em material didático e em plantas já existentes). Seguindo a reativação o carvão calcinado é resfriado com água e peneirado de modo que partículas menores que 0.8 mm não voltem a circular nos tanques de adsorção. Esses finos são acumulados e, quando atingem um volume considerável, são queimados, permitindo a fusão do ouro presente nos poros do carvão e recuperação deste metal.

O licor rico em ouro formado na etapa de eluição vai para uma célula onde ocorre eletrólise. Aí o ouro é reduzido em uma reação catódica, indo formar o *bullion*. Já o cianeto é oxidado na reação anódica.

Chega-se, finalmente, em um *bullion* com 75% de ouro (Luz, Adão Benvindo & Almeida, Salvador L. M., 1989).

### 30 ECONOMIA MINERAL

É dado fornecido, que todo o minério extraído da mina em estudo será processado na planta de uma mina vizinha, pertencente à mesma mineradora. Sendo isto prática corrente no Quadrilátero Ferrífero devido à concentração de empreendimentos semelhantes com minérios similares.

Assim, foi realizado a análise de viabilidade do projeto desconsiderando os custos capitais de construção de uma planta de beneficiamento, apenas levando em conta um custo extra de terceirização de serviço para movimentar o material até a planta vizinha.

Serão avaliadas, nesta etapa do projeto, algumas técnicas, julgadas as mais adequadas, para avaliação econômica da jazida em questão. Deve-se enfatizar que, por mais bem elaborado que tenham sido a pesquisa e os projetos de lavra e beneficiamento, todo esforço despendido será desperdiçado se não houver uma competente avaliação econômica que assegure, com uma margem de risco aceitável, a viabilidade econômica do empreendimento (CETEM, 2002).

É importante salientar as principais etapas de análise:

- Investimentos e custos operacionais
- Custos com equipamentos
- Custos de desenvolvimento
- Custo de transporte
- Valor do fechamento de mina
- Fluxo de caixa – com e sem impostos
- Empréstimos
- Taxas de atualização – TIR
- *Pay back*
- *Break even price*
- Análise de sensibilidade.

As informações utilizadas para a análise de viabilidade do projeto estão apresentadas nas **Tabela 101**, **Tabela 102** e **Tabela 103** que descrevem respectivamente os dados técnicos, os dados econômicos e o seqüenciamento anual utilizados para a análise de viabilidade do projeto.

**Tabela 101 - Dados técnicos para a análise de viabilidade do projeto.**

<b>1) Dados Técnicos</b>	
Reserva lavráveis insitu (Mt)	4.472
Teor Au insitu (g/t)	4.59
Rec na Lavra	85%
Diluição na Lavra	5%
Rec Metalúrgica	96%
Teor Estéril	1.16
ROM planejado (Mt)	4.025
Teor Au diluído (g/t)	4.40
Escala de produção (t/ano)	405,600
Duração do Projeto (anos)	10
<b>ROM executado (Mt)</b>	<b>3.568</b>
<b>Teor de Au executado (g/t)</b>	<b>4.43</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 102 - Dados econômicos para a análise de viabilidade do projeto.**

<b>2) Dados Econômicos</b>	
Período de investimento	1 ano
Vida da mina	10 anos
Investimento inicial	36.30
Custo Operacional total (\$/t tratada)	71.85
Taxa de Atualização	15%
Valor do metal (\$/g)	27.4
Imposto sobre o lucro	20%
Depreciação-taxa constante	20%
Empréstimo (% do inv. Inicial)	40%
Juros do empréstimo (%a.a)	9%
Tempo de reembolso do empréstimo (anos)	4
Carência do empréstimo (anos)	2

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 103 - Sequenciamento anual - fonte de receita do projeto.**

Sequenciamento anual		
Ano	ROM (Kton)	Teor de Au (ppm)
1	0	0
2	406	6.18
3	406	4.58
4	406	4.59
5	406	4.53
6	406	4.32
7	406	3.77
8	406	4.22
9	406	4.04
10	320	3.41
<b>Total</b>	<b>3,568</b>	<b>4.43</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 30.1 INVESTIMENTOS E CUSTOS OPERACIONAIS

Calculados após definição de produção anual, método de lavra e de processamento, os investimentos englobam os custos de estudo técnico e econômico, custos pré-operacionais, transporte e instalação de equipamentos, instalações em geral. Esses custos estão reunidos na **Tabela 104**.

Tabela 104 - Investimento inicial.

<b>Mina subterrânea</b>	
<b>Ítem</b>	<b>M\$</b>
Plano inclinado	0.227
Rampas	1.133
Gavetas	0.101
Crosscut	0.211
Acesso aos orepasses	0.033
Orepass	0.048
Ventilação	1.44
Equipamentos na mina	8.84
Manutenção da mina	1.76
Estudo, supervisão da pré-produção	7.81
<b>TOTAL</b>	<b>21.60</b>

<b>Infraestrutura</b>	
<b>Ítem</b>	<b>M\$</b>
Serviços Auxiliares	3.10
Estradas e Pontes	6.87
Alojamento dos Funcionários	0.00
<b>TOTAL</b>	<b>9.97</b>

<b>Fundo de Capitais (estimado em 15% do investimento inicial)</b>	<b>4.73</b>
--	-------------

<b>Investimento Total (M\$)</b>	<b>36.30</b>
---------------------------------	--------------

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Os custos que não puderam ser calculados através de dados conhecidos foram estimados com o *software MAFMO* e atualizados para a data atual.

### 30.2 CUSTOS DE EQUIPAMENTOS

Como o tempo de vida útil do empreendimento é curto e os equipamentos necessários são robustos, não sendo necessário realizar uma renovação de frota,

haverá uma concentração dos custos de aquisição destes nos três primeiros anos de operação da mina.

