

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
ESCOLA DE ENGENHARIA
PROJETOS DE DIPLOMAÇÃO DO CURSO DE ENGENHARIA DE MINAS

FABRÍCIO PEREIRA PELLISSARI
LEANDRO LUIZ REINEHR
JORDANO AUGUSTO TORRIANI KUSSLER
JOSÉ AUGUSTO RIVERO

PROJETO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE OURO

Porto Alegre

2014

FABRÍCIO PEREIRA PELLISSARI
LEANDRO LUIZ REINEHR
JORDANO AUGUSTO TORRIANI KUSSLER
JOSÉ AUGUSTO RIVERO

PROJETO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE OURO

Atividade curricular - Trabalho de conclusão do curso da Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio grande do Sul sob orientação e supervisão.

Professor: Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre

2014

AGRADECIMENTOS

Aos professores do DEMIN da UFRGS pela disponibilidade e dedicação ao nosso ensino de qualidade.

Ao Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni por toda ajuda, orientação e conhecimento.

Ao Eng. De Minas Fernando Cantini Cardoso por sua disponibilidade e esclarecimentos.

Aos colegas e amigos pelos momentos de descontração e incentivo.

Em especial às nossas famílias pela esperança e amor constantes.

SUMÁRIO

1.	INTRODUÇÃO	12
2.	BANCO DE DADOS	13
2.1	IMPORTAÇÃO DE DADOS.....	13
2.2	VERIFICAÇÃO DOS DADOS	15
3.	MODELAGEM GEOLÓGICA	17
3.1	INTERPRETAÇÃO DE SEÇÕES GEOLÓGICAS	18
3.2	MODELAGEM DE SÓLIDOS E SUPERFÍCIES	19
3.3	VOLUMES DOS SÓLIDOS	21
3.4	DEFINIÇÃO DO ARCABOUÇO GEOLÓGICO	24
4.	GEOESTATÍSTICA	28
5.	OBJETIVO DA COMPOSIÇÃO DOS FUROS.....	28
6.	MODELAGEM DE TEORES.....	29
6.1	ANÁLISE EXPLORATÓRIA DOS DADOS.....	29
6.2	DIMENSÃO DOS BLOCOS	30
6.3	CORRELOGRAFIA.....	30
6.4	ESTIMATIVA DE TEORES	31
6.5	QUANTIFICAÇÃO DE RECURSOS	35
7.	MODELAGEM DE TEORES.....	36
7.1	ANÁLISE EXPLORATÓRIA DOS DADOS.....	36
7.2	ESTATÍSTICA UNIVARIADA	37
7.3	CAPPING	39
7.4	DEFINIÇÃO DE DIMENSÃO DE BLOCOS	42
7.5	DIREÇÕES DE BUSCA DO CORRELOGRAMA.....	44
7.6	DEFINIÇÃO DOS DADOS DOS CORRELOGRAMAS	45
8.	ESTIMATIVA DOS TEORES NO MODELO DE BLOCOS	48
8.1	KRIGAGEM ORDINÁRIA	48
8.2	VALIDAÇÃO GLOBAL	51
8.3	VALIDAÇÃO VISUAL.....	51
8.4	ANÁLISE DE DERIVA.....	51

8.5	VALIDAÇÃO CRUZADA	55
8.6	CURVA DE PARAMETRIZAÇÃO	56
8.7	RECURSOS MEDIDOS, INDICADOS E INFERIDOS DO DEPÓSITO	59
9.	PROJETO DE MINA.....	60
9.1	OBJETIVO ESPECÍFICO.....	60
9.2	DEFINIÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA.....	60
9.2.1	Caracterização Geomecânica do maciço	60
9.2.2	Parâmetros da Rocha	60
9.2.3	Mecânica de Rochas	61
9.2.4	Premissas Geomecânicas da rocha.....	61
9.2.5	Família de Descontinuidades	62
9.2.6	Estabilidade de Taludes	63
9.2.7	Análise de estabilidade de talude: Talude Global	64
9.2.8	Análise de Ruptura Circular do Talude Global	64
9.2.9	Análise de Tombamento para o Talude Global	65
9.2.10	Estabilidade de Bancadas	66
9.2.11	Ruptura Planar na Bancada.....	66
9.2.12	Ruptura em Cunha na Bancada.....	67
9.3	OTIMIZAÇÃO DE CAVA	67
9.3.1	Introdução	67
9.3.2	Objetivo	68
9.3.3	Teor de corte Definição	69
9.3.4	Objetivo	69
9.4	OPERACIONALIZAÇÃO DE CAVA: OBJETIVO	70
9.4.1	Operacionalização de Cava: Distâncias.....	71
9.5	DEFINIÇÃO DAS RESERVAS	73
9.5.1	Curvas de Parametrização: Objetivo	74
9.6	SEQUENCIAMENTO DE CAVA: OBJETIVO	75
9.7	TRANSPORTE	84
9.7.1	Dimensionamento de Equipamentos de Lavra	84
9.8	DIMENSIONAMENTO DA FROTA.....	90
9.9	DESMONTE DE ROCHAS	94
9.9.1	Parâmetros Iniciais.....	94
9.9.2	Resultados do Desmonte de Rochas	95
9.9.3	Minério	95
9.9.4	Custos do Desmonte de Rochas	97
9.9.5	Desmonte de Rochas: Equipamentos.....	97
10.	NÚMERO DE FUNCIONÁRIOS POR SETOR DA MINA	98
11.	BENEFICIAMENTO DO OURO.....	99
11.1	EQUIPAMENTOS UTILIZADOS	100

11.1.2	Meio Ambiente	115
12.	ANÁLISE ECONÔMICA	138
12.1	FLUXO DE CAIXA.....	140
12.2	ANÁLISE DE SENSIBILIDADE.....	141
12.2.1	Resultados	142

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 - Distribuição dos furos vista no plano x y.....	14
Figura 2 - Vista superior dos furos	14
Figura 3 - Visualização dos furos e da topografia.....	15
Figura 4 - Histograma dos teores de ouro com média 0,52 ppm.....	15
Figura 5 - Histograma dos teores de cobre com média 74,3 ppm.....	16
Figura 6 - Histograma dos teores da prata com média 1,69 ppm.....	16
Figura 7 - Histograma dos teores de Molibdênio com média 4,2 ppm.....	17
Figura 8 - Vista dos furos frontalmente ao plano de construção das seções geológicas.....	18
Figura 9 - Seção de interpretação geológica	19
Figura 10 - Em azul, string aderida ao referido plano englobando teor de interesse	19
Figura 11 - Corpos de minério resultantes da modelagem com a malha de sondagem e topografia..	20
Figura 12 - Corpos de minério e topografia	20
Figura 13 - Corpo maior: 28.6 milhões m ³	21
Figura 14 - Corpo médio: 2.78 milhões de m ³	22
Figura 15 - Corpo menor: 0.9 milhões m ³	22
Figura 16 - Histograma do teor de ouro para o corpo maior com média 0.817 ppm.....	23
Figura 17 - Histograma do teor de ouro para o corpo médio com média 0.674 ppm.....	23
Figura 18 - Histograma do teor de ouro para o corpo menor com média 0.974 ppm	24
Figura 19 - Corte vertical Figura 20 - Corte horizontal	25
Figura 20 - Plutão causando ruptura da litosfera.....	26
Figura 21 - Localização de Alto Horizonte - GO.....	26
Figura 22 - Vista de satélite de Alto Horizonte - GO	27
Figura 23 - Variograma	30
Figura 24 - Covariância	31
Figura 25 - Correlograma	31
Figura 26 - Elipsoide de busca	34
Figura 27 – Histograma dos comprimentos das amostras não compositados	36
Figura 28 – histograma dos comprimentos das amostras compositadas.....	37
Figura 29 - Histograma do teor de ouro do corpo de minério maior, compositado	38
Figura 30 - Histograma do teor de ouro do corpo de minério lateral maior, compositado	38
Figura 31 - Histograma do teor de ouro do corpo de minério lateral menor, compositado	39
Figura 32 - Gráfico de probabilidade acumulada para o corpo de minério maior.....	40
Figura 33 - Gráfico de probabilidade acumulada para o corpo de minério lateral maior	40
Figura 34 - Gráfico de probabilidade acumulada para o corpo de minério lateral menor	41
Figura 35 - Histograma das amostras de ouro no corpo de minério maior após o capping.....	41
Figura 36 - Histograma das amostras de ouro no corpo de minério lateral maior após o capping.....	42
Figura 37 - Histograma das amostras de ouro no corpo de minério lateral menor após capping	42
Figura 38 - Modelo de blocos para o corpo de minério maior	43
Figura 39 - Modelo de blocos para o corpo de minério lateral maior	43
Figura 40 - Modelo de blocos para o corpo de minério lateral menor	44
Figura 41 – Direções de busca do correlograma.....	44
Figura 42 - Correlograma omni-direcional do corpo de minério	45

Figura 43 - Correlograma de maior continuidade do corpo de minério	46
Figura 44 - Correlograma de média continuidade do corpo de minério	47
Figura 45 - Correlograma de menor continuidade do corpo de minério	47
Figura 46 - Modelo krigado para o corpo de minério maior	48
Figura 47 - Modelo krigado para o corpo de minério lateral maior.....	49
Figura 48 - Modelo de krigado para o corpo de minério lateral menor	49
Figura 49 - Histograma de teores de ouro no corpo de minério maior, krigado	50
Figura 50 - Histograma de teores de ouro no corpo de minério lateral maior, krigado.....	50
Figura 51 - Histograma de teores de ouro no minério lateral menor, krigado.....	51
Figura 52 - Análise de deriva do corpo de minério maior.....	52
Figura 53 - Análise de deriva do corpo de minério maior.....	52
Figura 54 - Análise de deriva do corpo de minério lateral maior.....	53
Figura 55 - Análise de deriva do corpo de minério lateral maior.....	53
Figura 56 - Análise de deriva do corpo de minério lateral menor	54
Figura 57 - Análise de deriva do corpo de minério lateral menor	54
Figura 58 - Validação cruzada do corpo de minério maior	55
Figura 59 - Validação cruzada do corpo de minério lateral maior	56
Figura 60 - Validação cruzada para o corpo de minério lateral menor.....	56
Figura 61 - Curva de Parametrização do corpo de minério maior	57
Figura 62 - Curva de Parametrização do corpo de minério lateral maior.....	58
Figura 63 - Curva de Parametrização do corpo de minério lateral menor.....	58
Figura 64 - Curva de Parametrização do recurso total.....	59
Figura 65 - Análise geomecânica	62
Figura 66 Cava ótima do open pit com setorização para análise de estabilidade dos taludes.....	63
Figura 67 – ruptura circular para o talude global.....	65
Figura 68 Ruptura planar para talude de bancadas	66
Figura 69 Ruptura em cunha para talude de bancadas.....	67
Figura 70 Cava ótima resultante através do software NPV Scheduler.....	70
Figura 71 Cava final operacionalizada	71
Figura 72 Distância maior do pit da cava operacionalizada	72
Figura 73 Distância menor do pit da cava operacionalizada.....	72
Figura 74 Vista em planta da cava operacionalizada	73
Figura 75 Curva de parametrização – dentro da cava otimizada.....	74
Figura 76 Curva de parametrização – fora da cava operacional.....	75
Figura 77 Cava gerada após o sequenciamento.....	77
Figura 78 Início do sequenciamento da mina	78
Figura 79 Sequenciamento da mina – Ano 1.....	78
Figura 80 Sequenciamento da mina – Ano 2.....	79
Figura 81 Sequenciamento da mina – Ano 3.....	79
Figura 82 Sequenciamento da mina – Ano 4.....	80
Figura 83 Sequenciamento da mina – Ano 5.....	80
Figura 84 Sequenciamento da mina – Ano 6.....	81
Figura 85 Sequenciamento da mina – Ano 7.....	81
Figura 86 -Sequenciamento da mina – Ano 8	82
Figura 87 Sequenciamento da mina – Ano 9.....	82

Figura 88 Sequenciamento da mina – Ano 10.....	83
Figura 89 Sequenciamento da mina – Ano 11.....	83
Figura 90 Escavadeira Komatsu PC160-LC para minério.....	87
Figura 91 Escavadeira Hitachi EX1200-5 para estéril	88
Figura 92 Caminhão para o minério	89
Figura 93 Caminhão para estéril.....	90
Figura 94 Motoniveladora VOLVO G976	92
Figura 95 Wheel dozer CAT 844H.....	93
Figura 96 Bulldozer KOMATSU 155AX.....	93
Figura 97 Caminhão pipa CAT 740	94
Figura 98 Desmonte de rochas no minério e estéril	97
Figura 99 Perfuratriz hidráulica Top Hammer Roc F9 CR	98
Figura 100 Circuito de Beneficiamento Simplificado	100
Figura 101 Fluxo de Massas do Circuito	101
Figura 102 Britador de Mandíbulas Nordberg	104
Figura 103 Moinho de Bolas.....	105
Figura 104 Exemplo de hidrociclones Cavex	106
Figura 105– Separador Gravimétrico Knelson	107
Figura 106– Espessador.....	109
Figura 107– Circuito típico de uma usina CIL	110
Figura 108-Tanques lixiviação	110
Figura 109- Rio dos Bois	117
Figura 110- Vegetação Típica do Cerrado	120
Figura 111- Forma adotada para a Pilha	124
Figura 112 Detalhes da Pilha de Estéril	125
Figura 113 Dimensões finais da Pilha	126
Figura 114 Visualização em perspectiva da Pilha de Estéril.....	127
Figura 115 Visualização em perspectiva da Pilha de Estéril.....	127
Figura 116 Visualização em perspectiva da Pilha de Estéril.....	128
Figura 117 Visualização em planta da cava e da pilha	128
Figura 118 Perfil Barragem.....	131
Figura 119 Configuração final do Barramento	133
Figura 120 Análise para ruptura circular.....	134
Figura 121 Vista em seção da barragem	136
Figura 122 Payback.....	142
Figura 123 Gráfico Aranha do VPL.....	143
Figura 124 Gráfico Tornado VPL.....	145

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela 1 - Dimensões aproximadas dos sólidos resultantes.....	20
Tabela 2 - Volume real dos sólidos.....	21
Tabela 3 – Ranges correlograma omni-direcional	46
Tabela 4 – Ranges correlograma de maior continuidade	46
Tabela 5 – Ranges correlograma de maior continuidade	47
Tabela 6 – Ranges correlograma de maior continuidade	48
Tabela 8 – Recursos totais de todo o depósito em porcentagem	59
Tabela 11 - Dados do domínio geológico	62
Tabela 12 Família de descontinuidades	63
Tabela 13 Análise do talude global para cada uma das zonas do open pit.....	64
Tabela 14 Análise de tombamento para talude global	65
Tabela 15 Custos finais gerados	68
Tabela 16 Custos finais de serviços	69
Tabela 17 Valores do teor de corte e marginal.....	69
Tabela 18 Parâmetros utilizados para operacionalização da cava.....	71
Tabela 19 Comparativo cava matemática x cava operacional	73
Tabela 20 - Reserva fora da cava operacional.....	75
Tabela 21 - Recuperação do minério.....	75
Tabela 22 Valores anuais do sequenciamento da mina.....	76
Tabela 23 - Parâmetros para o dimensionamento da escavadeira.....	85
Tabela 24 Dimensionamento da escavadeira e caminhão.....	86
Tabela 25 Dimensionamento dos caminhões	89
Tabela 26- Parâmetros do dimensionamento da frota de caminhões.....	91
Tabela 27 -0 DMT's e número de caminhões para o minério e estéril	91
Tabela 28 - Parâmetros iniciais desmonte no minério.....	95
Tabela 29- Parâmetros do desmonte de rocha.....	96
Tabela 30 - Valores obtidos para o desmonte de rocha	96
Tabela 31 - Custos totais para o desmonte do minério e estéril	97
Tabela 32 Quadro de funcionários da mina	99
Tabela 33 - Balanço de Massa do Banco de Hidrociclones 1.....	102
Tabela 34 Balanço de Massa do Banco de Hidrociclones 2.....	102
Tabela 35 Balanço de Massa do Banco de Hidrociclones 3.....	103
Tabela 36 – Banco de hidrociclones 1	105
Tabela 37 – Banco de hidrociclones 2	106
Tabela 38 Banco de hidrociclones 3	106
Tabela 39 Balanço de Massa Espessador	108
Tabela 40 – Produção de estéril.....	123
Tabela 41 Propriedades da Pilha	124
Tabela 42 Especificações da Pilha	125
Tabela 43- Volume destinado para a Barragem.....	129
Tabela 44 - Dados da barragem.....	131
Tabela 45 Custos MAFMINE	138

Tabela 46	Função Benefício.....	139
Tabela 47	Dados de Entrada Análise Econômica	140
Tabela 48	Valores do fluxo de caixa	142

1. INTRODUÇÃO

Na mineração um estudo de viabilidade é essencial no processo de avaliação de uma reserva mineral para justificar se é possível extrair o minério de forma eficaz e rentável ou não.

A partir do momento em que a identificação do mineral e da sua quantidade está razoavelmente determinada o próximo passo é o de conferir a viabilidade de explorar o depósito mineral. O estudo de viabilidade pode ser considerado em dois estágios: estudo de pré-viabilidade e de viabilidade detalhado. São fases semelhantes em termos de conteúdo. A diferença existe na precisão e tempo necessário para realizar os estudos.

O estudo de pré-viabilidade é a parte que revela se o estudo detalhado será necessário ou não, pois fornece a resposta sobre a possibilidade do projeto ser potencialmente lucrativo. Já que o depósito mineral não possui um valor econômico em si, só o adquire após necessária avaliação, a decisão de investir é tomada pela indicação ou comprovação da exequibilidade técnico-econômica que é o assunto deste trabalho aplicado a um depósito de ouro.

A partir de três arquivos computacionais contendo informações sobre furos de sondagem e topografia referentes a um depósito, iniciamos uma sequência de estudos que serão detalhados e comporão o trabalho a seguir. Os tópicos abordados serão sucessivamente: modelagem geológica, análise geoestatística dos dados, projeto de lavra, beneficiamento do minério, avaliação econômica e recuperação ambiental.

2. BANCO DE DADOS

O ponto de partida deste trabalho é a apresentação das informações de problema real na forma de arquivos computacionais contendo as definições de contorno e o banco de dados necessário para construção do projeto de mineração.

Os arquivos fornecidos advindos de uma campanha de sondagem de localização desconhecida são:

- dhgra05N.dm (furos de sondagem)
- topoNpt.dm (topografia)
- TOPONTR.dm (topografia)
-

2.1 IMPORTAÇÃO DE DADOS

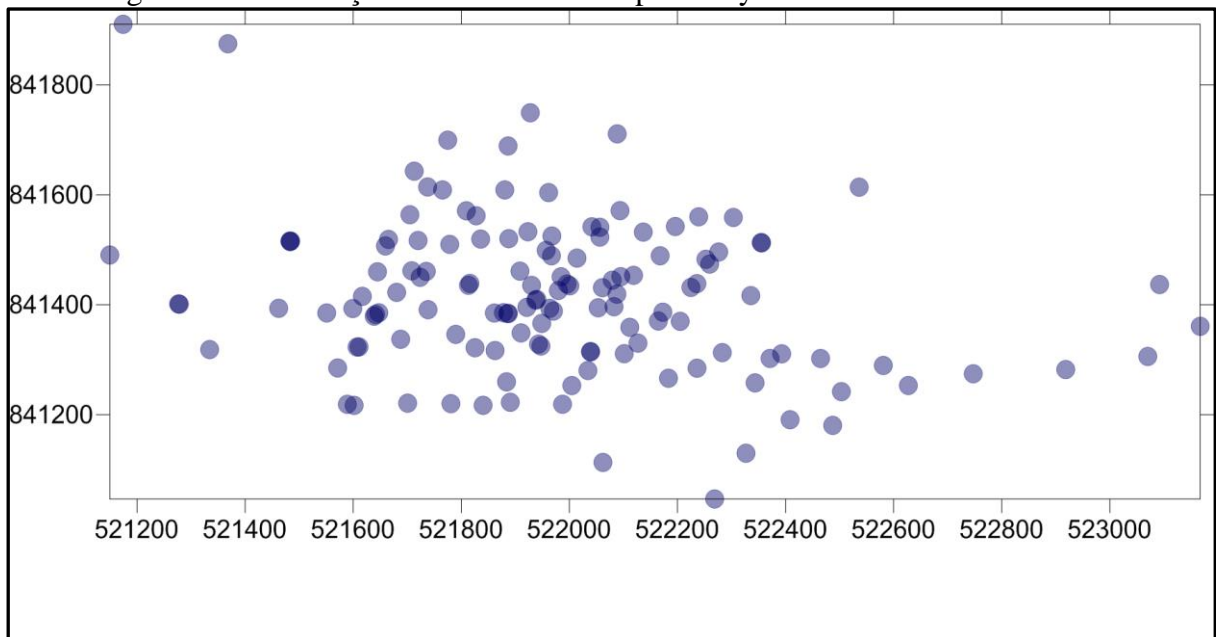
Banco de dados genericamente é um conjunto de informações que ao se relacionarem adquirem um sentido. Nesse caso a importação a softwares é utilizada para que essas informações sejam reunidas adequadamente e revelem o sentido nelas contido.

A extensão .dm (software datamine) não impede a manipulação dos dados em outro programa adequado, possibilitando utilizar nesta fase do projeto os softwares Excel, surfer além do datamine studio3 como suportes matemáticos e visuais.

As dados do arquivo dhgra05N.dm foram exportados com extensão .CSV ao software Excel a fim de utilizar suas ferramentas de cálculo e filtragem, além de extrair outras informações, e ao software surfer somente com as informações da posição do topo dos furos para visualização da boca dos furos em planta. No passo seguinte importou-se os arquivos .dm ao *software datamine studio3* para plotá-los em 3D.

Através da importação ao *software Excel* foi possível analisarmos os dados que já estavam organizados e com seus respectivos parâmetros, o que tornou possível quantificar 136 furos de sondagens e 30715 análises químicas para cada um dos elementos Au, Ag, Cu, Mo e S contidos nas amostras. Os parâmetros dos furos referem-se ao nome, coordenadas, direção, inclinação, comprimento, densidade e teores para os elementos analisados, das seções amostrais. Através da vista em planta da boca dos furos (figura 1), verificou-se a distribuição das sondagens. A área abrangida corresponde a 1750 m² e a malha de sondagem é irregular com distância média entre furos vizinhos de aproximadamente 40 metros.

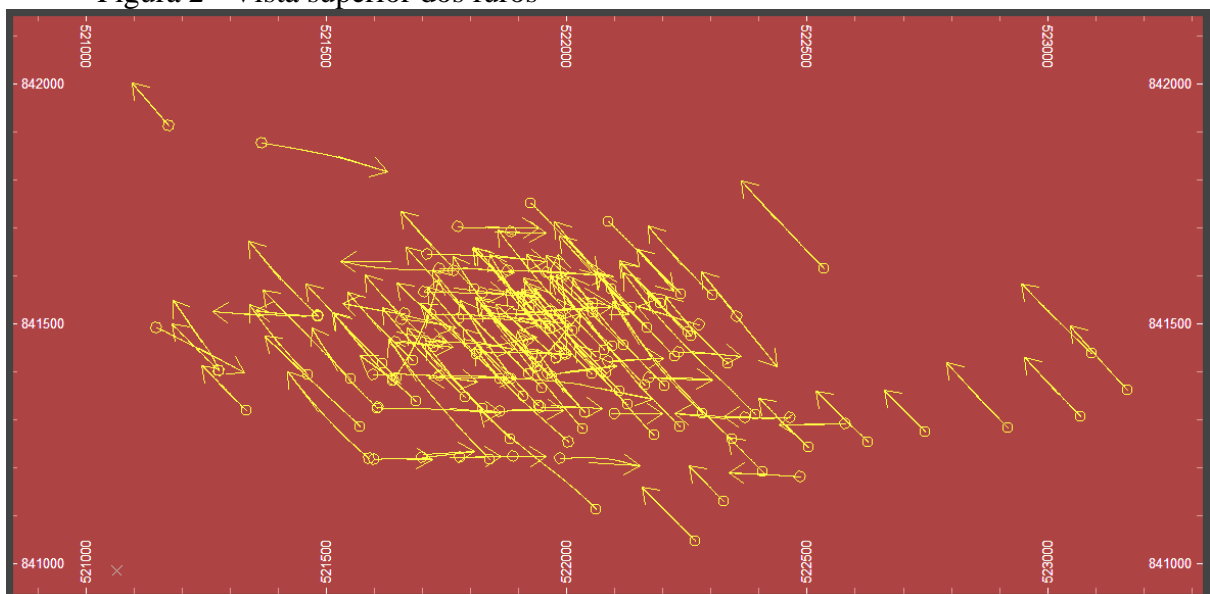
Figura 1 - Distribuição dos furos vista no plano x y



Fonte: *software surfer*

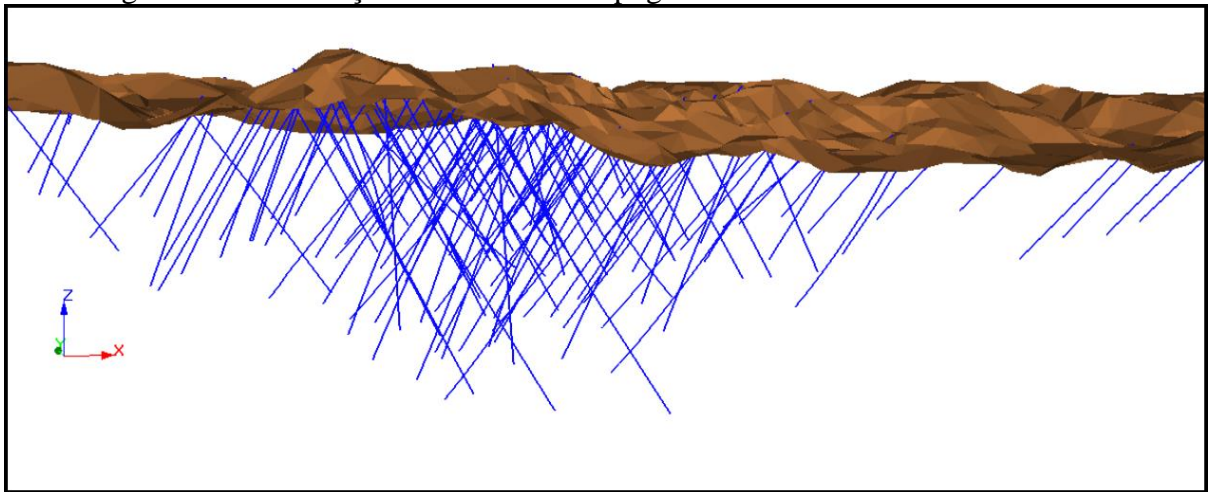
A plotagem (figura 2 e figura 3) do arquivo de furos no *software datamine studio3* exibiu a disposição dos furos em 3D revelando perfurações de inclinações e direções variadas, porém sinalizando certas tendências. Na figura 2 o topo do furo está representado por um pequeno círculo e o fundo com uma seta. Os comprimentos variam de 128 a 623 m.

Figura 2 - Vista superior dos furos



Fonte: *software datamine studio3*

Figura 3 - Visualização dos furos e da topografia

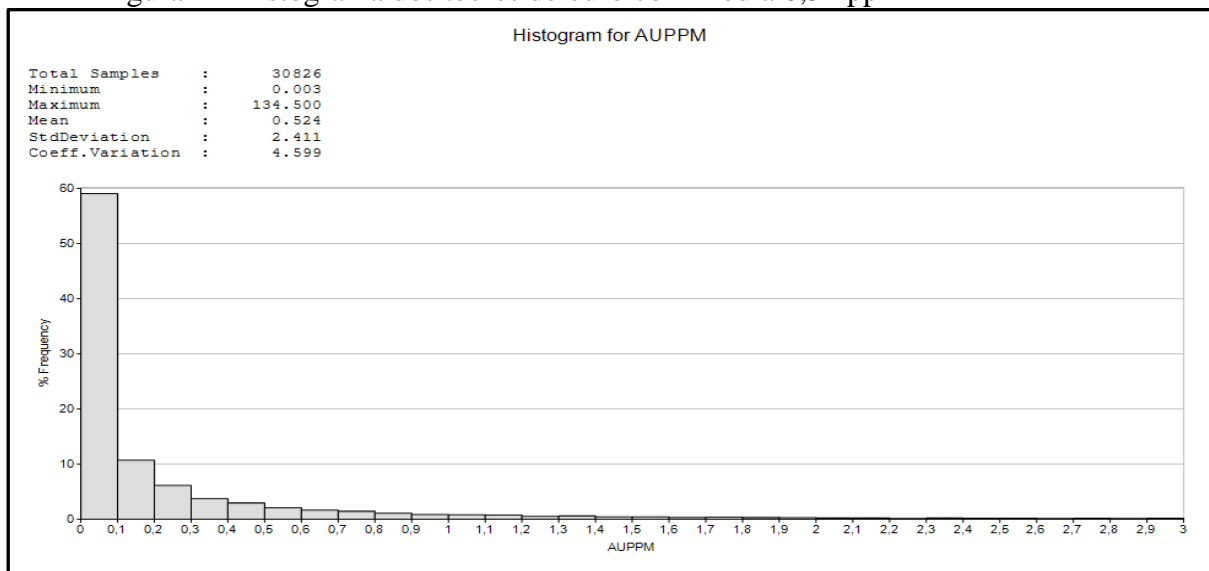


Fonte: *software datamine studio3*

2.2 VERIFICAÇÃO DOS DADOS

Na ausência de informação litológica da região sondada foi feita uma estatística dos teores do depósito para cada elemento através da geração de histogramas dos teores contidos nas amostras. As médias obtidas foram comparadas com outras minerações a fim de identificar metais potencialmente econômicos.

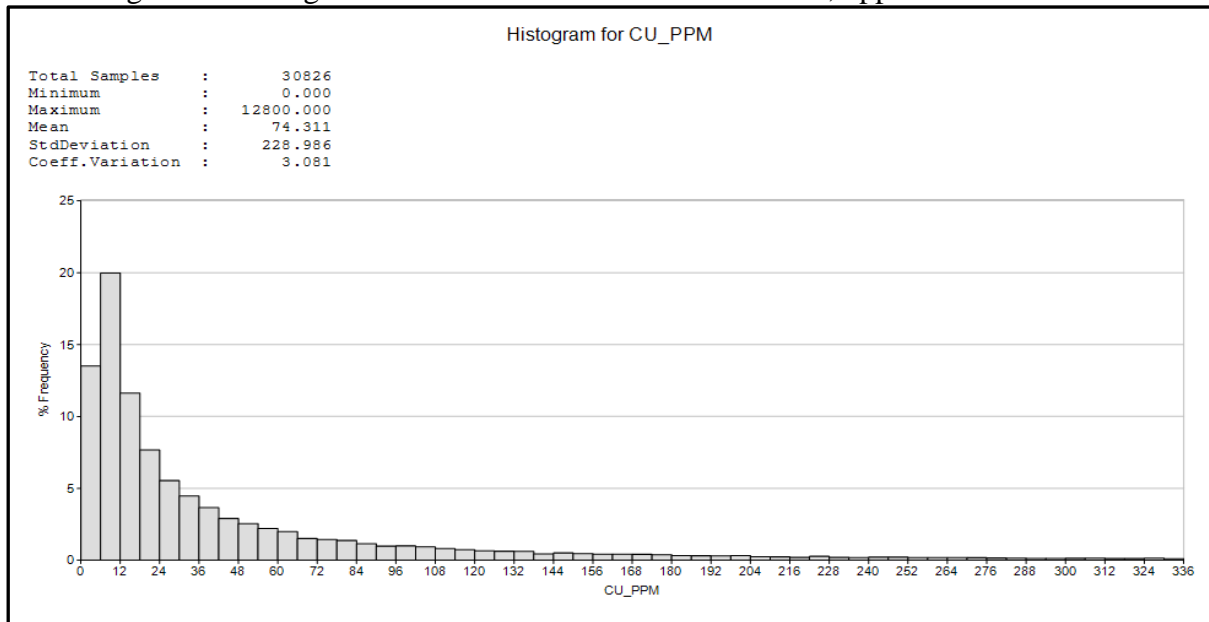
Figura 4 - Histograma dos teores de ouro com média 0,52 ppm



Fonte: *software datamine studio3*

- Teor médio 0.4 g/t Mineração-Morro do Ouro em Paracatu.

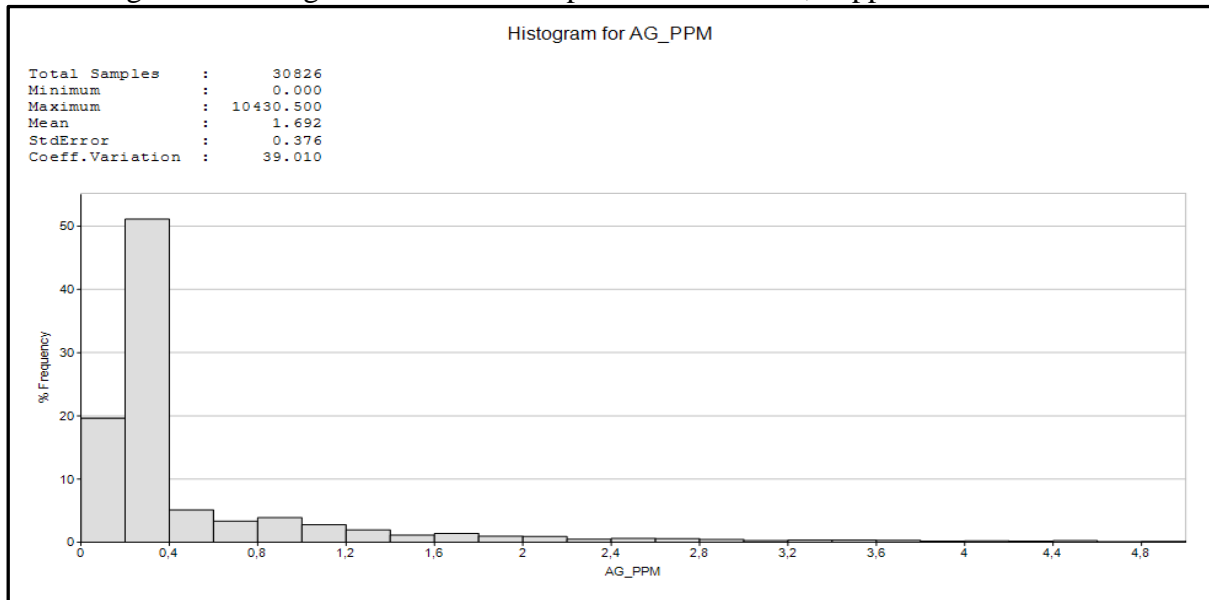
Figura 5 - Histograma dos teores de cobre com média 74,3 ppm



Fonte: *software datamine studio3*

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

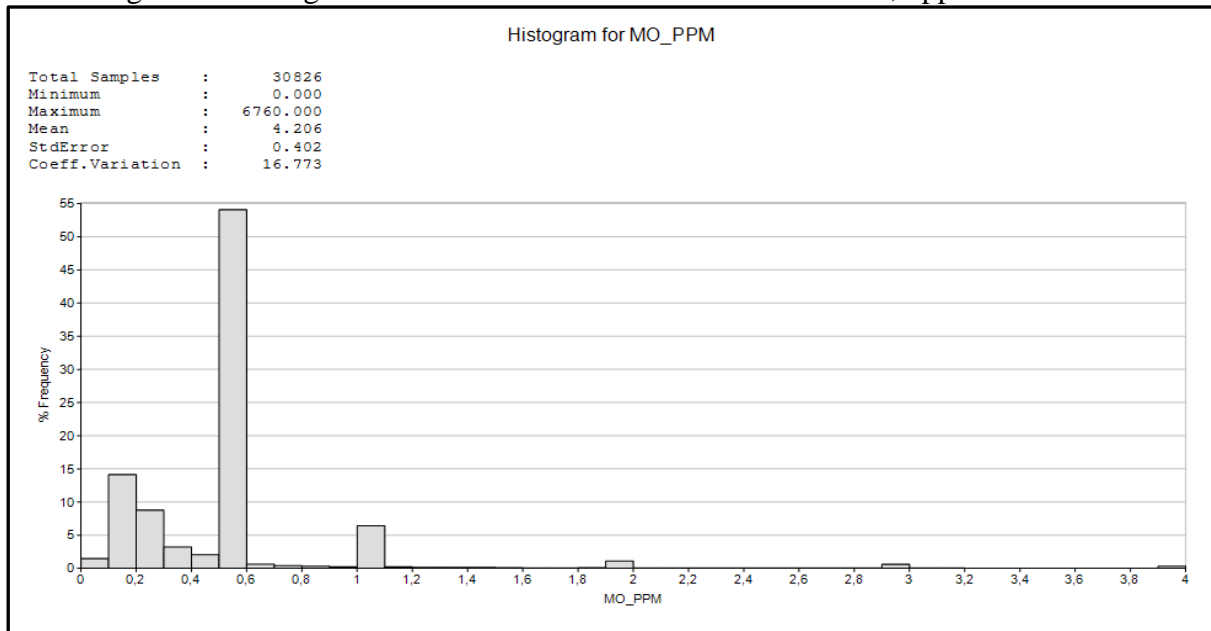
Figura 6 - Histograma dos teores da prata com média 1,69 ppm



Fonte: *software datamine studio3*

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

Figura 7 - Histograma dos teores de Molibdênio com média 4,2 ppm



Fonte: *software datamine studio3*

- Teores mínimos de molibdênio praticados na ordem de 10000 ppm (fonte: DNPM).

A média dos teores do enxofre resultou em 2980 ppm. A análise química para esse elemento foi interpretada como sendo de identificação do tipo de minério e de sua influência no beneficiamento.

Não sendo o ouro, o restante dos metais foram desconsiderados nas próximas etapas devido a terem, comparativamente, teor abaixo do praticado.

3. MODELAGEM GEOLÓGICA

Consiste em criteriosa e técnica construção computacional do modelo tri dimensional do corpo de minério, ou seja, é o produto da integração de conhecimento, assim como, de dados variados.

Considerando características das litologias e teores médios dos elementos presentes, entre outras, normalmente antes da modelagem se define a estrutura geológica do depósito contribuindo assim com informações estruturais do corpo de minério. Logo, antes dessa definição, devido à ausência da informação litológica pertencente à amostragem, não restou alternativa de modelagem a não ser por teor do elemento Au, o qual se revelou interessante, pois no mínimo encontramos uma mineração com teor médio menor.

Optamos pelo método das seções paralelas para a modelagem e teores de interesse a partir de 0.2 ppm, visto ser um valor coerente na mineração.

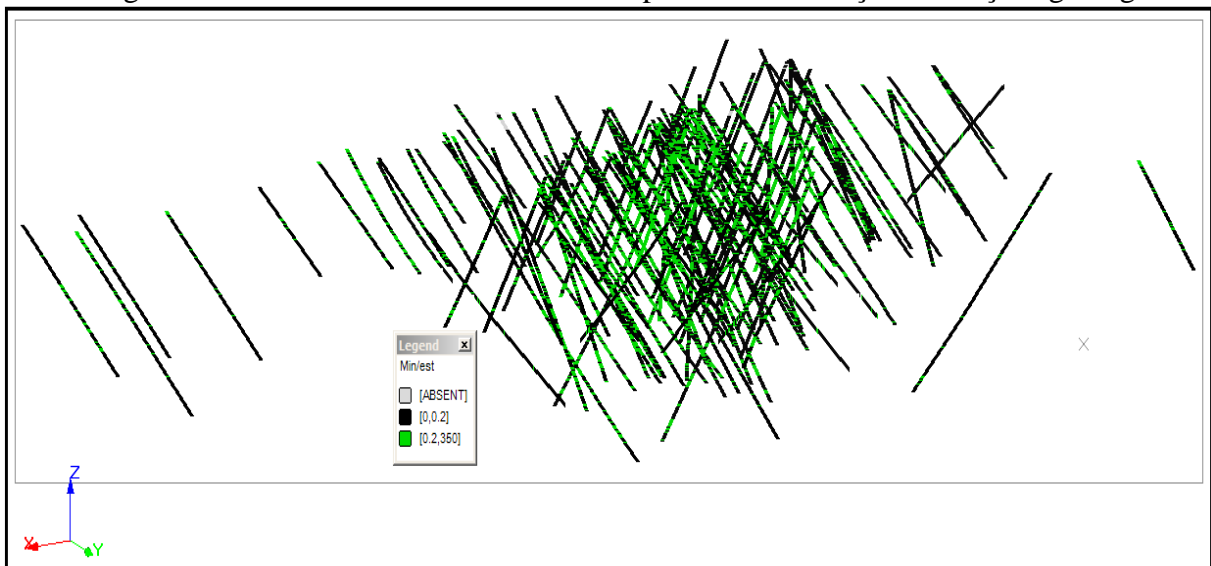
3.1 INTERPRETAÇÃO DE SEÇÕES GEOLÓGICAS

Para execução da modelagem do depósito utilizou-se o software *datamine studio3* onde foi aplicada uma legenda de cores ao longo de cada furo que distinguisse o estéril do minério (figura 8) correspondendo a teores abaixo e maior igual ao de corte.

Com a visualização dos furos em 3D e aplicação de legenda dividida em duas categorias, seções geológicas foram interpretadas paralelas a um plano inclinado e com direção que melhor se enquadrou à malha de sondagem. Analogamente seria o plano gerado por duas retas concorrentes que nesse caso eram as duas famílias de furos com mais frequência.

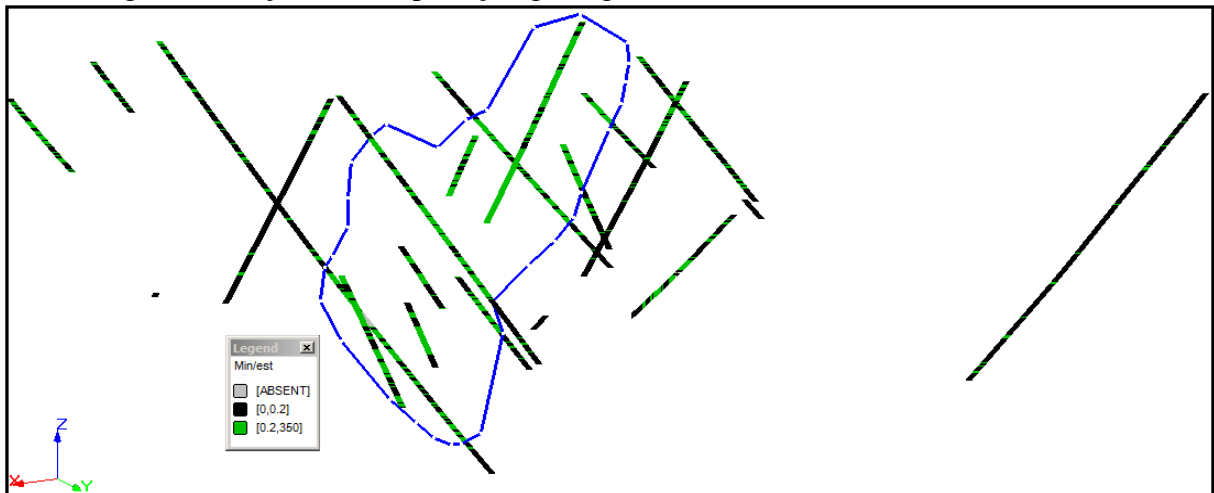
Foram construídas strings contornando a zona de minério junto ao plano (figura 9 e 10) que possuía em torno de 207 (azimute) e -75 de inclinação (dados fornecidos pelo software).

Figura 8 - Vista dos furos frontalmente ao plano de construção das seções geológicas



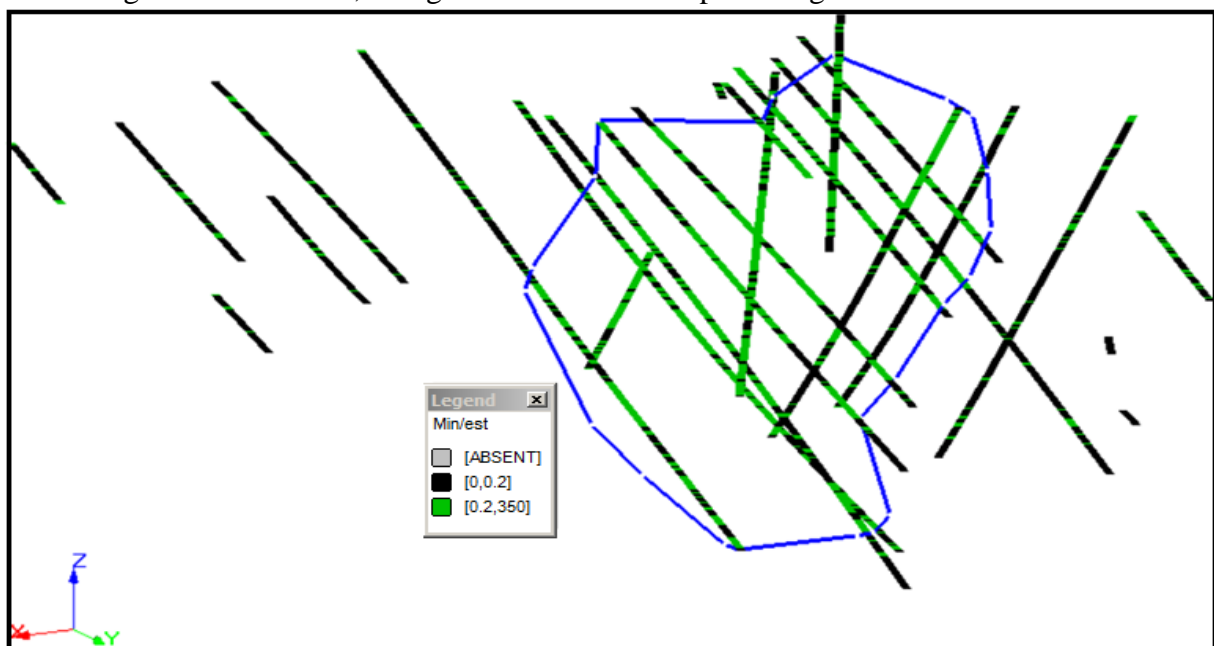
Fonte: software *datamine studio3*

Figura 9 - Seção de interpretação geológica



Fonte: *software datamine studio3*

Figura 10 - Em azul, string aderida ao referido plano englobando teor de interesse



Fonte: *software datamine studio3*

3.2 MODELAGEM DE SÓLIDOS E SUPERFÍCIES

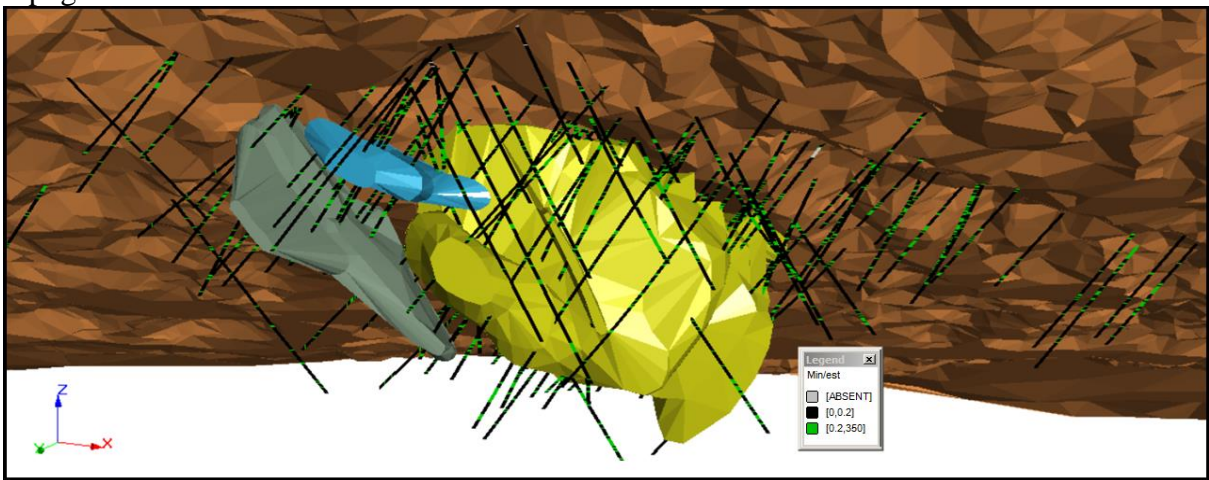
Três sólidos foram gerados através da linkagem das strings vizinhas de seções construídas e que representavam continuidade do corpo mineral. A ferramenta de operações booleanas, também do *software datamine studio3*, foi usada na extração das partes dos corpos modelados que eventualmente ultrapassavam a superfície.

