



MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL

Escola de Engenharia

Departamento de Engenharia de Minas

ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE OURO

Bolívar Augusto Carra

Lino Correa Mazzali

Mariana Stein

Rafael Marcarini Barbosa

PORTO ALEGRE, 14 DE DEZEMBRO DE 2011

AGRADECIMENTOS

Aos professores do departamento de Engenharia de Minas, pela orientação e paciência durante o projeto de diplomação.

A família pelo apoio incondicional.

Aos amigos e colegas pela compreensão e colaboração.

SUMÁRIO

1	INTRODUÇÃO	10
2	BANCO DE DADOS.....	10
2.1	Importação dos dados	13
2.2	Verificação dos dados.....	16
2.3	Composição dos furos	17
3	MODELAMENTO GEOLÓGICO	18
3.1	Teor de corte para o modelamento geológico	21
3.2	Modelamento do corpo de minério	23
4	AVALIAÇÃO GEOESTATÍSTICA	28
4.1	CAPPING.....	29
4.2	Correlograma	31
4.3	Modelo de Bloco	33
4.4	Krigagem Ordinária.....	34
4.5	Validação	37
5	GEOLOGIA	41
6	GEOMECÂNICA.....	41
6.1	Mecânica de rochas.....	41
6.1.1	Ruptura planar.....	45
6.1.2	Ruptura em cunha.....	45
6.1.3	Ruptura circular	46
6.1.4	Tombamento	47
6.1.5	Talude operacional	47
6.1.6	Talude final	50
6.1.7	Talude global entre rampas.....	51
6.2	Mecânica dos solos	54
7	DEFINIÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA.....	55
8	OTIMIZAÇÃO DA CAVA.....	55
8.1	Cava final.....	61

9	DIMENSIONAMENTO DE FROTA.....	63
10	FUNCIONÁRIOS	68
11	DESMONTE	69
11.1	PaioI	73
12	BENEFICIAMENTO.....	75
12.1	Circuito de britagem	75
12.2	Circuido de moagem e classificações	76
12.3	Flotação.....	78
12.4	Ustulação.....	80
12.5	Cianetação e CIP	81
13	ECONOMIA MINERAL.....	84
14	INVESTIMENTOS.....	85
14.1	Análise financeira	89
15	MEIO AMBIENTE	96
15.1	Depósito de estéril.....	96
15.2	Barragens de rejeito	99
16	CONCLUSÃO	101
17	REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	102

LISTA DE TABELAS

TABELA 1: ARQUIVO ASSAY.	11
TABELA 2: ARQUIVO COLLAR.	11
TABELA 3: ARQUIVO SURVEY.	12
TABELA 4: ARQUIVO GEOLOGY.	12
TABELA 5: ARQUIVO TOPOG_MODEL2010_PT.	13
TABELA 6: TOPOG_MODEL2010_TR.	13
TABELA 7: ARQUIVO SURVEY QUE CONTINHA ERRO.	16
TABELA 8: DADOS DO CORPO DE MINÉRIO.	26
TABELA 9: VALORES DE VOLUME, ELEVAÇÃO E COORDENADAS XY PARA O CORPO DE MINÉRIO REAL.	28
TABELA 10: AZIMUTE, MERGULHO E COMPRIMENTO DO CORPO DE MINÉRIO.	28
TABELA 11: DADOS MODELO DE BLOCOS.	36
TABELA 12: PROPRIEDADES DO ESTÉRIL (<i>WILLIAM A. HUSTRULID AND RICHARD L. BULLOCK, 2001</i>)	43
TABELA 13: PROPRIEDADES DO MINÉRIO (<i>WILLIAM A. HUSTRULID AND RICHARD L. BULLOCK, 2001</i>)	43
TABELA 14: PROPRIEDADES MECÂNICAS DOS PLANOS DE DESCONTINUIDADES (HEOK.E E BRAY. J. W.).	44
TABELA 15: FATOR DE SEGURANÇA EM TALUDES OPERACIONAL.	48
TABELA 16: POSSÍVEIS RUPTURAS E SEUS RESPECTIVOS FATORES DE SEGURANÇA PARA TALUDES FINAIS.	50
TABELA 17: POSSÍVEIS RUPTURAS E SEUS RESPECTIVOS FATORES DE SEGURANÇA PARA TALUDES GLOBAIS ENTRE RAMPAS.	52
TABELA 18: PROPRIEDADES MECÂNICAS DE SOLO RESIDUAL DE GRANITO (DUARTE, I.M.R, LADEIRA, F. L E GOMES, C. S. F.)	54
TABELA 19: PREÇOS E CORREÇÃO MONETÁRIA.	57
TABELA 20: RECEITAS E CUSTOS.	57
TABELA 21: CUSTOS DE LAVRA.	58
TABELA 22: DADOS GEOMECÂNICOS.	60
TABELA 23: DADOS ECONÔMICOS.	60
TABELA 24: DADOS DA GEOMECÂNICOS DA CAVA FINAL.	61
TABELA 25: DADOS TÉCNICOS DA CAVA FINAL.	62
TABELA 26: DADOS DE PRODUÇÃO.	63
TABELA 27: DADOS DE DIMENSIONAMENTO.	63
TABELA 28: DIMENSIONAMENTO DE FROTA.	64
TABELA 29: FUNCIONÁRIOS ADMINISTRATIVOS.	68
TABELA 30: FUNCIONÁRIOS BENEFICIAMENTO.	68
TABELA 31: FUNCIONÁRIOS LAVRA.	69
TABELA 32: PRODUÇÃO DE BLOCOS DE MINÉRIO E ESTÉRIL.	71
TABELA 33: ESPECIFICAÇÕES DA PERFURATRIZ.	72
TABELA 34: PRODUÇÃO DE UMA PERFURATRIZ EM ROCHA INTEMPERIZADA.	72