A **Tabela 105**, **Tabela 106** e **Tabela 107** apresentam respectivamente o custo de aquisição de cada equipamento, a cronologia de compra dos mesmos e o custo total investido em aquisições a cada ano.

**Tabela 105 - Valores estimados para aquisições de equipamentos (Infomine, 2008)**

Custos de equipamentos	
Equipamento	Custo Capital (M\$)
Jumbo	0.692
Caminhão	0.496
LHD	0.667
Fandril	0.157
Trator esteira	0.428

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 106 - Cronologia para compra de equipamentos.**

Cronologia de compras de equipamentos					
Ano	Jumbo	Caminhão	LHD	Fandril	Trator Esteira
0	-	-	-	-	-
1	2	4	2	2	1
2	-	1	1	-	-
3	-	1	-	-	-
4	-	-	-	-	-
5	-	-	-	-	-
6	-	-	-	-	-
7	-	-	-	-	-
8	-	-	-	-	-
9	-	-	-	-	-
10	-	-	-	-	-

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 107 - Custos da aquisição de equipamentos.

Gastos com equipamentos	
Ano	Gasto (M\$)
0	0.000
1	5.442
2	1.163
3	0.496
4	0.000
5	0.000
6	0.000
7	0.000
8	0.000
9	0.000
10	0.000

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Como existe a necessidade de caminhão pipa, ventiladores, bombas, entre outros, será utilizado os custos fornecidos pelo *MAFMO* como extimativa de custos de aquisição de equipamentos para o primeiro ano de vida da mina.

Nos anos subseqüentes serão utilizados os custos calculados a partir do modelo de custos do INFOMINE.

O valor do dólar foi atualizado para dólares de 2010, uma vez que o *software MAFMO* é antigo.

### 30.3 CUSTO DE DESENVOLVIMENTO

O custo de desenvolvimento, aquele que incorre na preparação de galerias, *shafts*, poços antes de começar a produção, é inicialmente igual a 2.02 milhões de dólares, considerando-se apenas o ano 1, vide **Tabela 108**. Porém, estes custos não se limitam somente ao ano 1, estendem-se ao longo da vida útil do empreendimento, alcançando o ano 9, como previsto na **Tabela 110**. Uma análise de custo total está contida na **Tabela 109**.



Tabela 108 - Custo de desenvolvimento inicial.

<b>Custo de des. Inicial (ano 1)</b>	
<b>Elemento</b>	<b>Custo capital (M\$)</b>
Plano inclinado	0.493
Rampas	1.133
Gavetas	0.101
Crosscut	0.211
Acesso aos orepasses	0.033
Orepass	0.048
<b>Total</b>	<b>2.020</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 109 - Custo de desenvolvimento total da mina.

<b>Custos des. total</b>	
<b>Elemento</b>	<b>Custo capital (M\$)</b>
Plano inclinado	0.493
Galerias	2.517
Rampas	7.073
Gavetas	0.732
Crosscut	0.844
Acesso aos orepasses	0.342
Orepass	0.481
Shaft	0.504
Des. A2 e A3 (30% x Des. A1)	3.896
<b>Total</b>	<b>16.881</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 110 - Custo de desenvolvimento após o início da produção.

<b>Custo de des. após início da produção (anos 2 á 9)</b>	
<b>Elemento</b>	<b>Custo capital (M\$)</b>
Galerias (A1)	2.517
Rampas (A1)	5.939
Gavetas (A1)	0.631
Crosscut (A1)	0.632
Acesso aos orepasses (A1)	0.308
Orepass (A1)	0.433
Shaft (A1)	0.504
Des. A2 (30% x Des. A1)	3.896
<b>Total</b>	<b>14.860</b>

<b>Tempo de des. (anos)</b>	<b>8</b>
<b>Custo capital por ano</b>	<b>1.858</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

#### 30.4 CUSTO DO TRANSPORTE

O transporte do minério da lavra até a planta de beneficiamento da mina vizinha será realizado por empresa terceirizada, o custo deste serviço está especificado na **Tabela 111**. Para tanto, tem-se os valores descritos na **Tabela 112**, para fins de cálculos.

Tabela 111 - Custo de terceirização de serviço para movimentação do material (Fagundes Engenharia)

<b>Custo de terceirização do transporte do minério</b>	
<b>Custo de transporte(\$/km/m3)</b>	<b>0.16</b>
<b>Custo anual (M\$)</b>	<b>0.38</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

**Tabela 112 - Cálculo do custo anual de tercerização de transporte de material**

<b>Custo de transporte(\$/km/m3)</b>	0.16
<b>Densidade empolada</b>	2.3
<b>Capacidade caminhão rodoviário (ton)</b>	16
<b>Capacidade caminhão rodoviário (m3)</b>	6.9
<b>Velocidade média (50km/h)</b>	50
<b>Distância percorrida (km)</b>	14
<b>Tempo de ciclo (h)</b>	0.56
<b>Horas trabalhadas por dia</b>	24
<b>Número de ciclos por dia</b>	42.9
<b>Volume transportado por dia</b>	297
<b>Produção diária requerida (m3)</b>	563
<b>Número de caminhões necessários</b>	2
<b>Produção diária por caminhão (m3)</b>	282
<b>Carga por ciclo (m3/ciclo)</b>	6.57
<b>Quilometragem carregado</b>	14
<b>Custo de um ciclo (\$)</b>	14
<b>Custo diário (\$)</b>	1,232.29
<b>Dias trabalhados por ano</b>	312
<b>Custo anual</b>	384,475

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 30.5 FECHAMENTO DE MINA

Para a estimativa dos custos de fechamento de mina, utilizou-se uma porcentagem da soma dos custos capitais e de investimento, cuja variação pode ser entre 0.5 e 3% (Júnior, José Baptista de Oliveira, 2008). Considerou-se, para este projeto, o valor de 3.09 milhões de dólares, equivalente a 1% dos custos descritos anteriormente.