Os corpos foram denominados de acordo com seus volumes em maior, médio e menor, suas dimensões aproximadas constam na tabela 1.

Tabela 1 - Dimensões aproximadas dos sólidos resultantes

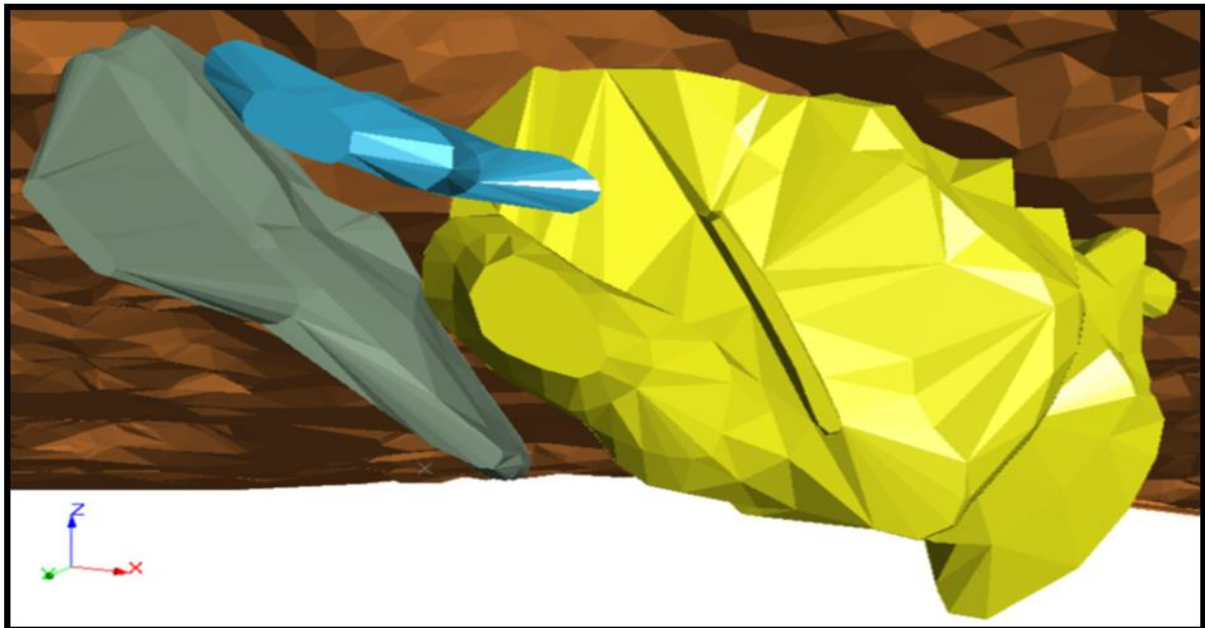
Em metros	Comprimento	Largura	Espessura
Corpo maior	550	350	180
Corpo médio	300	180	60
Corpo menor	150	120	70
Inclinação global de aproximadamente 75 e azimute 163			

Figura 11 - Corpos de minério resultantes da modelagem com a malha de sondagem e topografia



Fonte: *software datamine studio3*

Figura 12 - Corpos de minério e topografia



Fonte: *software datamine studio3*

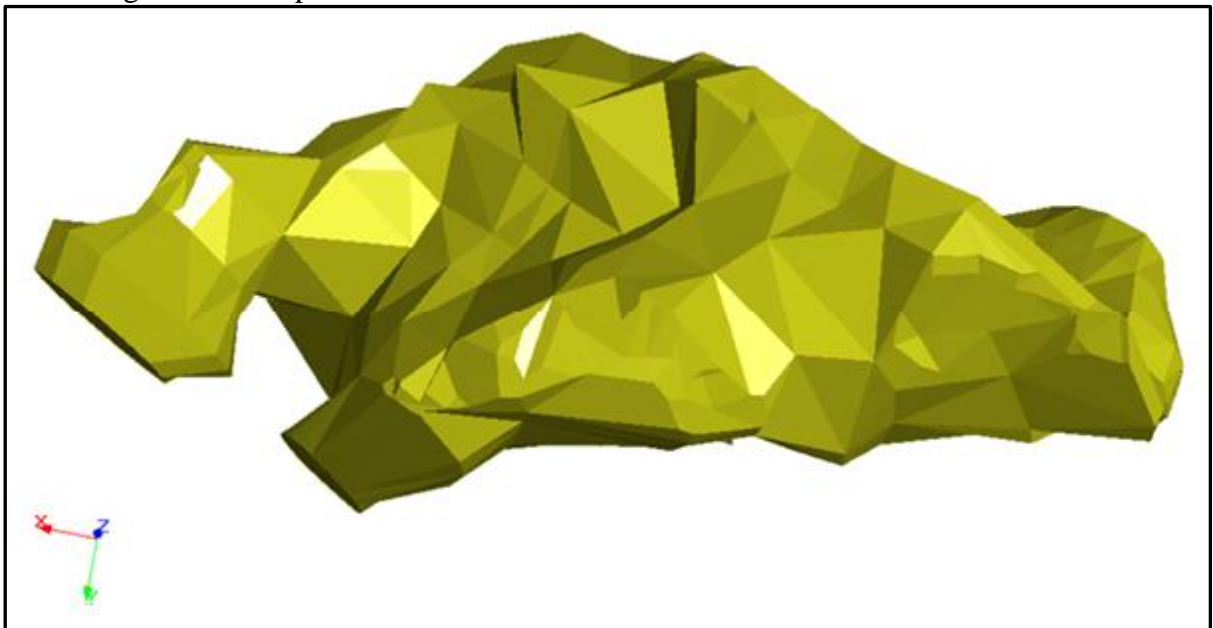
3.3 VOLUMES DOS SÓLIDOS

Criadas as wireframes de cada corpo, obtivemos os respectivos volumes e utilizamos o comando *seltri* (*software datamine studio3*), que executa um corte da parte externa dos furos interceptados por wireframes do minério e gera novos arquivos de furos compreendendo a parte interna de cada corpo. Esses arquivos são de grande valia, pois são os dados refinados e que são destinados a uma estatística básica de teores médios contidos nos modelos.

Tabela 2 - Volume real dos sólidos

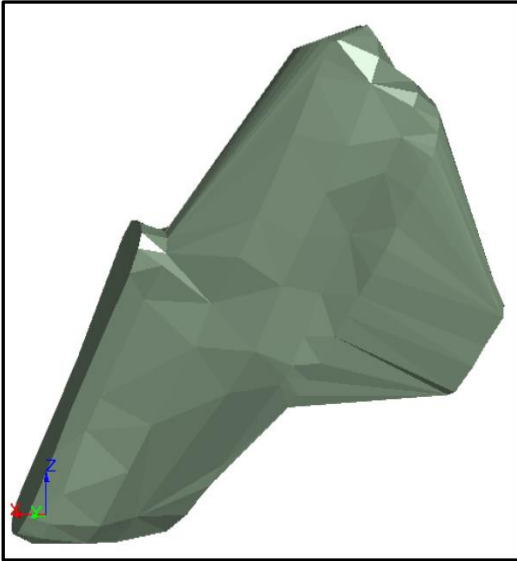
Em M.m3	Volume
Corpo maior	28.6
Corpo médio	2.78
Corpo menor	0.9

Figura 13 - Corpo maior: 28.6 milhões m³



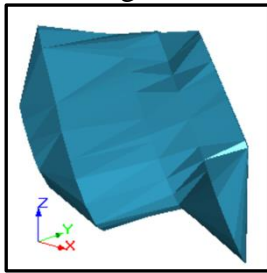
Fonte: *software datamine studio3*

Figura 14 - Corpo médio: 2.78 milhões de m³



Fonte: *software datamine studio3*

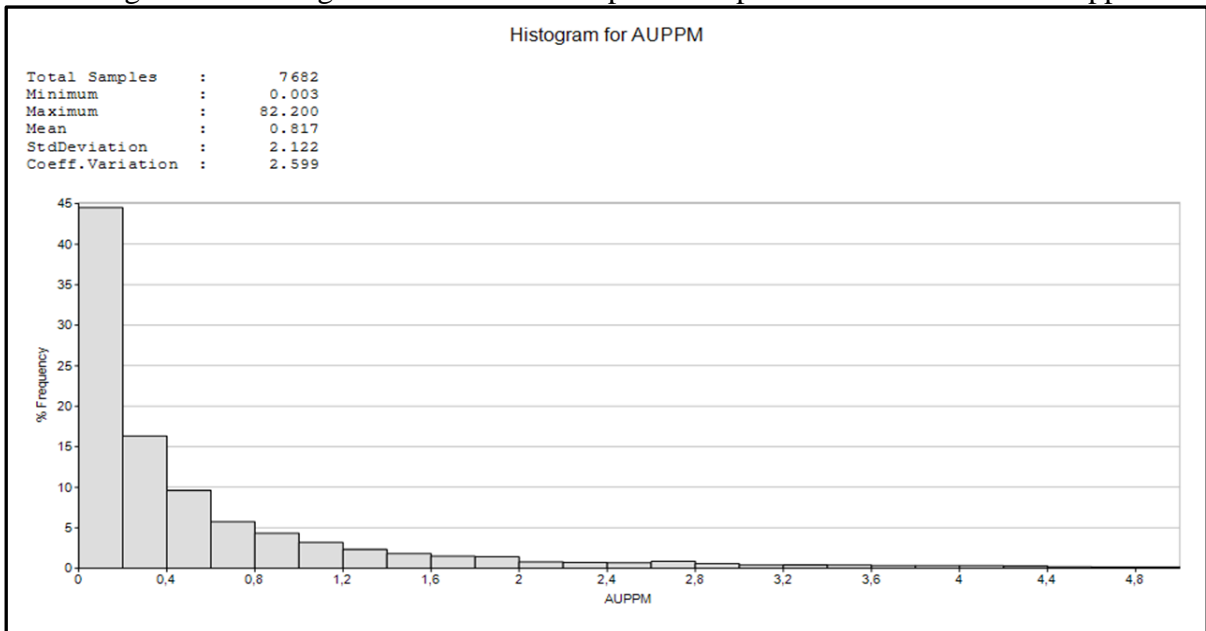
Figura 15 - Corpo menor: 0.9 milhões m³



Fonte: *software datamine studio3*

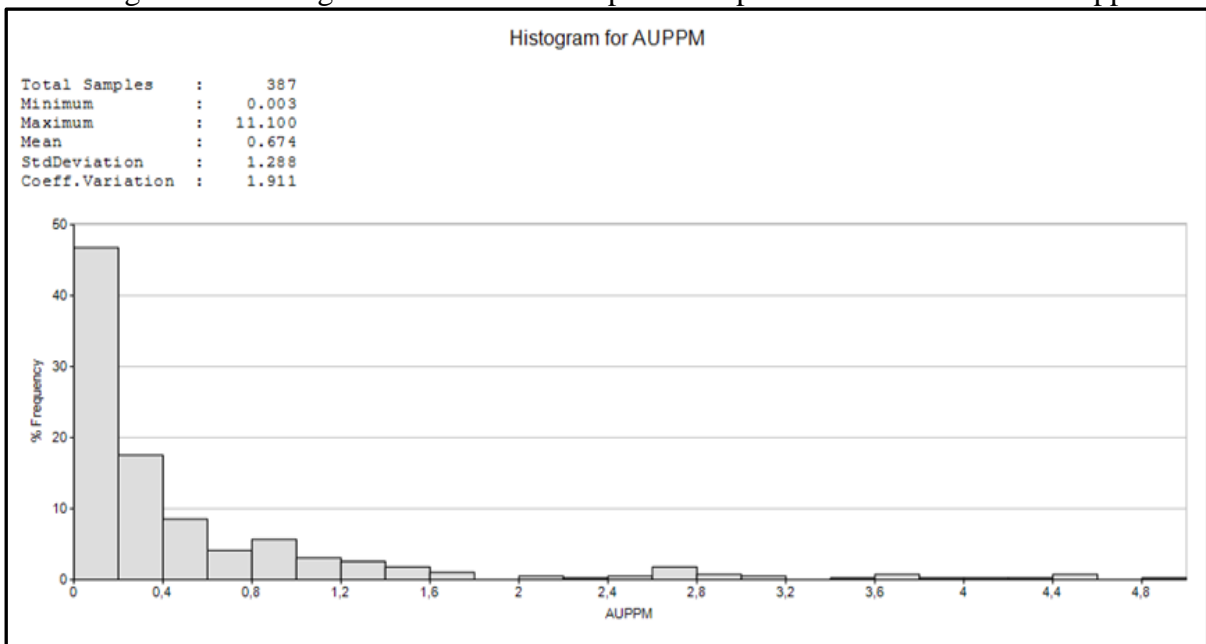
A partir dos dados, agora somente dos corpos, foram feitos novos histogramas (figuras 16, 17 e 18) de teores com intuito de verificarmos a nova média para cada um deles. As médias dos teores de ouro para o corpo maior, médio e menor consecutivamente resultaram 0.817, 0.674 e 0.974 ppm.

Figura 16 - Histograma do teor de ouro para o corpo maior com média 0.817 ppm



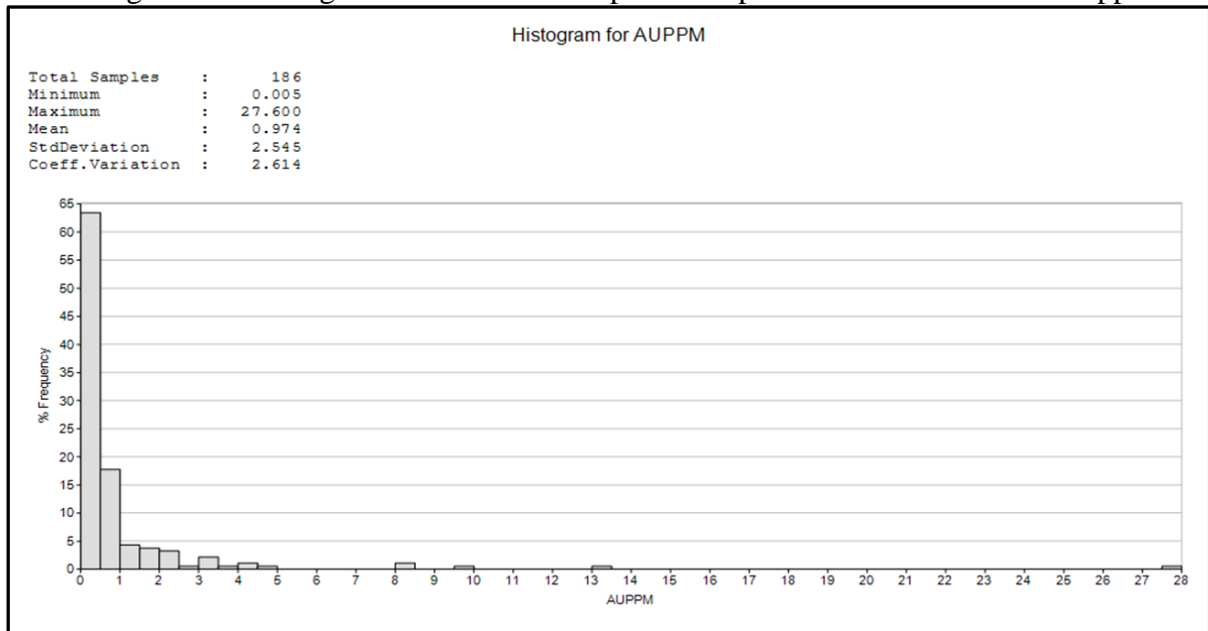
Fonte: *software datamine studio3*

Figura 17 - Histograma do teor de ouro para o corpo médio com média 0.674 ppm



Fonte: *software datamine studio3*

Figura 18 - Histograma do teor de ouro para o corpo menor com média 0.974 ppm



Fonte: *software datamine studio3*

3.4 DEFINIÇÃO DO ARCABOUÇO GEOLÓGICO

O conhecimento do arcabouço ou estrutura geológica é de fundamental importância para a exploração dos recursos minerais de uma área. Ao conjunto de diferentes tipos de rochas de uma região e aos inúmeros processos por elas sofridos no decorrer do tempo geológico damos a denominação de estrutura geológica. Assim, em cada uma dessas diferentes estruturas, encontramos características próprias que lhes conferem identidade.

Nesse trabalho o arcabouço deveria ter sido definido anteriormente à modelagem geológica o que indiretamente ofereceria uma maior veracidade quanto ao aspecto espacial aos modelos criados. No entanto os dados litológicos das amostras não foram informados, restando adequar um modelo de arcabouço que melhor satisfaz as restantes condições pré-estabelecidas:

- a) Forma e cotas da topografia. O local teria sofrido orogênese e posterior movimento transtensional identificado pela mudança no trend das montanhas
- b) Metais presentes
- c) Densidade do minério
- d) Teor médio dos corpos
- e) Profundidade e extensão do depósito. Em algumas partes aflorante
- f) Forma e dimensão dos corpos

g) Modelo de sondagem utilizado. Furos com inclinação propositada são furos para atingir um objetivo específico.

Analisando todas essas características, inferimos ser um depósito apical disseminado do tipo porfirítico do sistema hidrotermal magmático e subsistema hidrotermal plutônico. Caracterizam-se pela forma irregular e por se formarem em meio à rocha vulcânicas, ao menos parcialmente co-genéticas.

O granito ocorre com enxames de diques adaptados às fraturas abertas devido à intrusão do plutão (figura 21). A zona mineralizada e as zonas com alterações hidrotermais envolvem a região ocupada pelos diques, adquirindo formas complexas o que explica a maneira empregada das sondagens.

As figuras 19 e 20 representam simplificada e esquematicamente a mineralização.

Figura 19 - Corte vertical

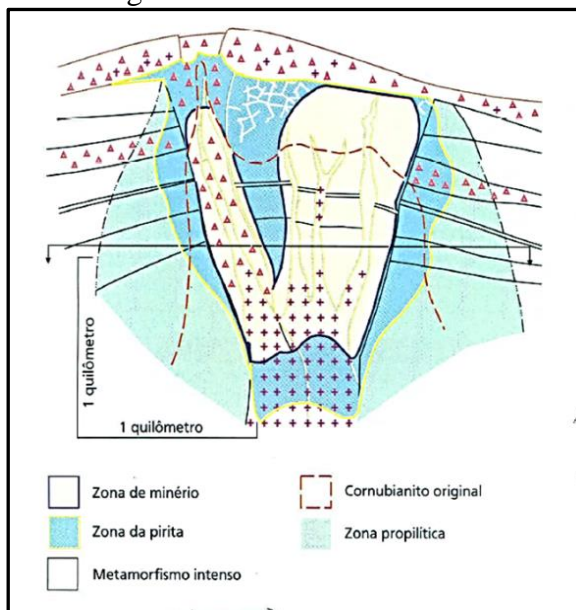
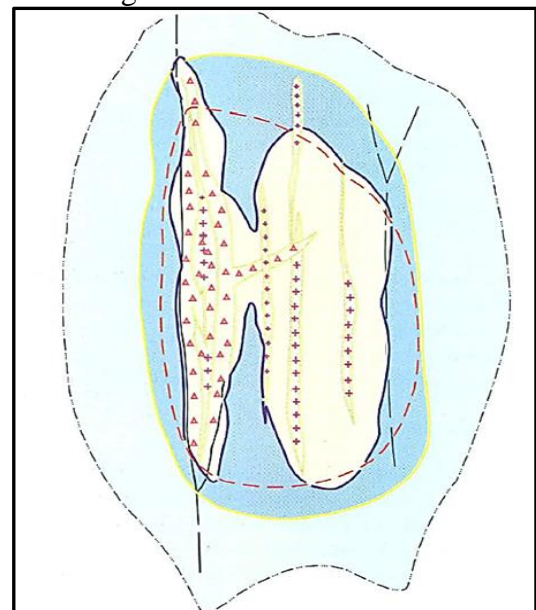
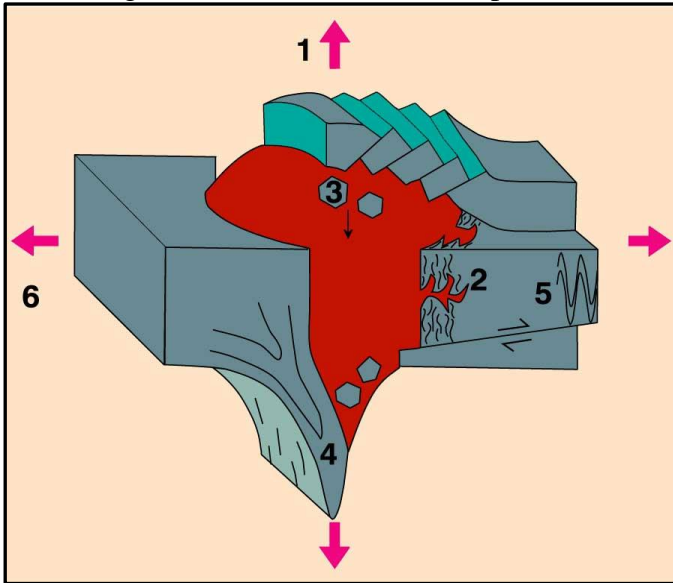


Figura 20 - Corte horizontal



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

Figura 20 - Plutão causando ruptura da litosfera



Fonte: Google imagens

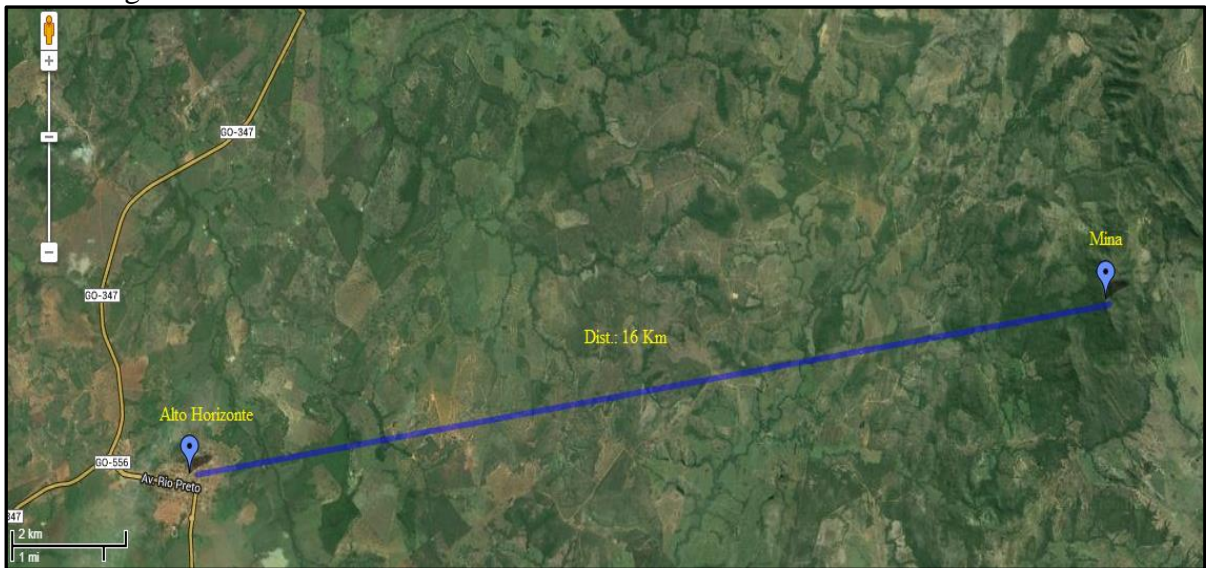
Através de pesquisa bibliográfica comparando-se com depósitos brasileiros, o local que atendeu com maior semelhança aos requisitos foi o município de Alto Horizonte (GO) (figura 22 e 23).

Figura 21 - Localização de Alto Horizonte - GO



Fonte: Wikipedia

Figura 22 - Vista de satélite de Alto Horizonte - GO



Fonte: Google maps

Ao se realizar uma estatística dos teores de ouro dos corpos modelados, obtivemos teores aproximadamente duas vezes maiores que a média do depósito.

Além do ouro, o restante dos elementos poderão ser considerados no beneficiamento.

Os resultados fornecem as bases para estudo geostatístico detalhado de pré- viabilidade dos corpos.

4. GEOESTATÍSTICA

A geoestatística foi definida por Matheron em 1962, um dos pais da geoestatística, como "a aplicação do formalismo das funções aleatórias ao reconhecimento e estimativa dos fenômenos naturais". O "grau da amostra", por exemplo, é uma variável regionalizada porque ele é distribuído ao longo de um espaço. A variabilidade do grau ao longo do espaço que é descrita por uma função chamada de "variográfica". Através de um processo conhecido como krigagem, das amostras e a variografia são usadas para estimar o grau significativo de um ponto, uma área ou volume. A Krigagem fornece a melhor estimativa do valor médio de uma variável regionalizada. Durante a krigagem, para cada amostra é atribuído um peso. As amostras são, então, ponderadas linearmente combinadas para resultar na melhor estimativa. É a melhor estimativa, porque o procedimento minimiza o erro esperado entre o grau estimado e o verdadeiro grau. Os pesos das amostras são calculados de tal modo que a variância da estimativa é muito baixa. Ter a estimativa da variância é extremamente útil, pois permite que o usuário explore o risco da estimativa.

A avaliação geoestatística é de grande importância para o estudo de pré viabilidade de um depósito mineral, pois é possível gerar uma previsão da variabilidade e continuidade espacial do minério.

Com os sólidos definidos via *software* Studio 3 foi possível utilizar somente as amostras que encontravam-se dentro deste corpo para a análise geoestatística.

5. OBJETIVO DA COMPOSIÇÃO DOS FUROS

Para fazer a avaliação deste depósito foram utilizadas somente as amostras dos furos de sondagem que se encontravam no interior dos sólidos definidos na modelagem geológica.

Ao longo desta fase do projeto faremos uma análise para cada um dos três corpos de minério, determinando um tamanho para as amostras, compositando os furos para cada corpo conforme avaliação dos histogramas dos comprimentos das amostras.

O valor escolhido para a regularização foi aquele dentre os maiores valores que era mais recorrente dentro do banco de dados, no caso, 2,0 m.

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

- furoscorpomaior_compo.dm
- furoscorpomenor_compo.dm

- furoscorpolateralmaior_compo.dm

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

6. MODELAGEM DE TEORES

O objetivo é para estimativa do teor de ouro dentro dos sólidos modelados. As amostras utilizadas para o modelamento dos teores estão contidas dentro do modelo geológico.

6.1 ANÁLISE EXPLORATÓRIA DOS DADOS

A primeira ação tomada nesta etapa foi fazer uma regularização das amostras contidas no interior da modelagem dos corpos, onde os mesmos foram compositados com espaçamento de 2,0 metros utilizando o *software Datamine Studio3*.

Após esta etapa de compositar as amostras utilizou-se o *software Sgems* para continuar as estimativas.

Antes de começar as análises estatísticas com o *software Sgems*, foi realizada a retirada dos valores *outliers*, que são os valores extremos das amostras comparadas ao total do depósito, realizando o Capping.

Para identificar estes valores extremos utilizamos o *software GSLIB* com o complemento *Probplt* para gerar um gráfico de probabilidade.

A ocorrência de outliers, ou valores extremos, não parece seguir o mesmo padrão de ocorrência dos teores mais baixos. Devido aos possíveis efeitos na estimativa de teores, tais como superestimativa do metal contido, e conseqüentemente dos recursos minerais, os outliers devem ser identificados e tratados de forma cuidadosa. Analistas de recursos minerais têm trabalhado em diversos depósitos auríferos, e em todos eles, nenhum dos métodos matemáticos foi capaz de evitar intervenções manuais, tais como o corte de altos teores para estimativas locais ou a utilização de informações além dos dados para inferir os variogramas.

6.2 DIMENSÃO DOS BLOCOS

O modelo geológico definido é então dividido em porções menores regulares a fim de estimar cada uma destas novas divisões, recebendo diversos tipos de informações, dentre uma delas sendo o teor contido em cada área delimitada.

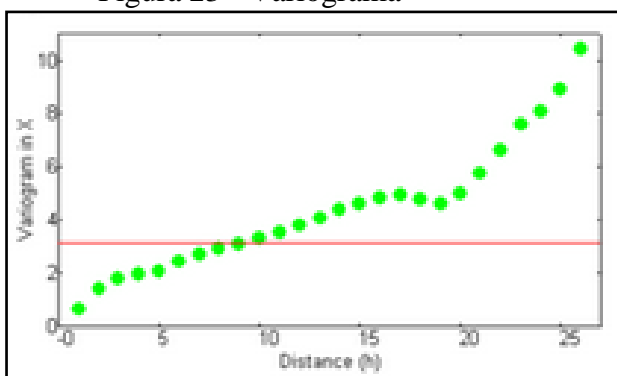
6.3 CORRELOGRAFIA

O correlograma refere-se no campo da geoestatística a uma medição da continuidade espacial de dado fenômeno à semelhança do seu análogo variograma. Pretende assim estudar a variabilidade de uma variável re-amostrando uma população para conter apenas os pares de pontos que se encontram a uma dada distância. Tem uma relação direta com a covariância e é utilizado especialmente em estudos onde se justifique um variograma experimental (método gráfico que considera o valor de variograma ou semi-variograma para várias distâncias) calculando a correlação espacial entre pares de amostras.

Em geoestatística são usadas habitualmente três funções para estudar a variabilidade espacial da amostragem que são:

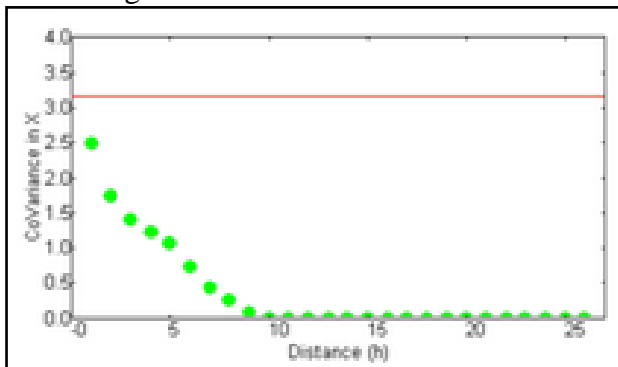
Função covariância, função correlograma, e semi-variograma (comumente designado variograma). A figura seguinte mostra o variograma experimental, covariância e correlograma para o mesmo conjunto de dados:

Figura 23 - Variograma



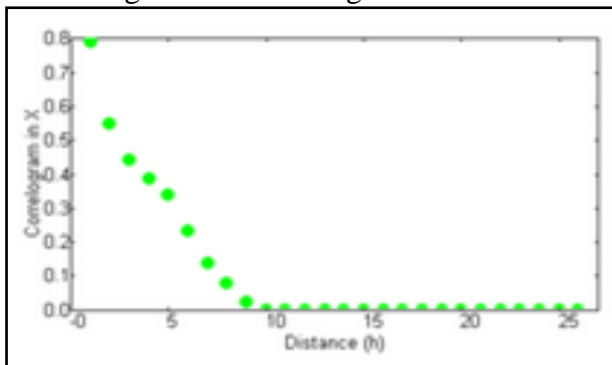
Fonte: Wikipedia

Figura 24 - Covariância



Fonte: Wikipedia

Figura 25 - Correlograma



Fonte: Wikipedia

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

6.4 ESTIMATIVA DE TEORES

Após a análise correlográfica, criou-se um grid com os espaçamentos de 10X10X10 metros, e foram feitas as estimativas através da krigagem ordinária.

A krigagem é um método de interpolação para o qual os valores interpolados são modelados por um processo de Gauss governado por anteriores covariâncias, em oposição a um por partes polinomial ranhura escolhida para otimizar a lisura dos valores ajustados. Segundo pressupostos apropriados sobre os priores, krigagem dá a melhor predição linear dos valores intermediários. Métodos de interpolação com base em outros critérios, como a suavidade não precisa produzir os valores intermediários mais prováveis. O método é

muito utilizado no domínio da análise espacial e experimentos de computador. A técnica também é conhecida como a previsão de Kolmogorov Wiener.

As estimativas ou previsões são calculadas como médias ponderadas dos valores de ponto de entrada conhecido, semelhante à média móvel de operação.

A estimativa deve ser calculada, ou seja, um valor de pixel de saída é uma combinação linear dos fatores de peso (w_i) e os valores dos pontos de entrada conhecido (Z_i):

$$= \hat{Z} (w_i * Z_i)$$

No caso de o valor de um pixel de saída só dependeria de 3 pontos de entrada, que seriam:

$$W = w_1 * Z_1 + w_2 * Z_2 + w_3 * Z_3$$

Assim, para calcular um valor de pixel de saída, em primeiro lugar, três fatores de peso w_1 , w_2 , w_3 tem que ser encontrado (uma para cada valor de entrada do ponto Z_1 , Z_2 , Z_3), em seguida, estes fatores de ponderação podem ser multiplicados com os valores de ponto de entrada correspondente, e somadas.

Em Krigeagem, os fatores de peso são calculados por encontrar os valores dos semivariogramas para todas as distâncias entre os pontos de entrada e de localização de valores de semivariogramas para todas as distâncias entre um pixel de saída e de entrada de todos os pontos; em seguida, um conjunto de equações simultâneas tem de ser resolvido. Quando a distância esférica é usada, as distâncias são calculadas sobre a esfera usando a projeção do sistema de coordenadas que é utilizado pelo georreferenciamento do mapa de saída.

Todos os valores de semivariogramas são calculados usando um modelo especificado pelo utilizador (com base na saída da correlação espacial operação). Os fatores de ponderação são calculados de tal maneira que o erro de estimativa em cada pixel de saída é minimizado.

Fórmulas para calcular fatores de peso:

Os fatores de peso Krigeagem de n pontos de entrada válidos i ($i = 1, \dots, n$), são encontrados através da resolução da seguinte equação matricial:

$$\begin{matrix}
 & [C] & & & & * [W] = [D] \\
 \begin{pmatrix}
 0 & \gamma(h_{12}) & \gamma(h_{13}) & \dots & \gamma(h_{1n}) & 1 \\
 \gamma(h_{21}) & 0 & \gamma(h_{23}) & \dots & \gamma(h_{2n}) & 1 \\
 \gamma(h_{31}) & \gamma(h_{32}) & 0 & \dots & \gamma(h_{3n}) & 1 \\
 \dots & \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\
 \gamma(h_{n1}) & \gamma(h_{n2}) & \gamma(h_{n3}) & \dots & 0 & 1 \\
 1 & 1 & 1 & 1 & 1 & 0
 \end{pmatrix}
 \bullet
 \begin{pmatrix}
 W_1 \\
 W_2 \\
 W_3 \\
 \dots \\
 W_n \\
 \lambda
 \end{pmatrix}
 =
 \begin{pmatrix}
 \gamma(h_{p1}) \\
 \gamma(h_{p2}) \\
 \gamma(h_{p3}) \\
 \dots \\
 \gamma(h_{pn}) \\
 1
 \end{pmatrix}
 \end{matrix}$$

Esta equação matricial pode ser escrito como um conjunto de $n + 1$ equações simultâneas:

$$\begin{aligned}
 \sum_i (w_i * \gamma(h_{ik})) + \lambda &= \gamma(h_{pi}) && \text{para } k = 1, \dots, n \\
 \sum_i w_i &= 1
 \end{aligned}$$

Onde:

h_{ik} é a distância entre o ponto de entrada e ponto de entrada ik .

h_{pi} é a distância entre o pixel de saída p e ponto de entrada i .

$\gamma(h_{ik})$ é o valor do modelo semi-variográfica para a distância h_{ik} , ou seja, o valor de semi-variográfica para a distância entre os pontos de entrada e um ponto de entrada ik .

$\gamma(h_{pi})$ valor de semi-variográfica para a distância entre a saída do pixel p e ponto de entrada i .

w_i é um fator de peso para o ponto de entrada i .

λ é um multiplicador de Lagrange, usado para minimizar possíveis erros de estimativa.

Fórmulas para calcular uma estimativa ou valor previsto para um pixel de saída:

$$\hat{Z} = \sum_i (w_i * Z_i)$$

Onde: \hat{Z} é a estimativa ou valor predito para um pixel de saída a ser calculado.

w_i é o fator de peso para o ponto de entrada i .

Z_i é o valor do ponto de entrada i .

Fórmulas para calcular variância do erro e erro padrão:

A variação de erro é calculada como:

$$\sigma^2 = \sum_i (w_i * \gamma(h_{pi} + d))$$

O erro padrão ou o desvio padrão é a raiz quadrada da variância de erro, da seguinte forma:

$$\Sigma = 0(\Sigma_i(w_i * \gamma(h_{pi} + d))$$

Onde:

σ^2 é a variância de erro para a estimativa pixel de saída.

σ ele é o erro padrão ou o desvio padrão da estimativa pixel de saída.

h_{pi} a distância entre o pixel de saída p e ponto de entrada i.

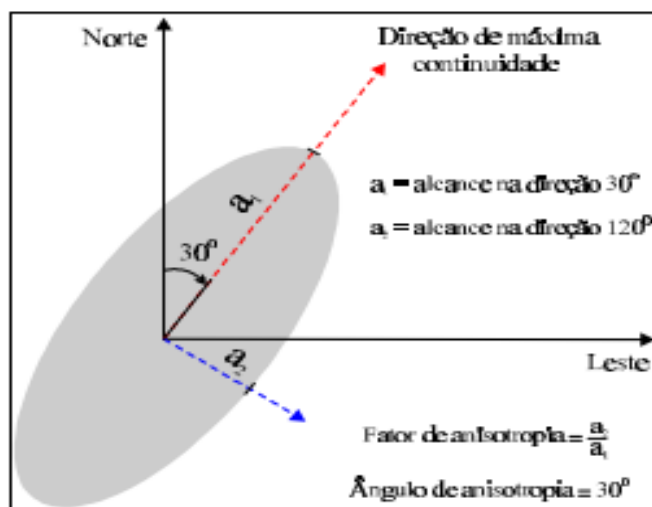
$d(h_{pi})$ é o valor do modelo semi-variográfica para o h_{pi} distância, ou seja, o valor de semi-variográfica para a distância entre a saída do pixel p e ponto de entrada i.

w_i é um fator de peso para o ponto de entrada i.

d é um multiplicador de Lagrange, usado para minimizar possíveis erros de estimativa.

Um modo direto de visualizar e calcular os parâmetros (fator e ângulo) da anisotropia geométrica é através do esboço gráfico de uma elipse, calculada através dos alcances obtidos em direções distintas, conforme a figura abaixo.

Figura 26 - Elipsoide de busca



Fonte: Wikipedia

As convenções que seguem, são as adotadas por Deutsch e Journel (1992). Para o eixo maior da elipse, denominado de direção de máxima continuidade, aplica-se o maior alcance (a_1). O ângulo da direção de máxima continuidade é definido a partir da direção Norte e no sentido horário. Seu valor corresponde à direção de maior alcance. O eixo menor define o alcance (a_2) na direção de menor continuidade, sendo este ortogonal à direção principal. Definido as estimativas de busca em forma de elipsoide estabelecemos que iremos usar amostras que possuam correlação com o bloco para realizar a nossas estimativas.

Depois de estabelecidas as direções de busca, foi realizado o desagrupamento das amostras, pois o banco de dados possui algumas regiões onde o adensamento de amostras é muito maior que em outras áreas, seguindo essa premissa espera-se que diminua o fator de erro estimado nas próximas etapas.

Após, foi realizada a validação das estimativas utilizando os métodos de validação Global, análise visual, análise de deriva, e curvas de parametrização.

6.5 QUANTIFICAÇÃO DE RECURSOS

Para efeito de classificação de recursos medidos, indicados e inferidos utilizamos como metodologia o alcance do correlograma, onde o mesmo visa uma indicação do nível de correlação que as amostras representam em uma zona mineralizada.

O recurso mineral inferido é a parte do recurso mineral para a qual a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades e conteúdo mineral são estimados com base em amostragem limitada e, portanto, com baixo nível de confiabilidade. A inferência é feita a partir de informações suficientes (geológicas, geoquímicas ou geofísicas, utilizadas em conjunto ou separadamente), admitindo-se, sem comprovação, que haja continuidade e persistência de teor e/ou qualidades, de tal modo que se pode ter um depósito de mérito econômico potencial. A pesquisa realizada não é detalhada (as estações de amostragem têm espaçamento relativamente amplo) e pode incluir exposições naturais e artificiais (estas em trincheiras, poços, galerias e furos de sonda).

Um nível de confiabilidade é medido pelo intervalo de confiança que revelará a precisão da estimação e a sua acurácia, para um determinado nível de probabilidades. Precisão é o rigor adotado na determinação dos parâmetros considerados na pesquisa mineral, com a determinação da faixa de sua variação, para mais ou para menos, do valor estimado, para um determinado nível de probabilidades. Acurácia é a proximidade entre o valor medido experimentalmente e o valor real, no processo de medição de parâmetros. No caso da pesquisa mineral, dos parâmetros físicos e químicos do depósito, sendo, para cada um deles, calculado o respectivo “erro de estimação”, levando-se em consideração o método de estimação usado.

Recurso mineral indicado é a parte do recurso mineral para a qual a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades, conteúdo mineral, morfologia, continuidade e parâmetros físicos estão estabelecidos, de modo que as estimativas realizadas são confiáveis. Envolve

pesquisa com amostragem direta em estações (afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda), adequadamente espaçada.

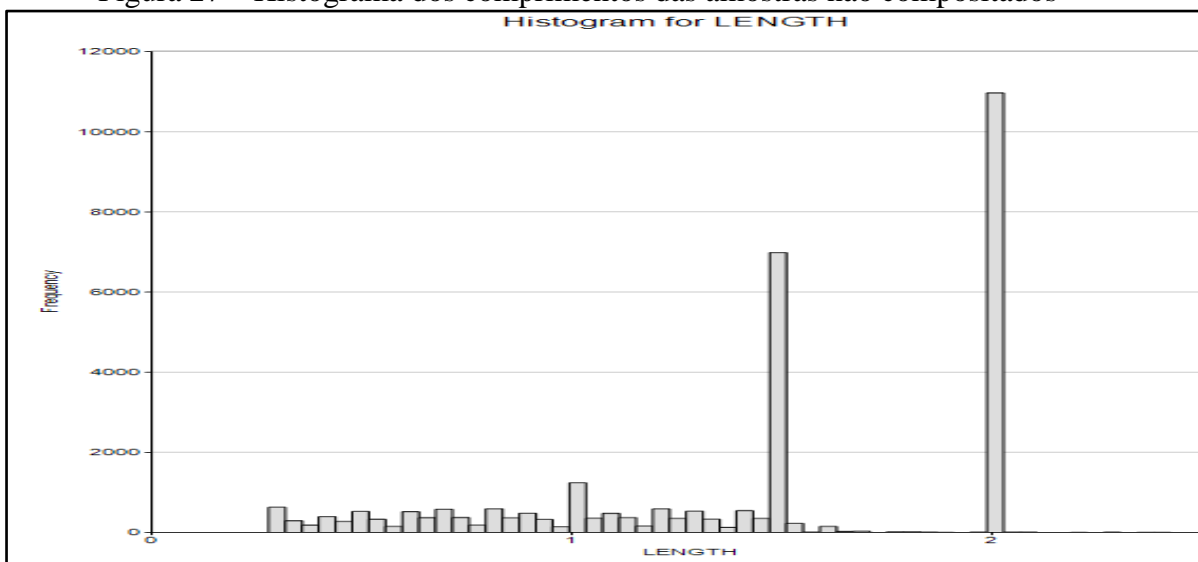
Recurso mineral medido é a parte do recurso mineral para a qual a tonelagem ou volume, o teor e/ou qualidades, conteúdo mineral, morfologia, continuidade e parâmetros físicos são estabelecidos com elevado nível de confiabilidade. As estimativas são suportadas por amostragem direta em retículo denso (afloramentos, trincheiras, poços, galerias e furos de sonda), de modo que se comprove a permanência das propriedades.

7. MODELAGEM DE TEORES

7.1 ANÁLISE EXPLORATÓRIA DOS DADOS

Os intervalos amostrais são irregulares demonstrando que provavelmente foram realizados mais de um tipo de procedimento amostral na campanha de sondagem, como mostra a figura abaixo do histograma do comprimento dos segmentos de furos que passam pelo corpo de minério.