TABELA 35: PRODUÇÃO DE UMA PERFURATRIZ EM ROCHA SÃ.	72
TABELA 36: QUANTIDADE DE EXPLOSIVO ARMAZENADA.	74
TABELA 37: DISTÂNCIAS MÍNIMAS DO PAIOL DE ACESSÓRIOS.	74
TABELA 38: DISTÂNCIAS MÍNIMAS DO PAIOL DE EXPLOSIVOS.	75
TABELA 39: DADOS DO DIMENSIONAMENTO DO MOINHO DE BOLAS.	76
TABELA 40: BALANÇO DE MASSA DOS HIDROCICLONES.	77
TABELA 41: DADOS DO PROJETO.	85
TABELA 42: CUSTO DE CAPITAL - MINA.	86
TABELA 43: DISTRIBUIÇÃO DA FROTA.	87
TABELA 44: CUSTO DE CAPITAL - BENEFICIAMENTO.	87
TABELA 45: CUSTO DE CAPITAL - ADICIONAL.	88
TABELA 46: DISTRIBUIÇÃO DOS CUSTOS DE CAPITAL.	89
TABELA 47: DADOS FINANCEIROS.	90
TABELA 48: DADOS FINANCEIROS.	91
TABELA 49: CASH FLOW COM INVESTIMENTOS.	91
TABELA 50: CASH FLOW COM IMPOSTOS E SEM EMPRÉSTIMO.	91
TABELA 51: CONTINUAÇÃO CASH FLOW COM IMPOSTOS E SEM EMPRÉSTIMO.	92
TABELA 52: CASH FLOW COM IMPOSTOS E EMPRÉSTIMO.	93
TABELA 53: CONTINUAÇÃO CASH FLOW COM IMPOSTOS E EMPRÉSTIMO.	93
TABELA 54: RESULTADO DA ANÁLISE FINANCEIRA.	96
TABELA 55: PRDUÇÃO ANUAL DE ESTÉRIL.	97
TABELA 56: DADOS TÉCNICOS DO DEPÓSITO DE ESTÉRIL.	97