### 30.6 FLUXO DE CAIXA

A seguir, faz-se uma estimativa do *cash flow* do empreendimento de diversas maneiras, primeiro, como consta na **Tabela 113**, uma análise sem considerar as deduções de impostos ou a efetivação de empréstimos. Este modelo não é adequado para análise de viabilidade por não levar em consideração fatores muito importante e que reduzem drasticamente o valor presente líquido. Porém, para se ter uma noção de custos ele é útil e será aqui apresentado.

**Tabela 113 - Fluxo de caixa, sem considerar empréstimos e descontos.**

Ano	Produção Minério (Mt)	Reservas restantes (Mt)	Receita M\$	Custo Operacional (M\$)
0	0.00	3.568	0.00	0.00
1	0.00	3.568	0.00	0.00
2	0.406	3.162	65.94	29.14
3	0.406	2.756	48.90	29.14
4	0.406	2.351	49.00	29.14
5	0.406	1.945	48.30	29.14
6	0.406	1.540	46.13	29.14
7	0.406	1.134	40.25	29.14
8	0.406	0.728	45.02	29.14
9	0.406	0.323	43.14	29.14
10	0.323	0.000	28.93	23.20

Investimento (M\$)	Cash-Flow (M\$)	Som. Cash Flows (M\$)	Cash-Flow Atualizado (M\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (M\$)
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
36.30	-36.30	-36.30	-31.56	-31.56
3.40	33.39	-2.91	25.25	-6.32
2.74	17.02	14.11	11.19	4.87
2.24	17.62	31.73	10.07	14.95
2.24	16.92	48.64	8.41	23.36
2.24	14.75	63.39	6.38	29.73
2.24	8.86	72.26	3.33	33.07
2.24	13.64	85.89	4.46	37.52
2.24	11.75	97.64	3.34	40.86
3.40	2.34	99.98	0.58	41.44

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Assim, como análise válida de fluxo de caixa, deve-se observar o valor total do empreendimento levando-se em conta os tributos cobrados com e sem a aquisição de empréstimo. Essa comparação deverá fornecer uma estimativa bastante confiável do método mais rentável e da validade de se contrair esta dívida, **Tabela 114 e Tabela 115.**

**Tabela 114 - Fluxo de caixa, sem considerar empréstimos e com descontos.**

Ano	Produção Minério (Mt)	Reservas restantes (Mt)	Receita M\$	Custo Operacional (M\$)	Investimento (M\$)
0	0.00	3.568	0.00	0.00	0.00
1	0.00	3.568	0.00	0.00	36.30
2	0.406	3.162	65.94	29.14	3.40
3	0.406	2.756	48.90	29.14	2.74
4	0.406	2.351	49.00	29.14	2.24
5	0.406	1.945	48.30	29.14	2.24
6	0.406	1.540	46.13	29.14	2.24
7	0.406	1.134	40.25	29.14	2.24
8	0.406	0.728	45.02	29.14	2.24
9	0.406	0.323	43.14	29.14	2.24
10	0.323	0.000	28.93	23.20	3.40

Depreciação	Receita Tributável	Impostos (40%)	Cash-Flow (M\$)	Som. Cash Flows (M\$)	Cash-Flow Atualizado (M\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (M\$)
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
0.00	0.00	0.00	-36.30	-36.30	-31.56	-31.56
7.26	29.53	5.91	27.48	-8.82	20.78	-10.78
7.26	12.50	2.50	14.52	5.70	9.55	-1.24
7.26	12.60	2.52	15.10	20.80	8.63	7.40
7.26	11.90	2.38	14.54	35.34	7.23	14.62
7.26	9.73	1.95	12.80	48.14	5.53	20.16
0.00	11.10	2.22	6.64	54.78	2.50	22.66
0.00	15.88	3.18	10.46	65.24	3.42	26.08
0.00	13.99	2.80	8.95	74.20	2.54	28.62
0.00	5.73	1.15	1.19	75.39	0.29	28.91

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Tabela 115 - Fluxo de caixa, considerando empréstimo e descontos.

Ano	Produção Minério (Mt)	Reservas restantes (Mt)	Receita M\$	Custo Operacional (M\$)	Investimento (M\$)	Depreciação	Empréstimo (M\$) com juros = 15%
0	0.00	3.568	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
1	0.00	3.568	0.00	0.00	36.30	0.00	14.52
2	0.406	3.162	65.94	29.14	3.40	7.26	0.00
3	0.406	2.756	48.90	29.14	2.74	7.26	0.00
4	0.406	2.351	49.00	29.14	2.24	7.26	0.00
5	0.406	1.945	48.30	29.14	2.24	7.26	0.00
6	0.406	1.540	46.13	29.14	2.24	7.26	0.00
7	0.406	1.134	40.25	29.14	2.24	0.00	0.00
8	0.406	0.728	45.02	29.14	2.24	0.00	0.00
9	0.406	0.323	43.14	29.14	2.24	0.00	0.00
10	0.323	0.000	28.93	23.20	3.40	0.00	0.00