Figura 27 – Histograma dos comprimentos das amostras não compostadas



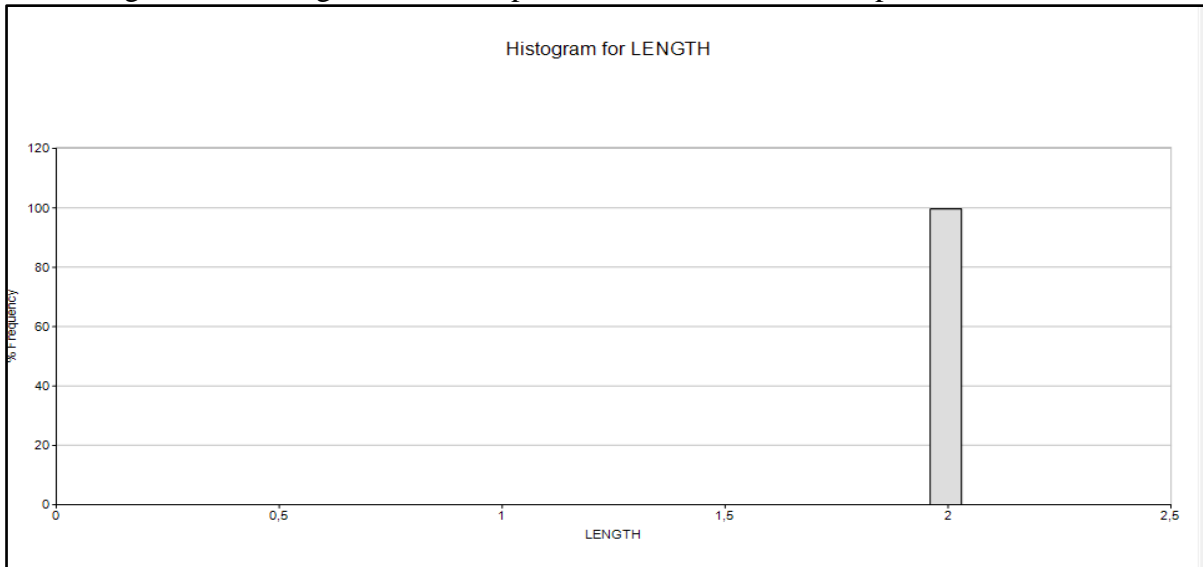
Fonte: Software Datamine Studio 3

Sendo assim faz-se necessário que os furos sejam compostados para uma distância de 2,0 metros de comprimento.

De acordo com o histograma acima, a maioria das amostras possuem comprimento aproximado de 2,0 metros, sendo este também o maior dentre os valores amostrais, por isso escolhemos o comprimento de 2,0 metros, para que as amostras não sejam “quebradas”.

Com a composição dos dados um novo histograma dos comprimentos dos furos foi gerado como mostra a figura a seguir.

Figura 28 – histograma dos comprimentos das amostras compositadas



Fonte: Software Datamine Studio 3

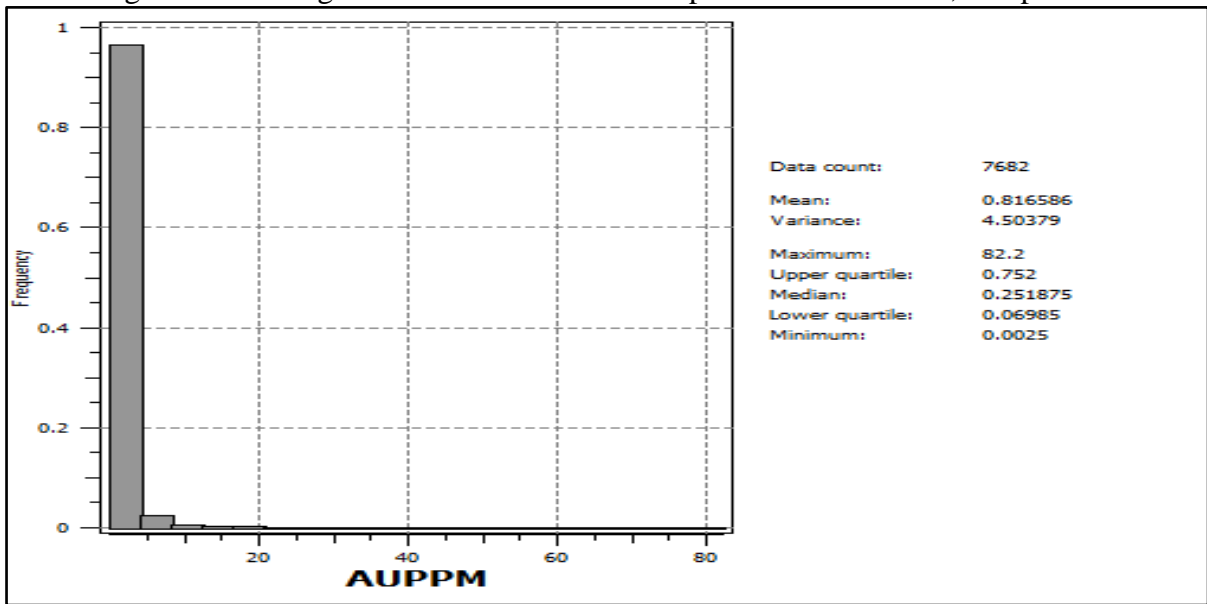
7.2 ESTATÍSTICA UNIVARIADA

A Estatística Univariada inclui todos os métodos de Estatística Descritiva que permitem a análise de cada variável separadamente e também métodos de Estatística Inferencial para determinada variável, podendo esta ser medida para uma ou mais amostras independentes.

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

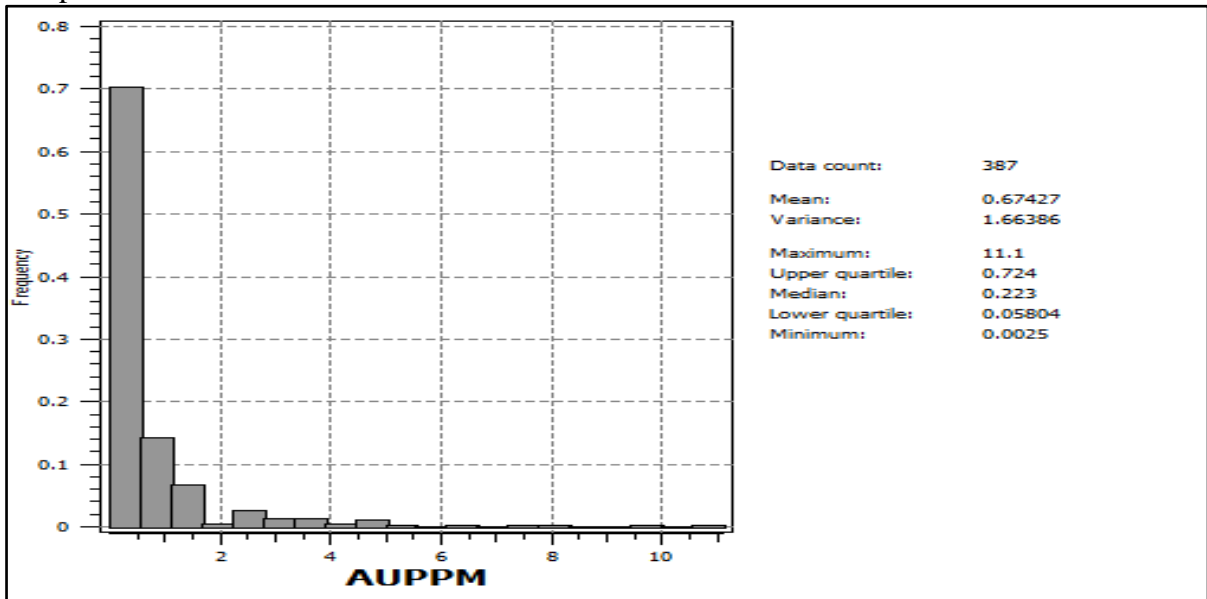
Os gráficos abaixo representam os histogramas das amostras de ouro pertencentes aos três corpos geológicos com os furos compositados.

Figura 29 - Histograma do teor de ouro do corpo de minério maior, compositado



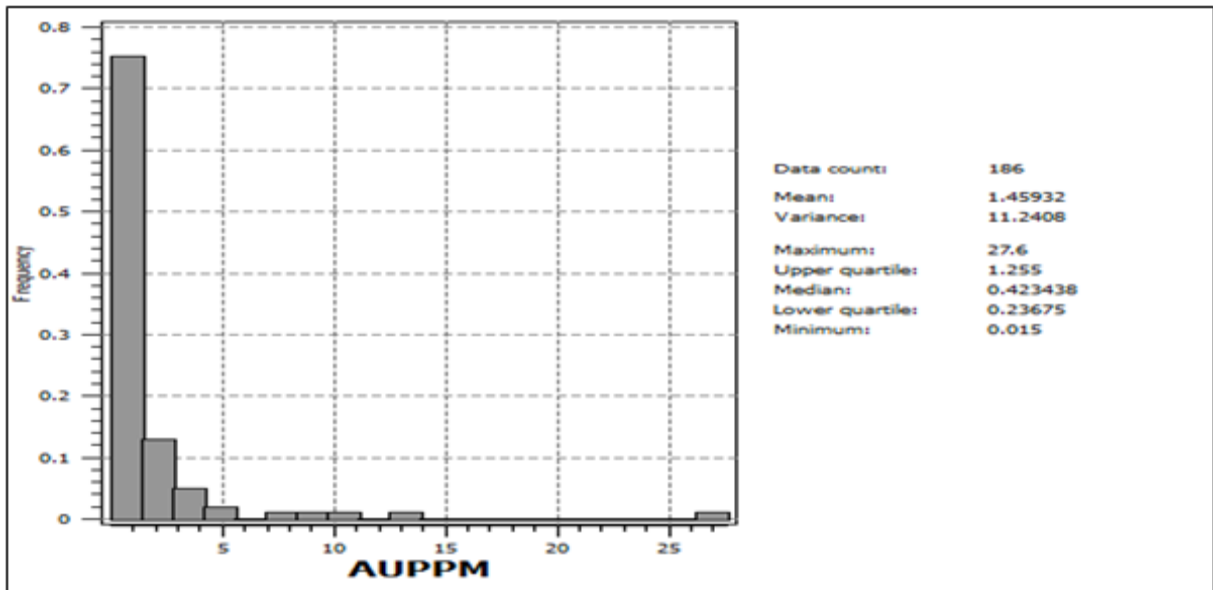
Fonte: Software Sgems

Figura 30 - Histograma do teor de ouro do corpo de minério lateral maior, compositado



Fonte: Software Sgems

Figura 31 - Histograma do teor de ouro do corpo de minério lateral menor, compositado



Fonte: Software Sgems

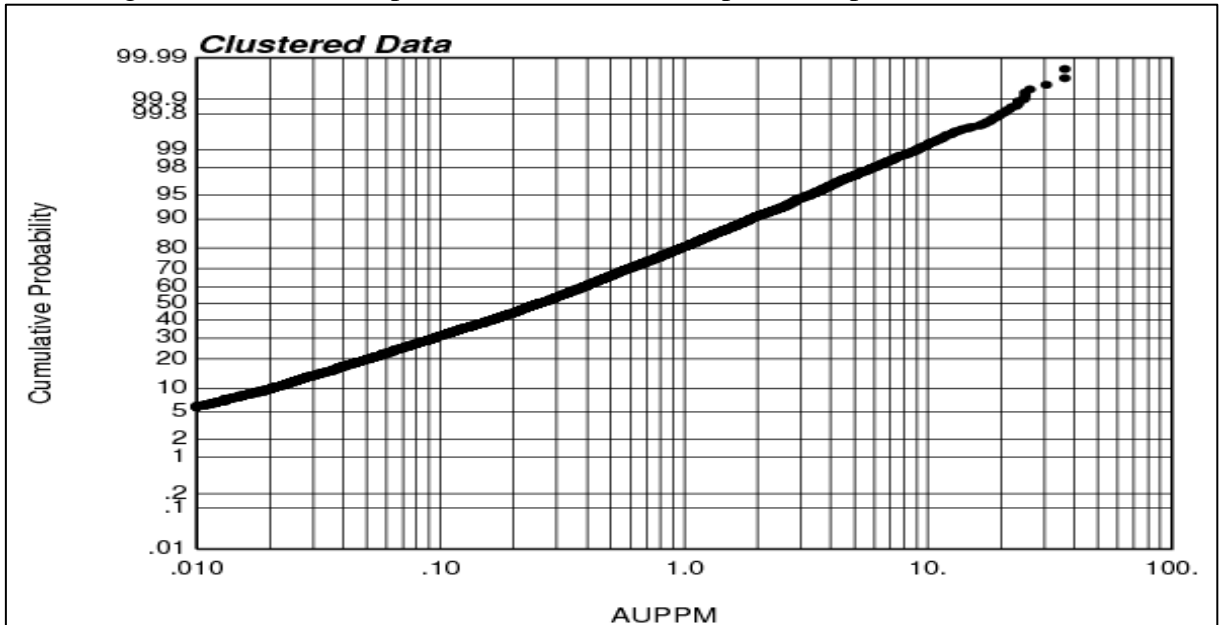
O passo a seguir é realizar o Método das Células Móveis, onde amostras agrupadas de maneira geral receberão pesos baixos com esse método, pois as células nas quais elas estão localizadas conterão diversas outras amostras, reduzindo um provável erro de superestimação do teor de ouro no depósito.

Esse método encontra-se implementado na rotina *declus* do *GSLIB* que utilizamos para desagrupar as amostras. Para sua utilização e definição das dimensões das células, os seguintes parâmetros foram definidos: espaçamento médio entre amostras e dimensões da área de interesse.

7.3 CAPPING

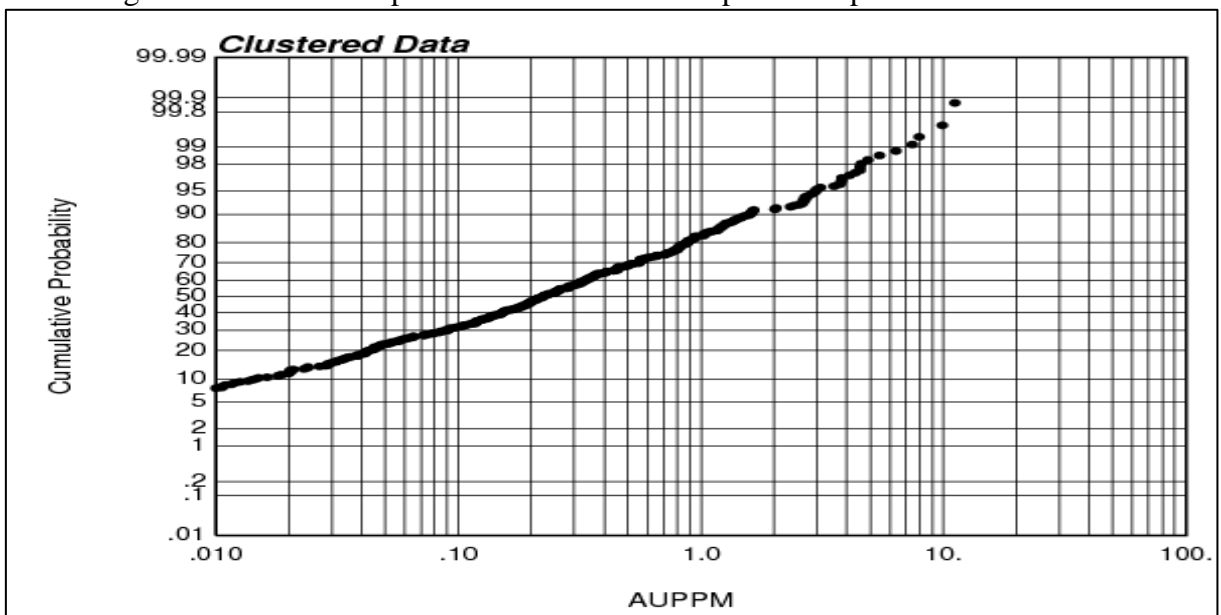
Esta etapa também utiliza o *software GSLIB* para gerar os gráficos a seguir, mas agora utilizamos a rotina *probplt*.

Figura 32 - Gráfico de probabilidade acumulada para o corpo de minério maior



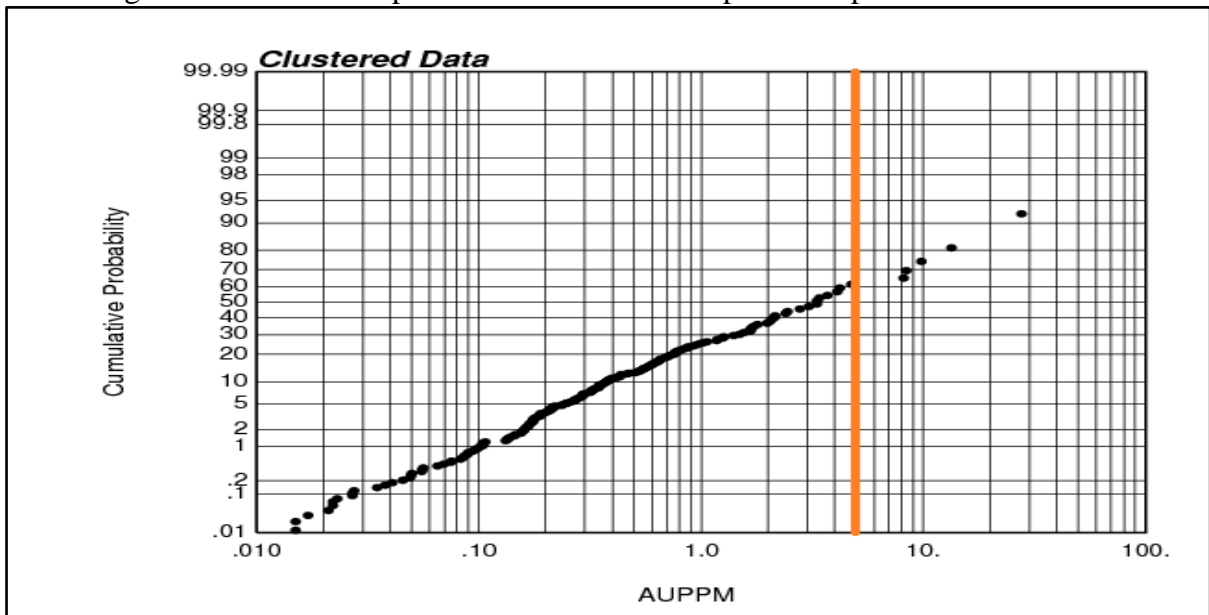
Fonte: Software Gslib

Figura 33 - Gráfico de probabilidade acumulada para o corpo de minério lateral maior



Fonte: Software Gslib

Figura 34 - Gráfico de probabilidade acumulada para o corpo de minério lateral menor

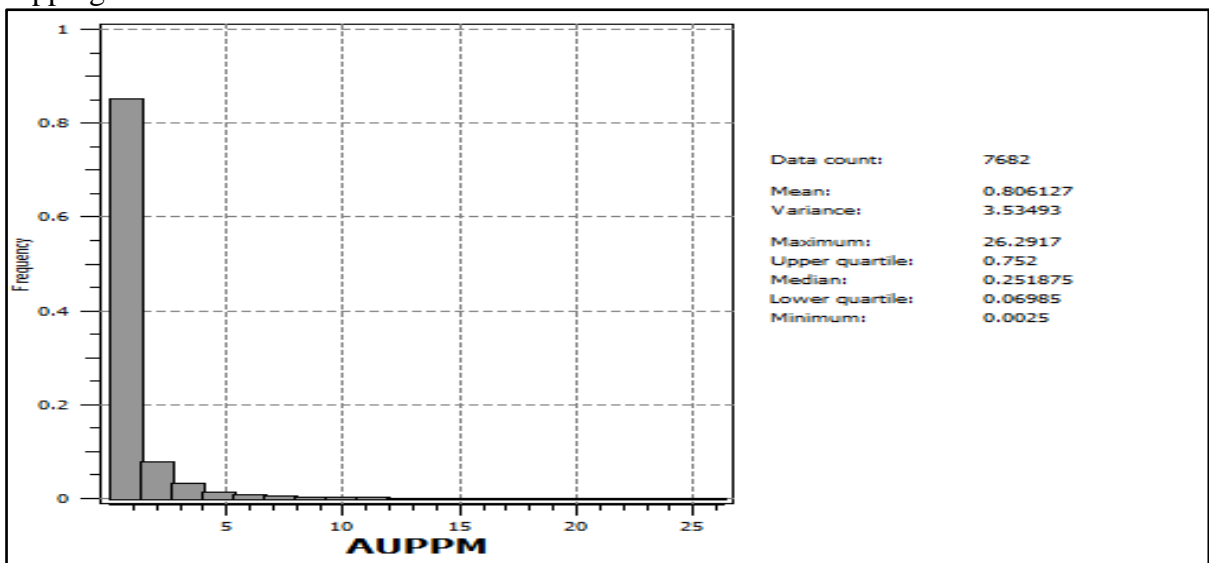


Fonte: Software Gslib

Conforme as três figuras acima o capping para os três domínios ficaram:

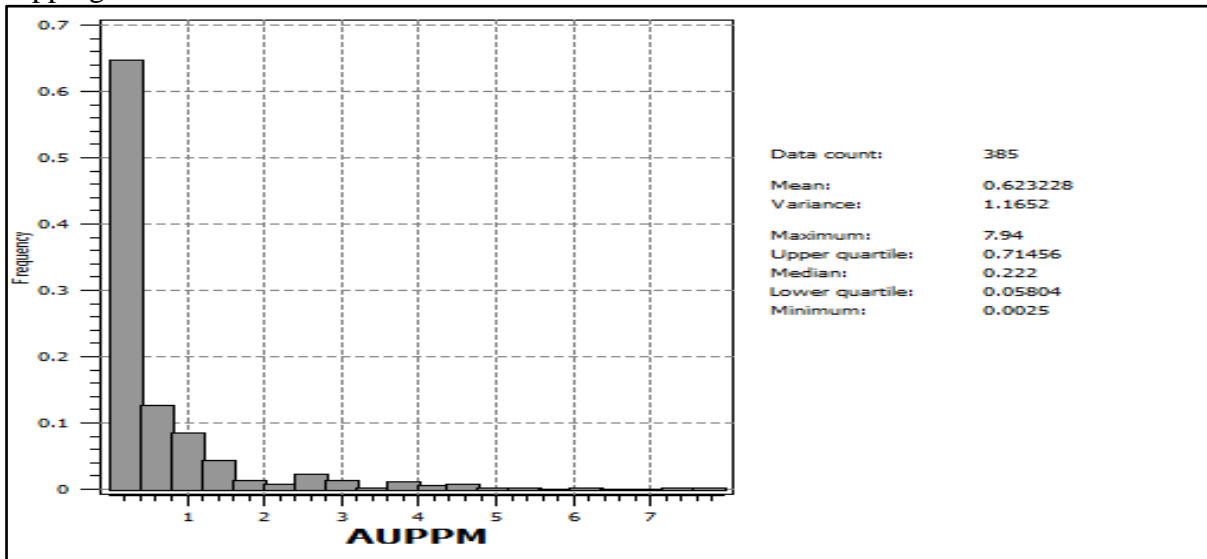
- corpo de minério maior : Os teores mais altos passaram a ser 30 ppm.
- corpo de minério lateral maior : Os teores mais altos passaram a ser 9 ppm.
- corpo de minério lateral menor: Os teores mais altos passaram a ser 5 ppm.

Figura 35 - Histograma das amostras de ouro no corpo de minério maior após o capping



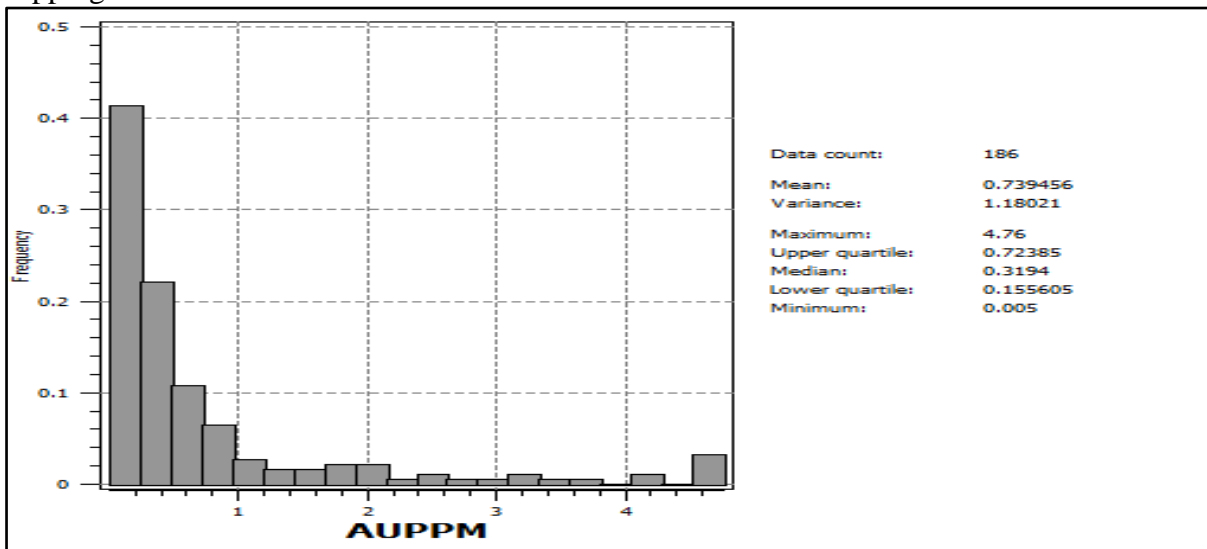
Fonte: Software Sgems

Figura 36 - Histograma das amostras de ouro no corpo de minério lateral maior após o capping



Fonte: Software Sgems

Figura 37 - Histograma das amostras de ouro no corpo de minério lateral menor após capping



Fonte: Software Sgems

7.4 DEFINIÇÃO DE DIMENSÃO DE BLOCOS

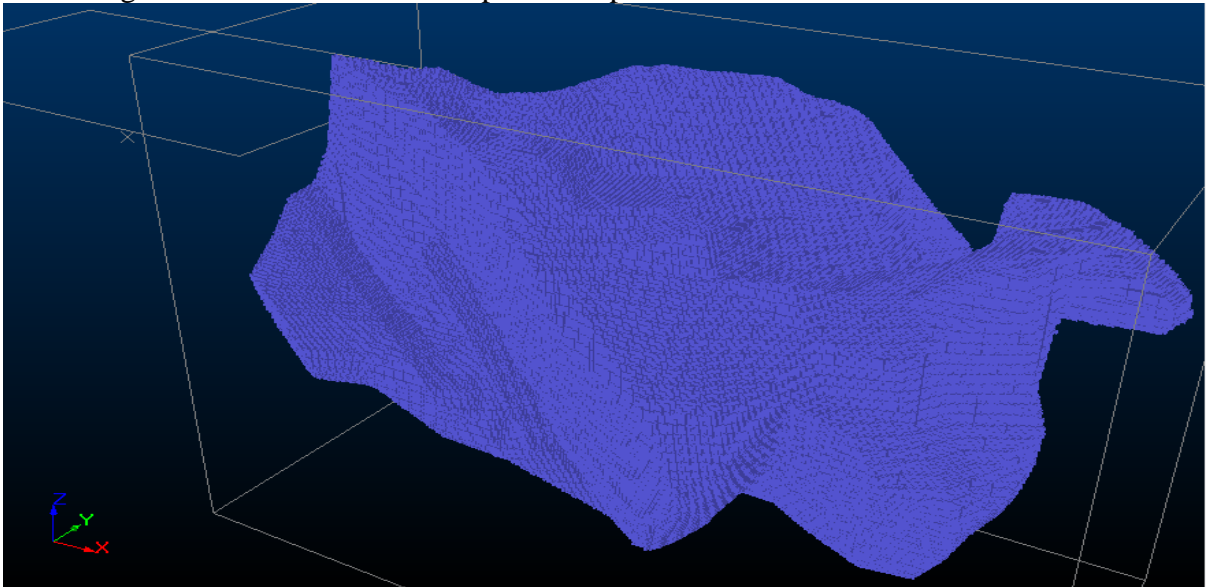
Para poder realizar a estimativa dos recursos, o corpo do minério foi dividido em blocos com dimensão de 10 X 10 X 10 metros, nas direções X, Y, e Z.

Para o plano X e Y utilizou-se 10 metros, pois é o valor de aproximadamente 1/4 da malha amostral, já o eixo Z, recebeu o valor de 10 metros também, pois a altura da bancada foi definida em 10 metros.

Foi realizada também uma “sub-blocagem” a fim de se obter uma melhor aderência do modelo de blocos com o sólido geológico, onde as diferenças entre os volumes dos sólidos geológicos modelados e os modelos de blocos gerados não foi significativa.

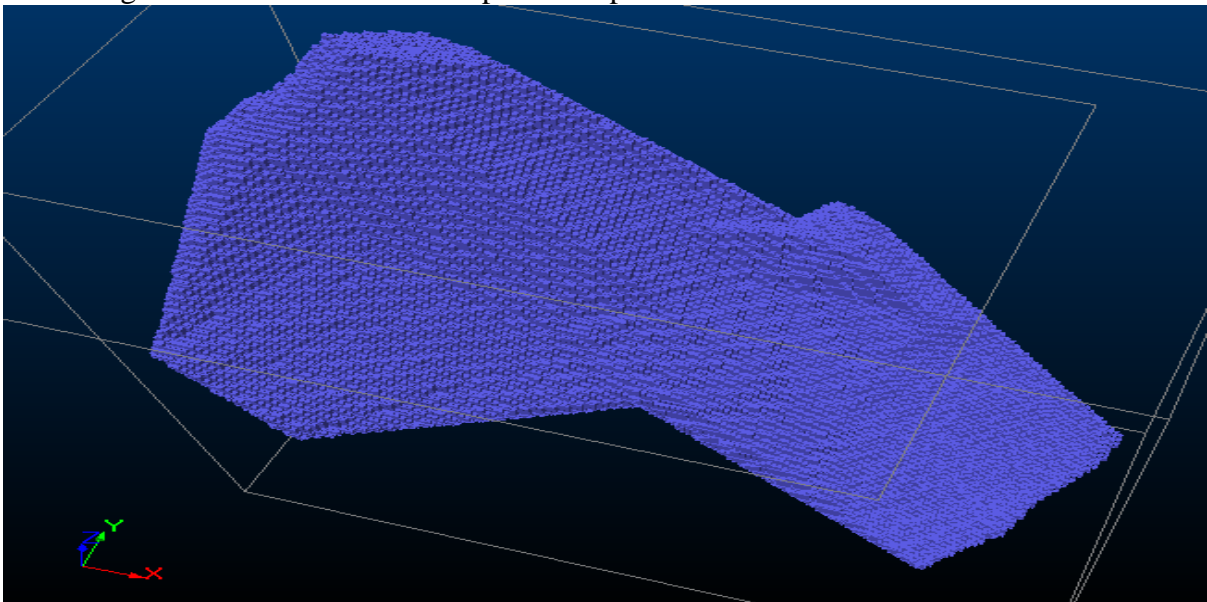
Abaixo temos os três corpos geológicos com seus respectivos modelos de blocos.

Figura 38 - Modelo de blocos para o corpo de minério maior



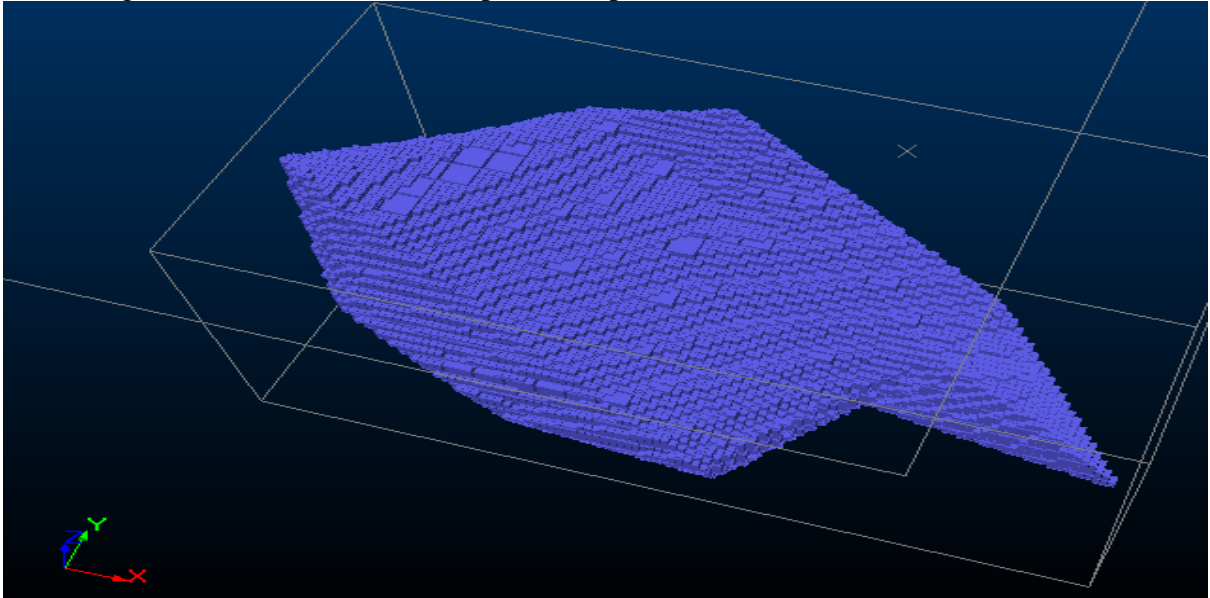
Fonte: Software Datamine Studio 3

Figura 39 - Modelo de blocos para o corpo de minério lateral maior



Fonte: Software Datamine Studio 3

Figura 40 - Modelo de blocos para o corpo de minério lateral menor

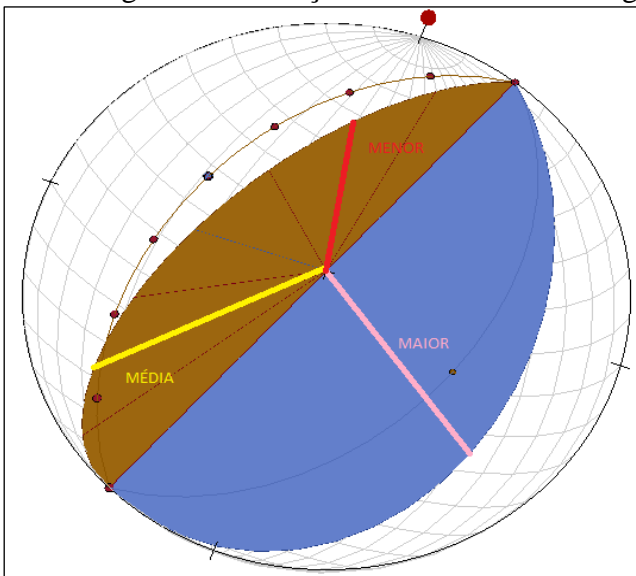


Fonte: *Software Datamine Studio 3*

7.5 DIREÇÕES DE BUSCA DO CORRELOGRAMA

Os eixos do elipsoide de busca foram definidos conforme o alcance dos correlogramas nas direções maior, média e menor, como mostra a figura 42.

Figura 41 – Direções de busca do correlograma



Fonte: *app.visiblegeology.com/stereonet*

direção maior: 112.5

direções média: 238

direções menor: 347

7.6 DEFINIÇÃO DOS DADOS DOS CORRELOGRAMAS

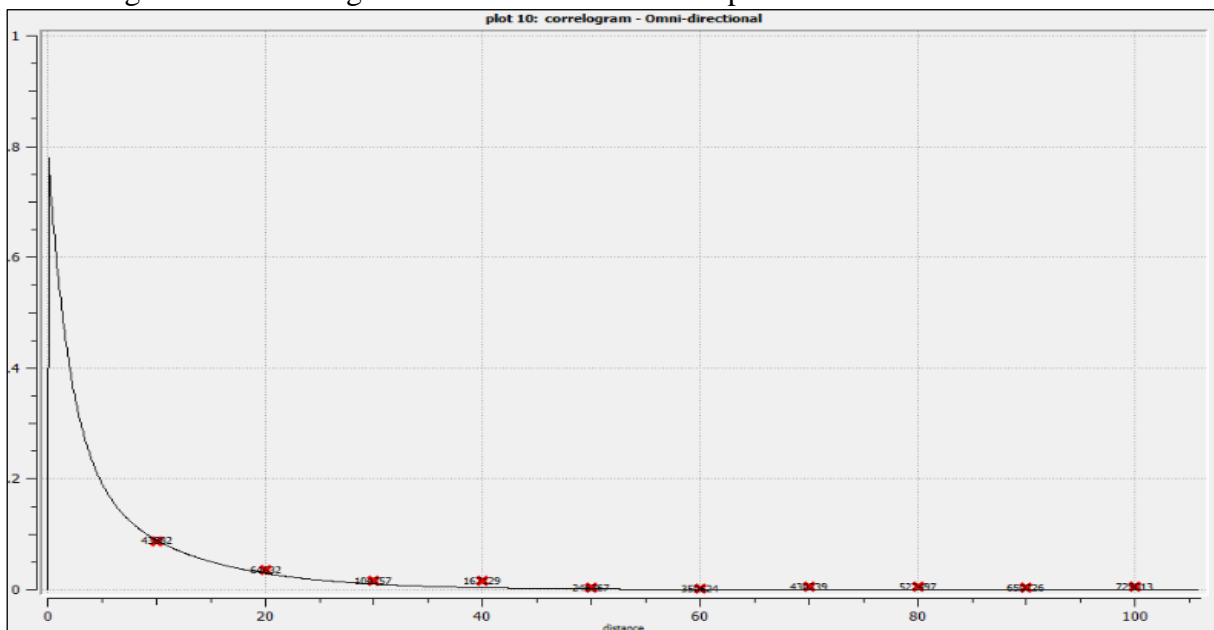
Para a análise de continuidade espacial do depósito, foram utilizados correlogramas ao invés de semivariogramas, devido a sua capacidade de proporcionar uma curva mais suave do que a do semivariograma, especialmente na presença de valores extremos.

Primeiro determinamos o efeito pepita das amostra, através do correlograma do the hole e seu modelo devido ao seu espaçamento amostral.

No correlograma omni-direcional foi definido, o tamanho dos lags onde os mesmos precisam abranger ao menos a metade da área. O lag separation ficou em 2,0 metros enquanto o lag tolerance ficou com a metade deste valor. A largura de banda, bandwidth, para o correlograma omni direcional foi fixado em 10000 para alcançar pares de amostras em todas as direções.

Para os direcionais a largura da banda é de 20 metros, o lag separation é de 10 metros e o lag tolerance é 5 metros. Depois de determinar o efeito pepita, os parâmetros serão carregados para os outros modelos dos correlogramas, todos utilizando como ferramenta de execução o *software Sgems* como mostra as figuras abaixo.

Figura 42 - Correlograma omni-direcional do corpo de minério

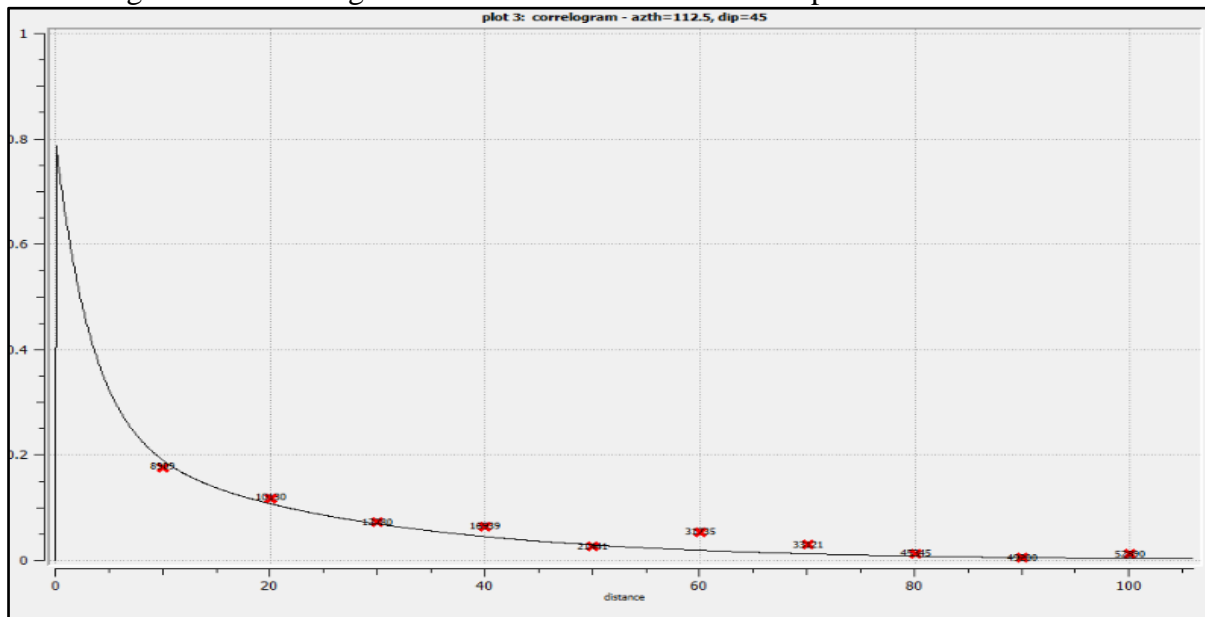


Fonte: Software Sgems

Tabela 3 – Ranges correlograma omni-direcional

Efeito Pepita : 20%
Estrutura 1
Sill: 0.55
Range: 6
Estrutura 2
Sill: 0.25
Range: 30

Figura 43 - Correlograma de maior continuidade do corpo de minério

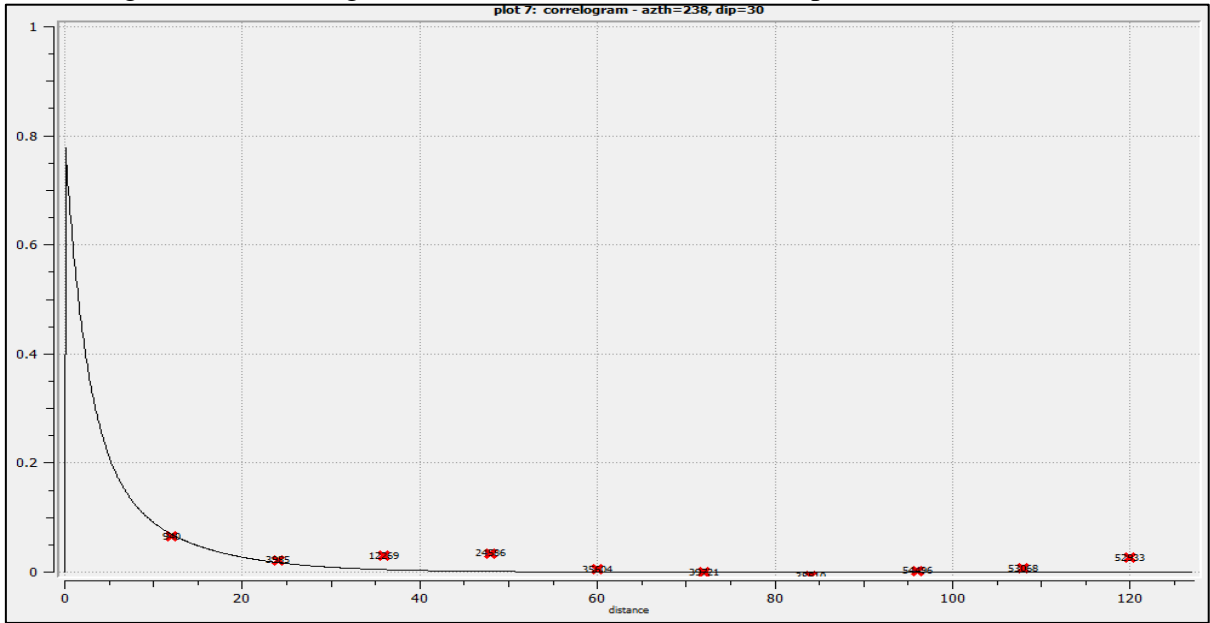


Fonte: Software Sgems

Tabela 4 – Ranges correlograma de maior continuidade

Efeito Pepita : 20%
Estrutura 1
Sill: 0.55
Range: 10
Estrutura 2
Sill: 0.25
Range: 70

Figura 44 - Correlograma de média continuidade do corpo de minério

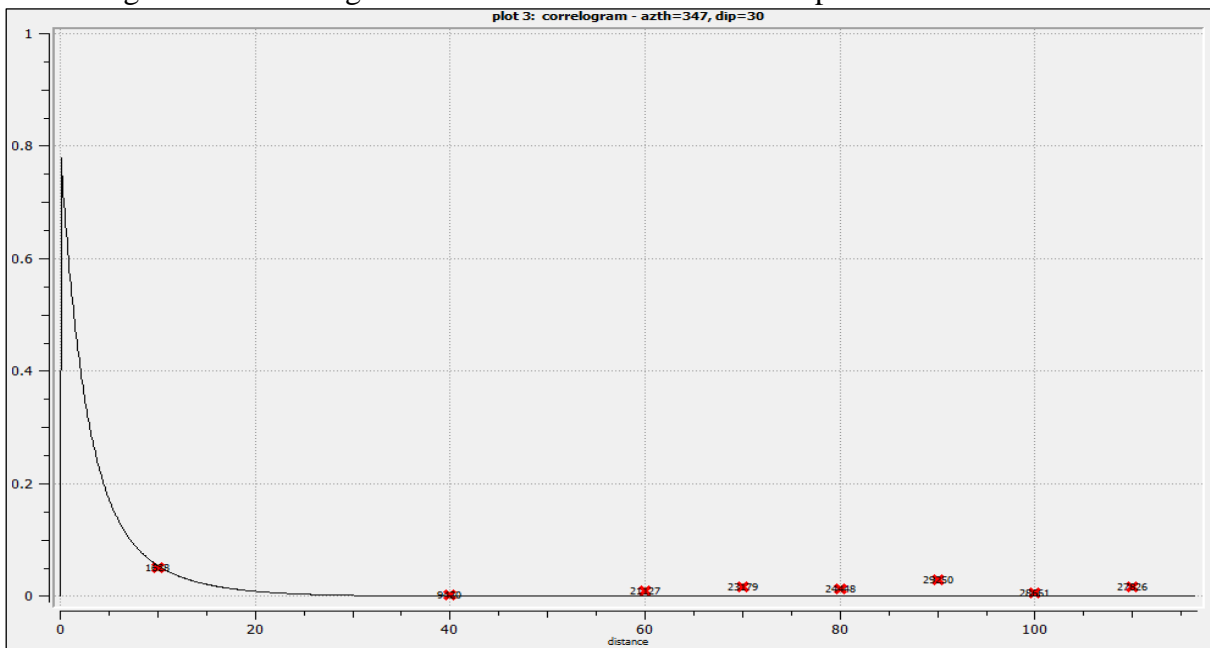


Fonte: Software Sgems

Tabela 5 – Ranges correlograma de maior continuidade

Efeito Pepita : 20%
Estrutura 1
Sill: 0.55
Range: 8
Estrutura 2
Sill: 0.25
Range: 27

Figura 45 - Correlograma de menor continuidade do corpo de minério



Fonte: Software Sgems

Tabela 6 – Ranges correlograma de maior continuidade

Efeito Pepita : 20%
Estrutura 1
Sill: 0.55
Range: 7
Estrutura 2
Sill: 0.25
Range: 18

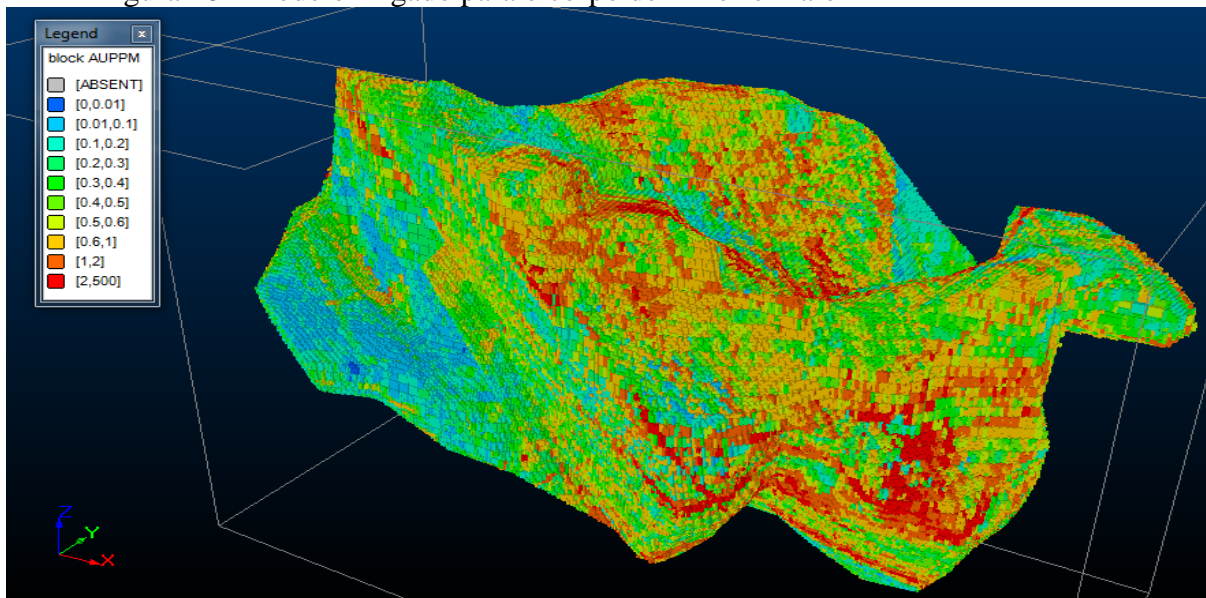
8. ESTIMATIVA DOS TEORES NO MODELO DE BLOCOS

8.1 KRIGAGEM ORDINÁRIA

Para estimar os blocos foram utilizados no mínimo 1 e no máximo 16 amostras. O elipsóide foi dividido em oito setores angulares com um número máximo de 4 amostra por setor.