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1: IMPORTAÇÃO DOS DADOS PARA O <i>DATAMINE</i>	14
FIGURA 2: ARQUIVOS GERADOS NA IMPORTAÇÃO DOS DADOS PARA O <i>DATAMINE</i>	14
FIGURA 3: MAPA DE LOCALIZAÇÃO DOS FUROS NO <i>DATAMINE</i>	15
FIGURA 4: VISUALIZAÇÃO DA TOPOGRAFIA NO <i>DATAMINE</i>	15
FIGURA 5: ERRO NO BANCO DE DADOS NA VERIFICAÇÃO PELO <i>DATAMINE</i>	16
FIGURA 6:AGRUPAMENTO DOS DADOS DOS FUROS COM LEGENDA APLICADA.	17
FIGURA 7: HISTOGRAMA DE FREQUÊNCIA DE INTERVALO AMOSTRAL.....	17
FIGURA 8: ESQUEMA DA COMPOSIÇÃO DAS AMOSTRAS.	18
FIGURA 9: HISTOGRAMA DE FREQUÊNCIA DE TEOR DE OURO.	19
FIGURA 10: HISTOGRAMA DE FREQUÊNCIA DE TEOR DE OURO NA LITOLOGIA CAAX.....	19
FIGURA 11: HISTOGRAMA DE FREQUÊNCIA DE TEOR DE OURO NA LITOLOGIA DCQX.	20
FIGURA 12: HISTOGRAMA DE FREQUÊNCIA DE TEOR DE OURO NA LITOLOGIA ADQX.....	20
FIGURA 13: HISTOGRAMA DE FREQUÊNCIA DE TEOR DE OURO NA LITOLOGIA B.	21
FIGURA 14: LEGENDA APLICADA PARA TEOR DE CORTE DE 0.1PPM.....	22
FIGURA 15:LEGENDA APLICA PARA TEOR DE CORTE DE 0.1PPM.	22
FIGURA 16: DADOS DE MINA DE OURO EM OPERAÇÃO: FONTE: YAMANA GOLD – 2007.	22
FIGURA 17: DADOS DE MINA DE OURO EM OPERAÇÃO: FONTE: KHROSS GOLD – 2007.....	23
FIGURA 18:VARIAÇÃO DO PREÇO DO OURO ENTRE 2002 E 2011.	23
FIGURA 19: SEÇÃO MOSTRANDO OS FUROS DE SONDAÇÃO.	24
FIGURA 20: SEÇÃO COM O MODELAMENTO DO CORPO E MINÉRIO ATRAVÉS DOS TEORES	24
FIGURA 21: LINKAGEM DAS STRINGS.	25
FIGURA 22: CORPO DE MINÉRIO DE TODO BANCO DE DADOS SEM A TOPOGRAFIA.....	25
FIGURA 23: CORPO DE MINÉRIO DE TODO BANCO DE DADOS COM A TOPOGRAFIA.....	25
FIGURA 24: CORPO DE MINÉRIO APÓS A RETIRADA DO QUE ESTAVA ACIMA DA TOPOGRAFIA.	26
FIGURA 25: CORPO DE MINÉRIO APÓS A RETIRADA DO QUE ESTAVA ACIMA DA TOPOGRAFIA.	27
FIGURA 26: CORPO DE MINÉRIO APÓS A RETIRADA DO QUE ESTAVA ACIMA DA TOPOGRAFIA.	27
FIGURA 27: HISTOGRAMA DE TODAS AS AMOSTRAS COMPOSITADAS.....	29
FIGURA 28: HISTOGRAMA DAS AMOSTRAS DENTRO DO CORPO DE MINÉRIO MODELADO.....	29
FIGURA 29: GRÁFICO DE PROBABILIDADE ACUMULADA.....	30
FIGURA 30: HISTOGRAMA DAS AMOSTRAS COM CAPPING.	31
FIGURA 31: CORRELOGRAMA DTH.	32
FIGURA 32: CORRELOGRAMA MAIOR CONTINUIDADE.	32
FIGURA 33: CORRELOGRAMA MÉDIA CONTINUIDADE.....	33
FIGURA 34: CORRELOGRAMA MENOR CONTINUIDADE.	33
FIGURA 35: RESULTADO DO MODELO DE BLOCOS CORTADO PELA TOPOGRAFIA.....	35