Principal da dívida (M\$)	Reembolso (M\$)	Juros (M\$)	Receita Tributável	Impostos (40%)	Cash-Flow (M\$)	Som. Cash Flow (M\$)	Cash-Flow Atualizado (M\$)	Som. Cash-Flow Atualizado (M\$)
0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
14.52	0.00	0.00	0.00	0.00	-21.78	-21.78	-18.94	-18.94
15.83	0.00	0.00	29.53	5.91	27.48	5.70	20.78	1.84
17.25	0.00	0.00	12.50	2.50	14.52	20.22	9.55	11.39
12.94	4.31	1.55	11.05	2.21	9.54	29.77	5.46	16.85
8.63	4.31	1.16	10.73	2.15	9.29	39.06	4.62	21.47
4.31	4.31	0.78	8.95	1.79	7.87	46.93	3.40	24.87
0.00	4.31	0.39	10.72	2.14	2.02	48.95	0.76	25.63
0.00	0.00	0.00	15.88	3.18	10.46	59.41	3.42	29.05
0.00	0.00	0.00	13.99	2.80	8.95	68.36	2.54	31.59
0.00	0.00	0.00	5.73	1.15	1.19	69.55	0.29	31.89

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

É facilmente perceptível a vantagem em se optar por utilizar um empréstimo correspondente a 40% dos investimentos, uma vez que os lucros finais aumentam em, aproximadamente, 10%.

Caso fossem considerados os custos capitais de instalação de uma planta de beneficiamento, estimados pelo MAFMO como 48.5 M\$ de 2010, o empreendimento não se mostraria atrativo, apresentando um VPL de -13.21 M\$ para o caso sem a realização do empréstimo e de -5.67 M\$ para o caso com a realização do empréstimo.

Porém, com a utilização de planta de beneficiamento da mina vizinha, o empreendimento mostra-se muito interessante.

A seguir serão apresentadas outras análises econômicas do projeto, tais como:

- Taxa interna de Retorno (TIR)
- Tempo de retorno (*pay back*)
- Sensibilidade dos dados utilizados (preço do minério, taxas)

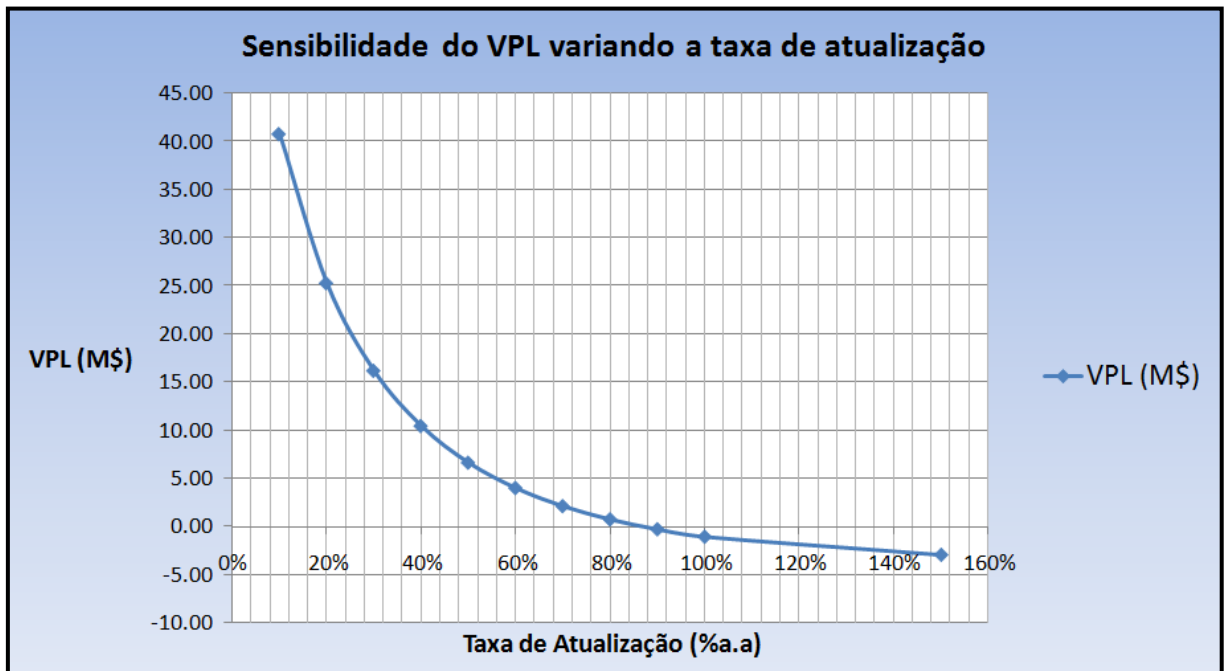
A taxa interna de retorno é a taxa cujo Valor Presente Líquido (VPL) se torna igual a zero, ou seja, é a taxa necessária para igualar o valor de um investimento com os seus respectivos valores futuros ou saldos de caixa (*Wikipédia*). Segundo a **Tabela 116**, nota-se que o valor que zera o VPL está entre 80 e 90%. Analisando o **Gráfico 54**, construído a partir da **Tabela 116**, percebe-se o ponto de interseção da reta com o eixo da taxa de atualização, chegando-se a uma TIR igual a 88%. Deste modo, com taxas menores que este valor, há atratividade no investimento.

**Tabela 116 – TIR.**

<b>T. a (%a.a)</b>	<b>NPV (M\$)</b>
<b>10%</b>	40.72
<b>20%</b>	25.23
<b>30%</b>	16.13
<b>40%</b>	10.39
<b>50%</b>	6.58
<b>60%</b>	3.94
<b>70%</b>	2.06
<b>80%</b>	0.68
<b>90%</b>	-0.34
<b>100%</b>	-1.12
<b>150%</b>	-3.00
<b>TIR (%a.a)</b>	<b>88%</b>

Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

Gráfico 54 - Cálculo da TIR.