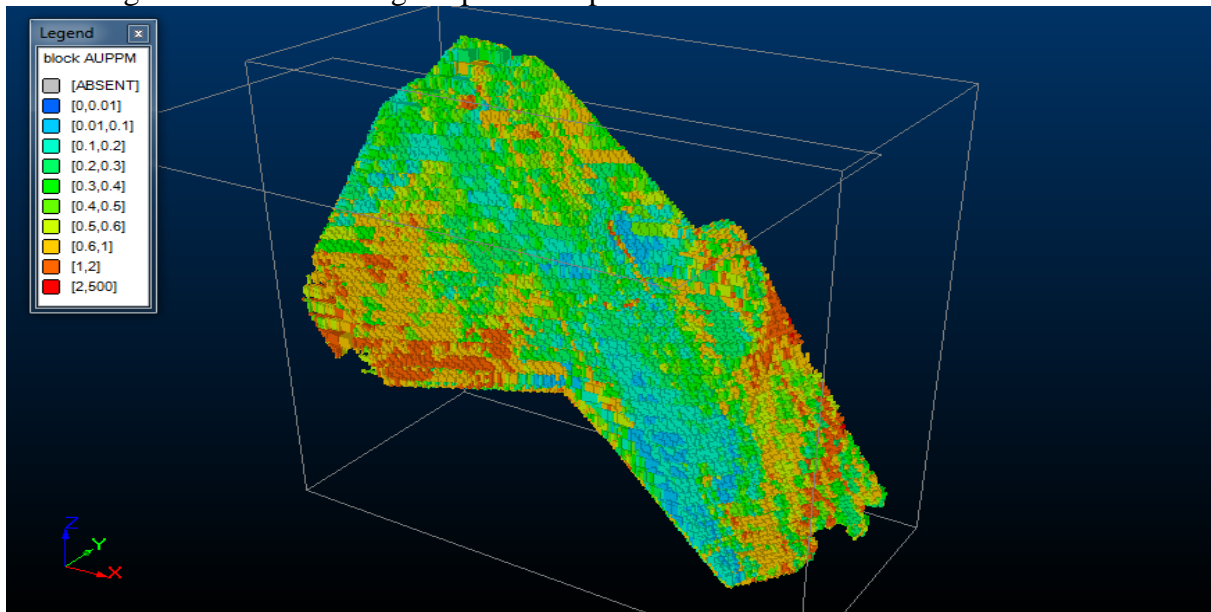
Abaixo as figuras com os modelos gerados pelo *software* Studio3.

Figura 46 - Modelo krigado para o corpo de minério maior



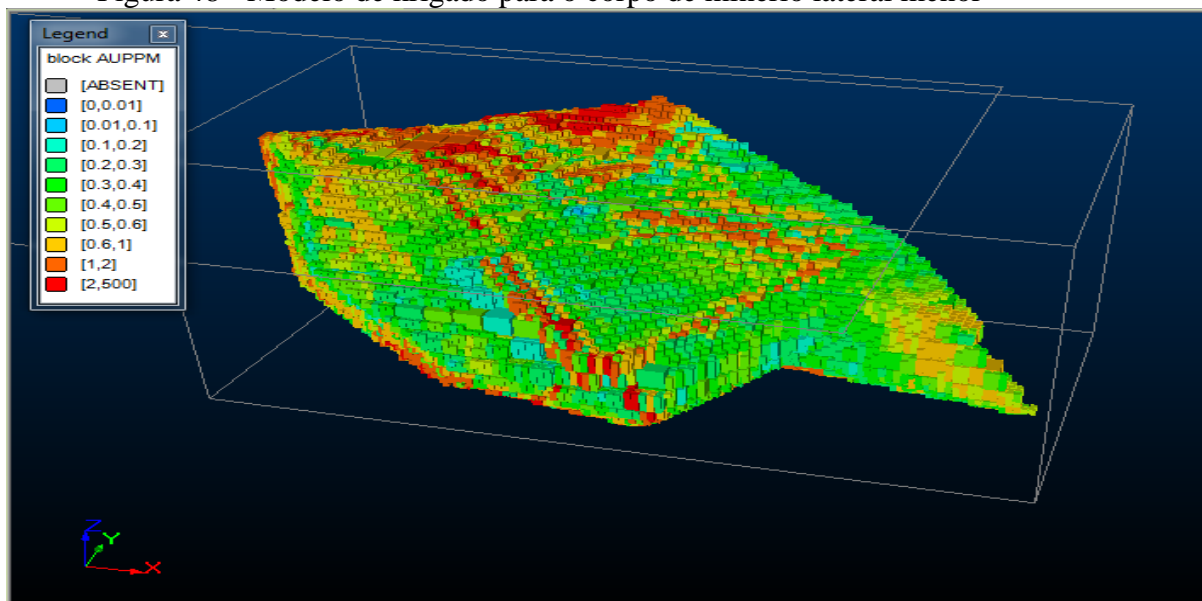
Fonte: Software Datamine Studio 3

Figura 47 - Modelo krigado para o corpo de minério lateral maior



Fonte: Software Datamine Studio 3

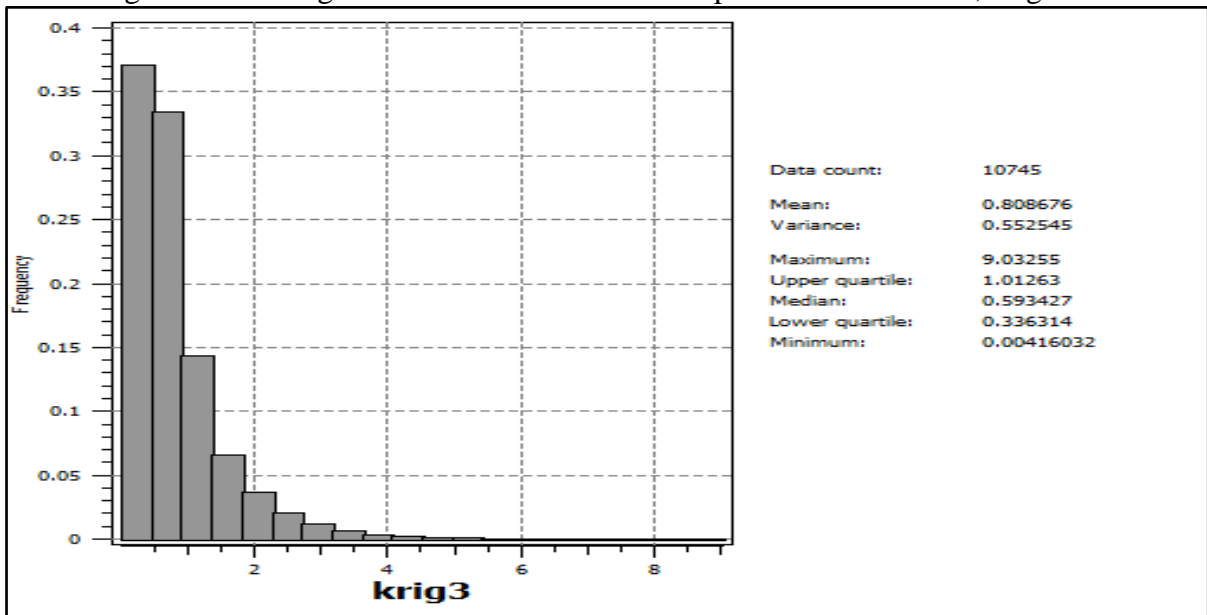
Figura 48 - Modelo de krigado para o corpo de minério lateral menor



Fonte: Software Datamine Studio 3

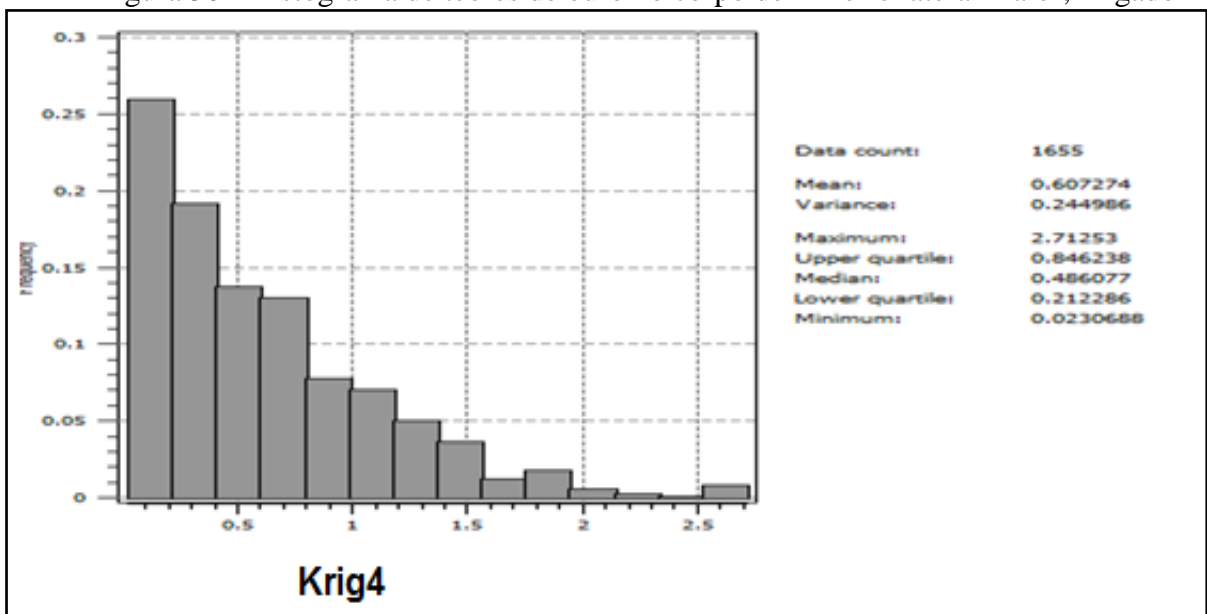
A seguir gerou-se os histogramas dos teores de ouro para cada um dos corpos dos modelos geológicos.

Figura 49 - Histograma de teores de ouro no corpo de minério maior, krigado



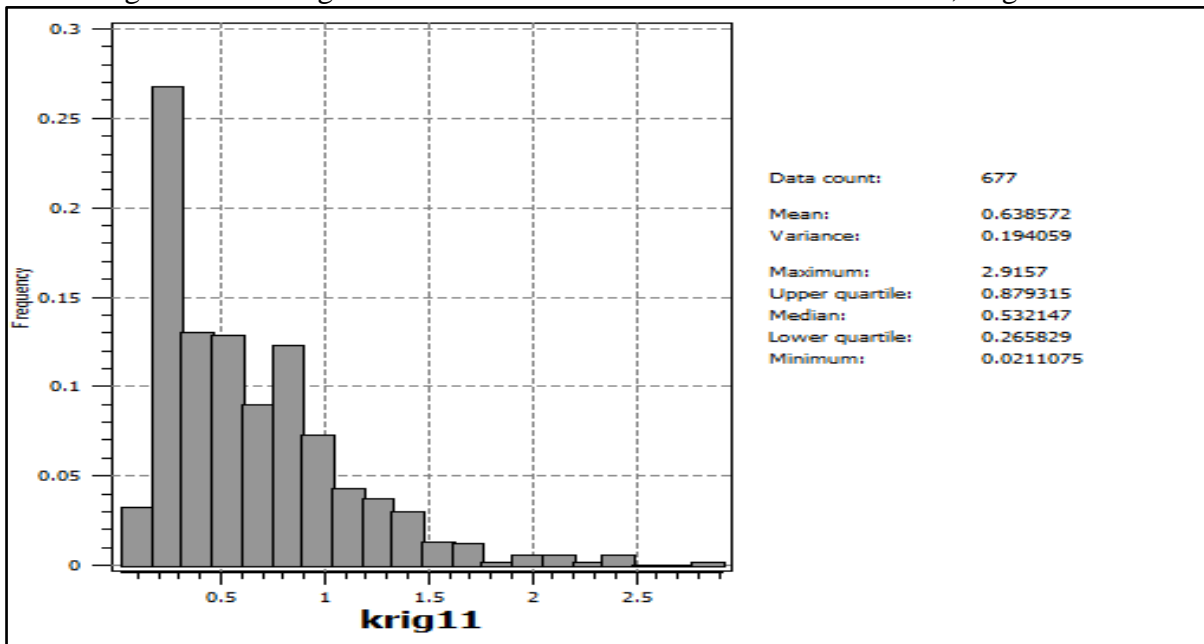
Fonte: Software Sgems

Figura 50 - Histograma de teores de ouro no corpo de minério lateral maior, krigado



Fonte: Software Sgems

Figura 51 - Histograma de teores de ouro no minério lateral menor, krigado



Fonte: Software Sgems

8.2 VALIDAÇÃO GLOBAL

A validação global consiste em comparar a média total dos dados desagrupados com a média total do modelo de blocos estimado, onde o mesmo ficou abaixo dos 5% que é o limite aceitável.

8.3 VALIDAÇÃO VISUAL

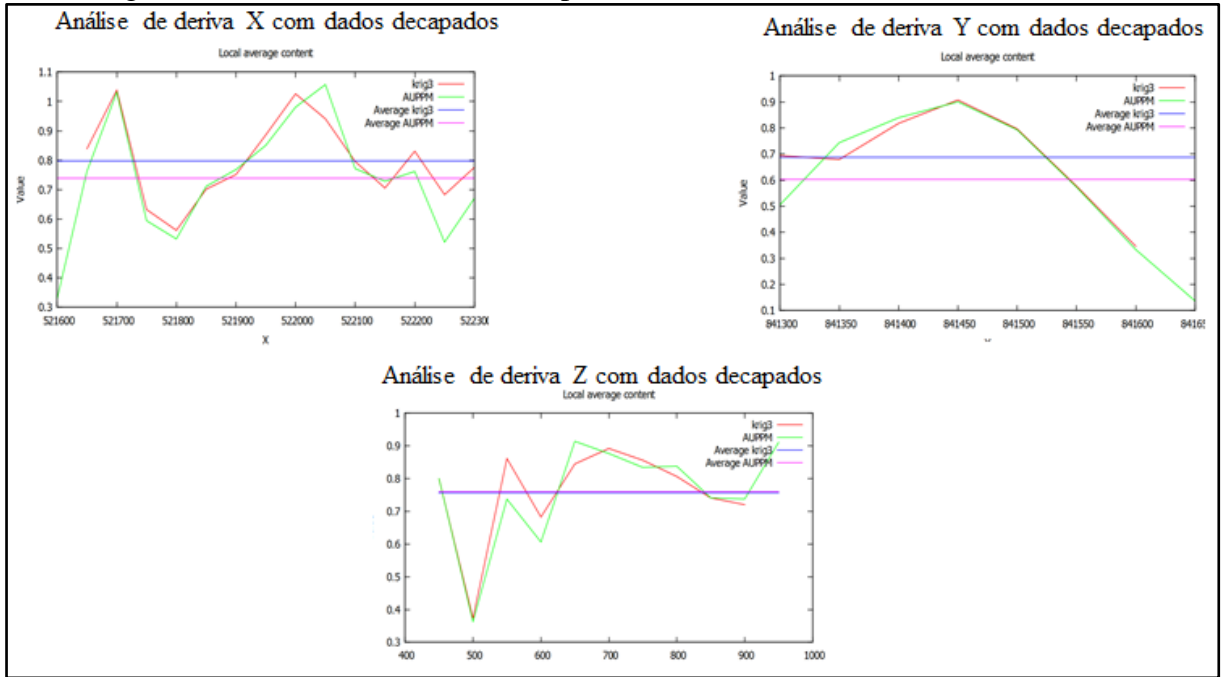
Foi feita comparando algumas seções do modelo de blocos e furos de sondagem, onde os valores estimados estão bem próximos dos valores medidos.

8.4 ANÁLISE DE DERIVA

A análise de deriva foi realizada com o *software Sgems* utilizando-se de um script desenvolvido na UFRGS que avaliou o teor de ouro.

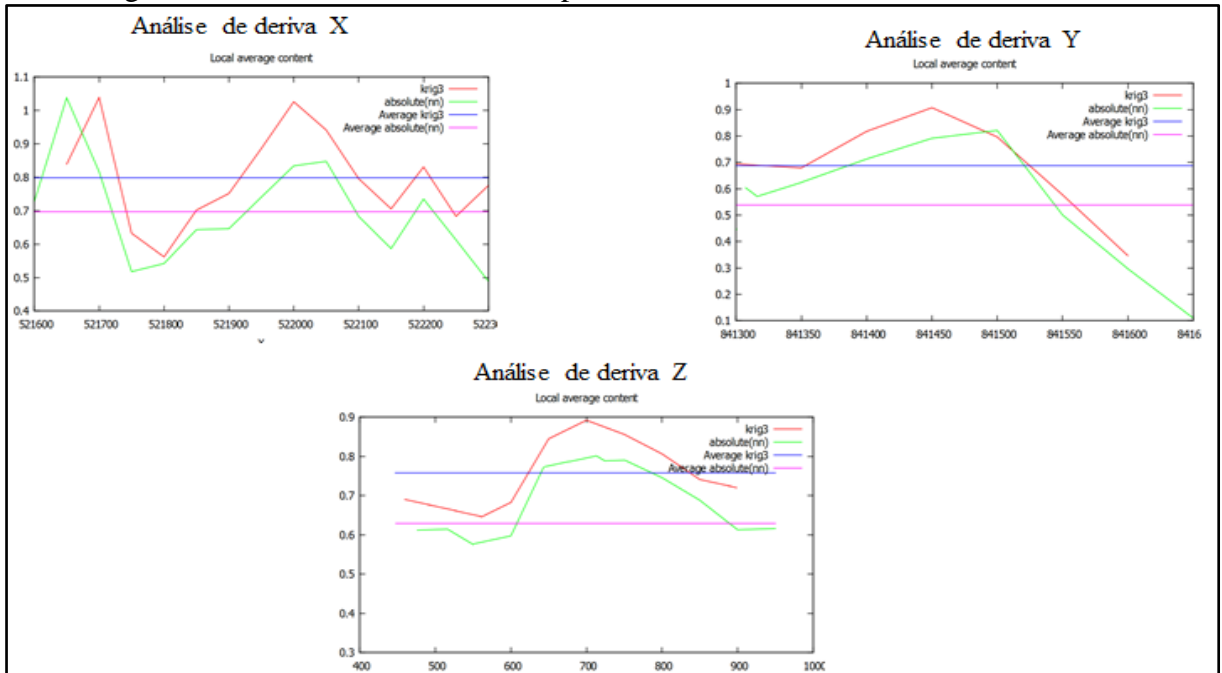
Primeiro avaliou-se os dados originais com os dados estimados, seguido dos dados estimados com a krigagem e estimados com o vizinho mais próximo para cada um dos três corpos geológicos.

Figura 52 - Análise de deriva do corpo de minério maior



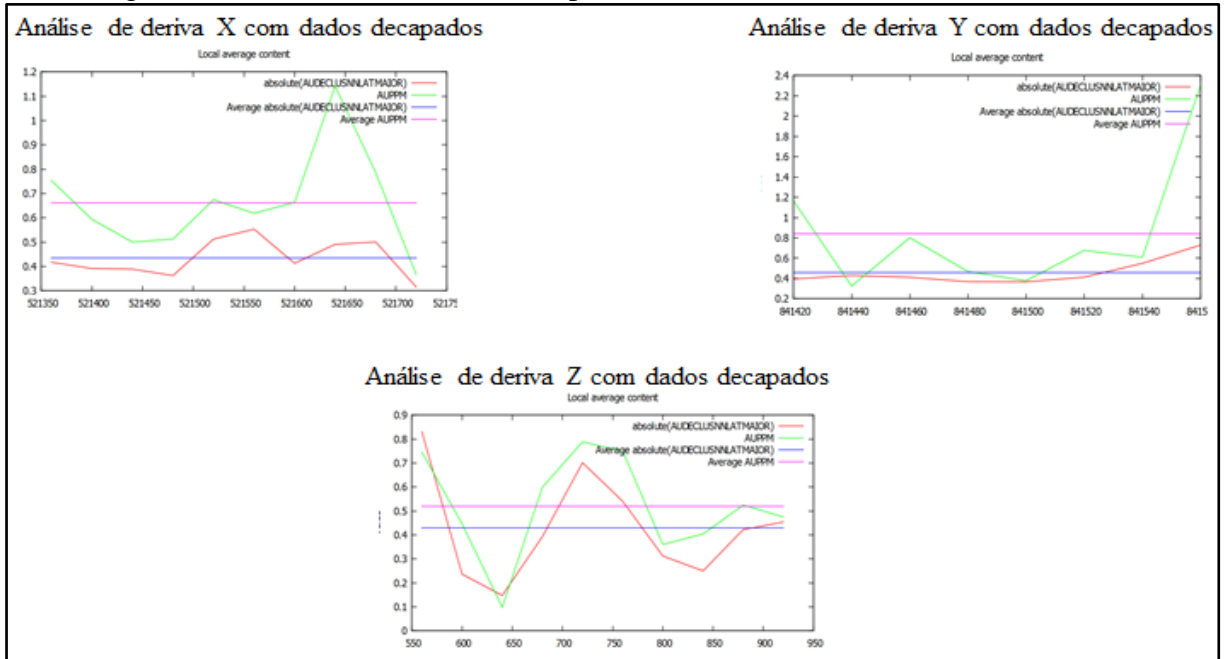
Fonte: Software Sgems

Figura 53 - Análise de deriva do corpo de minério maior



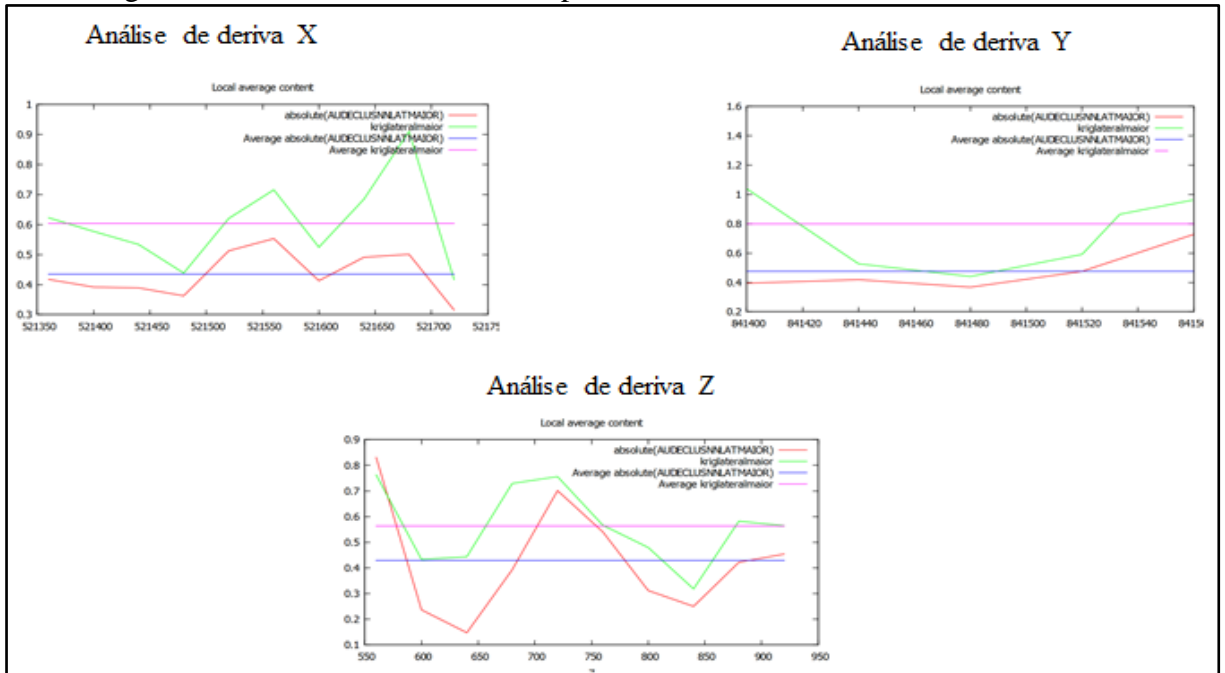
Fonte: Software Sgems

Figura 54 - Análise de deriva do corpo de minério lateral maior



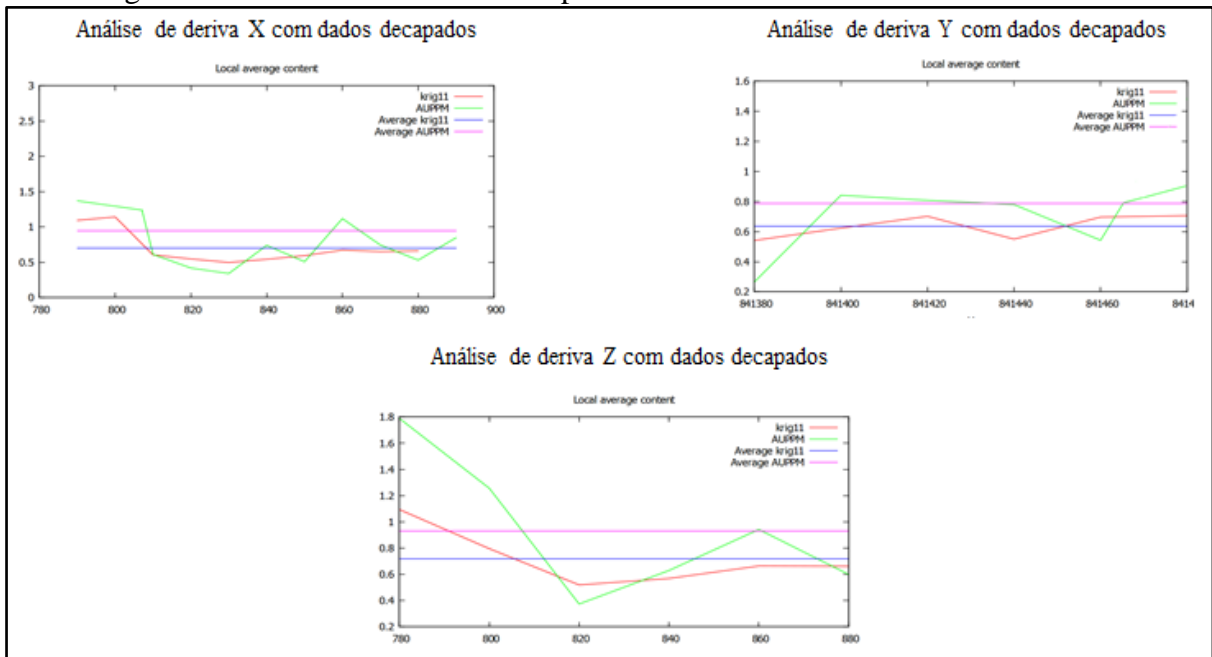
Fonte: Software Sgems

Figura 55 - Análise de deriva do corpo de minério lateral maior



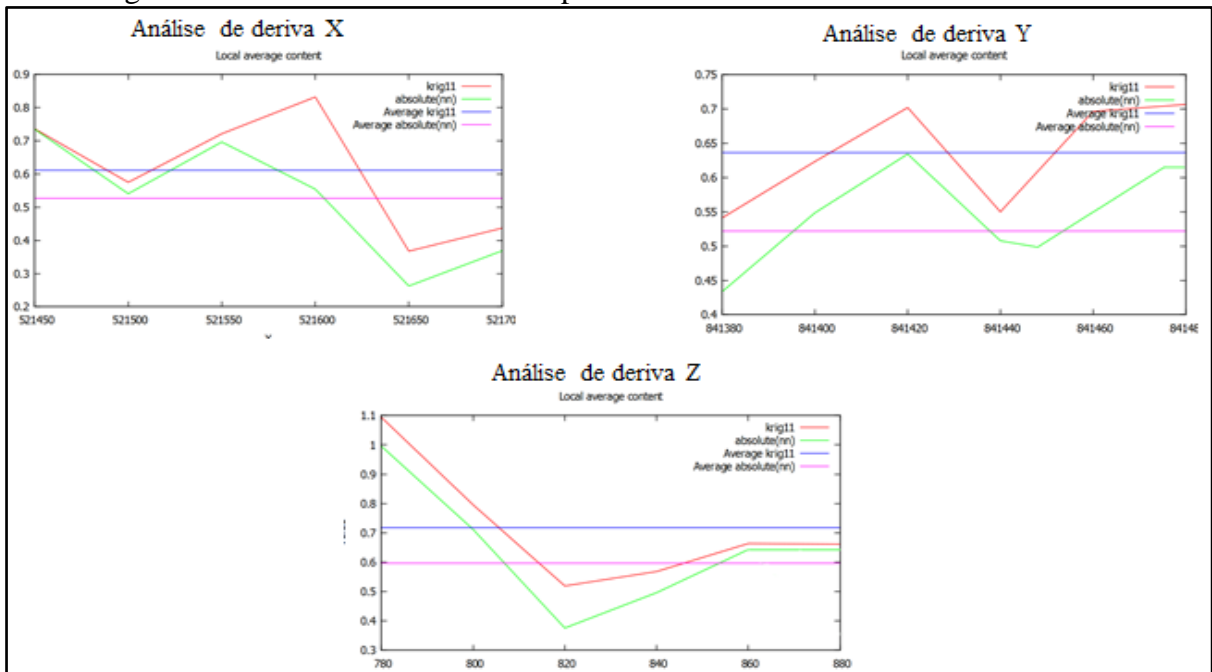
Fonte: Software Sgems

Figura 56 - Análise de deriva do corpo de minério lateral menor



Fonte: Software Sgems

Figura 57 - Análise de deriva do corpo de minério lateral menor



Fonte: Software Sgems

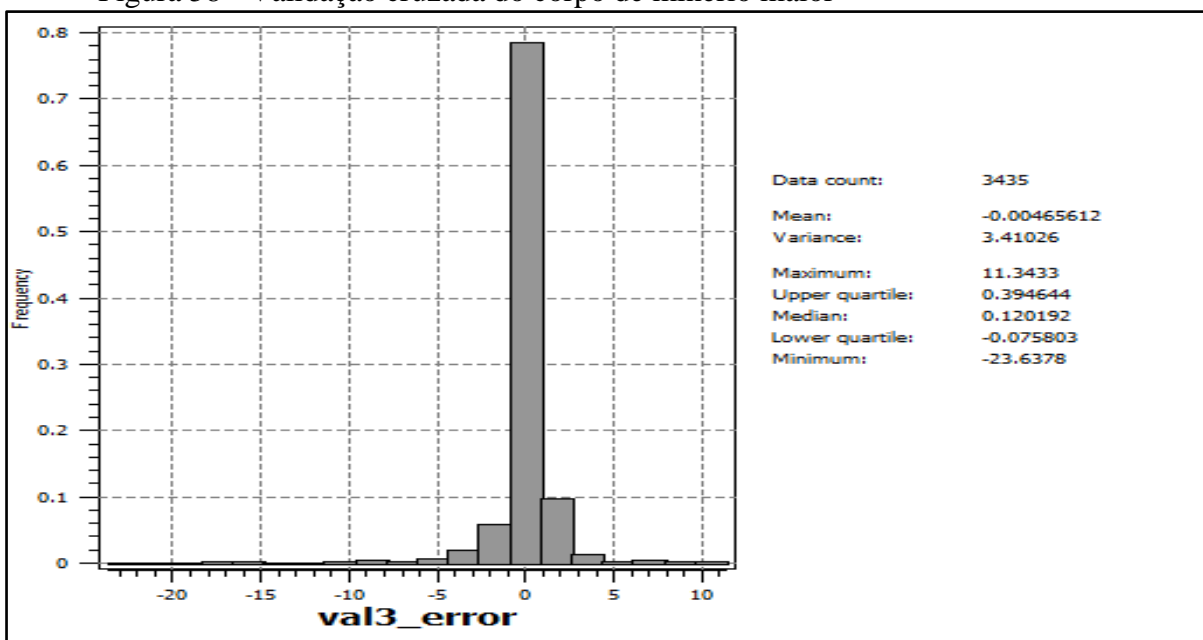
Através das análises de deriva realizadas percebe-se que a média dos dados estimados apresenta a mesma tendência que a dos dados reais, validando assim a estimativa, o mesmo acontece para os dados estimados pela krigagem e o vizinho mais próximo. As áreas onde não possuem uma aderência fiel aos dados originais podem ser explicadas, pois além dos

blocos não estarem rotacionados com a direção do corpo de minério, existem regiões onde há poucos dados reais, e muitos blocos estimados a partir desses dados.

8.5 VALIDAÇÃO CRUZADA

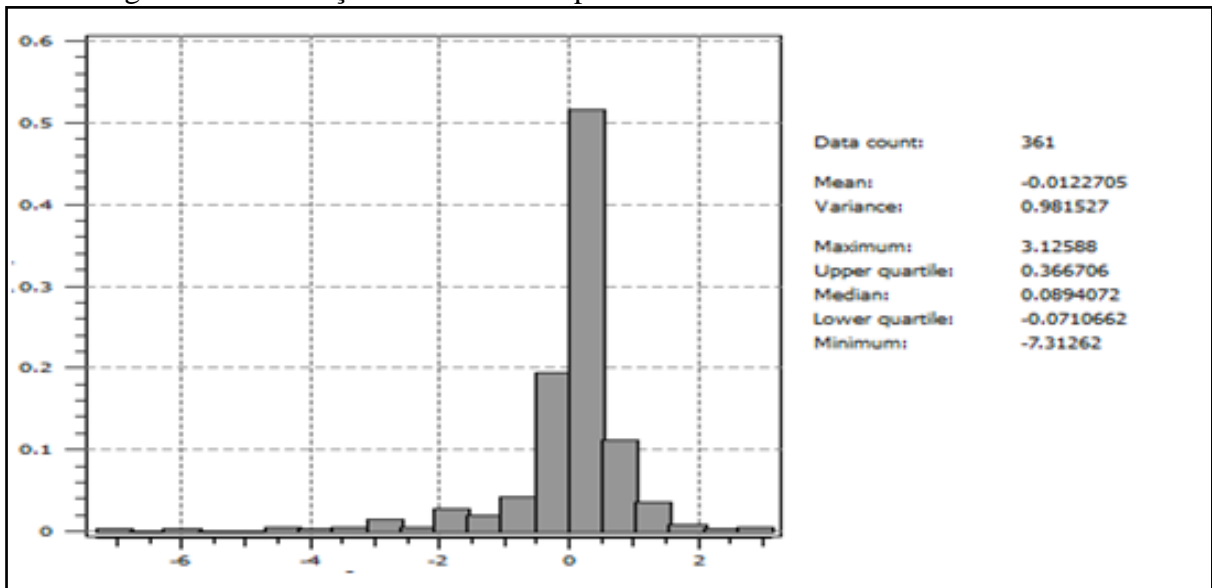
A validação cruzada é um método de seleção do modelo semivariográfico, pois permite selecionar o modelo matemático que melhor descreve a dependência espacial das observações das variáveis em função das distâncias. Para Hernández et al. (2009) a idéia da validação cruzada consiste em validar a capacidade do modelo ajustado de semivariograma associado à incerteza do atributo não amostrado. Na validação cruzada supõe-se, que um elemento da amostra, não tenha sido observado. Para isto, retira-se o valor amostrado e obtém-se a estimativa do mesmo pela krigagem, usando os valores dos pontos vizinhos. Este processo é realizado para todos os pontos amostrados. Ao final para cada ponto existirá o valor verdadeiro e o valor estimado e, portanto, o erro de estimação.

Figura 58 - Validação cruzada do corpo de minério maior



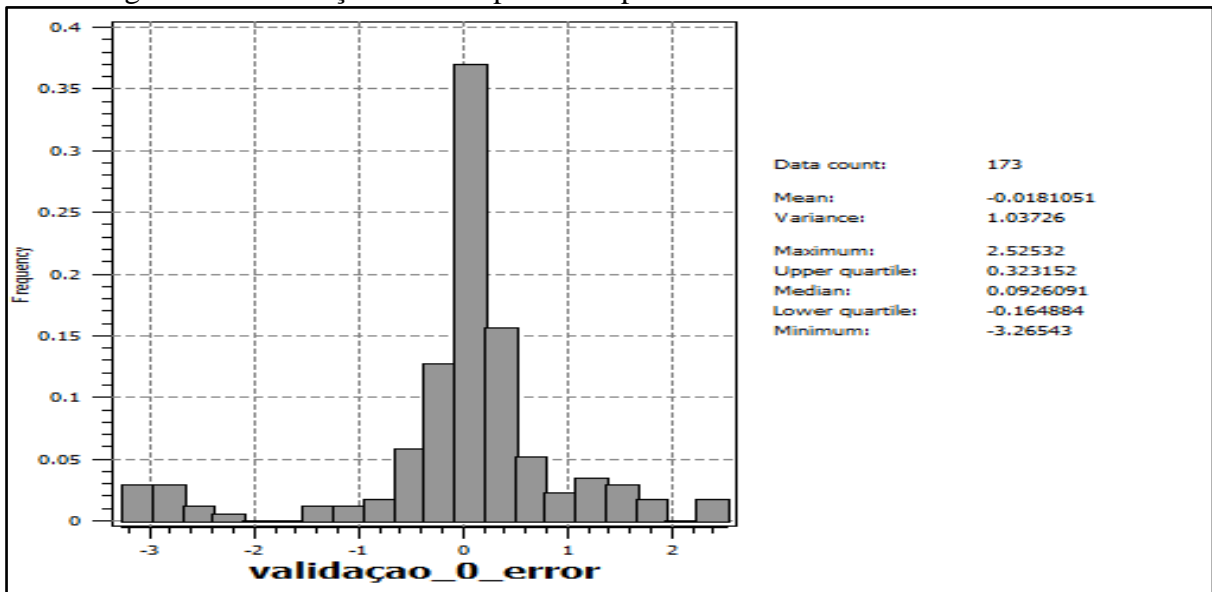
Fonte: Software Sgems

Figura 59 - Validação cruzada do corpo de minério lateral maior



Fonte: Software Sgems

Figura 60 - Validação cruzada para o corpo de minério lateral menor



Fonte: Software Sgems

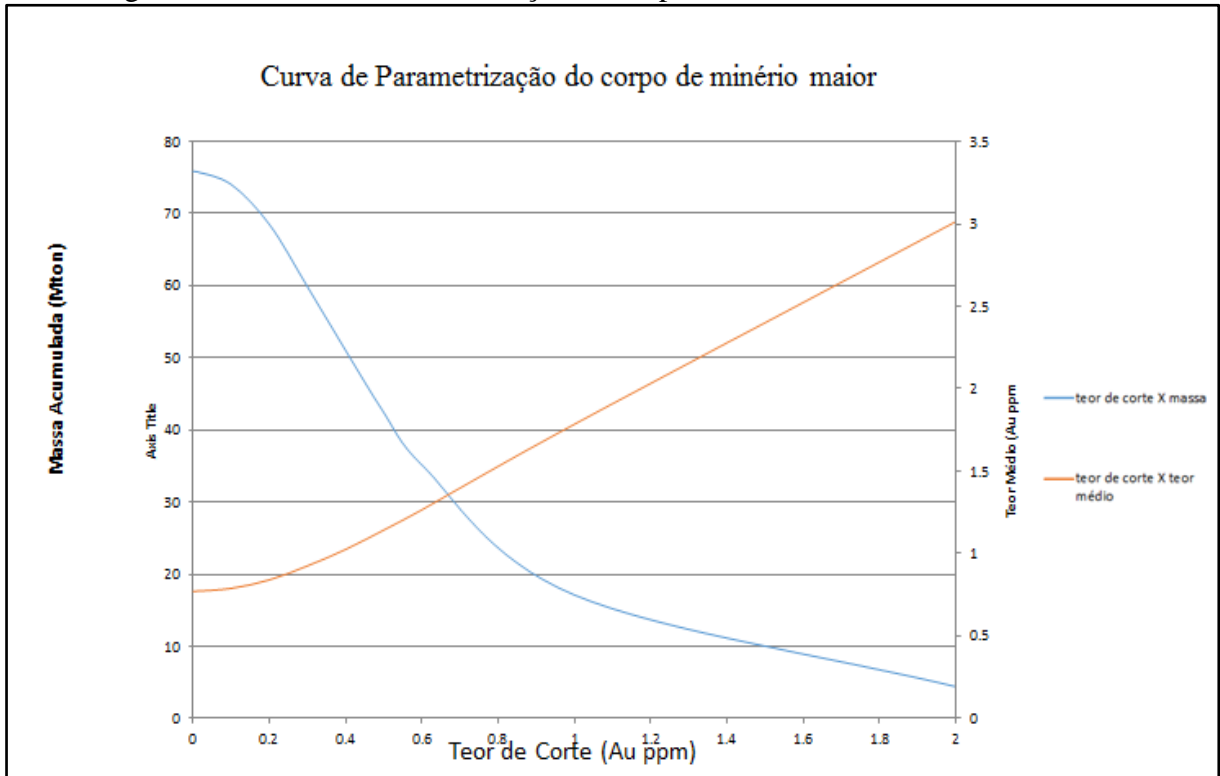
Como todas as amostras tiveram uma média muito próxima a zero, os modelos foram validados.

8.6 CURVA DE PARAMETRIZAÇÃO

A curva de parametrização fornece uma análise sobre a forma que o depósito mineral estimado se comporta conforme o teor de corte estabelecido. Serão plotadas duas curvas, uma de teor de corte X tonelagem da reserva e a outra de teor de corte X teor médio do depósito.

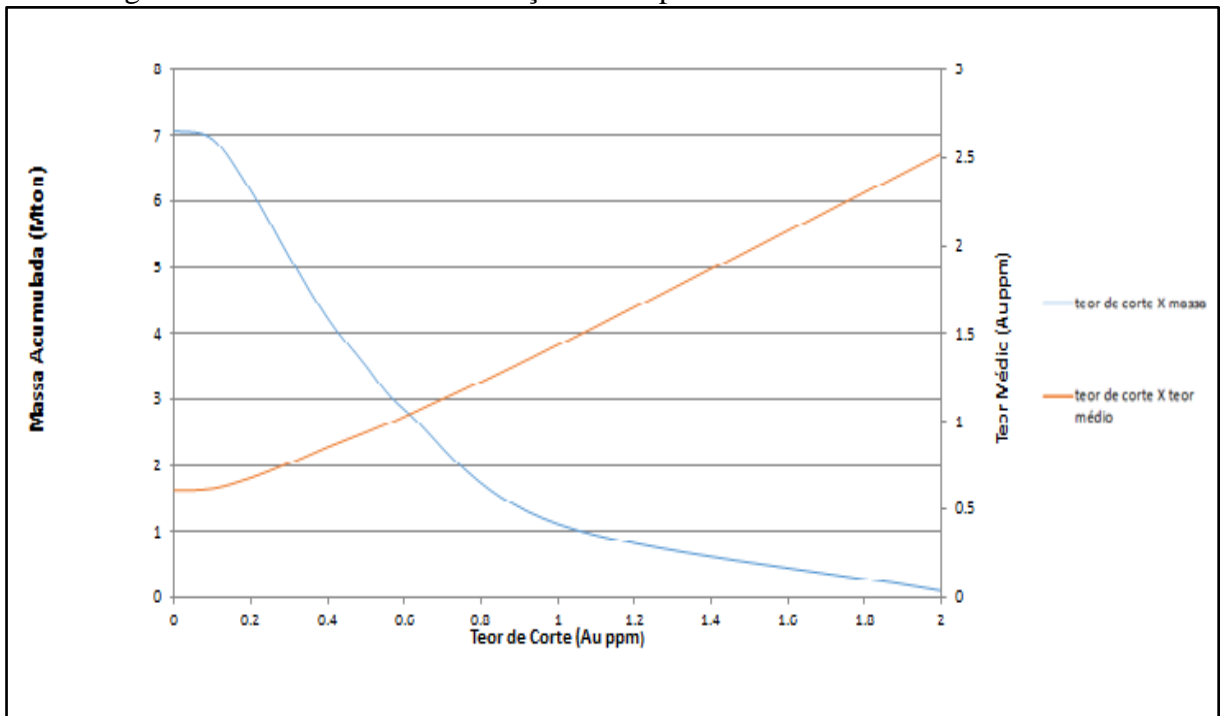
Através das duas curvas citadas é possível obter uma análise prévia para o planejamento de lavra do teor médio que deve ser enviado à planta de beneficiamento, informando sobre a produção necessária e conseqüentemente sobre eventuais lucros.