FIGURA 36: MODELO DE BLOCOS NO INTERIOR DO CORPO DE MINÉRIO.	35
FIGURA 37: SEÇÃO DO MODELO DE BLOCOS CORTADO PELA TOPOGRAFIA.	36
FIGURA 38: CURVA DE PARAMETRIZAÇÃO.	37
FIGURA 39: VALIDAÇÃO VISUAL.....	38
FIGURA 40: DECLUS.	38
FIGURA 41: VALIDAÇÃO CRUZADA.	39
FIGURA 42: ANÁLISE DE DERIVA EM Z.	39
FIGURA 43: ANÁLISE DE DERIVA EM Y	40
FIGURA 44: ANÁLISE DE DERIVA EM X.	40
FIGURA 45: LAYOUT DO SOFTWARE <i>ROCLAB</i>	43
FIGURA 46: DIP E DIP DIRECTION DE DUAS FAMÍLIAS DE JUNTAS E FOLIAÇÃO DO MACIÇO ROCHOSO.....	44
FIGURA 48: RUPTURA PLANAR.	45
FIGURA 49: RUPTURA EM CUNHA.	46
FIGURA 50: RUPTURA CIRCULAR.	46
FIGURA 51: TOMBAMENTO.	47
FIGURA 52: DIMENSÕES DO TALUDE OPERACIONAL.....	48
FIGURA 53: POSSÍVEL TOMBAMENTO.	49
FIGURA 54: REGIÃO SEGURA, SEM PROBABILIDADE DE OCORRER TOMBAMENTO.	49
FIGURA 55: DIMENSÕES DOS TALUDES FINAIS.....	50
FIGURA 56: TALUDE GLOBAL ENTRE RAMPAS.....	51
FIGURA 57: ESTUDO DE RUPTURA CIRCULAR PARA TALUDES GLOBAIS.....	53
FIGURA 58: ANÁLISE DE RUPTURA CIRCULAR PARA TALUDES ENTRE RAMPAS.	53
FIGURA 59: FATOR DE SEGURANÇA DO TALUDE FINA (ESQUERDA). ANÁLISE DE ESTABILIDADE TALUDE GLOBAL (DIREITA).	54
FIGURA 60: VARIAÇÃO DO PREÇO DO OURO NOS ÚLTIMO 5 ANOS.	56
FIGURA 61: REPRESENTAÇÃO DAS INCLINAÇÕES DAS DTM.	59
FIGURA 62: CAVA OTIMIZADA.	61
FIGURA 63: VISTA DA CAVA FINAL.....	62
FIGURA 64: CAVA FINAL COM SEÇÃO DE BLOCOS.....	62
FIGURA 65: SEÇÃO DA CAVA COM MODELO DE BLOCOS.....	63
FIGURA 66: ESCAVADEIRA ESCOLHIDO (345 - B).	65
FIGURA 67: CAMINHÃO ESCOLHIDO (RK 430 M).	65
FIGURA 68: CARREGAMENTO E TRANSPORTE DE MINÉRIO E ESTÉRIL.....	67
FIGURA 69: CAMINHÕES E RAMPA.....	67
FIGURA 70: PLANO DE FOGO.	70
FIGURA 71: TEMPOS DE RETARDO.	70

FIGURA 72: CRONOGRAMA DE DESMONTE.	71
FIGURA 73: PERFURATRIZ D7 DA ATLAS COPCO.....	71
FIGURA 74: BROCA UTILIZADA NA PERFURAÇÃO.....	73
FIGURA 75: CIRCUITO DE BRITAGEM.....	76
FIGURA 76: CIRCUITO DE MOAGEM E CLASSIFICAÇÃO.....	78
FIGURA 77: ETAPA DE FLOTAÇÃO.....	79
FIGURA 78: DIMENSÃO DO ESPESSADOR.....	80
FIGURA 79: PROCESSO DE USTULAÇÃO.....	81
FIGURA 80: ETAPAS DA USTULAÇÃO.....	81
FIGURA 81: CURVA DE FORMAÇÃO DE HCN E CN-1, CORRESPONDENTE AO PH DA SOLUÇÃO.....	82
FIGURA 82: CIANETAÇÃO DO OURO.....	83
FIGURA 83: PROCESSO FINAL PARA A RECUPERAÇÃO DO OURO.....	84
FIGURA 84: DISTRIBUIÇÃO DOS INVESTIMENTOS.....	89
FIGURA 85: TIR SEM EMPRÉSTIMO.....	94
FIGURA 86: TIR COM EMPRÉSTIMO.....	94
FIGURA 87: PAY BACK SEM EMPRÉSTIMO.....	95
FIGURA 88: PAY BACK COM EMPRÉSTIMO.....	95
FIGURA 89: SENSIBILIDADE EM RELAÇÃO AO PREÇO DO OURO.....	96
FIGURA 90: POSICIONAMENTO DO ANTIGO E DO NOVO DEPÓSITO DE ESTÉRIL.....	99
FIGURA 91: TOPOGRAFIA DA CAVA OPERACIONAL, ANTIGO DEPÓSITO DE ESTÉRIL E ÁREA DO NOVO DEPÓSITO DE ESTÉRIL.....	99
FIGURA 92: REJEITOS DO BENEFICIAMENTO.....	100
FIGURA 93: MÉTODO DE CONSTRUÇÃO DAS BARRAGENS.....	100

1 INTRODUÇÃO

Este estudo tem por objetivo avaliar conceitualmente a viabilidade técnica e econômica de um empreendimento mineiro num depósito ouro. O projeto englobará lavra e beneficiamento do minério, além da fundição até a obtenção de ligotes de ouro. Entre as principais aplicações do ouro está o uso em jóias, circuitos elétricos, depósitos de lastro de moeda e investimentos. Esse último tem sido a provável causa do abrupto aumento do preço do ouro nos últimos anos. Considerado um dos investimentos mais seguros, sempre que há crises em grandes economias internacionais ou incertezas sobre a solidez da economia, investidores aplicam seu dinheiro em títulos de ouro. Esse cenário de alta de preço está viabilizando diversos empreendimentos antes sem, ou com pouco, atrativo econômico. O próprio depósito de ouro desse projeto já abrigou uma mina a céu aberto, agora desativado, há aproximadamente uma década. No cenário econômico daquela época não era atrativo financeiramente a continuidade do projeto. Nas atuais condições o projeto pode ser tornar rentável.