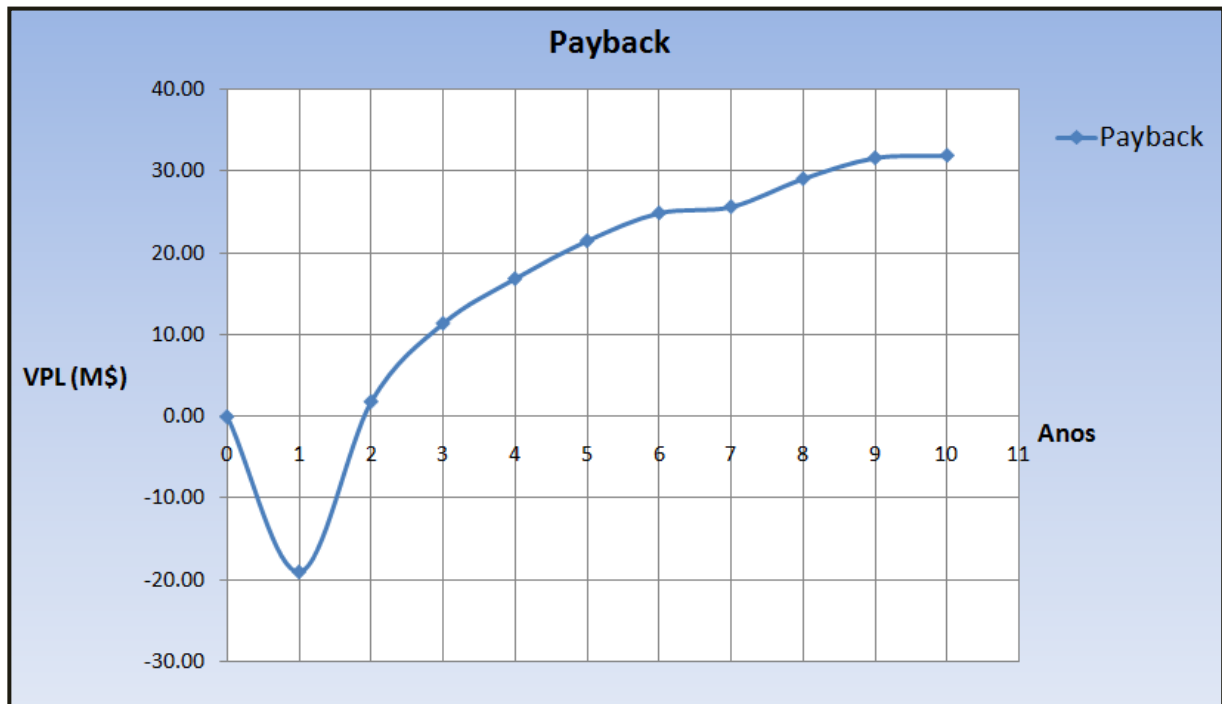
Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 30.8 PAY BACK

O tempo de retorno (*pay back*) do valor investido pode ser definido como o tempo decorrido entre o investimento inicial e o momento no qual o lucro líquido acumulado se iguala ao valor deste investimento (*Wikipédia*). Assim, pela análise do **Gráfico 55** tem-se que o este tempo é igual a 1.8 anos.