Figura 61 - Curva de Parametrização do corpo de minério maior



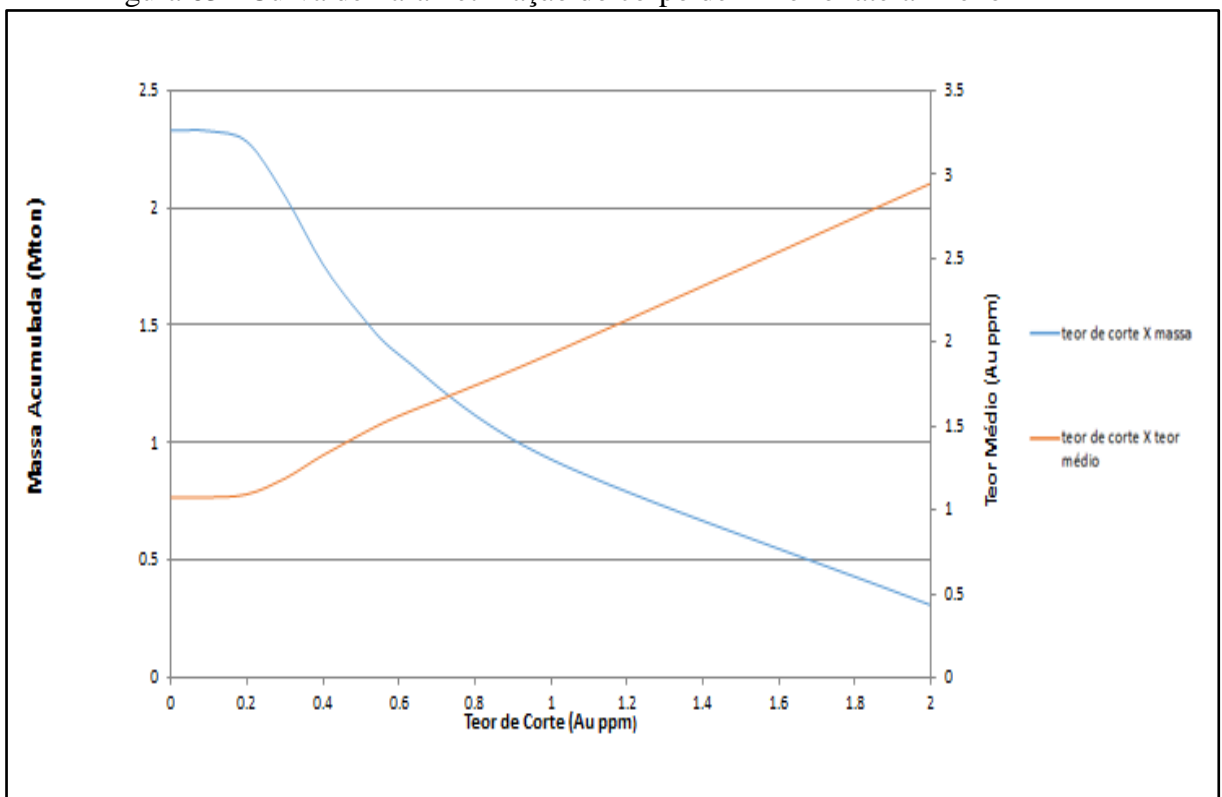
Fonte: Software Excel

Figura 62 - Curva de Parametrização do corpo de minério lateral maior



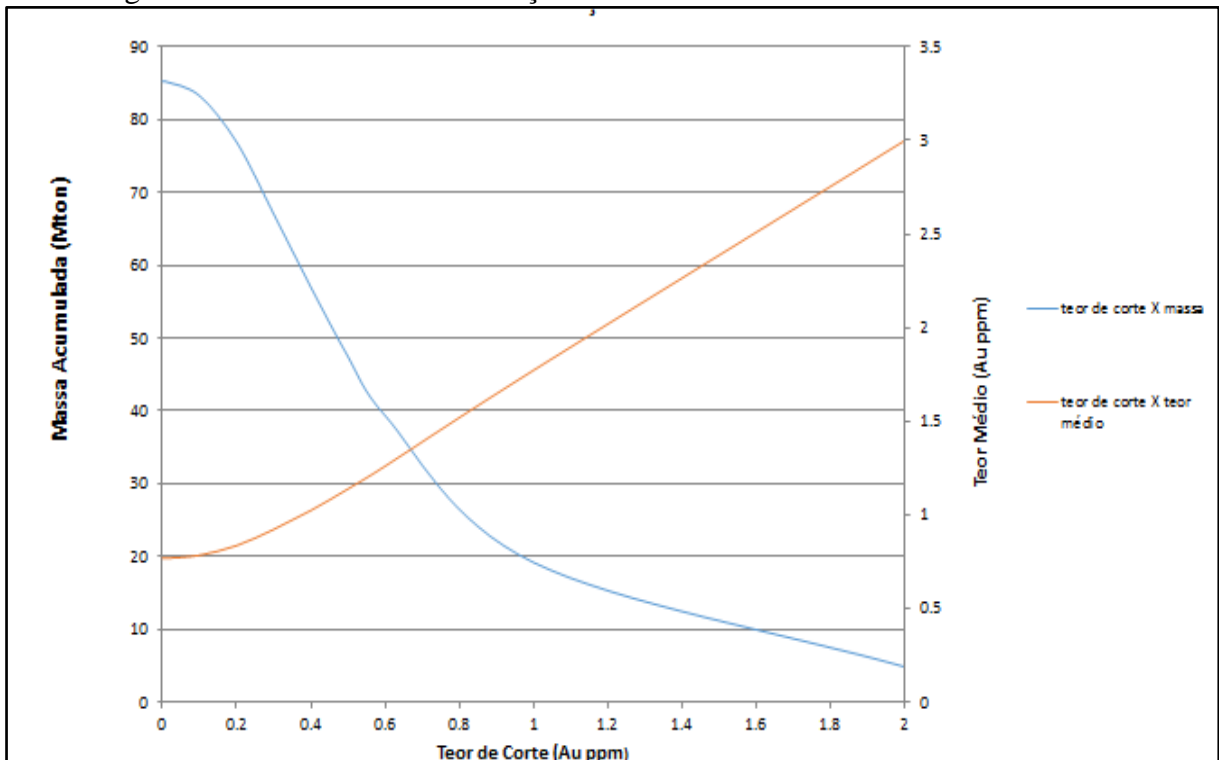
Fonte: Software Excel

Figura 63 - Curva de Parametrização do corpo de minério lateral menor



Fonte: Software Excel

Figura 64 - Curva de Parametrização do recurso total



Fonte: Software Excel

8.7 RECURSOS MEDIDOS, INDICADOS E INFERIDOS DO DEPÓSITO

Tabela 7 – Recursos totais de todo o depósito em porcentagem

Recursos (%) Total			
	Medido	Indicado	inferido
Au (ton)	38	33.1	28.9

Quando comparamos os valores medidos, indicados e inferidos com os três corpos geológicos vemos um número maior de dados inferidos comparado somente ao corpo maior, isto se deve porque o corpo maior possui uma malha amostral muito mais densa do que os dois corpos geológicos menores.

9. PROJETO DE MINA

9.1 OBJETIVO ESPECÍFICO

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

9.2 DEFINIÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA

Através dos dados obtidos a partir do modelamento geológico observa-se que o corpo de minério aflora e por isso não haveria a necessidade de se realizar um pré-strip inicial para expor o minério de ouro. Outro fator observado foi a geometria do corpo de minério em possuir um ângulo de mergulho de 45°, valor limite para trabalhar com o método de *open pit* no qual é um método de alta produção com o menor custo de lavra por tonelada

9.2.1 Caracterização Geomecânica do maciço

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

9.2.2 Parâmetros da Rocha

O arcabouço do depósito é representado por um antiforame cujo núcleo é composto pela associação de magnetita-biotita gnaisse e muscovita-biotita xisto envolto por anfibólitos xistos, biotita-muscovita xistos, metacherts, rochas metavulcanoclásticas, corpos anfibolíticos e cianita-quartzo xisto.

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

9.2.3 Mecânica de Rochas

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

9.2.4 Premissas Geomecânicas da rocha

Devido não ter os dados reais da caracterização do tipo de rocha em que o corpo mineralizado se encontra, foi realizado uma estimativa através do *software RocData* da *Rocscience*, este possuidor de um banco de dados de diversos tipos de rochas. Para a caracterização da rocha foi utilizado como entrada no software os dados de:

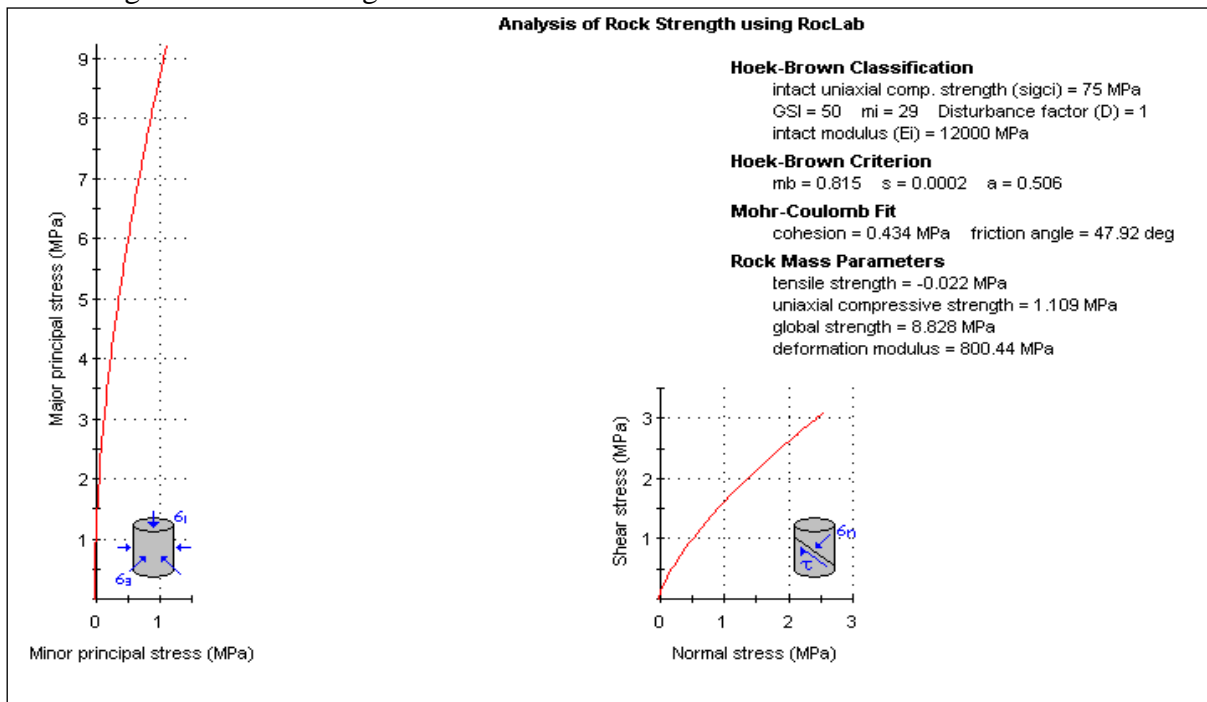
- Resistência mecânica da rocha que é dado pelo *Sigci*;
- Grau de fraturamento (parâmetro *GSI Index*);
- Fator de redução com relação ao tipo de desmonte;
- Constante de rocha determinada pelo critério de Hoek-Brown.

O corpo de minério localiza-se em um sistema caracterizado por formas irregulares em meio às rochas vulcânicas, parcialmente cogenéticas.

O granito ocorre com enxames de diques adaptados às fraturas abertas devido a intrusão do plutão.

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

Figura 65 - Análise geomecânica



Fonte: *Software RocData*

As propriedades do maciço resultante podem ser conferidas abaixo:

Tabela 8 - Dados do domínio geológico

Parâmetro	Ensaio	Unidade
Coesão	0.434	MPa
Ângulo de atrito	47,92	Graus
Resistência a compressão uniaxial	109	Mpa
Densidade	2.7	t/m ³
GSI	50	

9.2.5 Família de Descontinuidades

No projeto de pré-viabilidade, assumiu-se tres famílias de descontinuidades estas com altitudes subparalelas à direção e mergulho da descontinuidade principal, sendo esta com azimute de 112.5° e mergulho de 45°. Para a resistência das superfícies de descontinuidades considerou um ângulo de atrito de 30° e uma coesão de 0.1Mpa.

Tabela 9 Família de descontinuidades

	Dip	Dip Direction
Familia 1	45	22.5
Familia 2	55	45
Familia 3	60	10

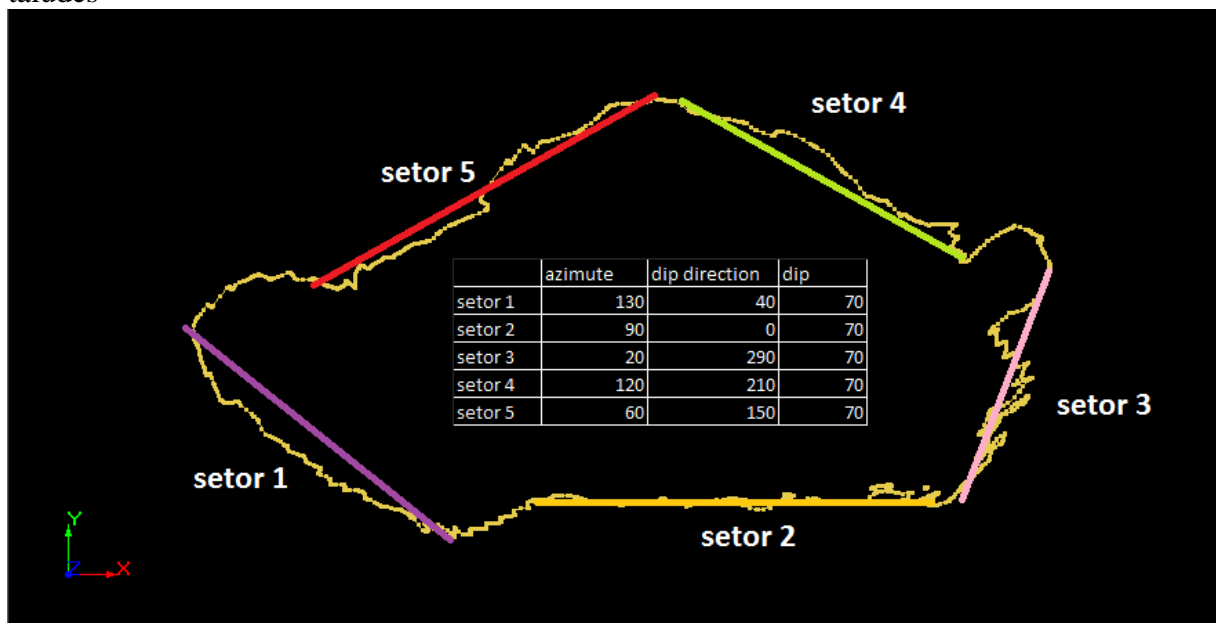
Fonte: Autoria própria

9.2.6 Estabilidade de Taludes

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

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

Figura 66 Cava ótima do open pit com setorização para análise de estabilidade dos taludes



Fonte: *Software Studio*

Foi realizado também na delimitação do corpo de minério, os *strikes* (azimutes) e a *dip direction* para cada uma das 5 zonas correspondentes à setorização.

Tabela 10 Análise do talude global para cada uma das zonas do open pit.

	Azimute	Dip Direction
Setor 1	130	40
Setor 2	90	0
Setor 3	20	290
Setor 4	120	210
Setor 5	60	150

Fonte: A autoria própria

9.2.7 Análise de estabilidade de talude: Talude Global

Na determinação da geomteria do talude global foi utilizado como premissa que na região do *foot wall* o talude global seguiria o contato veio/*foot wall*. O ângulo de talude global foi arbitrado de 46° e foi instaurado uma altura máxima de talude global de h=310 m.

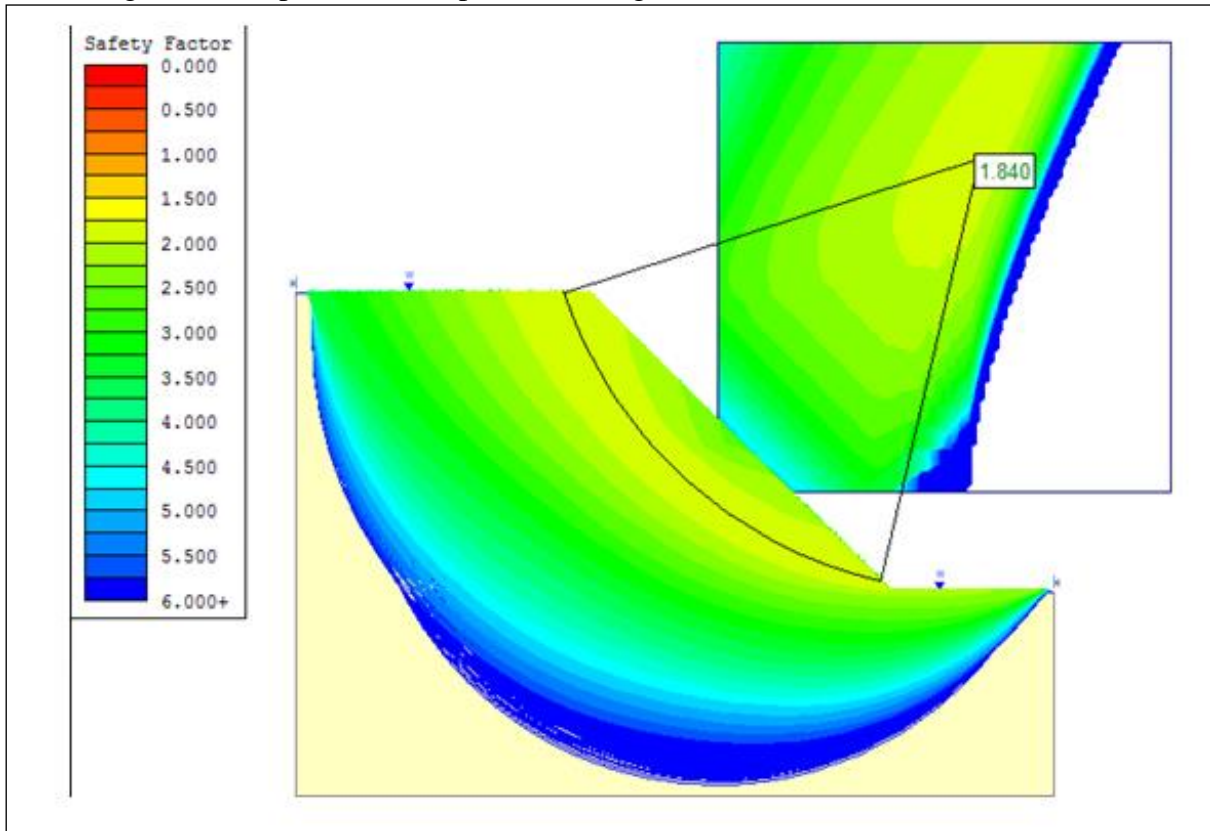
Das 5 zonas analisadas, nenhuma houve riscos de tombamento do talude para o ângulo de trabalho em relação a análise cinemática. Temos abaixo a análise global para cada setor da cava ótima:

9.2.8 Análise de Ruptura Circular do Talude Global

Foi realizado a análise de ruptura circular do talude global da cava ótima com um ângulo de 46°, altura de talude de h=310 metros e utilizando as propriedades do maciço citadas anteriormente.

Para isso utilizou-se o software *Slide* da Rocscience com aplicação do método de *Jambu*. Logo, foi obtido o fator de segurança 1.84.

Figura 67 – ruptura circular para o talude global



Fonte: *Software Slide*

9.2.9 Análise de Tombamento para o Talude Global

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

Tabela 11 Análise de tombamento para talude global

	Dip Direction	Dip	Tombamento
Setor 1	40	46	Não Ocorre
Setor 2	0	46	Não Ocorre
Setor 3	290	46	Não Ocorre
Setor 4	210	46	Não Ocorre
Setor 5	150	46	Não Ocorre

Fonte: Autoria própria

9.2.10 Estabilidade de Bancadas

As bancadas utilizadas no projeto possuem uma altura de $h=10$ metros e largura de berma de 5 metros. Tal configuração se deve ao porte dos equipamentos utilizados e útil na obtenção do controle de teores na lavra.

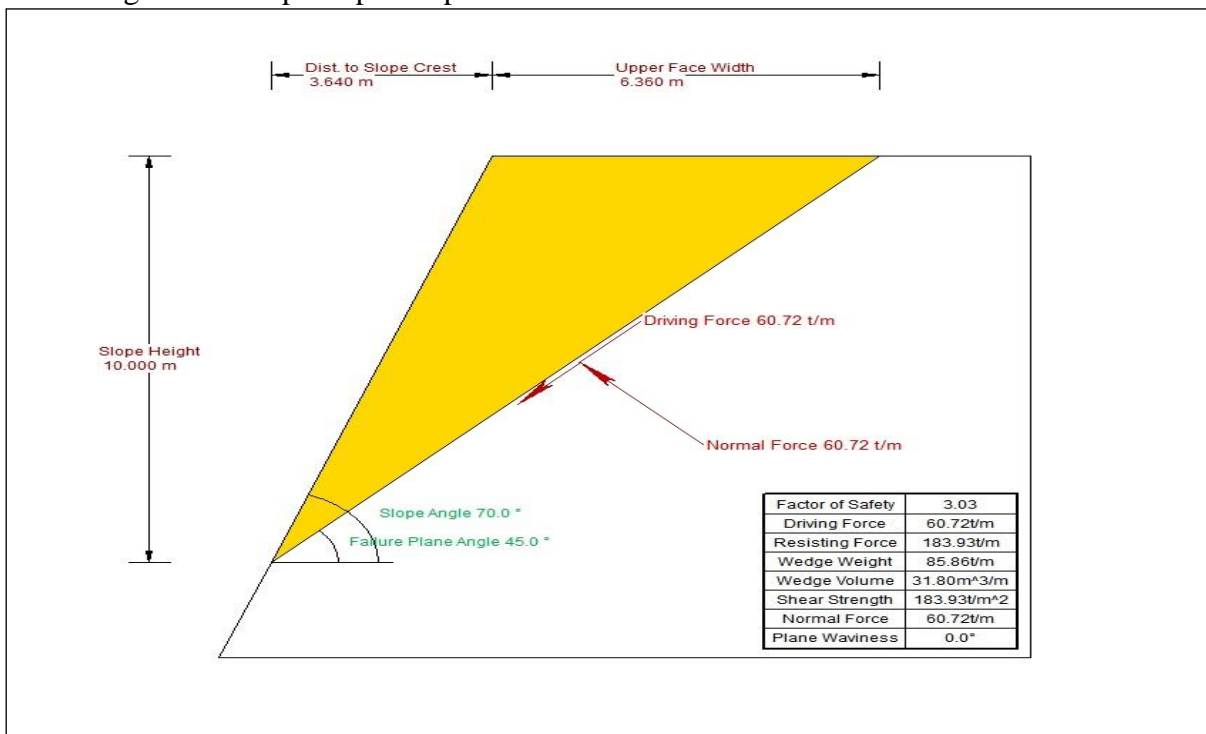
9.2.11 Ruptura Planar na Bancada

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

- ângulo de talude $>$ ângulo de falha $>$ ângulo de atrito do talude

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

Figura 68 Ruptura planar para talude de bancadas



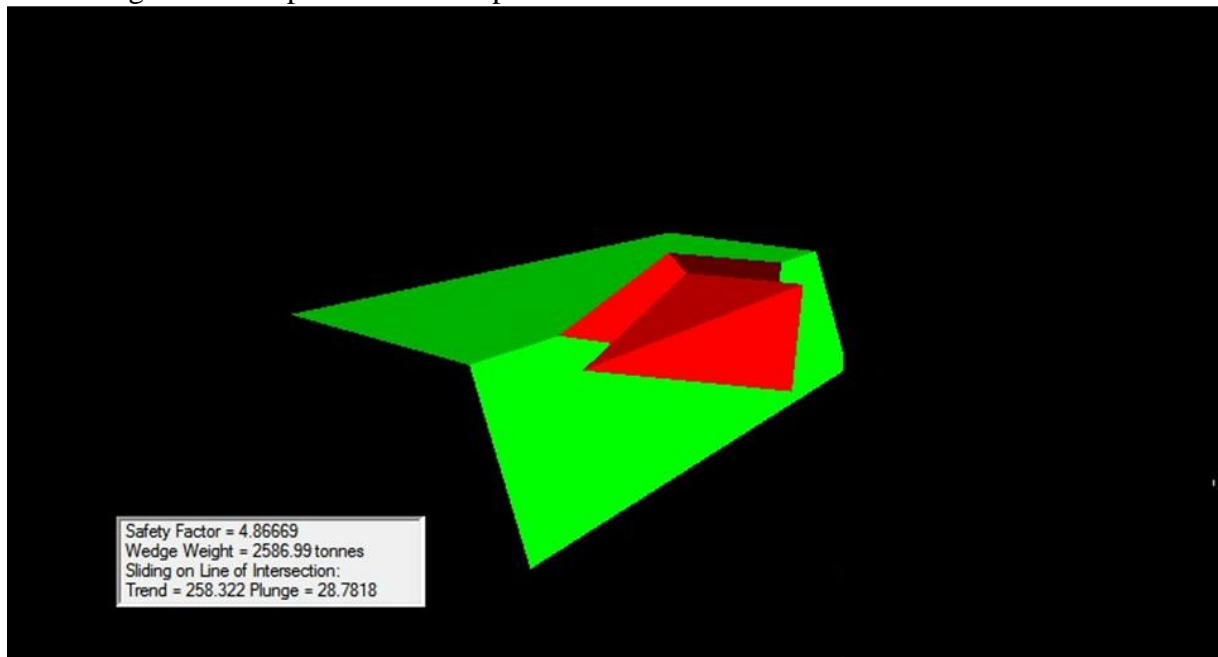
Fonte: *Software RocPlane*

9.2.12 Ruptura em Cunha na Bancada

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

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

Figura 69 Ruptura em cunha para talude de bancadas



Fonte: Software Swedge

9.3 OTIMIZAÇÃO DE CAVA

9.3.1 Introdução

Os limites finais da cava definem o tamanho e a forma de uma mina a céu aberto no final de sua vida útil, buscando a maximização da riqueza futura. Esses contornos finais definem a extensão da reserva lavrável e a quantidade de material estéril a ser retirado. Normalmente, marcam a fronteira-limite, além da qual a exploração não será mais econômica.

Os limites finais da cava delimitam uma fronteira, dentro da qual as estruturas de superfície da mina, tais como a planta de beneficiamento e a pilha de rejeito, não devem ser posicionadas.

9.3.2 Objetivo

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

Primeiramente foi preciso determinar o preço de venda do Au, com base nas médias anuais. Decidiu-se optar pela média dos últimos 10 anos e a partir disso foi realizado para determinação do preço do Ouro a média móvel dentre esses anos onde atribuiu-se um valor de U\$ 1.100,00 dólares por onça aproximadamente. Fonte: *InfoGold.com*

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

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

Tabela 12 Custos finais gerados

Custos	Valor	Unidade
Mina a Céu Aberto	1.79	U\$ (2012)/t movimentada
Usina de Beneficiamento	6.62	U\$ (2012)/t tratada
Energia Elétrica (Mina+Usina)	0	U\$ (2012)/t tratada
Manutenção Eletro-Mecânica	7426	U\$ (2012)/ dia
Serviços Gerais	4752	U\$ (2012)/ dia
Serviços Administrativos	4487	U\$ (2012)/dia
Custos Ambientais	0.05	U\$ (2012)/t movimentada

Fonte: *Software MAFMINE*

Tabela 13 Custos finais de serviços

Custos	Valor	Unidade
Serviços Gerais	0.95	U\$/t minério
Serviços Administrativos	0.35	U\$/t minério

Fonte: *Software MAFMINE*

9.3.3 Teor de corte Definição

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

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

9.3.4 Objetivo

Com base no preço de venda citado acima, nos custos obtidos através do algoritmo de O'Hara, numa recuperação da usina de beneficiamento de 81% e uma recuperação da fundição de 85% foi possível determinar o teor de corte através das fórmulas do BCOG: *break-even-cutt-off-grade*.

Sendo assim, o teor de corte de corte encontrado foi de 0.34g/ton. Em seguida foi determinado o teor marginal, que utiliza a mesma fórmula apresentada acima apenas com a diferença de que o custo de lavra não é considerado. Logo, o teor marginal determinado foi de 0.28g/ton.

Tabela 14 Valores do teor de corte e marginal

BCOG	MCOG	Unidade
0.34	0.28	g/t

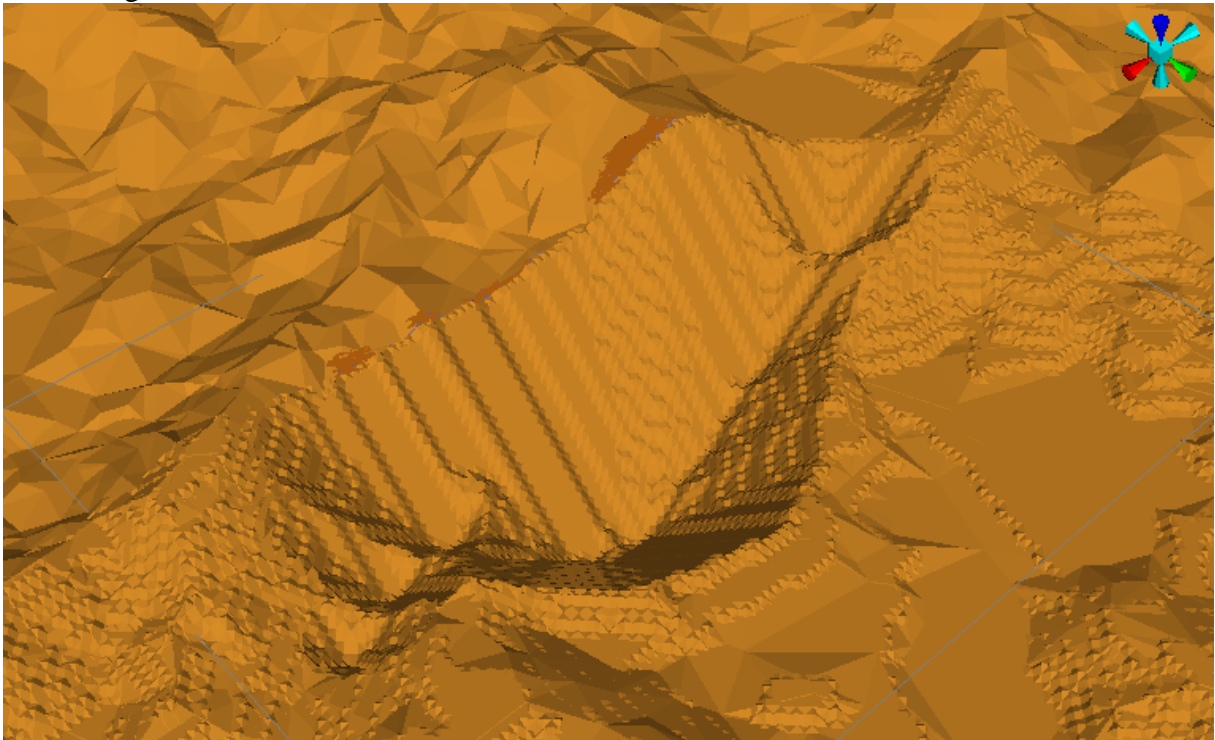
Fonte: Autoria própria

Com a utilização dos dados anteriores e sabendo que os blocos do modelo de blocos gerados na avaliação do depósito possuem uma dimensão de 10x10x10 metros foi possível gerar a cava ótima. Na geração da cava ótima pelo *software NPV Scheduler* foi também utilizado os seguintes parâmetros adicionais:

- Taxa de desconto de 10% ao ano.
- Taxa de produção anual de 0.9 Mton/ano.
- Ângulo de inclinação global de 46° graus.
- Dias trabalhados por ano: 312 dias.

A seguir, a cava ótima gerada através do *software*:

Figura 70 Cava ótima resultante através do software NPV Scheduler



Fonte: *Software NPV Scheduler*

9.4 OPERACIONALIZAÇÃO DE CAVA: OBJETIVO

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

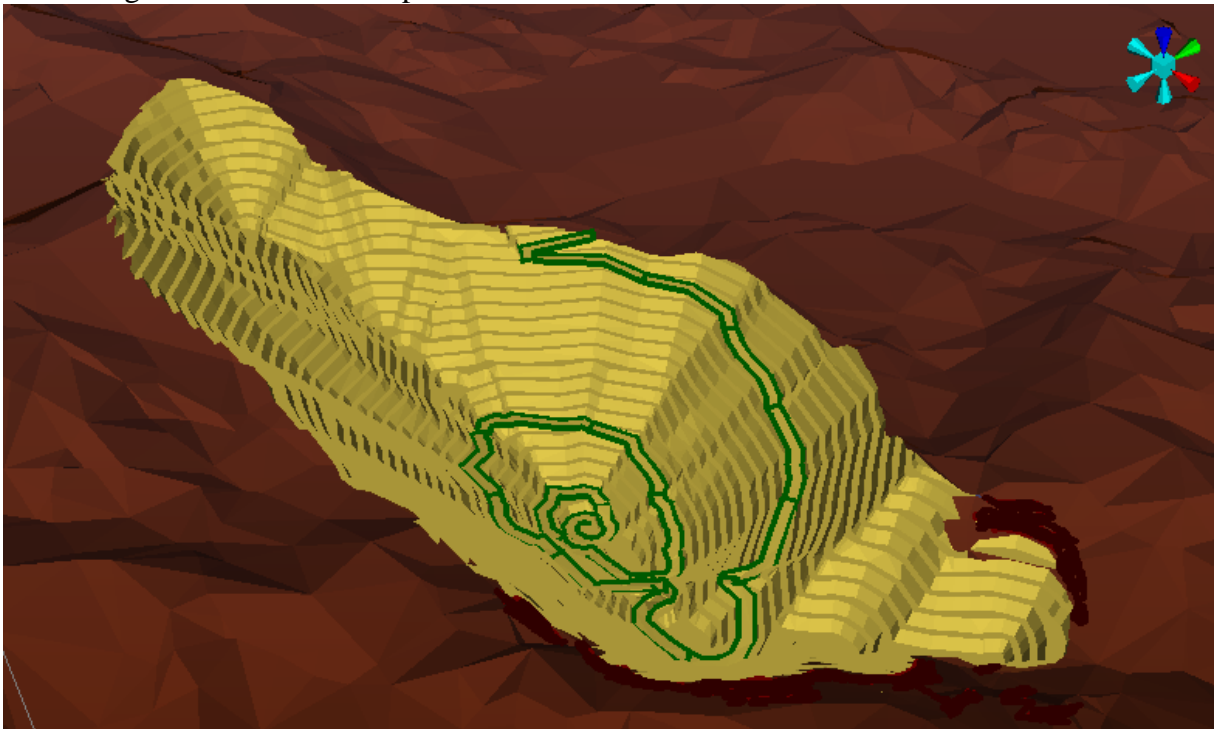
Tabela 15 Parâmetros utilizados para operacionalização da cava

Parâmetro	Valor	Unidade
Altura do talude	10	m
Angulo de face	70	graus
Largura de berma	5	m
Gradiente da rampa	10	%
Largura da rampa	12	m
Largura mínima de fundo da cava	20	m

Fonte: Autoria própria

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

Figura 71 Cava final operacionalizada

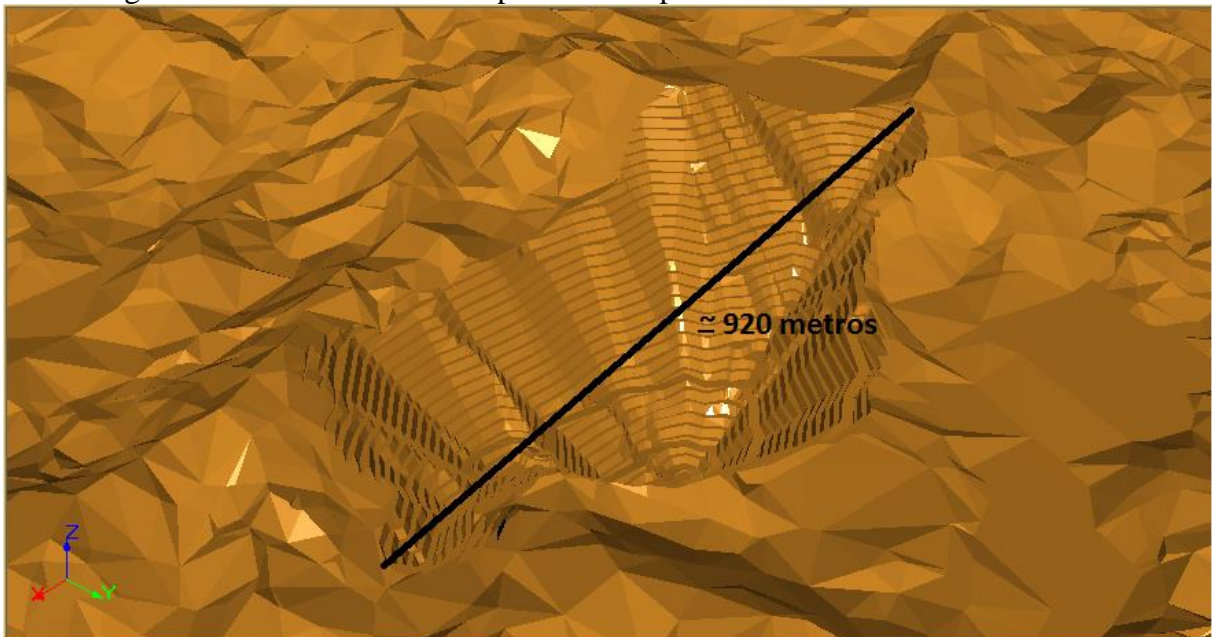


Fonte: *Software Studio 3*

9.4.1 Operacionalização de Cava: Distâncias

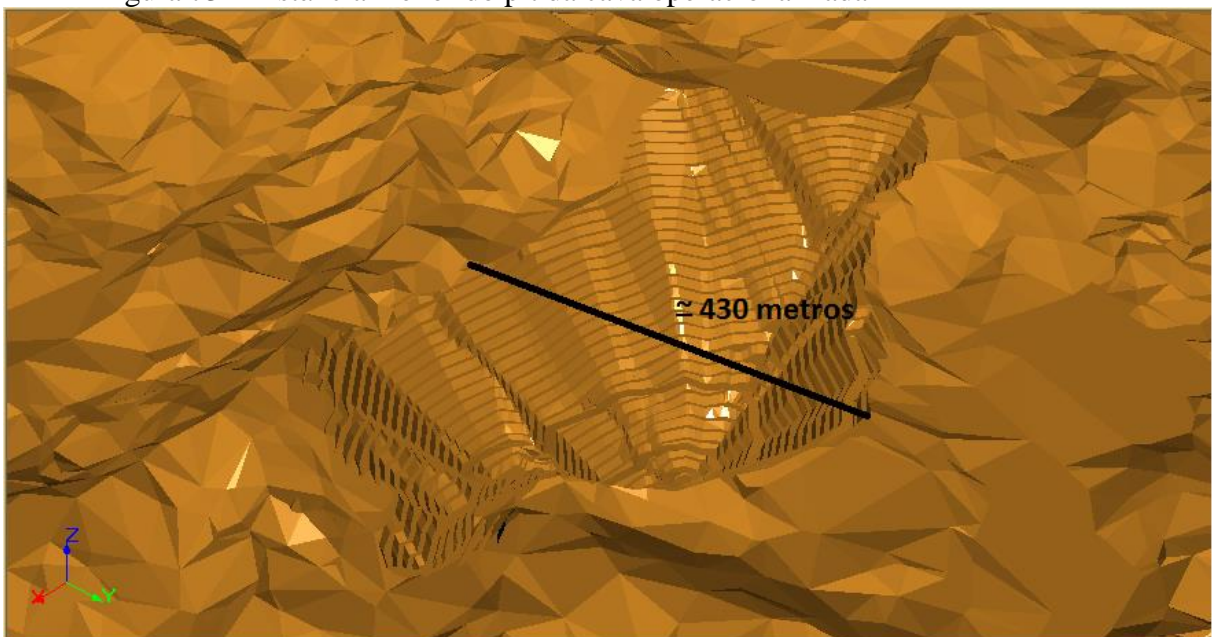
Abaixo, é analisado as distâncias quanto as margens no sentido maior e menor do pit e vista em planta da cava operacionalizada.

Figura 72 Distância maior do pit da cava operacionalizada



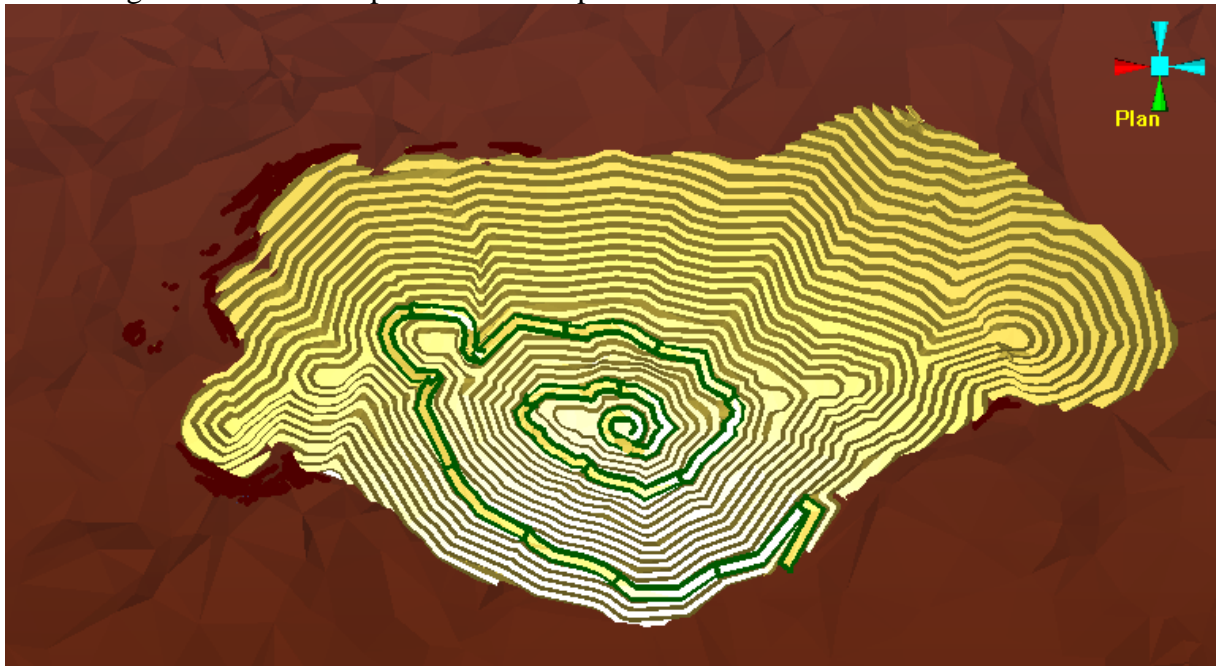
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 73 Distância menor do pit da cava operacionalizada



Fonte: *Software Studio 3*

Figura 74 Vista em planta da cava operacionalizada



Fonte: *Software Studio 3*

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

Tabela 16 Comparativo cava matemática x cava operacional

Dados	Operacional	Ótima	Diferença
Estéril (Mton)	37.72	38.27	-1%
Marginal (Mton)	1.82	1.75	4%
Minério (Mton)	21.63	20.95	3%
Teor médio (ppm)	0.97	0.98	-1%

Fonte: Autoria própria

9.5 DEFINIÇÃO DAS RESERVAS

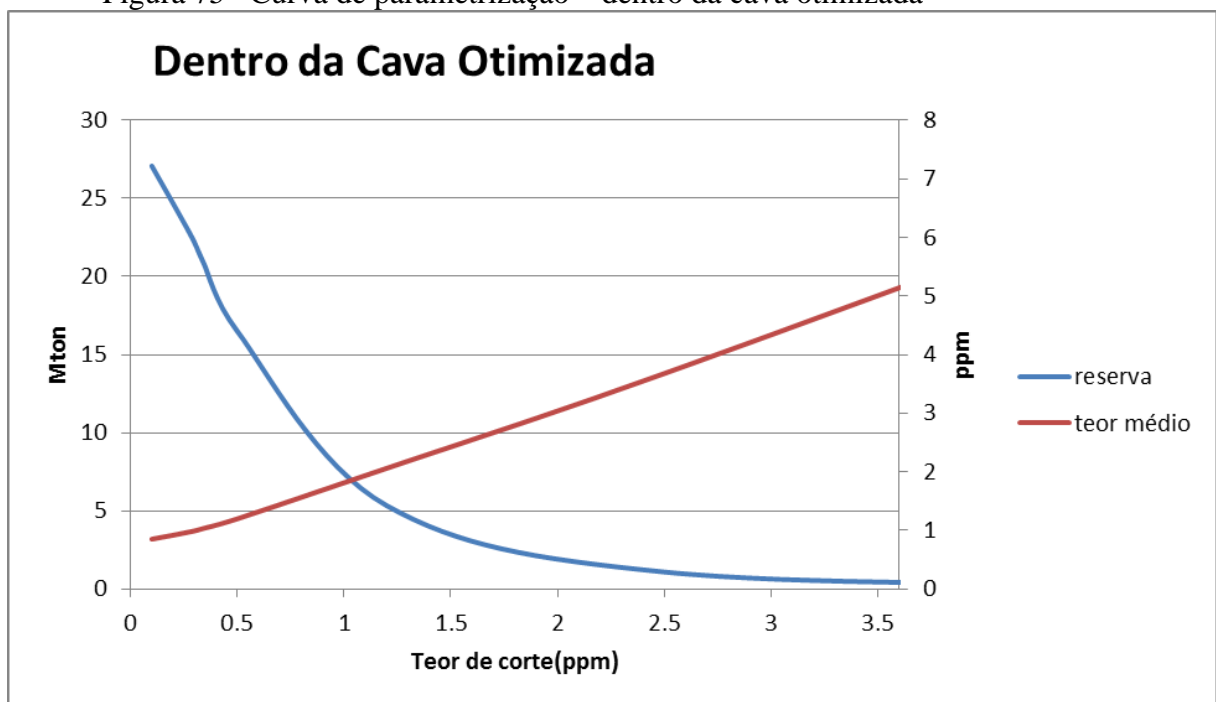
Na etapa da de classificação das reservas, ficaram definidas as quantidades de recursos de cada classe de confiança. Para que o recurso *in situ* possa ser convertido à reserva mineral é necessário que a porção do recurso classificado com alto ou razoável grau de confiança (medido ou indicado) seja economicamente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

9.5.1 Curvas de Parametrização: Objetivo

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

- Dentro da Cava Otimizada

Figura 75 Curva de parametrização – dentro da cava otimizada



Fonte: Autoria própria

- Fora da Cava Operacional

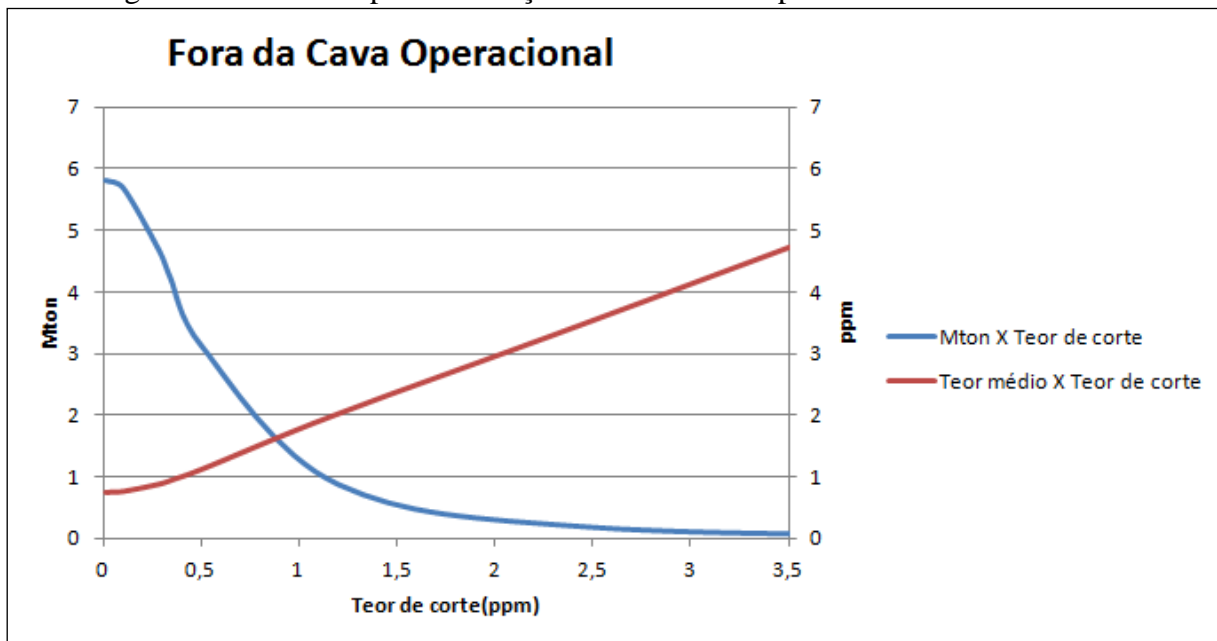
A fim de detalhar o recurso *in situ* não minerado, foi construída uma curva de parametrização dos recursos remanescentes. Abaixo, uma tabela e figura informativos:

Tabela 17 - Reserva fora da cava operacional

	fora do pit(Mton)	reserva(Mton)	diferença
marginal	4,56	6,38	71%
minerio	42,30	63,93	66%
teor medio	1,51	2,00	76%

Fonte: Autoria própria

Figura 76 Curva de parametrização – fora da cava operacional



Fonte: Autoria própria

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

Tabela 18 - Recuperação do minério

Recuperação do Minério
34%

Fonte: Autoria própria

9.6 SEQUENCIAMENTO DE CAVA: OBJETIVO

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

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

- Manter uma relação estéril/minério constante ao longo da vida útil da mina.
- Maximizar o NPV nos primeiros anos do empreendimento.
- Manter uma produção constante de 900.000 ton/ano.