2 BANCO DE DADOS

O banco de dados utilizado no projeto foi fornecido pelo DEMIN (Departamento de engenharia de minas) e continha arquivos de furos de sondagem com amostras de teor de ouro. Também foi fornecida a topografia do local. Os arquivos recebidos foram:

ASSAY: O arquivo *Assay* é referente aos teores de ouro dividido por faixas de comprimento ao longo do furo:

- BHID: Identificador do furo
- FROM: Profundidade na qual o intervalo da amostra se inicia
- TO: Profundidade na qual o intervalo da amostra termina
- LITH: Código de identificação da Litologia no intervalo da amostra
- CODE: Código numérico de identificação da litologia
- AU: Campo de teor da amostra (ouro g/t) no intervalo amostral

Tabela 1: Arquivo Assay.

	A	B	C	D	E	F
1	BHID	FROM	TO	LITH	CODE	AU
2	FD-01	0	3.2	SO		1
3	FD-01	3.2	25.4	SP		2
4	FD-01	25.4	31.5	SP		2
5	FD-01	31.5	73.55	RI		3
6	FD-01	73.55	74.55	CAAX		4
7	FD-01	74.55	75.55	CAAX		4

COLLAR: O arquivo *Collar* informa a localização da boca do furo e profundidade de cada furo para os 876 furos contidos na campanha de sondagem:

- BHID: Identificador do furo
- XCOLLAR: Coordenada X da boca do furo
- YCOLLAR: Coordenada Y da boca do furo
- ZCOLLAR: Coordenada Z da boca do furo
- DEPTH: Profundidade do furo (m)

Tabela 2: Arquivo Collar.

	A	B	C	D	E
1	BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR	DEPTH
2	FD-01	295025.81	8736066	386.06	225.16
3	FD-01A-SE	295026.084	8736063	386.454	235.5
4	FD-02	295016.07	8736029	385.86	220.99
5	FD-03	295005.269	8735988	385.06	219.44
6	FD-04	294994.572	8735949	384.96	210.16
7	FD-04A-SE	294994.831	8735947	385.836	220.85

SURVEY: O arquivo *Survey* indica a direção e mergulho de cada furo, referenciado à profundidade em que foi tomada a medida:

- BHID: Identificador do furo
- AT: Profundidade de medição(m), iniciando na profundidade = 0
- BRG: Direção (medida em graus, no sentido horário pelo Norte)
- DIP: Mergulho (medida em graus com a horizontal; por default positivo para baixo, negativo pra cima)

Tabela 3: Arquivo Survey.

	A	B	C	D
1	BHID	AT	BRG	DIP
2	FD-01	0	99.72	-60.16
3	FD-01	1.5	99.72	-60.16
4	FD-01	3	99.69	-60.32
5	FD-01	3.2	99.66	-60.4
6	FD-01	4.5	99.66	-60.4
7	FD-01	6	99.62	-60.42

GEOLOGY: O arquivo *Geology* indica os intervalos e a litologia que compõe cada intervalo:

- BHID: Identificador do furo
- FROM: Profundidade onde o intervalo de amostra se inicia
- TO: Profundidade onde o intervalo de amostra termina
- LITH: Código litológico alfabético (ou pequena descrição)
- CODE: código numérico de identificação da litologia na amostra

Tabela 4: Arquivo Geology.

	A	B	C	D	E	F	G
1	BHID	FROM	TO	LITH	CODE	SAMP_ID	CODE_ID
2	FD-01	0	3.2	SO	1		1
3	FD-01	3.2	25.4	SP	2		2
4	FD-01	25.4	31.5	SP	2		2
5	FD-01	31.5	73.55	RI	3		3
6	FD-01	73.55	74.55	CAAX	4		4
7	FD-01	74.55	75.55	CAAX	4		4

Topografia: Os arquivos *Topog_model2010* fornecem os dados da topografia em formato Datamine. *Topog_model2010_pt* contém a localização do ponto topográfico:

- XP(N) coordenada X do ponto.
- YP(N) coordenada Y do ponto.
- ZP(N) coordenada Z do ponto.
- PID(N) identificação do ponto no espaço 3D.

Tabela 5: Arquivo Topog_model2010_pt.