Gráfico 55 - Tempo de retorno dos investimentos realizados

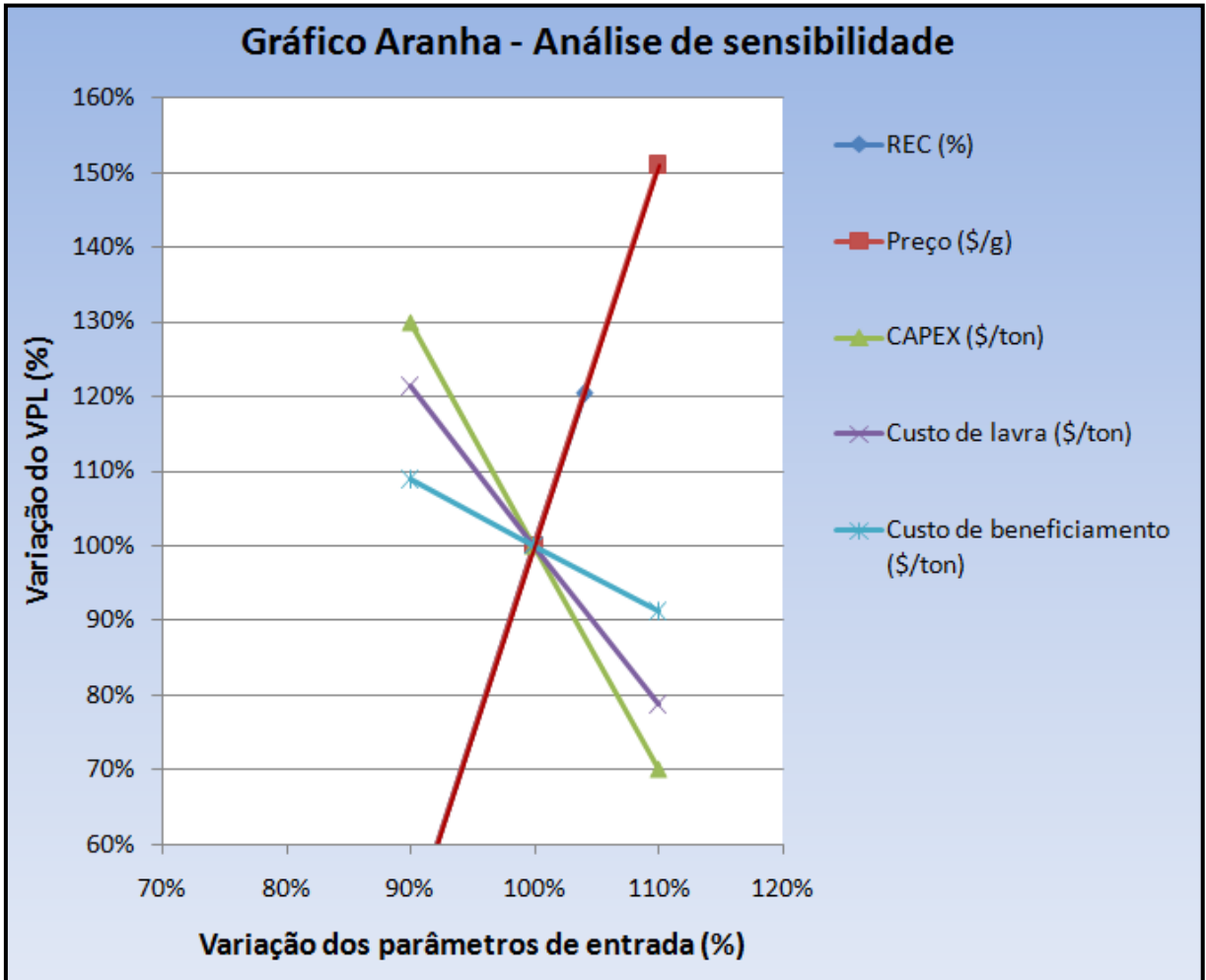


Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

### 30.9 ANÁLISE DE SENSIBILIDADE E *BREAK EVEN COST*

Como análise final, porém não menos importante, tem-se a sensibilidade do VPL às alterações de mercado. Assim, nota-se no **Gráfico 56**, que uma pequena variação no preço do minério ocasiona uma grande alteração no VPL, chegando-se a um valor igual a 92% do valor inicial do minério em que o VPL torna-se nulo (*Break Even Coast*). Ainda, menos influencia exercem os custos de beneficiamento seguido pelo CAPEX, uma vez que a inclinação de suas retas são mais suaves, indicando menor variação do VPL com a alteração destes dados

Gráfico 56 - Gráfico aranha.



Fonte: Elaborada pelos autores (2011)

## 31 FECHAMENTO DE MINA

Recuperação de uma área degradada pela mineração pode ser definida como o conjunto de ações necessárias para que esta área torne-se novamente apta para algum uso produtivo, quando em condições de equilíbrio ambiental. Tem como objetivo reduzir a atividade efetiva ou potencialmente poluidora e/ou degradadora, minimizando o impacto ambiental e, deste modo, tornando o solo próprio para atividades posteriores.

Segundo as Normas Brasileiras de Regulamentação (NBR) 14001, resíduo é classificado como “tipo I”, ou seja, perigoso. Deste modo, deve-se fazer um tratamento adequado, sendo estes:

- Incineração
- Aterro industrial
- Reciclagem de resíduos sólidos
- Neutralização
- Secagem ou mescla
- Encapsulamento
- Incorporação

Assim, os rejeitos da mineração serão tratados de diversas formas, de modo a permitir uma estocagem segura.

Ter-se-á 3 tipos principais de materiais:

- Água proveniente das etapas de beneficiamento
- Material contendo arsênio
- Resíduos sólidos

### 31.1 ÁGUA PROVENIENTE DAS ETAPAS DE BENEFICIAMENTO

A água proveniente do beneficiamento terá pH ácido devido a utilização de cianetos na lixiviação. Ainda, haverá resíduos de produtos químicos aplicados a etapa de flotação e alguma porcentagem de sólidos dispersos. Deste modo, a água contaminada deverá ser encaminhada a uma unidade de tratamento a fim de que possa ser reaproveitada na mineração enquanto o projeto estiver em andamento e, posteriormente, para que possa ser reintegrada ao sistema sem oferecer riscos ao ecossistema.

Portanto, inicialmente se adicionará cal de modo a neutralizar o pH e, ainda, acelerar a sedimentação dos sólidos em suspensão. Após, a água é encaminhada para um clarificador de modo a remover as partículas presentes. Após este estágio, é encaminhada para uma barragem de rejeitos onde será monitorada de modo a não causar danos ambientais.

Utilizar-se-á piscicultura para controle de níveis de oxigênio nas águas e, conseqüentemente, controle do ecossistema aquático. A bacia deve ser planejada para receber o efluente produzido ao longo de toda vida útil da mina, volume de aproximadamente 20 trilhões de metros cúbicos de água.

### 31.2 MATERIAL CONTENDO ARSÊNIO

O arsênio presente na arsenopirita terá 20% do seu volume volatilizado durante a etapa de ustulação. Este arsênio deverá retornar a fase sólida em uma câmara de resfriamento. O arsênio proveniente desta operação será encapsulado, ou seja, depositado em aterro adequado, com membrana impermeável, de modo a impedir seu contato com o ambiente externo, evitando contaminação.

### 31.3 MATERIAL SÓLIDO

O resíduo sólido, o qual será proveniente do rejeito da flotação que passará por um espessamento reduzindo a porcentagem de água, será bombeado para a mina, tornando-se material de enchimento, juntamente com cimento em alguns casos.

#### 31.4 PILHA DE ESTÉRIL E BACIA DE REJEITO

É importante observar a topografia final do projeto, cuja deve ser semelhante à topografia original. Sabe-se que, em decorrência da pilha de estéril e da bacia de rejeitos. No entanto, estas alterações devem ser as mais suaves possíveis e estes elementos deverão ser adicionados em locais adequados (bacia de rejeitos deverá ser locada em regiões mais baixas e pilha de estéril deverá se misturar a topografia local). A pilha deverá ser colocada sobre um leito de brita (material granular mais grosso) que constituirá a drenagem desta, evitando a saturação do depósito. A água proveniente da drenagem será conduzida para tratamento juntamente com a água proveniente do beneficiamento uma vez que terá um pH ácido decorrente da presença de sulfetos.