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

Tabela 19 Valores anuais do sequenciamento da mina

Ano	Minério + Estéril	Net Value	NPV	Minério Teor Econômico	Minério Teor Marginal	REM	Ouro Contido	Quantidade estéril por ano
	Mton	\$	\$	Ton	Ton			Mton
1	7.69	955103	939877	832371	68156	7.54	900528	6.79
2	3.81	11410386	10079197	840842	59734	3.23	900577	2.91
3	4.21	11953177	9699411	842066	59285	3.68	901351	3.31
4	4.41	14417929	10856348	835675	62043	3.91	897718	3.51
5	5.27	9452917	6575300	835208	65615	4.85	900823	4.37
6	5.34	7660669	4901288	857076	44228	4.93	901304	4.44
7	5.80	9966903	5849024	803657	95146	5.46	898803	4.90
8	6.36	7117025	3734655	850427	50125	6.06	900553	5.46
9	5.92	8019387	3707305	797199	101327	5.58	898526	5.02
10	2.34	15250515	6756479	878113	22552	1.60	900664	1.44
11	7.40	11039371	4469151	736124	29417	8.67	765541	6.63
Total	58.56	107243382	67568035	9108759	657629	5.00	9766388	48.80

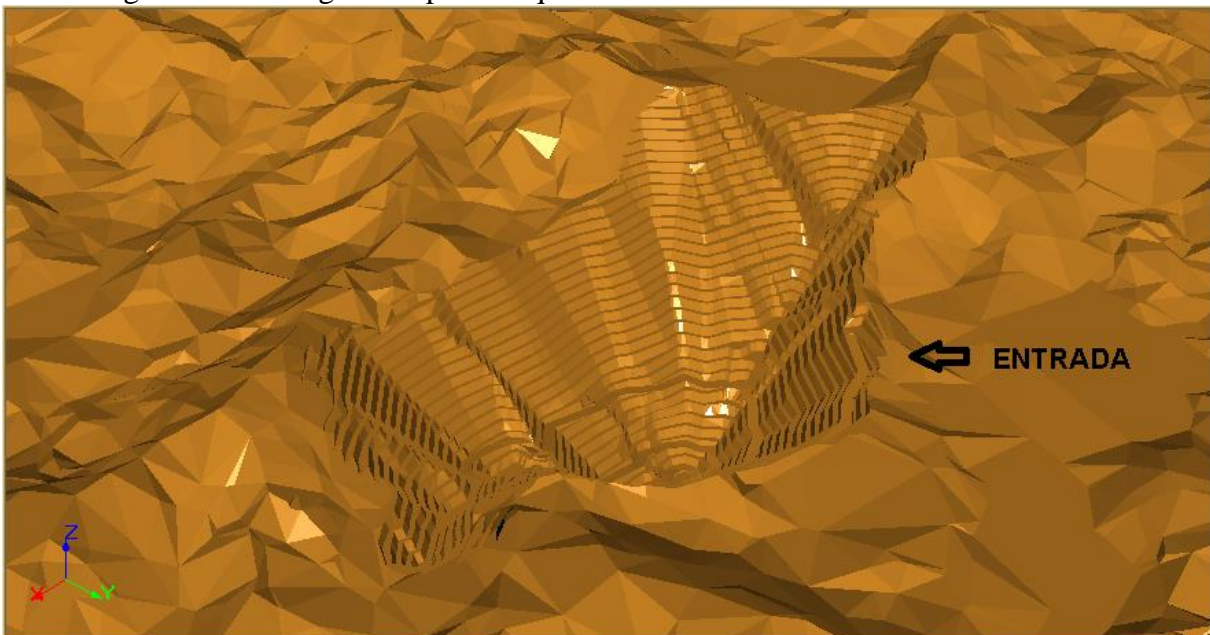
Fonte: Autoria própria

O sequenciamento resultou em um NPV de 67 MUS\$ descontados à uma taxa de 10% ano ano. Outro ponto observado é que no ano 11 a movimentação de toneladas de minério é de 765541 ton, logo, com isso chegaremos a exaustão da mina.

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

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

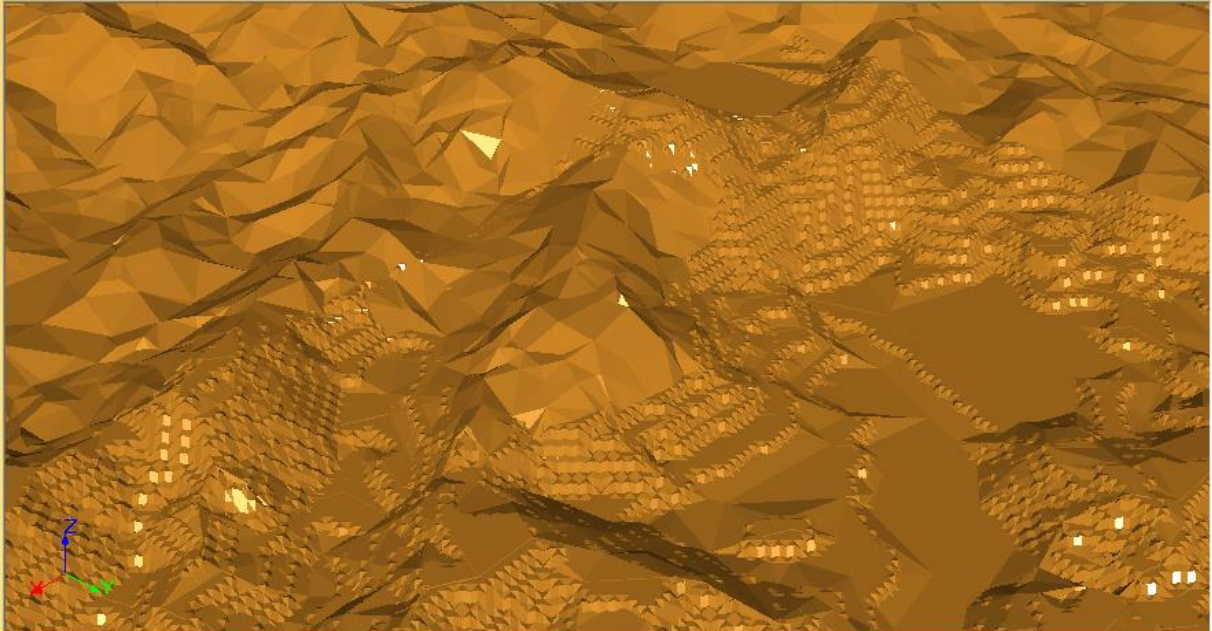
Figura 77 Cava gerada após o sequenciamento



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 0

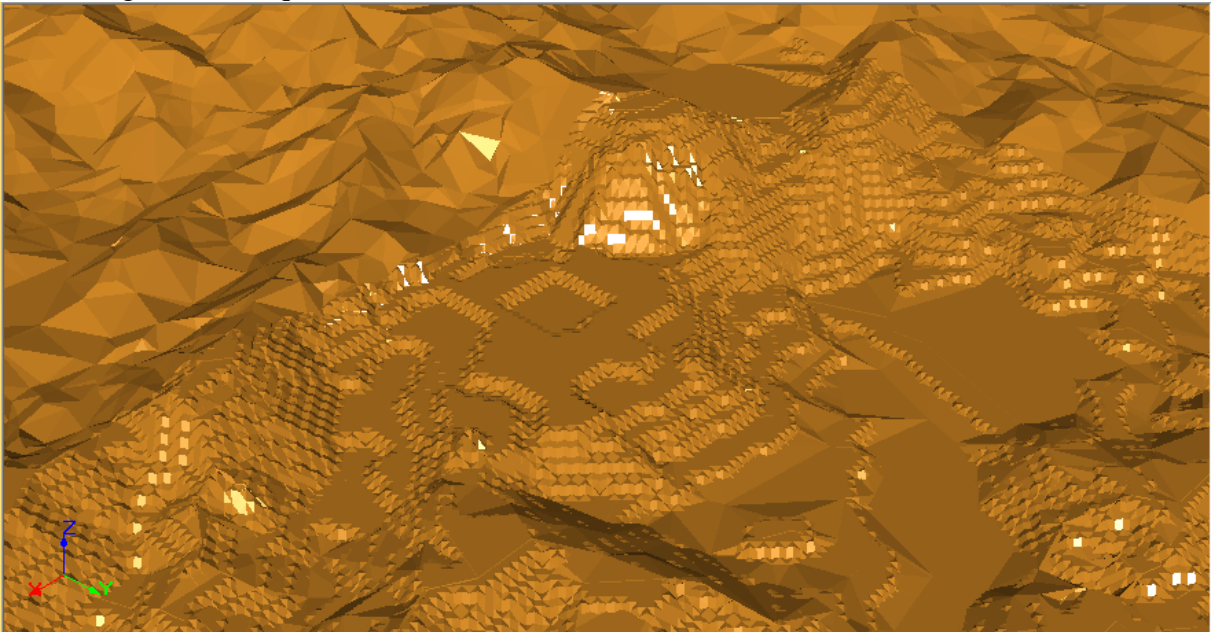
Figura 78 Início do sequenciamento da mina



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 1

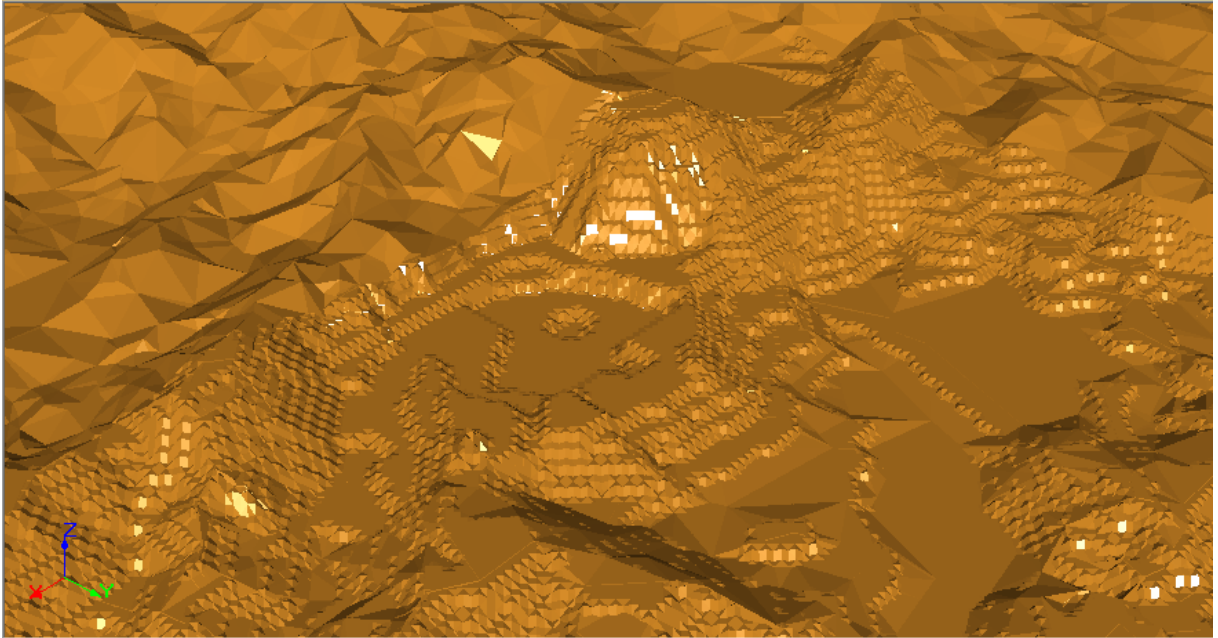
Figura 79 Sequenciamento da mina – Ano 1



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 2

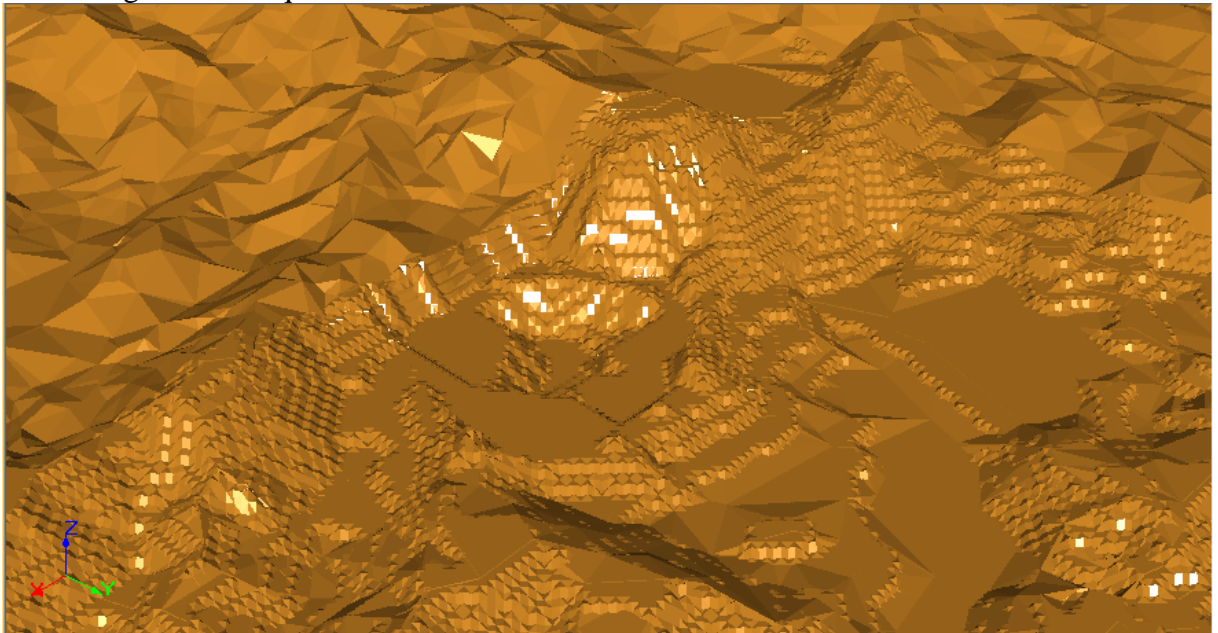
Figura 80 Sequenciamento da mina – Ano 2



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 3

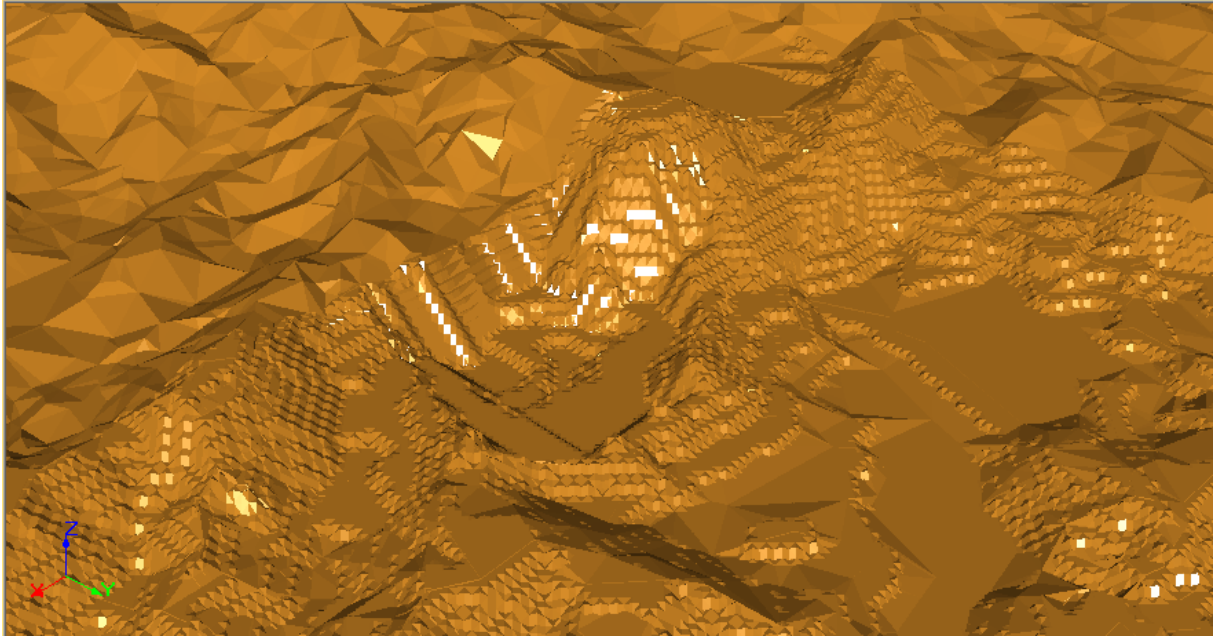
Figura 81 Sequenciamento da mina – Ano 3



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 4

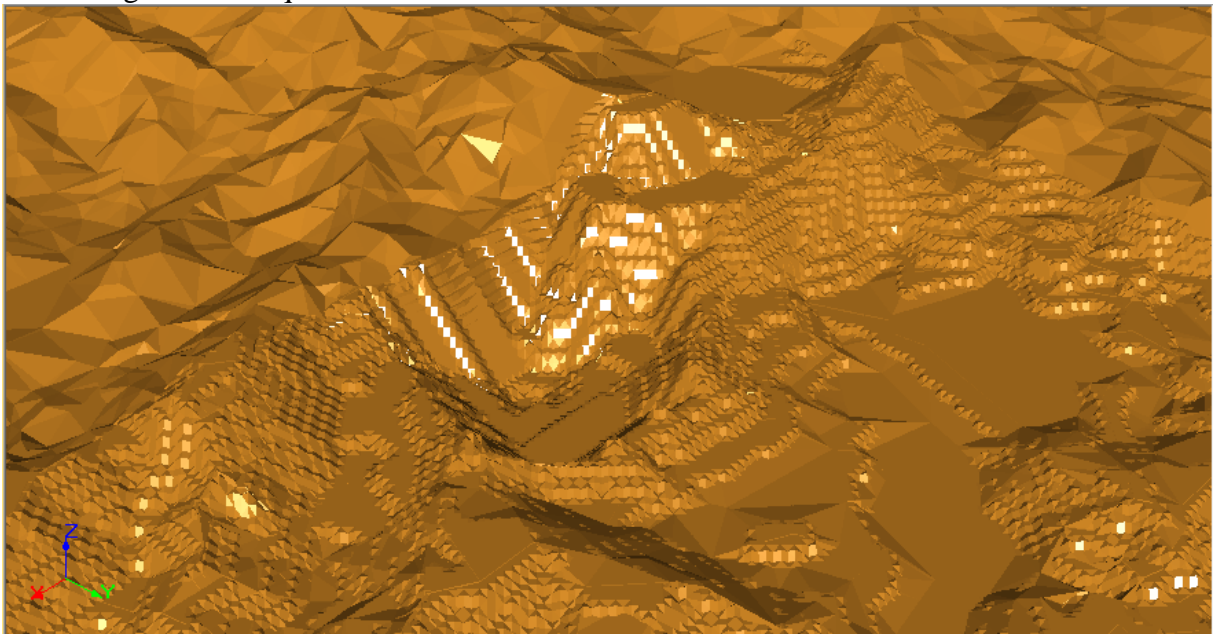
Figura 82 Sequenciamento da mina – Ano 4



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 5

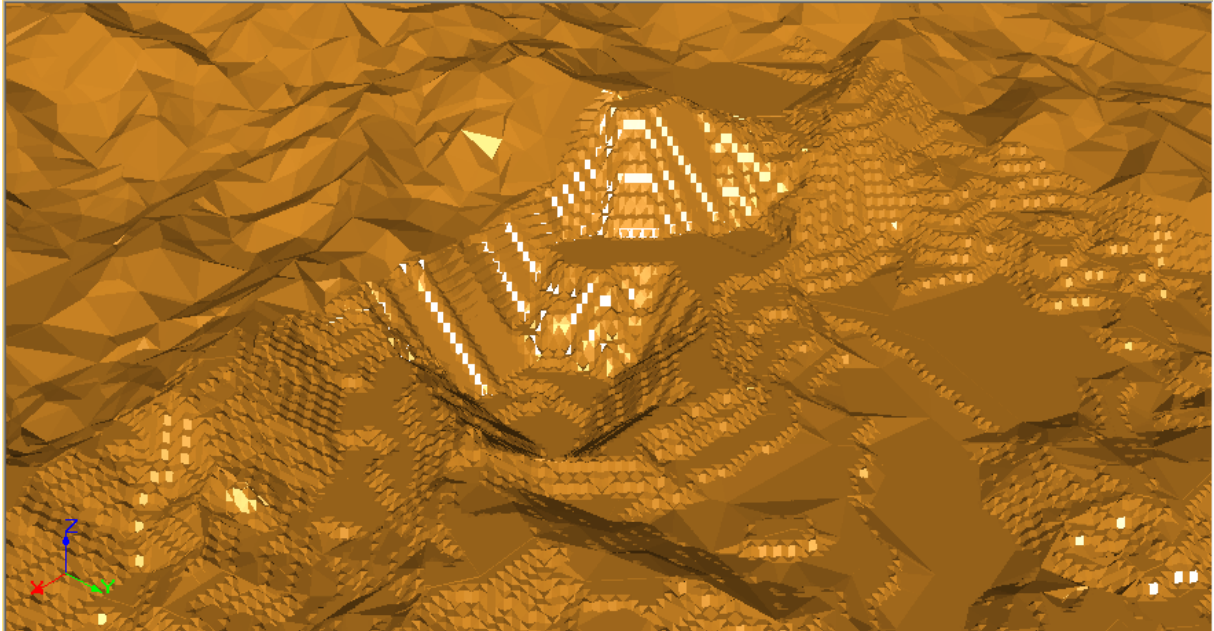
Figura 83 Sequenciamento da mina – Ano 5



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 6

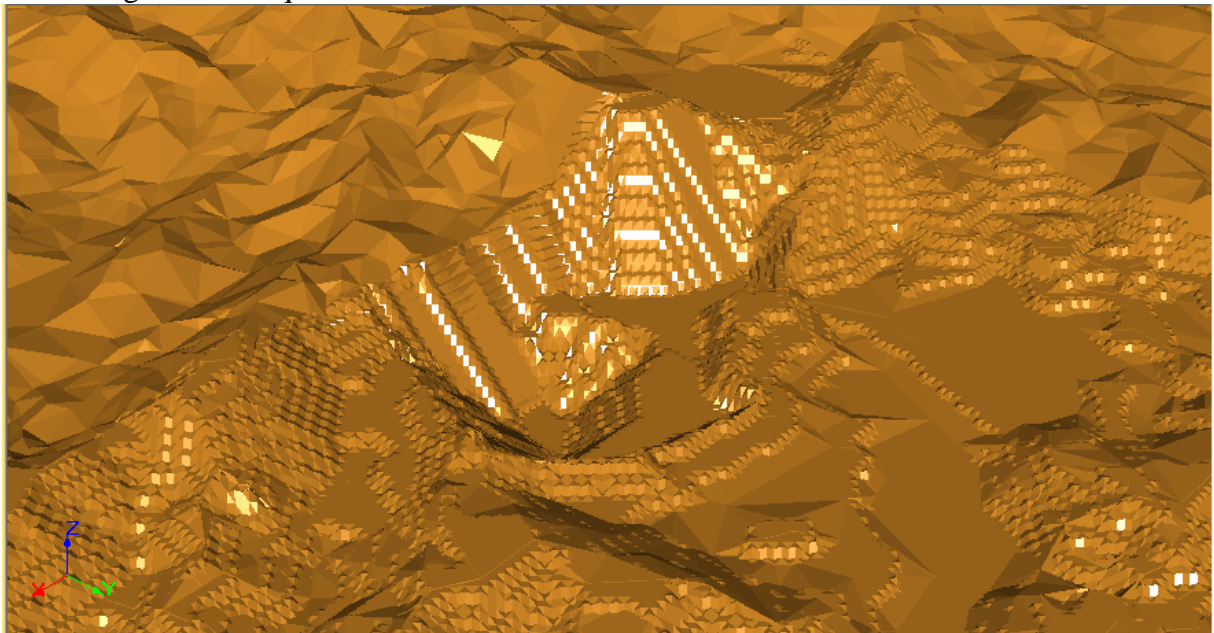
Figura 84 Sequenciamento da mina – Ano 6



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 7

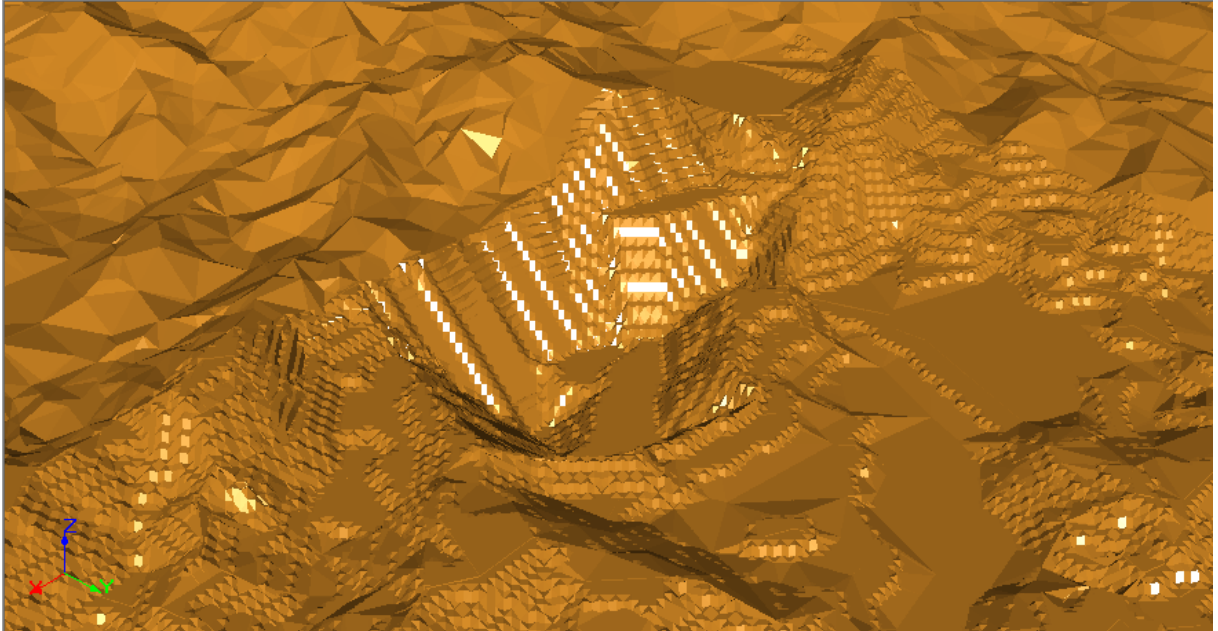
Figura 85 Sequenciamento da mina – Ano 7



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 8

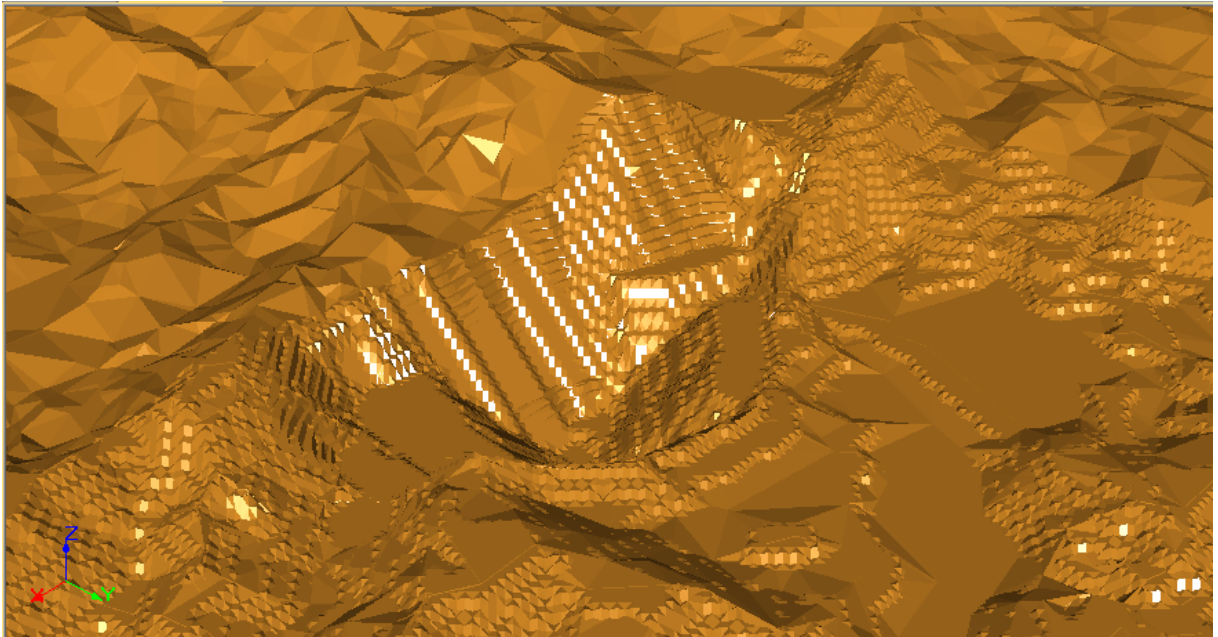
Figura 86 -Sequenciamento da mina – Ano 8



Fonte: Software Studio 3

- Ano 9

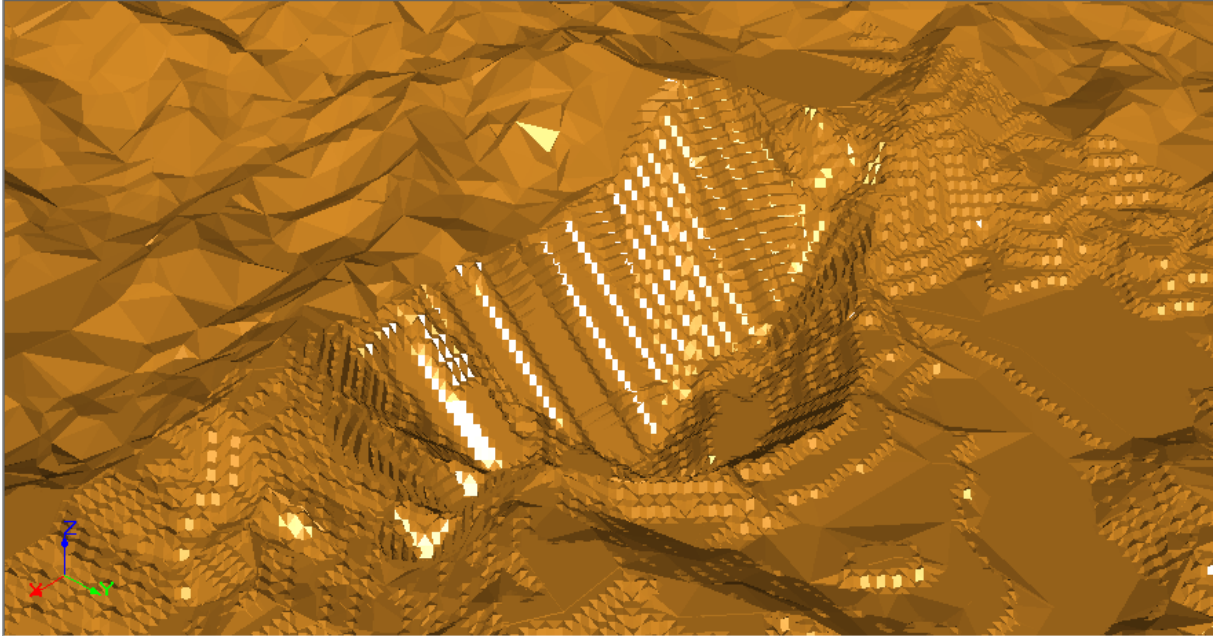
Figura 87 Sequenciamento da mina – Ano 9



Fonte: *Software Studio 3*

- Ano 10

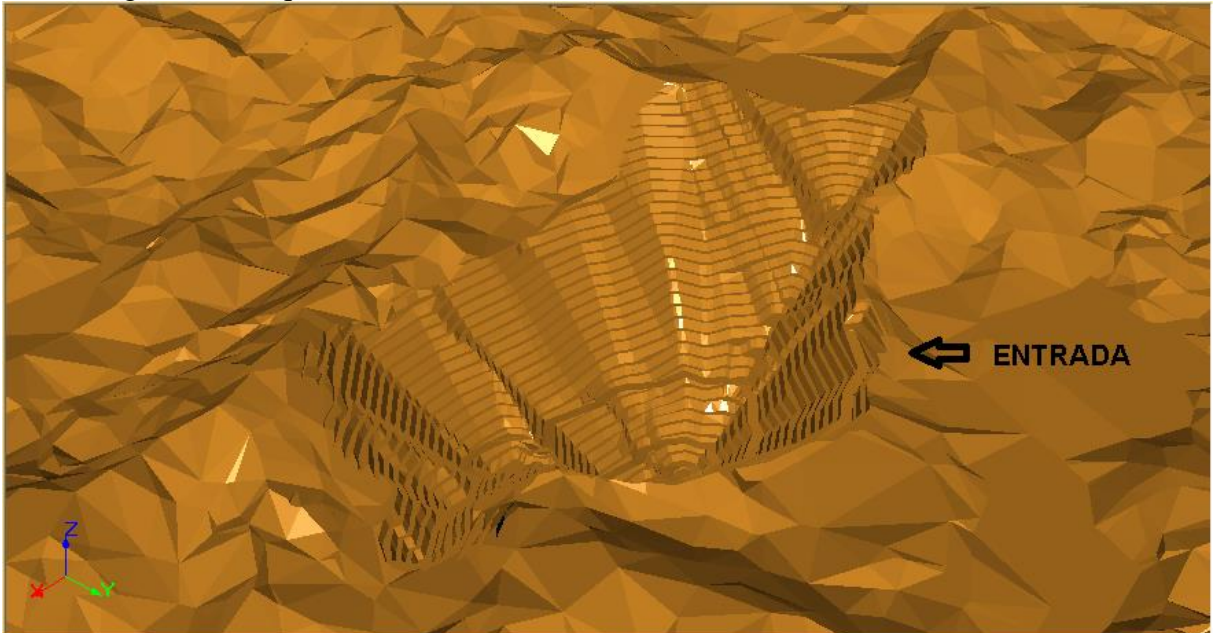
Figura 88 Sequenciamento da mina – Ano 10



Fonte: Software Studio 3

- Ano 11

Figura 89 Sequenciamento da mina – Ano 11



Fonte: Software Studio 3

9.7 TRANSPORTE

- OBJETIVO

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

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

9.7.1 Dimensionamento de Equipamentos de Lavra

- OBJETIVO

Após a determinação das produções anuais, foi realizado o dimensionamento das retroescavadeiras que serão utilizadas na lavra para o processo de carregamento dos equipamentos de transporte. Para isso foi dimensionado a partir das produções de minério e estéril anual e de uma vida útil de 11 anos de mina. Os parâmetros iniciais para o dimensionamento das escavadeiras estão na tabela a seguir:

- Equipamentos de Carregamento: Escavadeira

Tabela 20 - Parâmetros para o dimensionamento da escavadeira

Parâmetro	Valor	Unidade
Produção anual (P_a)	900.000	t/ano
Tempo de ciclo da escavadeira (t_{esc})	0.43	min/ciclo
Fator de empolamento (E)	1.4	-
Dias trabalhados por ano (D_a)	312	dias/ano
Horas trabalhadas por dia (H_d)	16	horas/dia
Densidade in situ ($\rho_{in situ}$)	2.7	t/m ³
Minutos por horas ($60_{min/hora}$)	60	min/hora
Disponibilidade mecânica (A)	0.85	-
Disponibilidade operacional (O)	0.9	-
Fator de deslocamento (P)	1.2	-
Fator de balanço p/ giro de 90° (S)	1	-
Fator de enchimento (F)	1	-

Fonte: Autoria própria

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

O dimensionamento do volume da concha para minério quanto para estéril foi seguindo a idéia de que partindo da massa de minério e de estéril movimentada ano a ano foi necessário a utilização de volumes diferentes para tender a produção anual constante de minério requerida de 0.9 Mtpa.

Para evitar que não se consiga pegar um volume de material necessário foi utilizado o maior volume relacionado para o minério dentre os 11 anos de vida útil da mina no qual foi de 0.70 m³/ciclo. Para o estéril foi com base na produção de estéril anual onde a partir do volume da escavadeira obtido e sendo assim o que era pra ser o maior volume de concha para estéril de 5.58 m³/ciclo foi-se utilizado 6 m³/ciclo. Portanto, temos 1 escavadeira para o estéril e 1 escavadeira para o minério.

Sendo assim o volume de concha para o minério encontrada foi de 0.70 m³/ciclo e para o estéril, o volume de concha foi de 6 m³/ciclo.

Tabela 21 Dimensionamento da escavadeira e caminhão

Ano	RE M	Massa Total (ton/ano)	Massa Minério (ton/ano)	Massa estéril (ton/ano)	Vol. Escava deira minério 3 (m /cic lo)	Vol. caminhã o minério (t/ciclo)	Vol. Escavadeir a estéril 3 (m /ciclo)	Vol. caminhão estéril (t/ciclo)
1	7.54	7,693,161	900,528	6,792,592.65	0.70	7.10	5.58	53.85
2	3.23	3,812,316	900,577	2,911,745.56	0.70	7.10	2.40	22.90
3	3.68	4,214,275	901,351	3,312,915.60	0.70	7.10	2.70	26.10
4	3.91	4,410,998	897,718	3,513,309.16	0.70	7.10	2.90	27.70
5	4.85	5,271,704	900,823	4,370,883.28	0.70	7.10	3.60	34.40
6	4.93	5,343,806	901,304	4,442,527.42	0.70	7.10	3.60	35.00
7	5.46	5,802,047	898,803	4,903,240.01	0.70	7.10	4.00	38.60
8	6.06	6,358,500	900,553	5,457,981.57	0.70	7.10	4.50	43.00
9	5.58	5,915,953	898,526	5,017,459.04	0.70	7.10	4.10	39.50
10	1.60	2,340,900	900,664	1,440,251.80	0.70	7.10	1.20	11.30
11	8.67	7,399,380	765,541	6,633,872.09	0.60	6.00	5.40	52.30
Tot al	5.00	58,563,041	9,766,388	48,796,781.00	0.69	7.00	3.63	34.97

Fonte: Autoria própria

Modelos: Escavadeiras

- Minério: Escavadeira PC160-LC de concha 1 m³.

Figura 90 Escavadeira Komatsu PC160-LC para minério



Fonte: Komatsu *website*

- Estéril: Escavadeira Hitachi EX1200-5 Backhoe de concha 6 m³.

Figura 91 Escavadeira Hitachi EX1200-5 para estéril



Fonte: Hitachi website

Dimensionamento de Caminhão

- Objetivo

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

900.000 T por ano.

Tabela 22 Dimensionamento dos caminhões

Número de passes (N_p)	5	-
Volume da concha da escavadeira (V_c)	0.70(Minério)	m ³ /ciclo
	3.63(Estéril)	
Fator de enchimento (F)	1	-
Densidade in situ ($\rho_{in\ situ}$)	2.7	t/m ³
Fator de empolamento (E)	1.4	-

Fonte: Autoria própria

- Modelos: Caminhões

- Minério: Caminhão VW *Constellation* Semi-rodoviário com capacidade de 10 ton

Figura 92 Caminhão para o minério



Fonte: Volkswagen *website*

- Estéril: Caminhão Terex O&K modelo TR 60 com capacidade de 55 ton.

Figura 93 Caminhão para estéril



Fonte: Terex O&K *website*

9.8 DIMENSIONAMENTO DA FROTA

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

Tabela 23- Parâmetros do dimensionamento da frota de caminhões

Dimensionamento da Frota	Valor	Unidade
Tempo de vida da mina (T_v)	11	anos
Distância de pista dentro da cava (D_c)	1.9	km
Incremento médio anual dentro da cava (I_{madc})	0.172	km
Distância da saída da cava até a planta (D_p)	0.8	km
Distância da saída da cava até a pilha de estéril (D_e)	0.5	km
Velocidade caminhão carregado dentro da cava (V_{ccdc})	10	km/h
Velocidade caminhão carregado fora da cava (V_{ccfc})	30	km/h
Velocidade caminhão descarregado fora da cava (V_{cdfc})	35	km/h
Velocidade caminhão descarregado dentro da cava (V_{cddc})	20	km/h

Fonte: Autoria própria

Distâncias Médias de Transporte na Mina

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

Tabela 24 -0 DMT's e número de caminhões para o minério e estéril

Ano	Incremento médio anual (m)	Tempo Total (s)	Nº de caminhões de minério inteiro (un.)	Nº de caminhões de estéril inteiro (un.)	Nº total de caminhões (un.)
1	180	367.6	3	3	6
2	360	407.7	3	3	6
3	540	447.8	3	3	6
4	720	487.9	4	4	8
5	900	528.1	4	4	8
6	1080	568.2	4	4	8
7	1260	608.3	4	4	8
8	1440	648.4	5	5	10
9	1620	688.5	5	5	10
10	1800	728.6	5	5	10
11	1980	768.7	5	5	10

Fonte: Autoria própria

- **Dimensionamento: equipamentos auxiliares**

Como equipamentos auxiliares temos:

- 1 Motoniveladora VOLVO G976

Figura 94 Motoniveladora VOLVO G976



Fonte: Volvo *website*

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

Figura 95 Wheel dozer CAT 844H



Fonte: Caterpillar *website*

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

Figura 96 Bulldozer KOMATSY 155AX



Fonte: Komatsu *website*

- 2 Caminhões pipa – CAT 740

Figura 97 Caminhão pipa CAT 740



Fonte: Caterpillar *website*

9.9 DESMONTE DE ROCHAS

9.9.1 Parâmetros Iniciais

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

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

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

9.9.2 Resultados do Desmonte de Rochas

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

9.9.3 Minério

Tabela 25 - Parâmetros iniciais desmonte no minério

Parâmetro	Valor	Unidade
Tipo de explosivo	ANFO	
Altura média da bancada	10	m
Diametro do furo	76	mm
Concentração de carga	5.3	Kg/m
Largura da bancada	160.87	m
Densidade da Rocha	2.7	t/m ³

Fonte: Autoria própria

Tabela 26- Parâmetros do desmonte de rocha

Parâmetro	Valor	Unidade
Burden Máximo	3.34	m
Subfuração	1.00	m
Profundidade do furo	11.55	m
Erro de perfuração	0.42	m
Burden corrigido	2.92	m
Espaçamento	3.64	m
Malha	10.62	m ²
Ajuste da Largura da bancada	44.15	
Numero de Furos por linha	45	furos
Tampão	2.92	m
Altura de carga	8.64	m
Peso da carga	45.77	Kg
Razão de Carga	0.44	Kg/m³
Produção do desmonte	4690.25	m ³
Massa	12664	t

Fonte: Autoria própria

Tabela 27 - Valores obtidos para o desmonte de rocha

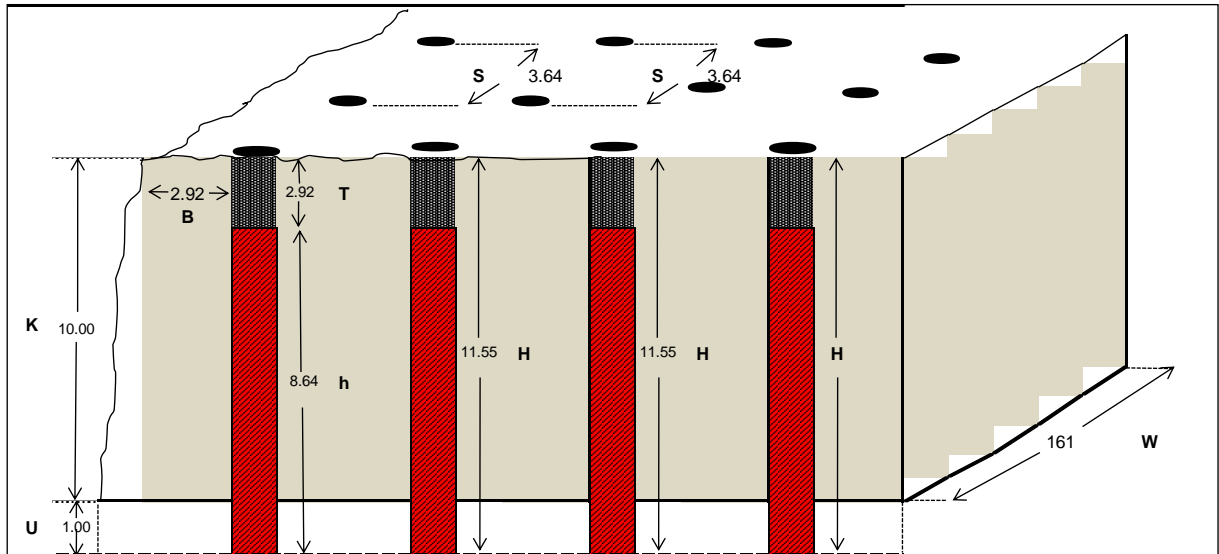
Parâmetro	Valor	Unidade
Número de Linhas	4	
Número de furos	181	
Metragem Linear Total	2729.52	m
Volume total desmontado	18761.00	m ³
Massa total desmontado	50.655	t
Massa total explosivo	8.266	kg

Fonte: Autoria própria

O dimensionamento através de *Olofsson* (1988) gerou uma massa de 12664 mil toneladas por linha de furo. Utilizando 4 linhas chegaríamos à movimentação da mina de aproximadamente 50 mil toneladas a cada três dias.