RECORD	XP (N)	YP (N)	ZP (N)	PID (N)
1	294372.244	8734650	380.006	1
2	294372.265	8734650	380.006	2
3	294372.095	8734650.292	380	3
4	294372.244	8734650	380.006	4
5	294372.095	8734650.292	380	5
6	294371.503	8734650	380	6

Topog_model2010_tr contém dados da triangulação feita a partir de três pontos topográficos:

- PID1(N) identificação do ponto 1 usado para 1 triangulação
- PID2(N) identificação do ponto 2 usado para 1 triangulação
- PID3(N) identificação do ponto 3 usado para 1 triangulação
-

Tabela 6: Topog_model2010_tr.

RECORD	PID1 (N)	PID2 (N)	PID3 (N)	TRIANGLE (N)	COLOR (N)	THICKNES (N)	ANGLE (N)	LAYERS (A4)	COLOUR (N)	INSIDE (N)
1	1	2	3	1	3	-	-0		3	-
2	4	5	6	2	3	-	-0		3	-
3	7	8	9	3	3	-	-0		3	-
4	10	11	12	4	3	-	-0		3	-
5	13	14	15	5	3	-	-0		3	-
6	16	17	18	6	3	-	-0		3	-

2.1 Importação dos dados

O banco de dados foi importado no software *Datamine*. A importação dos dados foi feita pelo comando *Add To Project*. Para os arquivos em formato *Excel* foi adotado o *Driver Category* como sendo *Text* e foi adotado *Data Type* como *Tables*.

Os dados foram conferidos, e não foi preciso modificar nada no *Datamine* para os arquivos *Assay*, *Collar*, *Survey* e *Geology*, pois todos os campos dos arquivos estavam corretos suas unidades.

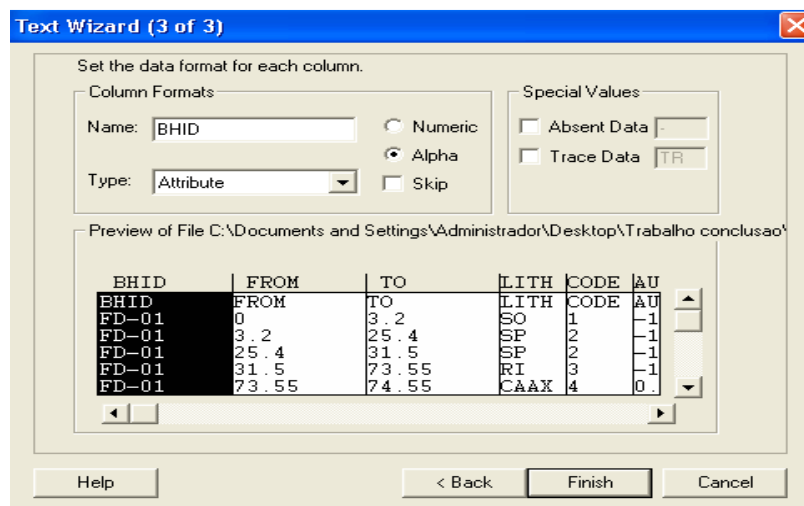


Figura 1: Importação dos dados para o *Datamine*

Após todos os arquivos serem carregados no Datamine, foi gerado pelo software uma série de arquivos no *project files*. Todos os arquivos foram verificados e analisados.

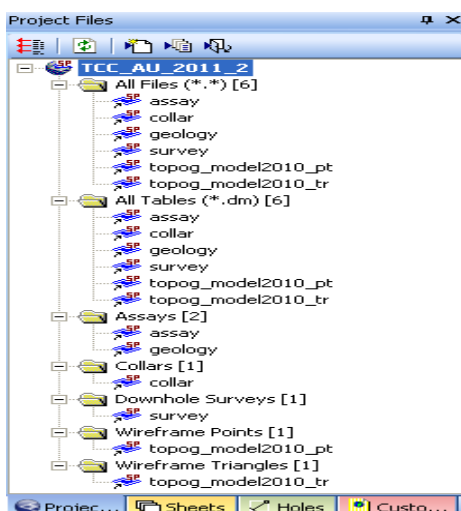


Figura 2: Arquivos gerados na importação dos dados para o Datamine.