A correção de acidez da pilha será realizada com adição de calcário e adubação, preparando-se, portanto, o solo para o primeiro plantio, a partir do qual se implementará totalmente a vegetação. Esta medida objetiva recompor uma estrutura de vegetação para conter a erosão das margens, restabelecendo o regime hídrico e de nutrientes e reter adubos.

#### 31.5 MONITORAMENTO

Após fechamento da mina, deverá ser mantida uma análise constante das águas da barragem e do entorno da área concedida para a mineração, de maneira a evitar e controlar possíveis contaminações. Para tal fim, ocorrerá a instalação de piezômetros para monitoramento do nível e da qualidade das águas (análise trimestral).

Todos os locais pertencentes à empresa serão sinalizados e cercados, evitando, assim, o acesso de pessoas não autorizadas e possíveis acidentes

## 32 CONCLUSÃO

Os resultados obtidos durante o projeto foram satisfatórios e coerentes, o projeto se mostrou economicamente viável e bem atrativo devido a sua alta TIR e rápido payback, além do VPL satisfatório.

O pré-conhecimento de que todo o minério lavrado na mina em estudo será processado em uma planta de beneficiamento já existente de uma mina vizinha, foi fator crucial para a viabilização do empreendimento.

Um ponto a ser destacado é a alta sensibilidade do VPL ao preço de venda do Ouro, o que atualmente é favorável, devido à subida exponencial do preço desta commodity nos últimos anos.

O presente trabalho proporcionou aos alunos que o realizaram uma visão detalhada de um caso prático de projeto de mineração, favorecendo o desenvolvimento profissional e acadêmico dos mesmos.

## REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- American Cyanamid Company. **Mining Chemicals Handbook**. ed. rev. 1986.
- ARRUNÁTEGUI C., Hugo. **Processamento de Minerais**.. Ouro Preto:scp, 19?. f. 1
- BEUS, M.J & PARISEAU, W.G & STEWART, M. & IVERSON, S. **Design of Ore Passes**. 627 p.
- BERALD, José Luis. **Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares**. São Paulo: scp,1987.
- BRANDY, B.H.G & Brown, E. T. **Rock Mechanics for Underground Mining**. London: George Allen & Unwin, 1985. p. 77
- CAMARGO, Eduardo G. **Geoestatística para geoprocessamento: variografia, modelização curvas, Krigagem**. AULA. DPI-INPE.
- CHAVES, Arthur Pinto. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. São Paulo: Signus/Brasil Mineral, 1996. v. 1
- CHAVES, Arthur Pinto. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. São Paulo: Signus/Brasil Mineral, 1996. v. 2
- CONCHA A. Fernando. **Separacion Solido-Fluido en Procesamiento de Minerales**, Curso Panamericano de Metalurgia Extrativa: Programa Regional de La OEA. Porto Alegre: UFRGS, 1986.
- COSTA, J.F.C.L. **Reducing the Impact of Outliers in the Ore Reserves Estimation**. Mathematical Geology. New York. 2003. v.35, nº3. p. 323-324.
- EQUIPE MINETEC. **MineSight Helpdoc** , 2011
- EQUIPE PROMINAS. **MineSight para Geólogos e Engenheiros: Manual de Trabalho**, 2010.
- GROSSI, J. & VALENTE, J. **Guia Prático para Cálculo de Recursos e reservas Minerais: 2-Terminologia de Relatórios**, 2003.
- GUIMARÃES, Ednaldo Carvalho. **Geoestatística básica e aplicada**.Faculdade de Matemática. Núcleo de Estudos Estatísticos e Biométricos. AULA
- HARTMAN, H.L. **Mining Engineering Handbook**. 1996, v.2. p. 1741- 1778.



HOECK, E. & KAISER, P.K & BAWDEN, W.F. **Suport of Undergroud Excavations in Hard Rock**. p. 27 - 37.

INFOMINE. **Mining Coast Service**, 2008. p. CM24-CM25.

JUNQUEIRA, P.A.. **Geologia do Depósito de Ouro da Mina do Raposo, Quadrilátero Ferrífero, com Ênfase na Alteração Hidrotermal**. Dissertação de Mestrado. Universidade Federal de Minas Gerais. p. 16 - 28

KELLY, Errol G, SPOTTISWOOD, David J. **Introduction to mineral processing**. New York: John Wiley, 1982.

LUZ, Adão Benvindo da, ALMEIDA, Salvador L. M. de, **Manual de Usinas de Beneficiamento**. Rio de Janeiro: CETEM, 1989.

LUZ, Adão Benvindo da, **Tratamento de Minérios**. 3.ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2002.

METSO. **Manual de Britagem**. 6.ed., Metso Minerals, 2005.

PORTO, C.G. & PALERMO, n. & PIRES, F.R.M.. **Panorama de Exploração e Produção do Ouro no Brasil**.p.13-15

REVISTA ELO. **O Trabalho da Anlgo Gold Ashanti na Mina de Cuiabá**. Janeiro/Fevereiro/Março 2011. p. 4-7

REVISTA INTERNATIONAL MINING. **Operation Focus Brazil - Cuiabá**. Junho 2010. p. 10-17

REVISTA MINÉRIOS E MINERALES. **200 Maiores Minas Brasileiras**. Maio/Junho 2010. 172 p.

ROBERT H. Richards, S. B., LL. D, Charles E. Locke, S. B.. **Textbook of Ore Dressing**. 3.ed.. New York: McGraw-Hill, 1944 – 1945.

ROCHA, Ana Cristina Brandão da. **A Geoestatística Aplicada à Avaliação e Caracterização de Reservatórios Petrolíferos**: modelo do correlografia. Curso de Mestrado em Matemática.