- Minério

Figura 98 Desmorte de rochas no minério e estéril



Fonte: Autoria própria

9.9.4 Custos do Desmorte de Rochas

- Minério e estéril

Tabela 28 - Custos totais para o desmorte do minério e estéril

Custos		
Anfo (Kg)	R\$4.70	R\$38.847,95
Não Elétrico (m)	R\$7.00	19.106,62
Metro Perfurado	R\$30.00	R\$62580,12
		R\$120.534,90

Fonte: Autoria própria

9.9.5 Desmorte de Rochas: Equipamentos

- Perfuratriz

Foi utilizado como equipamento uma perfuratriz hidráulica do tipo *Top Hammer Roc F9 CR* da *Atlas Copco*.

Vão ser ao todo 2 perfuratrizes onde cada uma vai operar com uma velocidade de produção de aproximadamente 40m/h.

Figura 99 Perfuratriz hidráulica Top Hammer Roc F9 CR



Fonte: Atlas Copco

10. NÚMERO DE FUNCIONÁRIOS POR SETOR DA MINA

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

Tabela 29 Quadro de funcionários da mina

Efetivo	
Mina a Céu Aberto	96
Usina de Beneficiamento	75
Manutenção Eletro-Mecânica	47
Serviços Gerais	22
Serviços Administrativos	18
Total	258

Fonte: Autoria própria

11. BENEFICIAMENTO DO OURO

O depósito de Au em estudo está localizado nas proximidades de Alto Horizonte, próximo ao Rio dos Bois, dentro do contexto geomorfológico de extensos platôs encobertos por perfis lateríticos espessos, onde exposições de rochas inalteradas são escassas. O contexto geológico da área do depósito é dominado por seqüência vulcano-sedimentar em que se destacam anfibolitos, anfibólio xistos, pirita-magnetita-quartzo-muscovita xistos, xistos e quartzitos ricos em cianita, estaurolita, muscovita e biotita, e tonalito pouco deformado. O depósito encontra-se hospedado diretamente em biotita xisto feldspático, gedrita-antofilita xisto, xistos sericíticos e quartzito feldspático. A zona mineralizada tem 2 km de extensão, 500 m de largura e espessura que varia entre 12 e 60m, que se estende até 150 m de profundidade.

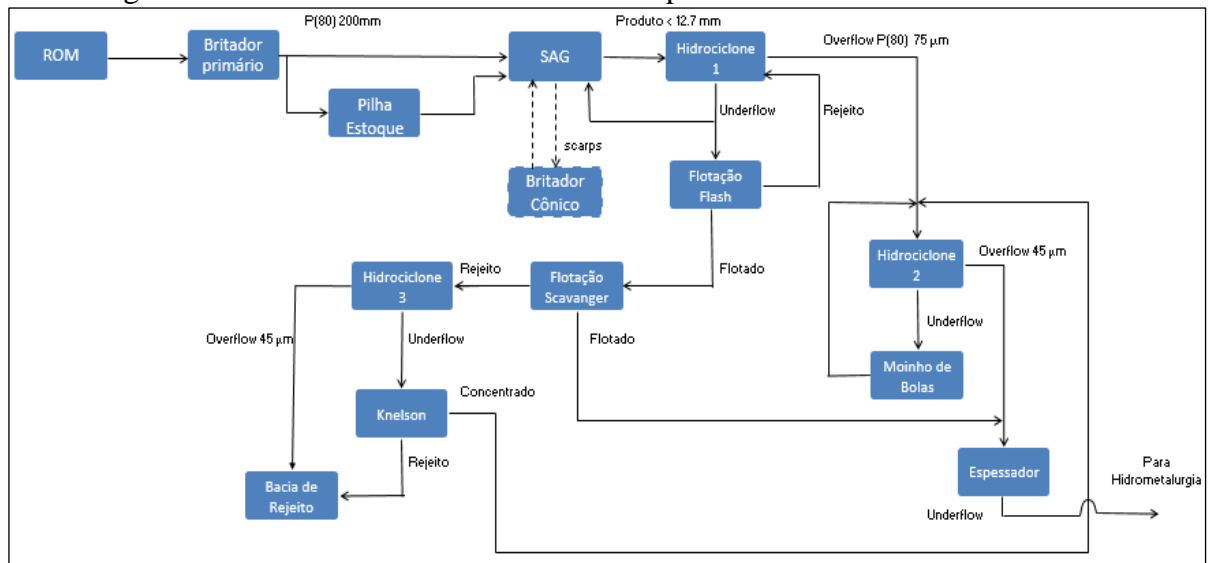
A reserva de minério sulfetado atinge 200 Mton, com teores de 0,4 g/t Au. O ouro, com granulação muito fina, ocorre incluso na calcopirita, porém variações mais grossas ocorrem em fraturas e espaços intergranulares em sulfetos.

O circuito de beneficiamento adotado foi baseado nos processos em funcionamento nas Minas de San Gregório no Uruguai e Mina C1 em Santa Luz na Bahia.

Para o dimensionamento da planta de beneficiamento e do fluxo de massas foi determinado o seguinte regime de trabalho:

O Britador Primário funcionará no regime de 16h/dia, o mesmo dos turnos de lavra e o restante da planta funcionará no regime de 24 h/dia

Figura 100 Circuito de Beneficiamento Simplificado



Fonte: Dados gerados

11.1 EQUIPAMENTOS UTILIZADOS

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

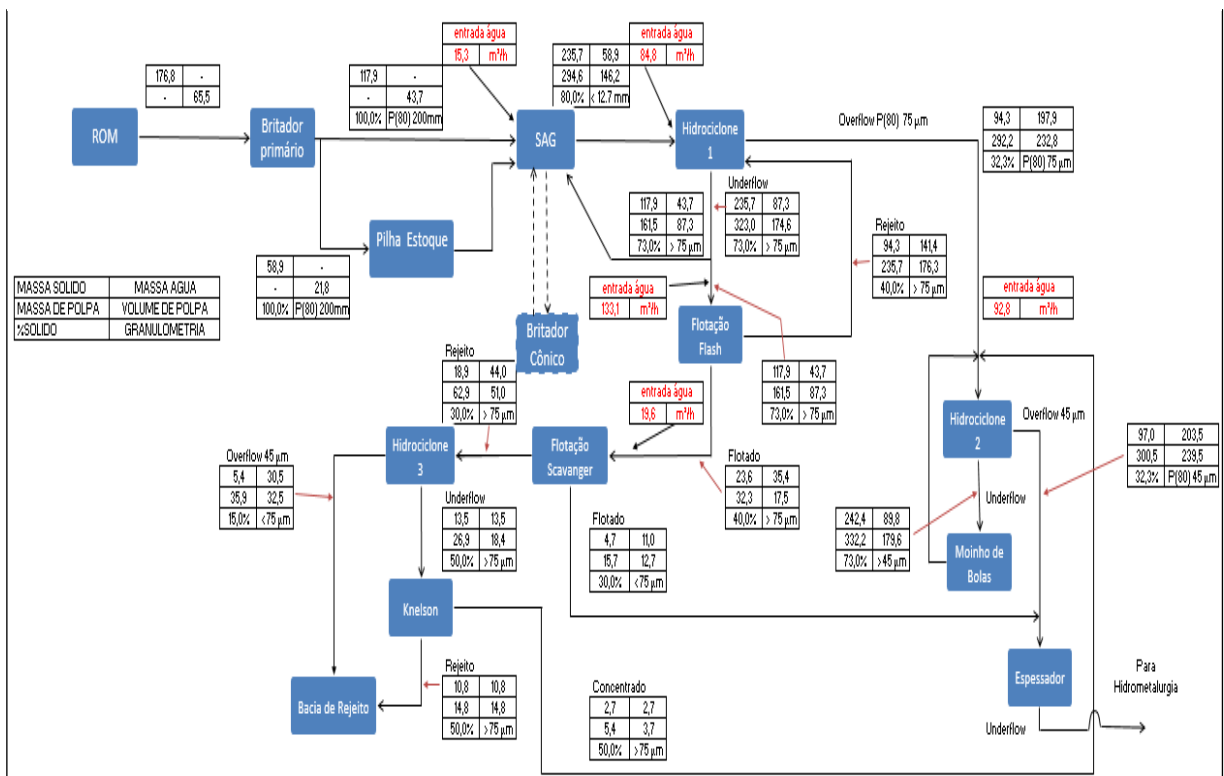
11.1.1.1 Fluxo de Massas

Para os fluxos de massas foram utilizados os seguintes parâmetros:

- Entrada de água sempre que necessário
- Processo visando recuperação mássica
- Moinho SAG:
 - 80% de sólidos em peso
- Bancos de Hidrociclones 1 e 2:
 - Underflow = 250% do Overflow

- 50% de sólidos em volume no Underflow
- 15% de sólidos em volume em Overflow
- Flotação Flash
 - 20% de recuperação mássica
 - 40% de sólidos em peso
- Flotação Scavenger
 - 20% de recuperação mássica
 - 30% de sólidos em peso

Figura 101 Fluxo de Massas do Circuito



Fonte: Dados gerados

11.1.1.2 *Balanço de massa*

A partir dos fluxos de massas encontrados no circuito de beneficiamento podemos calcular o balanço de massas para os bancos de hidrociclones, sendo estes exemplificados abaixo.

- Hidrociclone 1

Tabela 30 - Balanço de Massa do Banco de Hidrociclones 1

	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	94,3	235,7	330,0
% Sólidos em volume	15%	50%	30%
Vazão de água (m³/h)	197,9	87,3	285,2
Vazão mássica de polpa (ton/h)	292,2	323,0	615,2
Vazão de polpa (m³/h)	232,8	174,6	407,4
Densidade de polpa (ton/m³)	1,3	1,9	1,5
% Sólidos em peso	32%	73%	54%

Fonte: Dados gerados

- Hidrociclone 2

Tabela 31 Balanço de Massa do Banco de Hidrociclones 2

	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	97,0	242,4	339,4
% Sólidos em volume	15%	50%	30%
Vazão de água (m³/h)	203,5	89,8	293,3
Vazão mássica de polpa (ton/h)	300,5	332,2	632,8
Vazão de polpa (m³/h)	239,5	179,6	419,0
Densidade de polpa (ton/m³)	1,3	1,9	1,5
% Sólidos em peso	32%	73%	54%

Fonte: Dados gerado

- Hidrociclone 3

Tabela 32 Balanço de Massa do Banco de Hidrociclones 3

	Overflow	Underflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	5,4	13,5	18,9
% Sólidos em volume	6%	27%	14%
Vazão de água (m³/h)	30,5	13,5	44,0
Vazão mássica de polpa (ton/h)	35,9	26,9	62,9
Vazão de polpa (m³/h)	32,5	18,4	51,0
Densidade de polpa (ton/m³)	1,1	1,5	1,2
% Sólidos em peso	15%	50%	30%

Fonte: Dados Gerados

11.1.1.3 Balanço Hídrico

O Processo irá requerer cerca de 345,6 m³/h de água em cinco pontos de entrada, sendo deste volume estimado 80% de recirculação de água do processo, assim será necessária a entrada de em torno de 70 m³/h de água nova no processo.

11.1.1.4 Equipamentos Requeridos

- Britador Primário

Britador 1 Eixo Metso Minerals

Modelo NORDBERG C80 – Abertura da Posição Fechada de 150 mm

Capacidade de até 290 ton/h

Figura 102 Britador de Mandíbulas Nordberg



Fonte: Metso Minerals

- Moinho SAG

Para um correto dimensionamento do moinho SAG, devem ser executados inúmeros testes com sua granulometria de entrada, vazão e granulometria de saída. Assim, não é possível determinar suas dimensões neste momento de pré projeto da unidade de beneficiamento.

- Moinho de Bolas

O Moinho de Bolas apresenta carga circulante em circuito reverso com uma alimentação nova de 242,4 ton/h, necessitando, segundo o método de Bond de 2476,5 hp de potência

Sendo a descarga por overflow e 45% de enchimento

Moinho Metso 16,5 pés de diâmetro por 16 pés de comprimento (5,03m x 4,88m)

Figura 103 Moinho de Bolas



Fonte: Metso Minerals

- Hidrociclones

Os bancos de hidrociclones do estudo foram dimensionados seguindo o método de Tarr, sendo considerada uma pressão de alimentação de 50KPa em todos.

Banco de Hidrociclones 1:

Tabela 33 – Banco de hidrociclones 1

Diâmetro	279,4	mm	11	pol.
Vortex Finder	111,76	mm	4,4	pol.
Altura	1397	mm	55	pol.
Diâmetro do Apex	47	mm	1,87	pol.

Fonte: Dados gerados

Sendo necessárias 5 unidades de trabalho e 1 unidade em reserva.

Banco de Hidrociclones 2:

Tabela 34 – Banco de hidrociclones 2

Diâmetro	127	mm	5	pol.
Vortex Finder	50,8	mm	2	pol.
Altura	635	mm	25	pol.
Diâmetro do Apex	21,59	mm	0,85	pol.

Fonte: Dados gerados

Sendo necessárias 10 unidades de trabalho e 2 unidades em reserva.

Banco de Hidrociclones 3:

Tabela 35 Banco de hidrociclones 3

Diâmetro	381	mm	15	pol.
Vortex Finder	152,4	mm	6	pol.
Altura	1905	mm	75	pol.
Diâmetro do Apex	65	mm	2,55	pol.

Fonte: Dados gerados

Sendo necessária 1 unidade de trabalho e 1 unidade em reserva.

Figura 104 Exemplo de hidrociclones Cavex



Fonte: Internet

- Separador Gravimétrico
Necessário um separador que suporte as 13,5 ton/h de sólidos.
Modelo: Knelson KCCD12
Capacidade para até 20 ton/h de sólidos.

Figura 105– Separador Gravimétrico Knelson



Fonte: Internet

- Célula de Flotação Flash

Para a célula de flotação flash foi considerado um *hold up* de 15% e um acréscimo de 10% do volume devido a espuma e 14 min de tempo de retenção

Volume unitário da célula: 65 m³.

- Célula *Scavenger*

Para a célula de flotação *scavenger* foram considerados os mesmos 15% de *hold up* e acréscimo de 10% do volume devido a espuma.

Volume unitário da célula: 19 m³.

- Espessador

O Espessador conta com uma alimentação de 99,7 ton/h de sólidos, com uma polpa contendo 32% de sólidos em peso.

Foi considerado um espessamento para 55% de sólidos em peso para a saída em underflow e 0% de sólidos em peso para a saída em overflow.

Tabela 36 Balanço de Massa Espessador

	Underflow	Overflow	Alimentação
Vazão mássica sólidos (ton/h)	99,7	0,0	99,7
% Sólidos em volume	31%	0%	15%
Vazão de água (m³/h)	81,6	128,76	210,3
Vazão mássica de polpa (ton/h)	181,3	128,76	310,0
Vazão de polpa (m³/h)	118,5	128,76	247,3
Densidade de polpa (ton/m³)	1,53	1,0	1,3
% Sólidos em peso	55%	0%	32%

Fonte: Dados gerados

Sendo considerada uma razão de espessamento de $0,08 \text{ m}^3/\text{ton}/\text{dia}$
Temos assim o diâmetro do Espessador de 16,54 metros

Figura 106– Espessador



Fonte: Internet

11.1.1.5 Hidrometalurgia

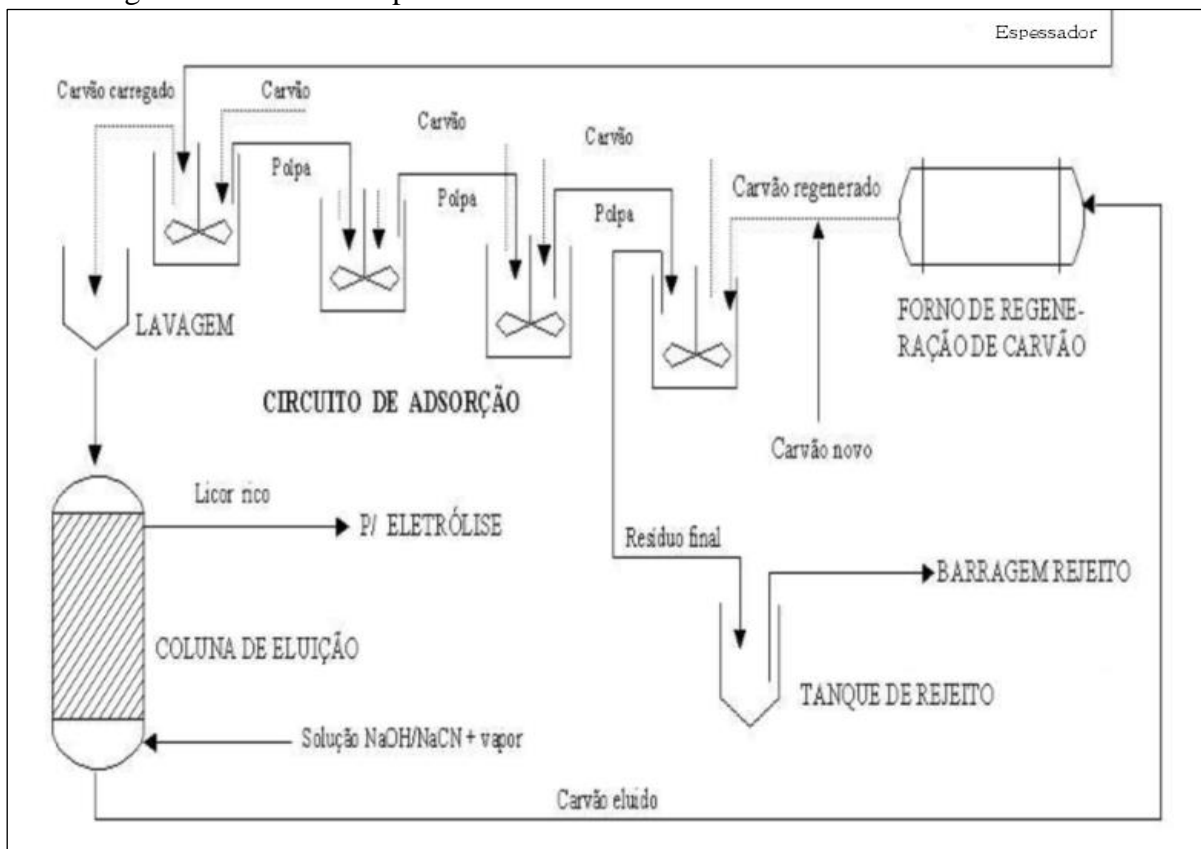
O processo de lixiviação e recuperação do ouro escolhido é o método de Carvão em Lixivia ou CIL (Carbon in Leach). Trata-se de um processo onde as operação de lixiviação e adsorção ocorrem simultaneamente em um mesmo tanque. Como resultado, a transferencia de massa nesse tipo de sistema é elevada. Neste processo a polpa proveniente do espessador desloca-se em contra corrente em relação ao carvão ativado dentro dos tanques de lixiviação.

O tempo estimado de permanência da polpa no circuito CIL é de 24 h em 4 tanques metálicos, sendo 6h em cada tanque.

Cada tanque deve ter cerca de 870 m^3 para comportar a alimentação de polpa, a dosagem de cianeto no circuito será de cerca de 4 kg/tonelada de concentrado, sendo que a

lixiviação deve ser realizada com ph 10.5. A adsorção no carvão ativo é estimada em 5000 ppm de Ouro.

Figura 107– Circuito típico de uma usina CIL



Fonte: Livro CETEM

Figura 108-Tanques lixiviação



Fonte: Internet

11.1.1.6 *Unidade de Beneficiamento*

O beneficiamento de minérios de ouro apresenta algumas peculiaridades que o distinguem de outros métodos de tratamento por se tratar de uma entidade química em sua forma elementar metálica, caracterizada por suas propriedades físicas como elevada densidade e maleabilidade. O seu elevado valor de mercado, consideravelmente superior à maioria dos bens minerais, também é responsável por tornar viáveis processos de beneficiamento mais complexos.

Em linhas gerais, as rotas de processamento podem se restringir à uma simples adequação de granulometria para etapas seguintes de hidrometalurgia ou envolver também estágios de concentração, sendo exploradas propriedades como diferenças de densidade e hidrofobicidade entre o ouro e os minerais a ele associados e os minerais de ganga. As operações de preparação devem preservar as partículas de ouro livre e o processo como um todo deve priorizar a recuperação do ouro contido, ficando o teor de ouro no concentrado e a rejeição de impurezas como objetivos secundários do beneficiamento.

O método escolhido para o beneficiamento é o de adequação granulométrica seguida de flotação e depois lixiviação em tanques com carvão ativado pelo método de Carvão em Lixívia (Carbon in Leach - CIL).

A unidade de beneficiamento do minério terá capacidade para processar cerca 900000 toneladas de minério por ano.

O processo segue a ordem as etapas de britagem e moagem do minério, flotação, processamento gravimétrico do rejeito da flotação, lixiviação em tanques com cianeto (CIL), adsorção por carvão ativado e recuperação do ouro por meio de eletrodeposição, neutralização do rejeito da lixiviação e sua deposição na barragem de rejeitos.

11.1.1.7 *Cominuição*

O processo inicial de cominuição consiste em um britador primário de mandíbulas e de um moinho semi-autógeno (SAG) tubular com carga de bolas em 20% e coeficiente de enchimento de 35 %.

A moagem semi-autógena (SAG) é a cominuição de material em um moinho rotativo utilizando o próprio material de alimentação acrescido de materiais auxiliares (em geral bolas de aço) para a moagem.

O minério (ROM) é alimentado pelos caminhões diretamente em uma grelha de pré classificação na entrada do britador primário ou por uma carregadeira que movimenta material de uma pilha pulmão que fica próxima ao britador primário. Parte do material britado vai para o moinho SAG e outra parte vai para uma segunda pilha pulmão que alimenta o moinho quando o britador está fora de operação, já que o britador funcionará em um regime de 16 h/dia e o moinho em 24 h/dia. A polpa gerada pelo moinho SAG é bombeada para a primeira classificação granulométrica, no banco de hidrociclones 1.

O underflow do banco de hidrociclones 1 é separado, dirigindo-se cerca de metade da polpa para a célula de flotação flash e a outra metade retornando para a alimentação do moinho SAG. O rejeito da célula de flotação flash retorna para o banco de hidrociclones 1.

A qualidade da moagem será garantida quando granulometria estiver com 80 % do material passante em 75 μm , saído no overflow do banco de hidrociclones 1.

O circuito de flotação é composto por uma célula de flotação flash, que recebe o underflow do banco de hidrociclones 1 e por uma célula scavenger, que recebe o material flotado da célula de flotação flash.

A adição dos reagentes de flotação se dará no underflow dos hidrociclones no caso da flotação flash e no seu produto flotado, que vai para a flotação scavenger. O produto da célula de flotação flash se dirige ao estágio de limpeza (scavenger) e depois pode tomar dois outros caminhos. O seu produto vai diretamente para o espessador de concentrado e seu rejeito vai para o banco de hidrociclones 3.

O overflow do banco de hidrociclones 3 vai para a bacia de rejeitos e seu underflow vai para o concentrador gravimétrico (Knelson).

O concentrador Knelson será responsável pelo tratamento do rejeito da flotação visando a recuperação de sulfetos grossos (falhas no controle de moagem) e eventuais partículas de ouro livre que por ventura não foram recuperadas na flotação. O concentrado do Knelson será dirigido ao banco de hidrociclones 2 e o seu rejeito será destinado à barragem de rejeitos.

O banco de hidrociclones 2 receberá o material vindo do overflow do banco de hidrociclones 1 e do concentrado do concentrador Knelson. Seu underflow será um circuito fechado com o moinho de bolas para a remoagem do material e seu overflow irá para o espessador de concentrado.

O concentrado final será espessado com adição de um sal orgânico para ajudar a floculação dos finos e melhorar a recuperação de água dentro da planta, sendo seu underflow encaminhado para o circuito de hidrometalurgia.

11.1.1.8 Manuseio do Concentrado

11.1.1.8.1 Remoagem do concentrado

O overflow do banco de hidrociclones 1 e do concentrado do concentrador Knelson tem um tamanho de partícula desfavorável ao processo de lixiviação. Para maximizar a extração de ouro é necessária uma segunda etapa de classificação (banco de hidrociclones 2) e remoagem da fração grossa deste material a fim de atingir uma qualidade de concentrado no qual 80% do material seja inferior a 45 µm.

A remoagem destes concentrados deve ocorrer em um circuito fechado com moinho de bolas operando em circuito reverso com 16,5 ft x 16 ft com uma potência instalada de 2476,5 hp.

11.1.1.8.2 Espessamento de Concentrado

O material concentrado, vindo da remoagem e da flotação, será destinado a um espessador de mecanismo central com 16,54 m de diâmetro a fim de reduzir o teor de água a 55% de sólidos em peso. Isto reduz tamanho necessário dos tanques de lixiviação.

Os tanques foram dimensionados de forma que o concentrado fique 24 horas no circuito CIL, sendo o tempo de residência em cada um dos tanque de 6 horas.

11.1.1.9 Lixiviação

O circuito de lixiviação, cuja configuração conhecida como CIL (carbon in leach), utiliza tanques metálicos no processo e consiste na lixiviação ocorrendo ao mesmo tempo da adsorção pelo carvão ativado, diminuindo o tempo do processo em relação à outros processos. Serão quatro estágios de lixiviação com o cravão ativado seguindo em contracorrente no circuito. O tempo de residência em cada tanque será de 6 horas.

O “underflow” do espessador com uma concentração de sólidos de 55% é bombeado ao primeiro tanque de lixiviação de ouro, iniciando o processo CIL. O ajuste do pH é feito neste estágio, sendo o ph de 10,5 o ideal.

No primeiro tanque será adicionado o cianeto com dosagem de cerca de 4 kg/tonelada de concentrado, sendo sua dosagem obrigatoriamente controlada em tempo real por analisador

automático. Antes de seu descarte na barragem de rejeito o cianeto residual contido no rejeito será abatido.

O rejeito será bombeado e depositado na barragem de rejeitos de forma que o material sedimente e a água forme uma pequena lagoa de onde será bombeada, recuperada e reutilizada na planta de beneficiamento, sendo estimada uma recuperação de cerca de 80%.

Carvão ativado entra no circuito no último dos tanques de lixiviação e é movimentado em contracorrente para a adsorção do ouro dissolvido. É estimada uma movimentação de 3 toneladas de carvão por dia para cada tanque. O carregamento de ouro no carvão deve atingir cerca de 5000ppm no final do estágio de adsorção.

Os tanques possuem um arranjo para que o processo não seja interrompido diante de uma eventual parada para manutenção em um dos tanques. Peneiras interestágios em cada tanque serão aplicadas para reter o carvão para sua transferência para o próximo tanque. O oxigênio para complexação do ouro nos tanques será fornecido por injetores de ar.

11.1.1.10 Eluição de Carvão

Pelo fato do carvão ativado ser um material com alta capacidade de adsorção, a dessorção do ouro nele adsorvido não é uma tarefa simples. Um conceito importante a ser lembrado no caso das colunas de eluição é o de volume de leito (bed volume) ou simplesmente BV. Esta grandeza representa o volume ocupado pelo leito de carvão no interior da coluna.

O processo de eluição utilizado será o AARL, onde o carvão é acondicionado com 0,5 BV de uma solução contendo 1% de NaCN e 5% de NaOH durante 30 minutos, seguido de eluição com 5 BV de água deionizada a 110°C a uma taxa de percolação de 3 BV por hora. Para se atingir os 110°C é necessária uma pressão de 1,7 a 2,0 atm. O ciclo de eluição dura de 8 a 14 horas.

O carvão retirado do circuito carrega uma coluna para lavagem ácida e eluição do carvão. A lavagem ácida será realizada em um tanque de material não corrosivo. Depois será transferida para a coluna onde será feita a eluição. A lavagem ácida ocorre em solução de ácido clorídrico e após isso é feita uma lavagem com água em dois ciclos, assim o carvão é transferido para a coluna de eluição construída para suportar altas temperaturas. O carvão passará pelos estágios de pré-aquecimento, pré-ensopamento (pre-soak) com solução alcalina e cianeto, eluição, esfriamento e transferência.

Durante a fase de eluição a solução com o ouro dessorvido do carvão é coletada em um tanque de solução rica sendo esta solução bombeada para células eletrolíticas onde o ouro é eletro depositado em cátodos de aço inoxidável. A solução será recirculada pelas células até que a solução contenha um teor de ouro inferior a 5 mg/l. Esta solução é então transferida ao circuito de lixiviação. Os cátodos carregados são lavados com água pressurizada e a lama gerada é filtrada, seca e misturada com fluxos de fundentes para fundição do ouro.

11.1.1.11 Reativação do Carvão

A carvão estéril é transferido da coluna de eluição para uma peneira de desaguamento e posteriormente para um tanque que alimenta o forno de regeneração de carvão. O forno de regeneração é aquecido a uma temperatura de 700°C e o carvão passa através do forno, retornando ao circuito de lixiviação.

11.1.1.12 Abatimento do Cianeto

O rejeito do circuito de lixiviação é descarregado a partir do último tanque sobre uma peneira de segurança para reter carvão ativado que seja descarregado. A polpa então se dirige aos tanques para destruição do cianeto.

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

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

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

11.1.2 Meio Ambiente

11.1.2.1 Aspectos Físicos

- Clima e Ar

O tipo climático predominante na região onde se encontra o município de Alto Horizonte é classificado como Tropical com Estação Seca ou Savana, que abrange a maior parte do estado e é caracterizado por uma estação chuvosa no verão e uma estação seca no inverno, com média de precipitação maior que 1100 mm de chuva por ano. Apresenta o maior índice pluviométrico, em média, no mês de dezembro, com valores de precipitação de 248,6 mm, enquanto o mês de junho é o mais seco, com valores pluviométricos inferiores a 10,0 mm (8,8 mm).

A temperatura média anual na região objeto de estudo indica uma pequena variação sazonal, oscilando de 19 graus Celsius a 23,0 graus Celsius, com temperatura média próxima a 22°C (a média anual de temperatura é de 21,2°C). As maiores temperaturas médias são registradas entre os meses de setembro e março. Os meses de junho e julho registram os menores valores médios de temperatura.

A umidade relativa do ar apresenta forte associação com o sistema de circulação atmosférica: maior umidade no período das chuvas, de novembro a abril, com índices de umidade relativa do ar entre 75 a 82%.

Nos meses de julho a setembro, ocorre um acentuado decaimento da umidade relativa do ar; os baixíssimos índices de umidade do ar ocasionam a formação de névoa seca na região, que em associação com a estabilização das massas de ar e escassez de chuvas, resulta no período do ano com a pior qualidade do ar

- Água Superficial

O Estado de Goiás possui características peculiares em relação à sua hidrografia. Em seu território nascem drenagens alimentadoras de três importantes Regiões Hidrográficas do país (Araguaia/ Tocantins, São Francisco e Paraná), tendo como divisores os planaltos do Distrito Federal e Entorno e os altos topográficos que atravessam os municípios de Águas Lindas de Goiás, Pirenópolis, Itauçu, Americano do Brasil, Paraúna, Portelândia até as imediações do Parque Nacional das Emas.

O local de estudo está localizado na bacia hidrográfica do Rio dos Bois. O Rio dos Bois, que dá nome à bacia, nasce na Serra do Congumé, na Fazenda Quilombo, na cota 920

metros, dentro do município de Americano do Brasil, e percorre uma extensão de 606.266,81 metros, até desaguar na margem direita do rio Paranaíba, na cota de aproximadamente 380 Metros, a jusante do município de Gouvelândia. A bacia hidrográfica do Rio dos Bois pertence à bacia hidrográfica do Rio Paranaíba. Destaca-se ainda como sub afluentes principais o Rio Turvo é o Rio Verde importantes tributários.

A vazão do Rio dos Bois na área do estudo é estimada em mais de 25 m³/s ou 90000 m³/h na estação seca do ano.

O empreendimento necessita de 70 m³/h de água nova, representando menos de 8% da capacidade do Rio dos Bois, isto na estação seca do ano.

Figura 109- Rio dos Bois



Fonte: Internet

- Rochas, relevo e solos

Geologia e Geomorfologia

A geologia local teve origem no Mesozóico, início do período Cretáceo, classificado no grupo São Bento formação Caiuá.

Outras porções da sub-bacia se formaram no Arqueano, complexo Máfico-Ultramáficos tipo Americano do Brasil com origem no Proterozóico Superior, Grupo Araxá. É frequente a ocorrência de derrames de basaltos toleíticos, creme – amarronzados, cinza – escuro é esverdeados. A textura predominante é afanítica, amigdalóide no topo e raramente antofírica. Presença de intertrapes areníticos, finos a muito finos, com estratificação cruzada de pequeno porte. Diques e soleiras de diábasio granular, cinza escuro é esverdeado nas proximidades da serra geral.

As unidades geomorfológicas presentes estão inseridas no Planalto Setentrional da Bacia do Paraná e Planalto rebaixado de Goiânia.

Em sua grande parte abrangem relevos de topo plano com interflúvios superiores a 3750 m, separados por vales incipientes e por vertentes com inclinação em torno de 2°. Isso ocorre principalmente no topo dos chapadões. Os sedimentos presentes são provenientes do terciário com ocorrência no interflúvio do Rio dos Bois com o Rio Turvo.

No alto leito dos rios mencionados no parágrafo anterior, predomina a existência de crostas ferruginosas, que funcionam como camada mantenedora do nível da drenagem, dificultando seu aprofundamento.

Na região de enxutório onde entre o Rio dos Bois e o Rio Paranaíba, o relevo é bem dissecado em formas convexas, associadas à forma tabular amplas, com a drenagem pouco entalhada.

Solos:

As rochas que deram origem aos solos do cerrado são antigas, com idades que variam de 570 milhões a 4,7 bilhões de anos.

Aproximadamente 46 % dos solos do cerrado são profundos, bem drenados e possuem inclinações leves, comumente menores que 3 %. São ricos em argila e óxidos de ferro, que lhe proporcionam a cor avermelhada característica. Grande parte são solos distróficos, ou seja, são ácidos, de baixa fertilidade e alta concentração de ferro e alumínio. Um dos agravantes que justificam a baixa fertilidade é a ocorrência de precipitações de intensidade considerável e concentrada, que percolam o cálcio para as profundidades do solo, aumentando a deficiência deste nutriente junto à superfície.

No entanto a alta concentração de alumínio pode inibir a absorção de nutrientes pela raiz. Ao combinar-se com o fósforo, forma o fosfato de alumínio, precipitando-se no solo e não sendo absorvido pelas raízes das plantas.

Na área de inserção da sub-bacia, pode-se observar a predominância de Latossolo Roxo distrófico e algumas ocorrências de solos Litólicos distróficos.

11.1.2.2 Aspectos Bióticos

- Vegetação

A distribuição da vegetação dominante na área de estudo é praticamente domínio da Savana, no entanto analisando os quadrantes da folha SE 22 GOIÂNIA (projeto Radam-Brasil), encontramos áreas de intersecção com florestas.

A cobertura vegetal teve formação na era mezozóica. Grande parte formada por floresta estacional semidecidual de formação aluvial, tipicamente ribeirinha. Esse tipo de formação predomina nos relevos dissecados em interflúvios tabulares e colivosos, principalmente na região das nascentes do Rio dos Bois e Rio Turvo.

As demais áreas são consideradas como sub-regiões de tensão ecológica. Pois existe nessas localidades o contato de diferentes formações das regiões fitoecológicas da Savana e da Floresta Estacional.

Figura 110- Vegetação Típica do Cerrado



Fonte: Internet

- Animais

O cerrado é um bioma brasileiro com rica biodiversidade. São cerca de aproximadamente 1.500 espécies animais. Muitas destas espécies são encontradas apenas no cerrado (espécies endêmicas). São alguns exemplos da animais encontrados no cerrado: Anta, ema, cervo, onça-pintada, cachorro-vinagre, lobo-guará, lontra, tamanduá-bandeira, gambá, morcego vampiro comum, ariranha, morcego vampiro de asas brancas, gato-palheiro, veado-mateiro, tatu-canastra, gato-mourisco, paca, cachorro-do-mato, macaco-prego, quati, queixada, jacaré do papo amarelo, morceguinho do cerrado, lagarto teiú, jaguatirica, porco-espinho, veado-catingueiro, capivara, tapiti, onça-parda, seriema, João-de-Barro, urubu-caçador, anu preto, tatu-de-rabo-mole, tamanduá-mirim, águia cinzenta, urubu-rei e preá.

- Unidades de Conservação

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

No levantamento das Unidades de Conservação existentes no Estado de Goiás não foi verificada a existência de unidades próximas ao local de estudo.

11.1.2.3 Aspectos socioeconômicos

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

O município de Alto Horizonte, segundo o IBGE, tem uma área de 503,764 km², conta com uma população de 5140 pessoas e uma densidade demográfica de 10,2 habitantes por km².

O local de estudo se encontra a uma distância de 16,5 km da cidade de Alto Horizonte, o que é interessante do ponto de vista socioeconômico, já que se encontra perto o suficiente para trabalhadores morarem na cidade e longe o suficiente para que o empreendimento não cause incômodos com a sua operação.

Atualmente, Alto Horizonte tem como atividades principais o comércio, a agricultura, a pecuária e a mineração, sendo esta última a maior fonte de renda do município.

11.1.2.4 Disposição de Resíduos

Resíduos sólidos contendo sulfetos produzidos em instalações de mineração e beneficiamento, quando dispostos de forma inadequada podem gerar drenagens ácidas de mina. A prevenção, minimização e tratamento destas drenagens requer um sistema de gestão que estabeleça critérios para escolha do local e forma de disposição. Estes critérios são estabelecidos a partir da análise de fatores tais como o tipo do resíduo, suas características físicas, químicas e mineralógicas e seu potencial de geração de ácidos, além de aspectos específicos da área de disposição tais como clima, geologia e distância em relação à cursos de água.

Estes resíduos, gerados em operações de lavra e beneficiamento, podem ser classificados como estéreis e rejeitos.

Estéreis são materiais de cobertura, camadas intermediárias ou circundantes do mineral de interesse, extraídos fisicamente e dispostos muitas vezes em pilhas. As pilhas deste resíduo são, em geral, de granulometria muito variada e apresentam elevada porosidade, possibilitando a fácil penetração de oxigênio e águas pluviais em seu interior.

Rejeitos são resíduos sólidos resultantes das operações de beneficiamento e metalurgia extrativa. Por apresentar etapas de cominuição e classificação do minério, os rejeitos apresentam distribuição granulométrica pouco dispersa e usualmente mais fina que os estéreis. São em geral depositados em áreas confinadas como barragens ou bacias com estruturas de contenção projetadas.

11.1.2.4.1 Pilha de Disposição de Estéril.

No Brasil, o planejamento e projeto de uma pilha estão sujeitos a aprovações de órgãos ambientais e reguladores, apesar da pouca exigência no processo de investigação e projeto. A norma da ABNT NBR 13029 especifica os requisitos mínimos para a elaboração e apresentação de projetos para disposição de estéril.

Outros fatores importantes a serem considerados são:

- Locais para disposição desses materiais;
- Estabilidade das pilhas, devendo ser considerado o ângulo de repouso dos materiais, peso específico do material, largura de bermas e altura de bancos;
- Prevenção de erosão superficial e manutenção com utilização de proteção vegetal nos taludes e direcionamento do fluxo de águas pluviais;
- Redução do custo do transporte do estéril, otimizando a distribuição dos volumes das pilhas o mais próximo possível da cava, reduzindo a distância de transporte de material por caminhões.

Alguns aspectos dos projetos de pilhas de estéril são normatizados conforme a NBR 13029, sendo eles:

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

Além das definições geométricas, projetos de pilha necessitam de estudos e levantamentos geotécnicos, levantamentos hidrogeológicos e hidrológicos e estudos de impactos ambientais referentes à pilha.

Para o projeto da pilha, foram adotados os seguintes parâmetros:

- Ângulo de Repouso do material: 37°
- Densidade da rocha: 2.7 ton/m³
- Empolamento: 140%
- Densidade empolada: 1.93 ton/m³

Durante a produção da vida útil da mina, considerando a densidade empolada do material, chegamos a um volume total de estéril de aproximadamente 26364798,92 Mm³, para simplificação do projeto consideraremos um volume de pilha de 26,4 Mm³ de material.

Tabela 37 – Produção de estéril

ANO	PROD_ESTÉRIL(ton)	ESTÉRIL_ACUMULADO(ton)	ESTÉRIL_ACUMULADO(Mm ³)
1	7642901	7642901	4.1
2	2771262	10414163	5.6
3	3001302	13415465	7.2
4	3517051	16932516	9.1
5	3747620	20680136	11.1
6	4166922	24847058	13.4
7	4499123	29346181	15.8
8	4886939	34233120	18.4
9	5175458	39408578	21.2
10	6046455	45455033	24.5
11	3508165	48963198	26.4

Fonte: Dados gerados

Os parâmetros geométricos considerados para o projeto foram

- Altura de Banco: 10m
- Ângulo de face: 35°
- Largura de Berna: 10m

- Largura de Rampa: 15m
- Inclinação de Rampa: 10%
- Altura da Pilha: 100m

Tabela 38 Propriedades da Pilha
PROPRIEDADES DA PILHA

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

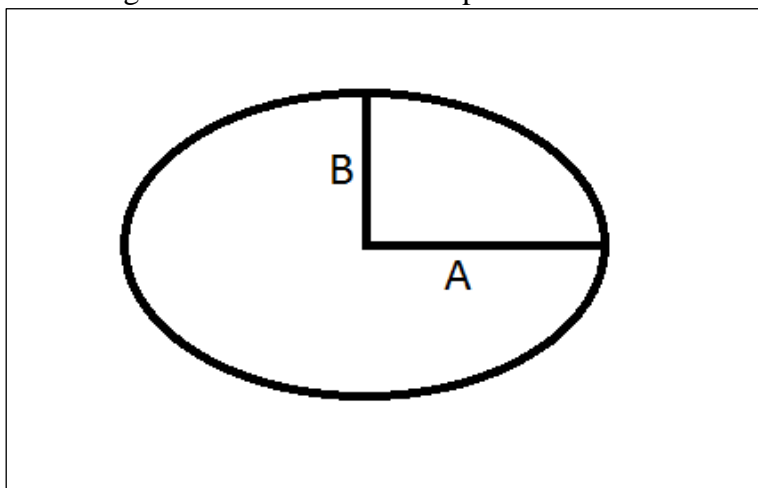
Fonte: Dados gerados

A altura da pilha será de 100m por estar dentro dos parâmetros exigidos pela normativa e para manter certa suavidade com da topografia.

O método de construção da pilha será em níveis ascendentes, sempre se trabalhando um nível por vez para evitar acidentes.

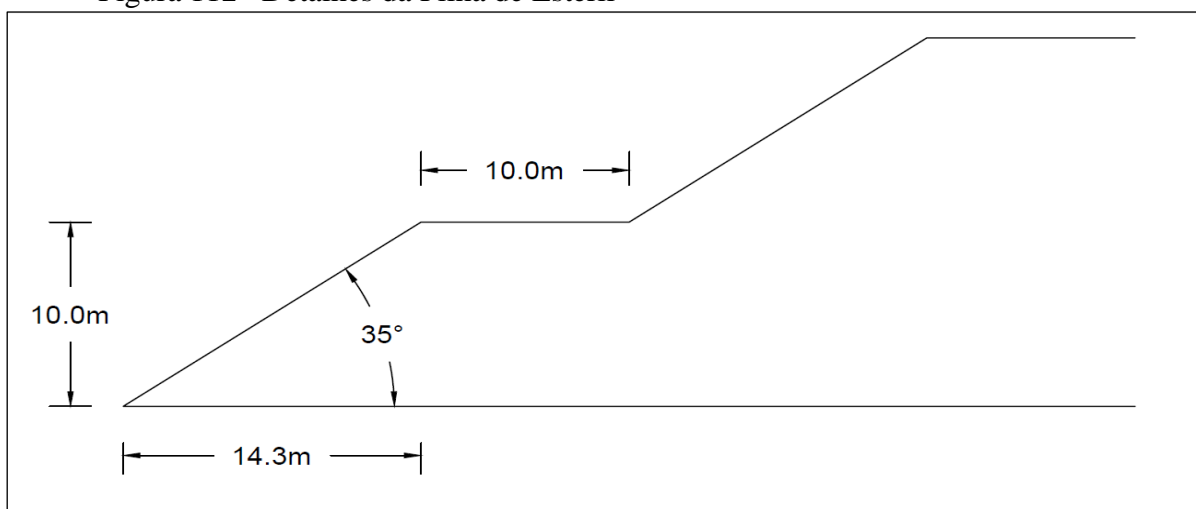
A geometria adotada para a pilha é na forma de uma elipse, com eixo maior 1.5 vezes o eixo menor. Optou-se pela geometria elíptica por esta ser uma geometria mais próxima de um relevo natural, lembrando um morro, além de diminuir a área degradada e ser de fácil construção se comparada a formas poligonais.