A partir dos arquivos gerados foi possível verificar o mapa de localização dos furos no plano XY. Como mostra a figura abaixo:

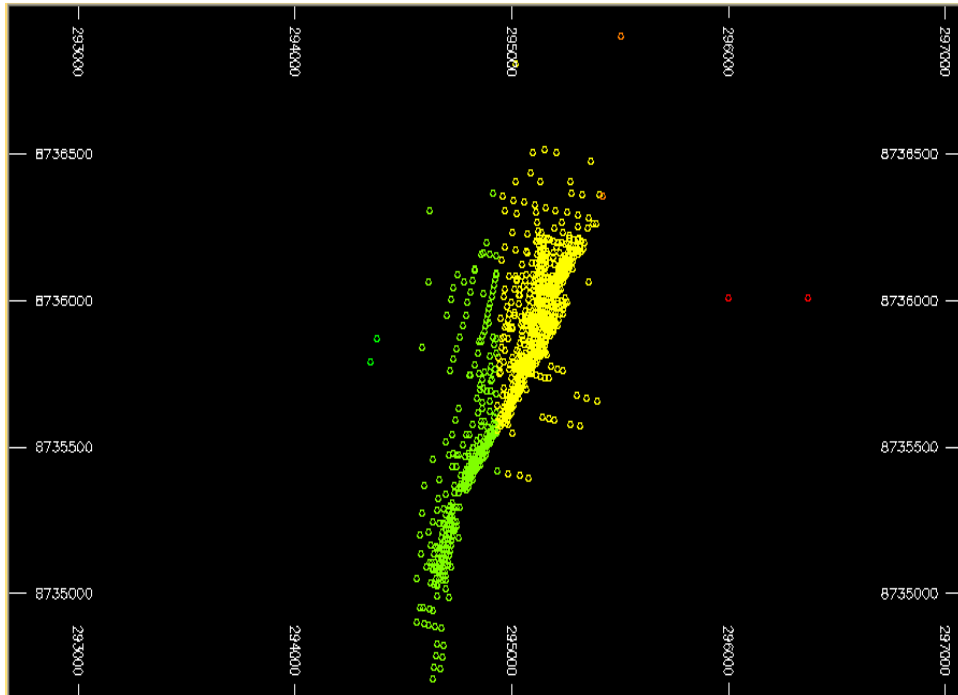


Figura 3: Mapa de localização dos furos no Datamine.

Visualizando a topografia do terreno foi possível constatar a existência de uma cava no local, além de um depósito de estéril a leste da cava. Esses fatos indicavam que no local houve uma mineração no passado.

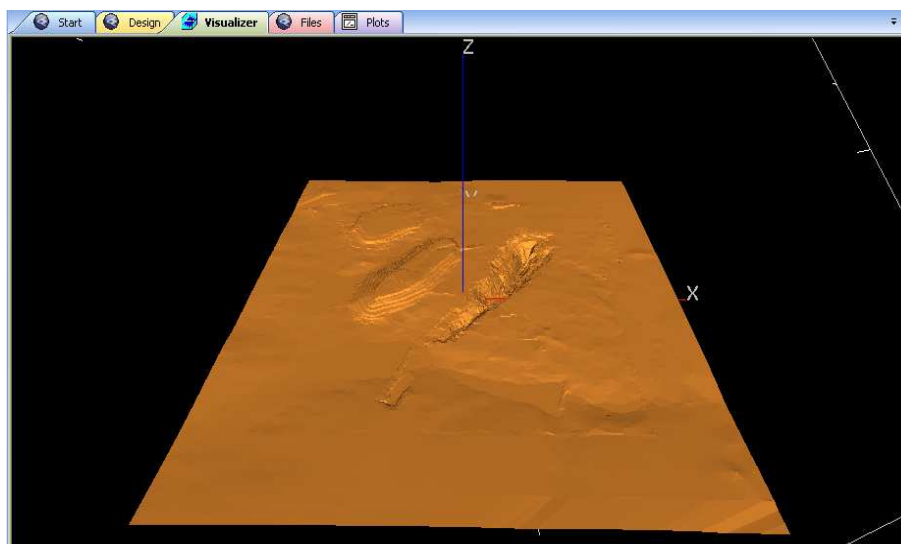
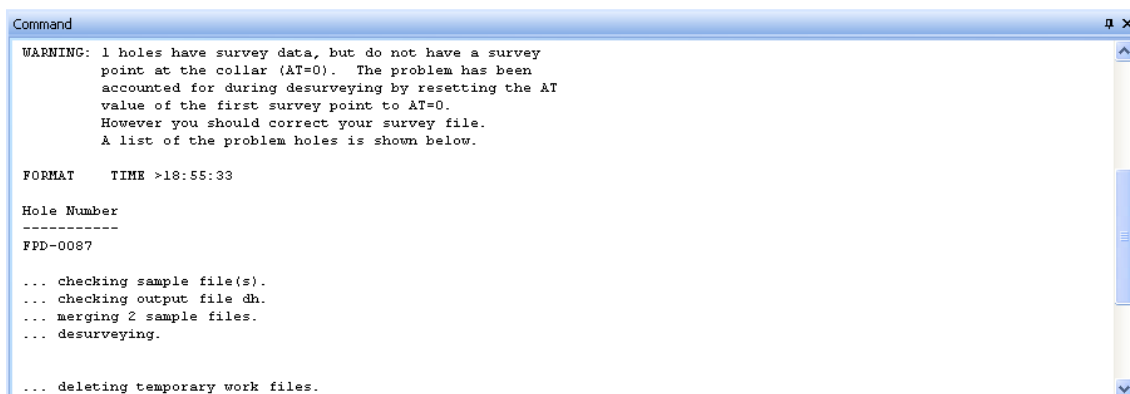