RODRIGUES, Luiz Cláudio Ribeiro. **Mineralização de Ouro em Formação Ferrífera Bandada Arqueana do Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais – A Mina de Cuiabá**. Tese de doutorado em geociências, Universidade de Brasília, 1997: Brasília.

SAMPAIO, Carlos Hoffmann, TAVARES, Luís Marcelo Marques. **Beneficiamento Gravimétrico: uma Introdução aos Processos de Concentração e Reciclagem de Materiais por Densidade**. Porto Alegre: UFRGS, 2005.

SAMPAIO, João Alves, **Usinas de Beneficiamento de Minérios do Brasil**. Rio de Janeiro: CETEM, 2001.

SINCLAIR, A.J. & BLACKWELL, G.H. **Applied Mineral Inventory Estimation**. Cambridge: Cambridge University Press, 2002. p. 149, 152-159, 165-179, 192-211, 216-257.

SILVA, Rondinelli Souza. **Aplicação de Tencologia Wireless para Controle de Qualidade do Planejamento de Lavra Incorporando a Incerteza Geológica**. Dissertação de Mestrado

*Slides* de aula da disciplina de Avaliação de Depósitos, Professor João F. C. Leite, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2009

*Slides* de aula da disciplina de Economia Mineral, Professor Carlos Petter, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010

*Slides* de aula da disciplina de Geoestatística para Geoprocessamento, Parte 4, Modelos Teóricos de Semi-variogramas, Professor E.G. Camargo, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2011.

*Slides* de aula da disciplina de Processos Físico-Químicos, Professor Rafael Texeira, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010

*Slides* de aula da disciplina de Prática em Geoestatística, Professor João F. C. Leite, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2009

*Slides* de aula da disciplina de Lavra Subterrânea, Professor Paulo Salvadorette. **Método Cut and Fill**, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010

*Slides* de aula da disciplina de Ventilação de Minas, Professor Paulo Salvadorette. Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010

Society of Mining Engineers. **Gold Mining 88**, Baltimore, 1988.

Society of Mining Engineers. **SME Mineral Processing Handbook**. New York, 1985.  
v. 1

SOUZA, L.E. **Proposição Geoestatística para a Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores em Minas de Teores de Ouro no Estado de Minas Gerais**. Tese de Doutorado, Programa de Pós Graduação em Engenharia de Minas, Metalúrgica e Materiais (PPGEM). Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul. 28 p.

TOLEDO, C.L.B. **Controle Estrutural da Mineralização Aurífera na Mina de Cuiabá, Setor Noroeste Do Greenstone Belt Rio das Velhas, Quadrilátero Ferrífero, MG**. Dissertação de Mestrado. Universidade Estadual de Campinas. p. 9-33, 34-56

WILLIAMS, T.J. & BRANDY, T.M. **Underhand Cut and Fill as Practiced in Three Deep Hard Rock Mining in the United States**. Spokane Research Laboratory, NIOSH. 2.p.

WEISS, A.L. **Incorporação de dados geomecânicos em projetos de suporte de teto em mina subterrânea de carvão**. Dissertação de mestrado. Porto Alegre: Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2003. p. 28-29.

WESTER MINE. **Mining Coast Service**, 2003. p. CM22-CM29, CM72-CM95.

WESTER MINE. **Mining Coast Service, Section EQ – Underground Equipment**, 2003. p. 36,38,50,52.

WOOD, Kenneth. **Mineralização de Ouro em Formação Ferrífera Bandada Arqueana do Quadrilátero Ferrífero, Minas Gerais: a Mina Cuiabá**. Tese de doutorado, 1998.

**Diseño e Planificación Minería Subteranea**, 2003

[www.cetem.gov.br](http://www.cetem.gov.br)

[www.cimm.com.br/portal/material\\_didatico/3668-resduos-slidos-industriais](http://www.cimm.com.br/portal/material_didatico/3668-resduos-slidos-industriais)

[www.dnpm.gov.br](http://www.dnpm.gov.br)

[www.geologo.com.br/JORC.ASP](http://www.geologo.com.br/JORC.ASP) (definição dos recursos)

[www.ibram.org.br](http://www.ibram.org.br)

[www.ibram.org.br/sites/700/784/00001536.pdf](http://www.ibram.org.br/sites/700/784/00001536.pdf)

[www.igc.usp.br/geoestatistica/glossario](http://www.igc.usp.br/geoestatistica/glossario) (definições)

[www.ipv.pt/millennium/arq12.htm](http://www.ipv.pt/millennium/arq12.htm) (caracterização dos Outliers)

[www.minerios.com.br/index.php?page=materia.php&id=1245](http://www.minerios.com.br/index.php?page=materia.php&id=1245) (Minérios e Minerales)

NR22 –SEGURANÇA E SAÚDE OCUPACIONAL NA MINERAÇÃO (122.000-4).2002. p. 35-36. [www.anepac.org.br](http://www.anepac.org.br)

[www.pormin.gov.br/biblioteca/arquivo/disposicao\\_do\\_rejeito.pdf](http://www.pormin.gov.br/biblioteca/arquivo/disposicao_do_rejeito.pdf)

[www.scribd.com/doc/47660012/Apostila-de-Planejamento-de-Lavra2-FundamentosdoPlanejamento de Lavra-](http://www.scribd.com/doc/47660012/Apostila-de-Planejamento-de-Lavra2-FundamentosdoPlanejamento-de-Lavra-)

[www.teses.usp.br/teses/disponiveis/44/44141/tde-19042007-142433/pt-br.php](http://www.teses.usp.br/teses/disponiveis/44/44141/tde-19042007-142433/pt-br.php)

[www.vale.com](http://www.vale.com)