Figura 111- Forma adotada para a Pilha



Fonte: Internet

Figura 112 Detalhes da Pilha de Estéril



Fonte: Dados gerados

Utilizando o software EXCEL e os parâmetros adotados foi calculada a configuração dos níveis da Pilha, sendo estes mostrados abaixo.

Tabela 39 Especificações da Pilha

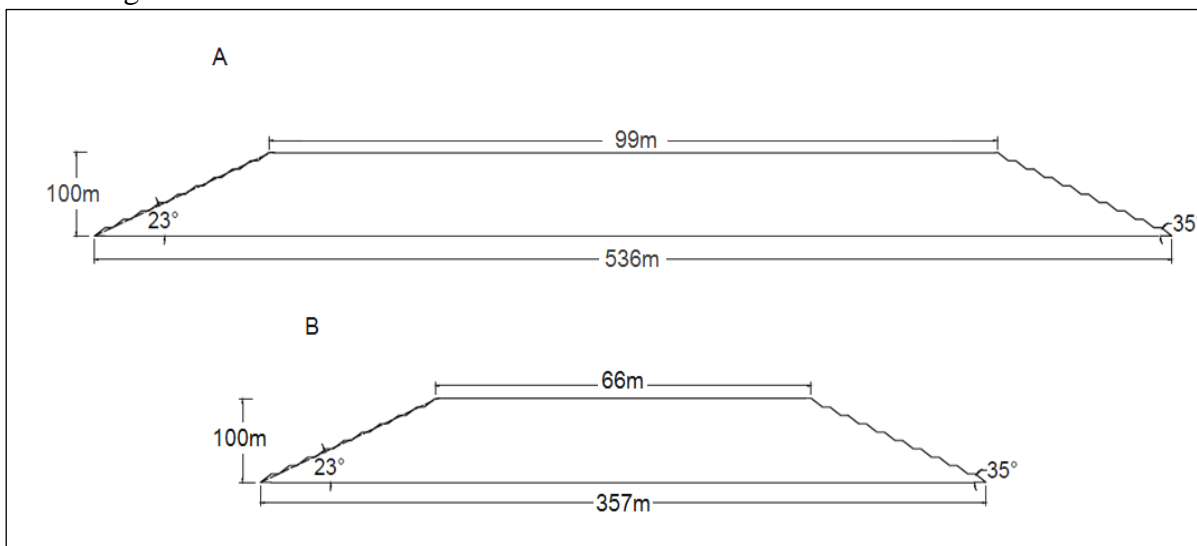
NÍVEL	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
a (m)	536.05	487.48	438.92	390.36	341.79	293.23	244.67	196.10	147.54	98.98
b (m)	357.36	324.99	292.61	260.24	227.86	195.49	163.11	130.74	98.36	65.99
Perímetro (m)	2862.31	2603.00	2343.69	2084.38	1825.07	1565.76	1306.45	1047.14	787.82	528.51
Área (m²)	601812.88	497709.87	403485.54	319139.89	244672.93	180084.64	125375.03	80544.10	45591.85	20518.29
volume centro (m³)	601812.877	497709.870	403485.542	319139.894	244672.927	180084.639	125375.031	80544.103	45591.854	20518.286
volume face (m³)	204390.14	185873.44	167356.74	148840.03	130323.33	111806.63	93289.92	74773.22	56256.52	37739.81
volume total (m³)	622251.891	516297.213	420221.216	334023.898	257705.260	191265.301	134704.023	88021.425	51217.506	24292.267

Fonte: Dados gerados

A execução da pilha será feita por alteamentos em níveis de 10 metros, um nível de cada vez sendo prevista uma da rampa de acesso principal.

As dimensões finais da pilha podem ser vistas nas figuras abaixo:

Figura 113 Dimensões finais da Pilha



Fonte: Dados gerados

E assim podemos ter uma visualização da pilha em sua configuração final utilizando o software Studio 3:

Figura 114 Visualização em perspectiva da Pilha de Estérel

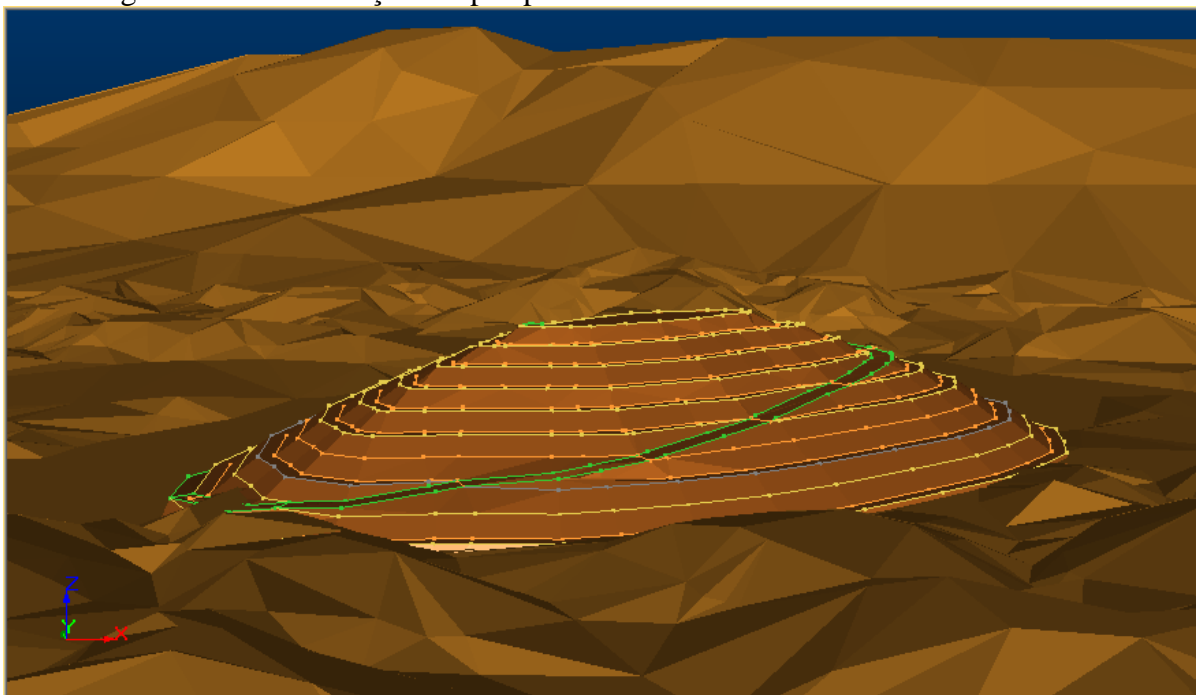
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 115 Visualização em perspectiva da Pilha de Estérel

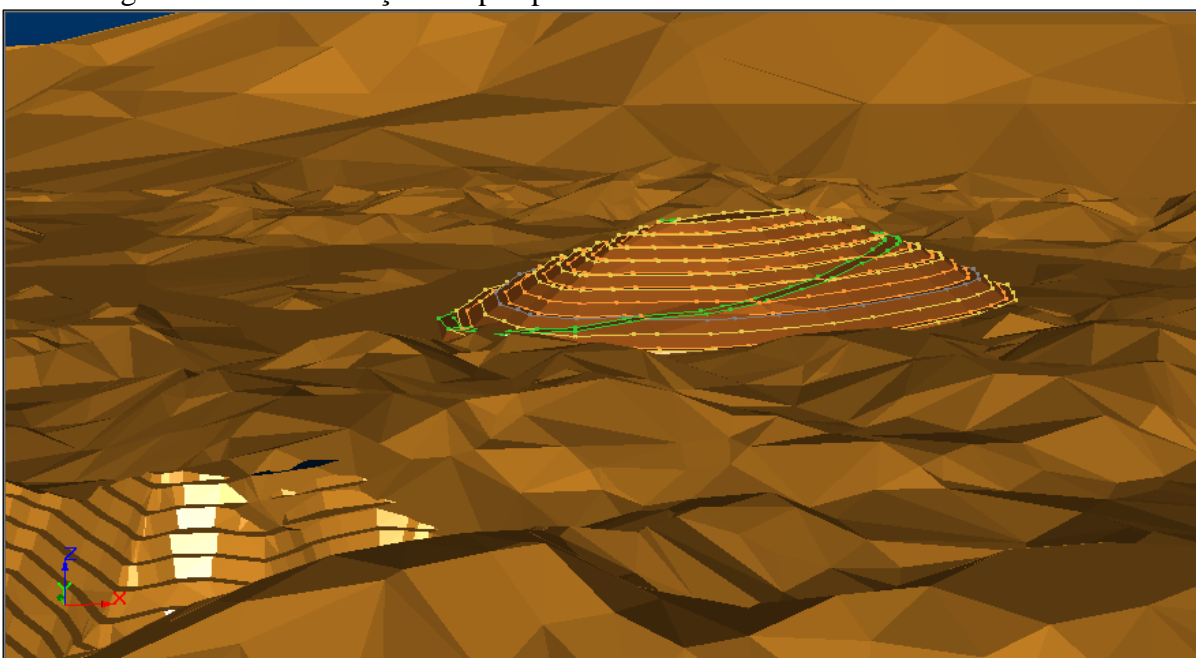
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 116 Visualização em perspectiva da Pilha de Estérel

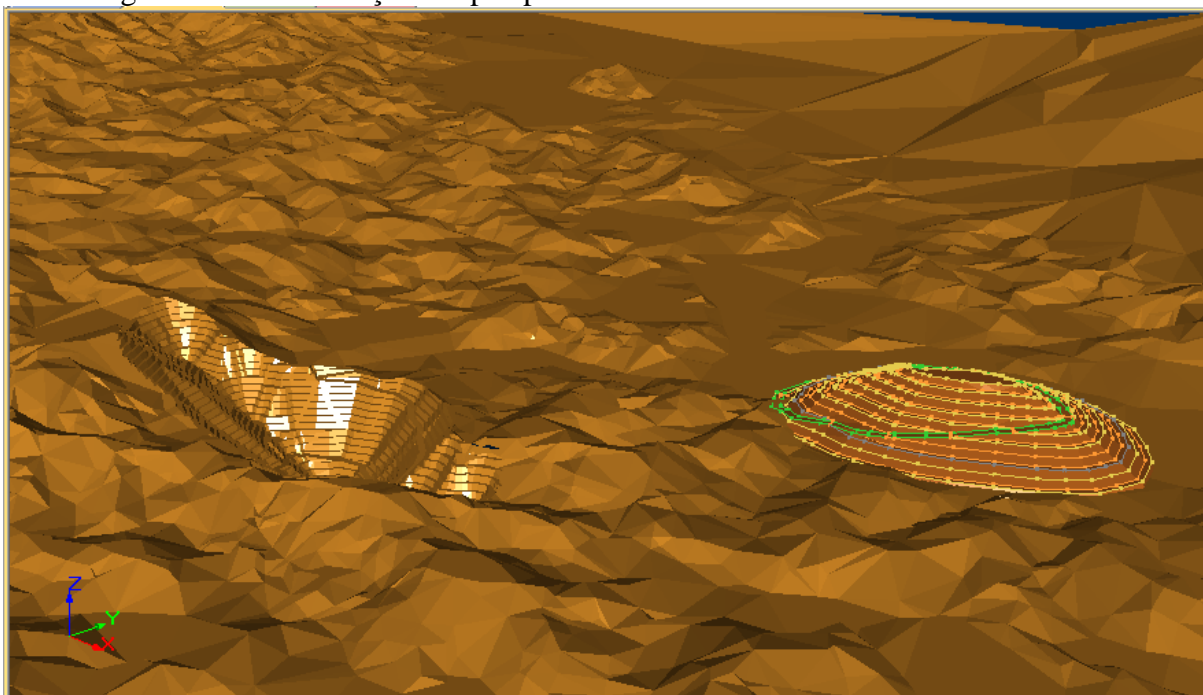
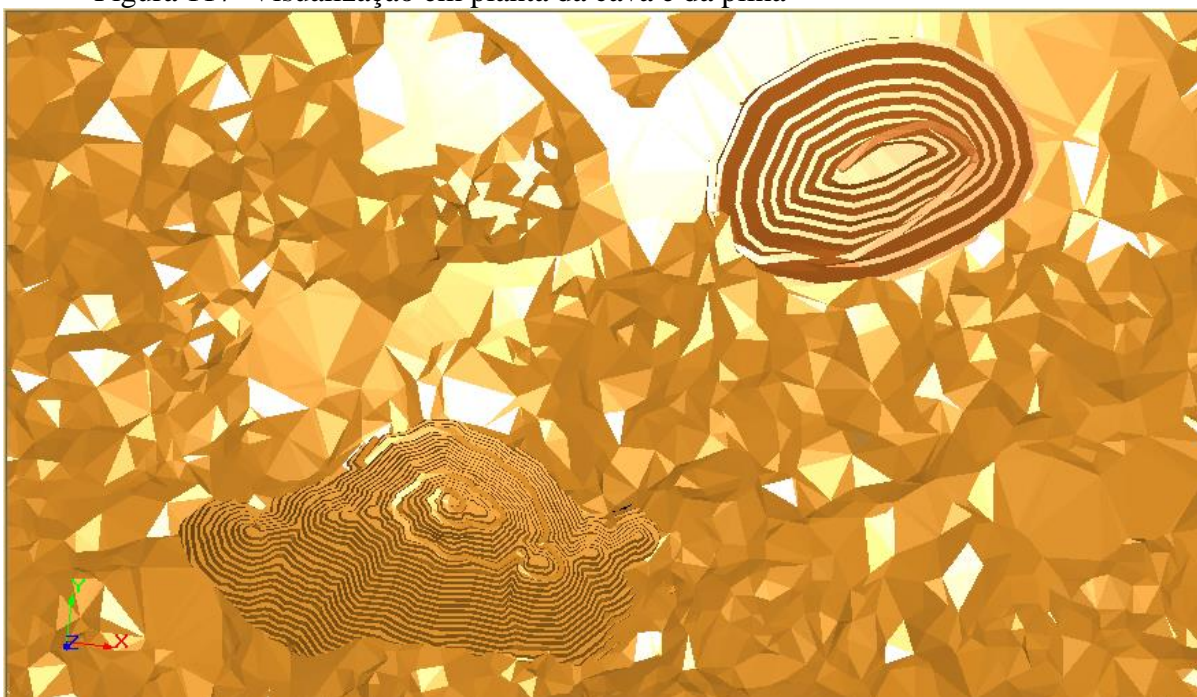
Fonte: *Software Studio 3*

Figura 117 Visualização em planta da cava e da pilha

Fonte: *Software Studio 3*

Para uma boa estabilidade da pilha, foi adotado um ângulo de 35° para os taludes dos bancos, por este ser um pouco menor que o ângulo de repouso do material (37°), o que já caracteriza uma condição de estabilidade para o talude e o ângulo do talude global é de aproximadamente 23°, caracterizando uma ótima estabilidade global para a pilha.

Está previsto para o projeto a drenagem interna para a pilha para evitar o risco de DAM, pois temos uma pluviosidade relativamente alta no período de chuvas na região.

Está também previsto um sistema de impermeabilização abaixo da pilha para evitar DAM que consiste em:

- Solo permeável servindo de sistema de coleta do líquido percolado;
- Revestimento de argila impermeável, com espessura mínima de 1m;
- Areia tendo como função servir de dreno.

Para prevenção de possíveis erosões está prevista a instalação de um sistema de drenagem superficial, cobertura vegetal da pilha e drenos.

11.1.2.4.2 Projeto de Barragem de Rejeitos

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

Como está prevista a constante reciclagem da água da barragem para os processos de beneficiamento a lamina de água será a mínima possível, podemos prever o volume da barragem se baseando no volume de minério processado, já que praticamente 100% do minério processado será descartado como rejeito.

Para o projeto foram considerados os seguintes parâmetros:

- Densidade empolada de 2.45 ton/m³
- Altura média de 18 metros;
- Como fator de segurança o projeto prevê um alteamento demais 2 metros somados à sua altura, totalizando 20 metros;
- Ângulo de face de 60°.

Tabela 40- Volume destinado para a Barragem

ANO	MINÉRIO (Mton)	MIN. ACUM. (Mton)	MIN. ACUM. (Mm³)
1	0.90	0.90	0.37

2	0.90	1.80	0.73
3	0.90	2.70	1.10
4	0.90	3.60	1.47
5	0.90	4.50	1.83
6	0.90	5.40	2.20
7	0.90	6.30	2.57
8	0.90	7.20	2.93
9	0.90	8.10	3.30
10	0.90	9.00	3.67
11	0.77	9.77	3.98

Fonte: Dados gerados

Em uma situação de um relevo plano que não possibilite barramento em talvegue, a barragem será construída completamente por alteamentos.

- Material

Barragem será executada com material geotécnico adequado previsto em projeto, material impermeabilizante para a base e para a montante da barragem, sendo utilizado nesse caso argila compactada de baixa permeabilidade.

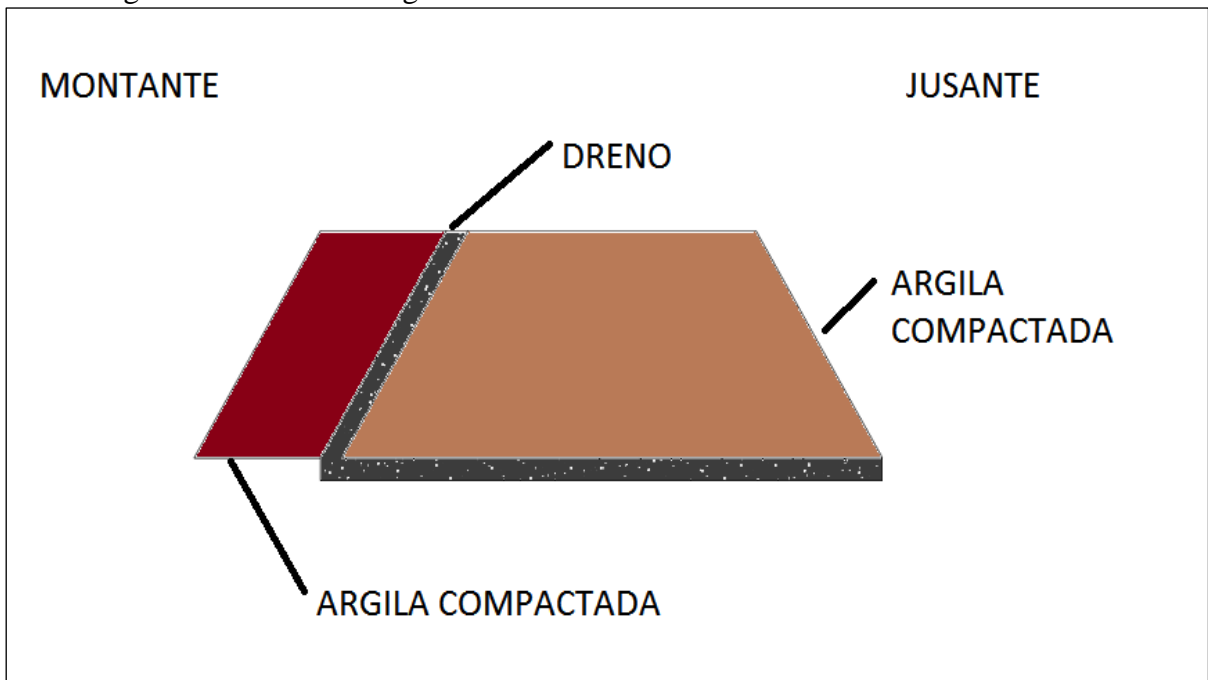
Um sistema adequado de drenagem deve ser realizado, minimizando os efeitos de poro pressão provocados pela percolação de água na barragem

- Método de Execução

O método selecionado para a execução da Barragem foi o método da Jusante, que basicamente consiste em se executar alteamentos sempre com avanços em direção à jusante, sempre com material geotécnico adequado, diferentemente de métodos como o de montante e linha de centro, que utilizam o próprio rejeito como material construtivo.

A execução da Barragem se dará em quatro etapas, sendo quatro alteamentos de 5m.

Figura 118 Perfil Barragem



Fonte: Dados gerados

Utilizado uma planilha e considerando a pior situação possível (necessidade de se fazer alteamentos em 4 lados da Barragem), foi calculado o volume de material necessário, cerca de 1,25 Mm³, considerando um aterro de 2 metros para toda a base da barragem. Foi calculada também a área ocupada pela Barragem cerca de 221123,47 m² e considerada uma geometria para a Barragem com todos os lados iguais de cerca de 470 metros cada.

Tabela 41 - Dados da barragem

ATERRO BASE DA BARRAGEM	2
CAPACIDADE FINAL (Mm³)	3980222,48
ALTURA MÉDIA (m)	18
ÁREA OCUPADA (m²)	221123,47
LADO QUADRADO (m)	470,24
LARGURA DE BERMA (m)	10
PERÍMETRO (m)	1880,950701
ÂNGULO DA FACE	60°
ALTURA BARRAGEM (m)	20
VOLUME DE BORDA (m³/m)	115.47

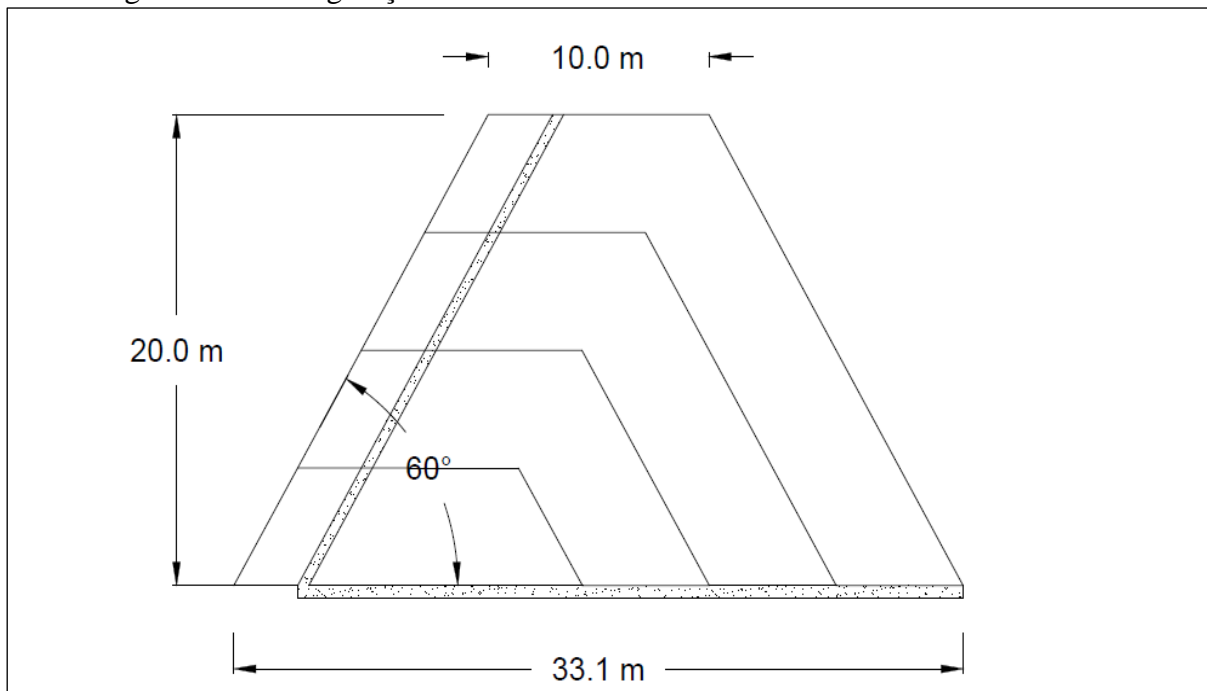
VOLUME DE BARRAGEM (m³/m)	430.94
---------------------------------------------	--------

VOLUME TOTAL DE BARRAMENTO (Mm³)	0,81
VOLUME BASE (Mm³)	442246,9
VOLUME TOTAL REQUERIDO (m³)	1252824,04

Fonte: Dados gerados

- Configuração Final

Figura 119 Configuração final do Barramento



Fonte: Dados gerados

- Estabilidade

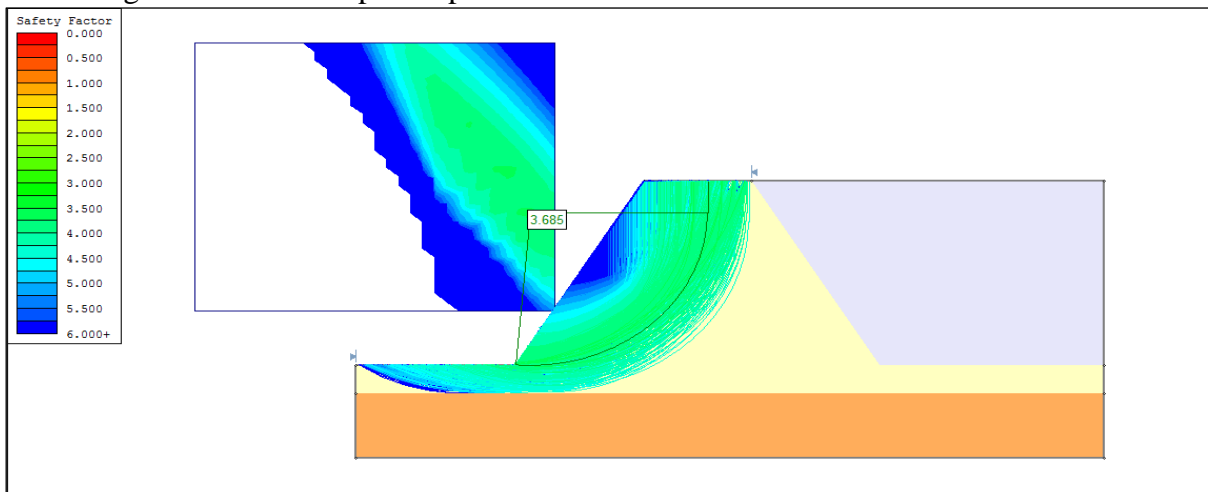
Para a determinação da Estabilidade da Barragem foram consideradas:

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

Para o cálculo do fator de segurança foi utilizado o software *Slide 6.0* utilizando uma hipótese de ruptura circular, considerando o método de Bishop Simplificado.

F.S.: 3.685 para ruptura circular

Figura 120 Análise para ruptura circular



Fonte: Slide 6.0

- Cálculo de Estabilidade para Tombamento e Deslizamento

Duas hipóteses também devem ser consideradas no caso de barragens, sendo elas a de tombamento e deslizamento. Para o cálculo das duas hipóteses foi considerada a teoria de Coulomb para empuxo em solos não coesivos, mesmo tipo de material depositado na barragem.

Solução Analítica:

- Teoria de Coulomb

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

Onde:

$$\alpha = 60^\circ$$

$$\phi = 30^\circ$$

$$\beta = 0^\circ$$

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

$$Ka = 0,63$$

$$Ea = \frac{1}{2} \times \gamma \times h^2 \times Ka \quad (\text{com água})$$

Onde:

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

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

$$Ka = 0,63$$

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

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

$$Eah = Ea \times \text{Cos}(90 - \alpha + \sigma) + Ew \quad (13)$$

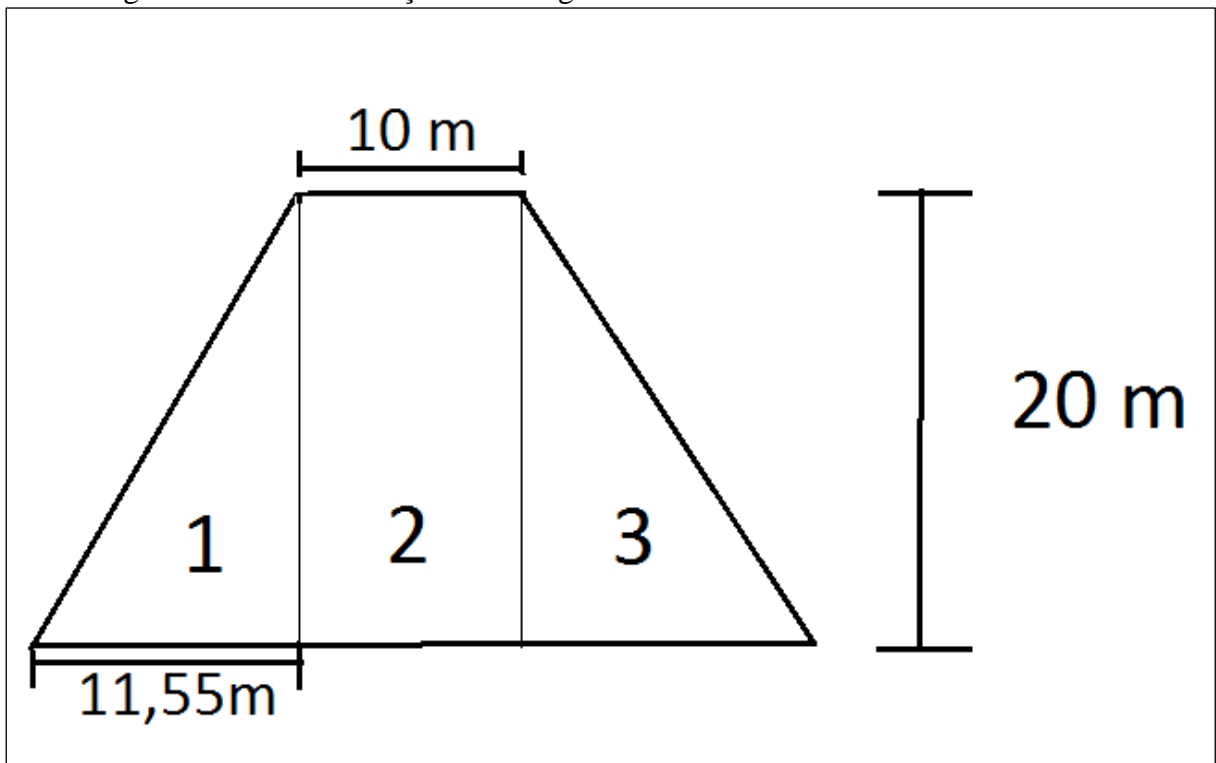
$$EaV = Ea \times \text{Sen}(90 - \alpha + \sigma) \quad (14)$$

Onde:

$$Eah=2900 \text{ KN/m}$$

$$EaV=1174 \text{ KN/m}$$

Figura 121 Vista em seção da barragem



Fonte: Dados gerados

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

$$P1 = \frac{(11,55 \times 20)}{2} \times 20 = 2310 \text{ KN/m} \quad (15)$$

$$P2 = P3 = 10 \times 20 \times 20 = 4000 \text{ KN/m} \quad (16)$$

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

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

$$RH = 2900$$

$$Y' = 6,46$$

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

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

Tombamento:

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

Deslizamento:

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

Onde:

$$\beta = 33,1$$

$$C' = 200 \text{ KPa}$$

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

A solução analítica forneceu os seguintes resultados:

F.S. Tombamento: 7.6

F.S. Deslizamento: 4.17

11.1.2.5 *Fechamento da Mina*

Ao fim da vida de uma mina, ou seja, fim de seu período produtivo, temos duas fases distintas, sendo elas:

A fase de desativação: é o período que tem início pouco antes do término da produção mineral (encerramento) e se conclui com a remoção de todas as instalações desnecessárias e a implantação de medidas que garantam a segurança e a estabilidade da área, incluindo a recuperação ambiental e programas sociais.

A fase de pós-fechamento: é o período após a completa implementação das medidas de desativação, no qual são executadas ações como monitoramento, manutenção, cuidados temporários ou permanentes e programas sociais, visando atingir os objetivos de fechamento.

O planejamento de fechamento de mina deverá prever o período de monitoramento ambiental pós-fechamento, com, por exemplo, piezômetros para monitoramentos nas imediações da Pilha de Estéril e Barragem de Rejeitos, controle de DAM da pilha e barragem, o monitoramento da qualidade da água dos rios próximos ao local e também o acompanhamento de fauna e flora local.

12. ANÁLISE ECONÔMICA

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

Nesta etapa determinamos se um empreendimento será economicamente vantajoso e, se for, o quão lucrativo pode ser esse empreendimento, determinando ou não a sua viabilidade.

Para a análise econômica deste estudo foi utilizado o aplicativo MAFMINE, o qual se baseia no modelo conceitual de O'Hara tendo sua realidade adaptada para o Brasil.

Foram utilizadas as seguintes premissas para a análise econômica:

- Utilização de cenário sem empréstimo;
- Fluxo de caixa foi obtido utilizando-se as premissas adotadas durante o decorrer do estudo.
- Os valores de CAPEX, custos de lavra e processos foram obtidos a partir do aplicativo MAFMINE.
- Os valores de produção anual de minério e estéril são obtidos a partir do sequenciamento de lavra.

Tabela 42 Custos MAFMINE

Custos operacionais		
Mina céu aberto	2,65	U\$/ton mov.
Beneficiamento	10,42	U\$/ton trat.
Manutenção	0,40	U\$/ton mov.
Serv. Gerais	0,18	U\$/ton mov.
Serv. Administrativo	0,21	U\$/ton mov.
Custo Ambiental	0,06	U\$/ton mov.

CAPEX	133,90	MU\$
CUSTO LAVRA	3,50	U\$/ton mov.
CUSTO PROCESSOS	10,42	U\$/ton mov.

Fonte: *MAFMINE*

- Dados Fluxo de Caixa

Tabela 43 Função Benefício

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

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

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

Fonte: Dados gerados

Tabela 44 Dados de Entrada Análise Econômica

CAPEX (MU\$)	134,1
C.L. (U\$/ton)	3,50
C.P. (U\$/ton)	10,42
Teor médio(ppm)	1,00
Au U\$/oz	1100
Au U\$/g	35,37
R.h.	90%
R.b.	85%
TAXAS	4%
CARGA TRIBUTÁRIA	37%
NSR INDEX	98%
TMA	10%

Fonte: Dados gerados

- Foi considerada diluição do minério de 10%
- Foi considerado 2 anos de investimento sem produção.

12.1 FLUXO DE CAIXA

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

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

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

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

12.2 ANÁLISE DE SENSIBILIDADE

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

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

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

12.2.1 Resultados

- Fluxo de Caixa

Tabela 45 Valores do fluxo de caixa

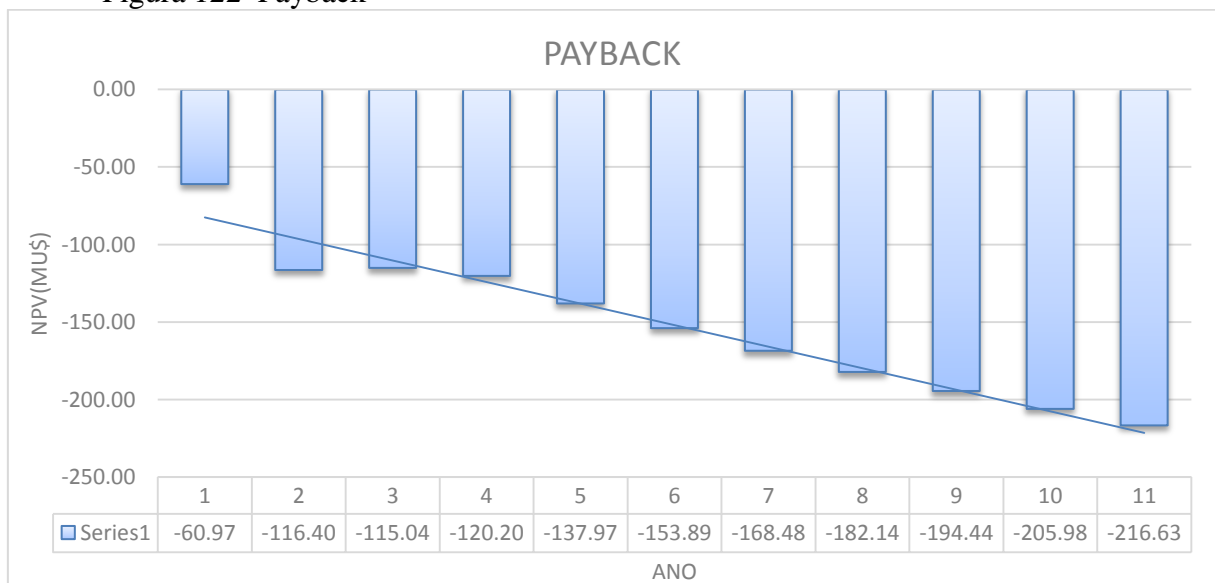
ANO DE INVESTIMENTO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
minério (Mton)	0	0	0,991389	0,989791	0,989244	0,989931	0,990333	0,989405	0,990686	0,990237	0,989218
esterio(Mton)	0	0	3,084,145	6,615,695	1,457,724	1,442,142	1,450,938	148,295	1,472,089	1,507,896	1,523,937
RECEITA BRUTA UMS	0	0	2,389,585	2,385,733	2,384,415	2,386,069	238,704	2,384,802	2,387,891	2,386,806	2,384,351
OPEX UMS	0	0	2,208,193	3,140,573	5,246,829	5,206,555	5,230,397	5,313,814	5,286,871	5,381,003	5,422,025
DEPREC. FISCAL.	0	0	13,414	13,414	13,414	13,414	13,414	13,414	13,414	13,414	13,414
LUCRO TRIBUTAVEL	0	0	-116,001	-209,624	-420,381	-416,189	-418,476	-427,041	-424,038	-43,356	-437,907
I.R.	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RECEITA LIQUIDA	-67,07	-67,07	1,813,924	-754,841	-286,241	-282,049	-284,336	-292,901	-289,898	-29,942	-303,767
VPL	-609,727	-554,298	1,362,828	-515,566	-177,733	-159,209	-145,909	-136,641	-122,945	-115,439	-106,469
SOMA VPL			-236,015,992,440,842								
TIR			INEXISTENTE								

Fonte: Dados gerados

Realizado o Fluxo de Caixa do Empreendimento para os 2 anos de investimento sem produção e 11 anos de operação obtemos:

- VPL: -236,0160 MU\$
- TIR: Inexistente
- *Payback*

Figura 122 Payback



Fonte: Software Microsoft Excel

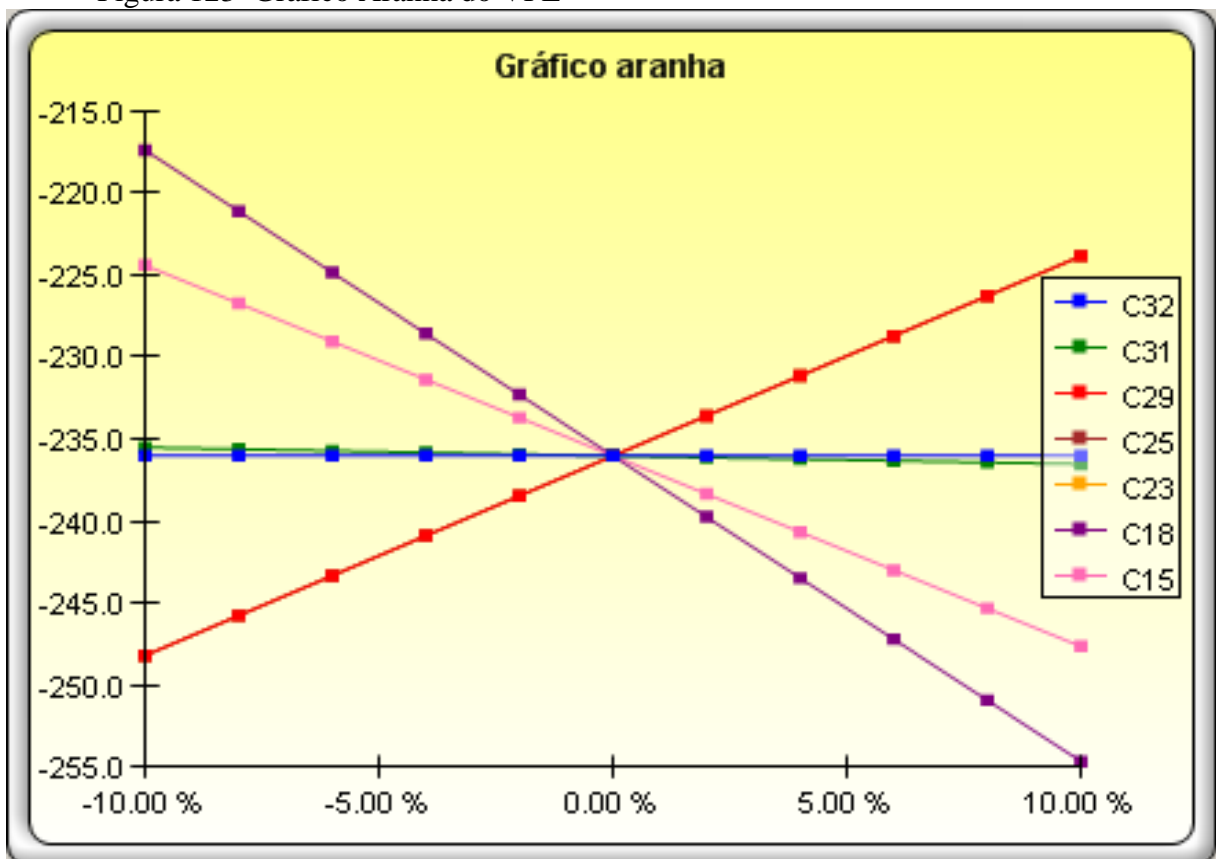
Como podemos observar, não existe um Payback para o investimento do projeto, sendo que os custos de operação são maiores que a renda obtida com a venda do Ouro.

12.2.1.1 Análise de Sensibilidade - Resultados

- Sensibilidade – “gráfico aranha” VPL

Analisando o “gráfico aranha” da variação dos parâmetros de entrada sobre o VPL notamos um peso maior do CAPEX, do custo da lavra e da recuperação do beneficiamento. Demais variações em outros custos não resultam em grande do VPL.

Figura 123 Gráfico Aranha do VPL



Fonte: Software Microsoft Excel

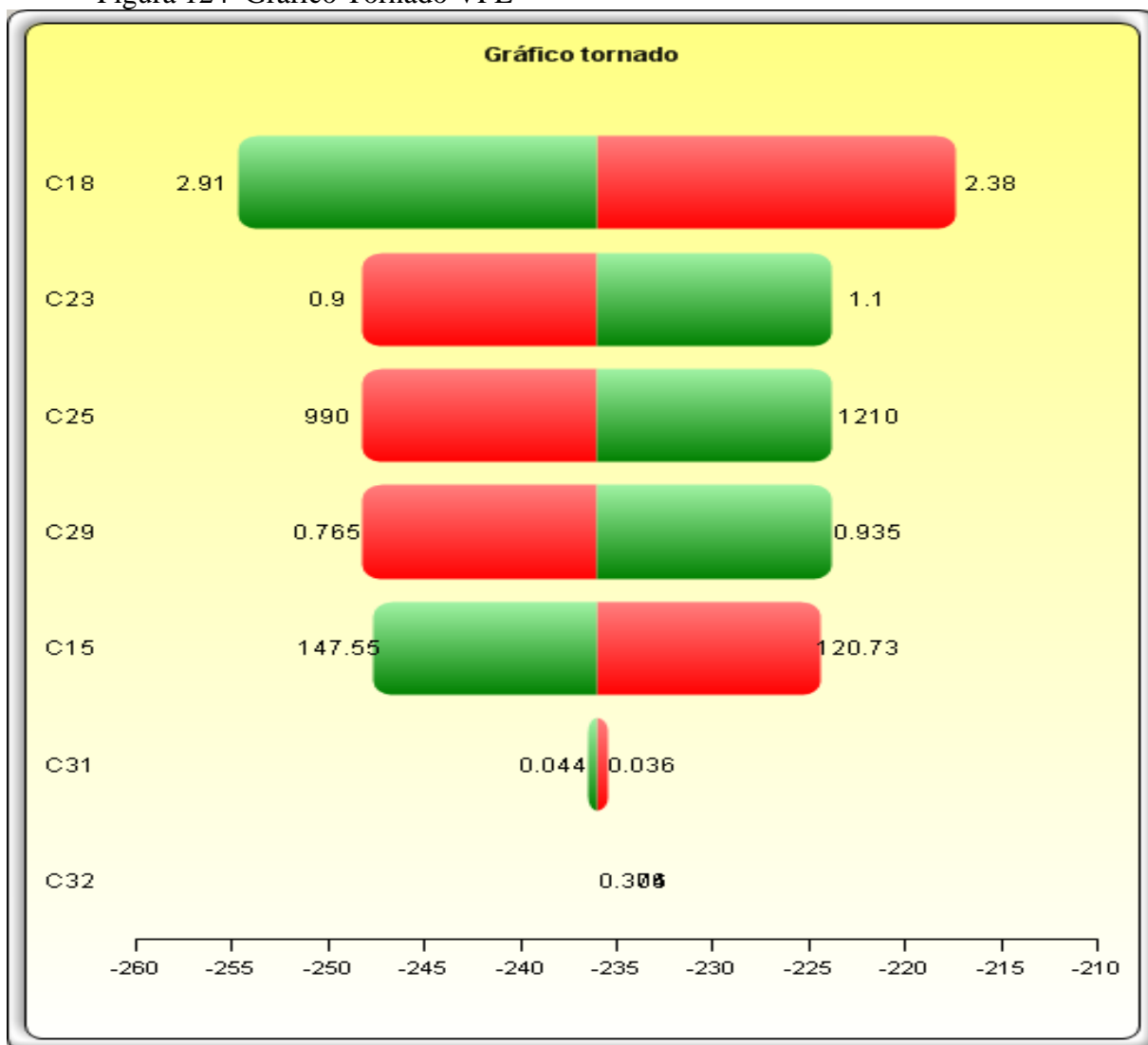
Onde:

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

- Sensibilidade – Gráfico Tornado VPL

O Gráfico Tornado demonstra o que o gráfico aranha já havia analisado, com maiores sensibilidades nos mesmos parâmetros.

Figura 124 Gráfico Tornado VPL



Fonte: *Software Microsoft Excel*

Onde:

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

12.2.1.2 Análise de Risco

Não podemos fazer uma análise de risco com precisão, já que o estudo demonstra que o empreendimento não é viável da maneira que foi apresentado.

CONCLUSÃO

O Empreendimento não se mostrou viável economicamente, já que o VPL do estudo teve um retorno negativo de mais de 236 milhões e a TIR é inexistente, já que não existe retorno do projeto.

O projeto se mostrou economicamente inviável devido à pouca produção de minério, alto investimento inicial e custos de operação e beneficiamento que não são pagos com a venda do metal. Foram tentadas outras alternativas como aumento do valor do metal e o cenário não foi alterado.

Uma possível reversão do quadro pode se dar por melhores informações de sondagem, com uma maior malha de pesquisa e, possivelmente, o aumento do corpo de minério a ser explorado, reduzindo assim os custos de extração e beneficiamento.