Figura 4: Visualização da topografia no Datamine.

2.2 Verificação dos dados

Na Verificação dos dados foi utilizada a ferramenta HOLES3D do software *Datamine* para agrupar os dados dos furos e para verificação de erro no banco de dados. Houve um erro detectado pela ferramenta no furo FPD-0087 (Figura 5).



```
Command
WARNING: 1 holes have survey data, but do not have a survey
point at the collar (AT=0). The problem has been
accounted for during desurveying by resetting the AT
value of the first survey point to AT=0.
However you should correct your survey file.
A list of the problem holes is shown below.

FORMAT      TIME >18:55:33

Hole Number
-----
FPD-0087

... checking sample file(s).
... checking output file dh.
... merging 2 sample files.
... desurveying.

... deleting temporary work files.
```

Figura 5: Erro no banco de dados na verificação pelo Datamine.

Na verificação do arquivo *survey* para os dados do furo FPD-0087 foi constatado que não havia dados entre a profundidade zero a três metros como mostra a figura abaixo:

Tabela 7: Arquivo *survey* que continha erro.

RECORD	BHID (A12)	AT (N)	BRG (N)	DIP (N)
27619	FPD-0086	0	100	-45
27620	FPD-0087	3	99.919998	-45.459999
27621	FPD-0087	6	99.830002	-45.41
27622	FPD-0087	9	100.139999	-45.099998
27623	FPD-0087	12	100.099998	-44.75

A partir desse problema no banco de dados foi adotado pelo próprio software um mergulho de 90 graus para esse intervalo de três metros. Abaixo a figura mostra o resultado do agrupamento dos dados dos furos:

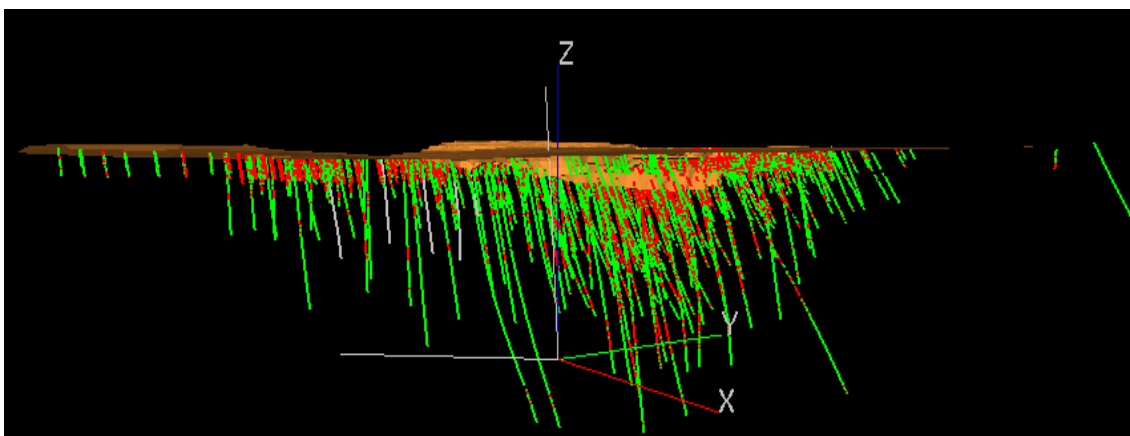


Figura 6: Agrupamento dos dados dos furos com legenda aplicada.

2.3 Composição dos furos

Os furos de sondagem não seguem um padrão de tamanhos de amostras. Foi feito um histograma com todas as amostras, e foi definida a composição dos furos para um metro por se tratar do tamanho de maior freqüência. Com a utilização do *Datamine* foi possível fazer a composição das amostras através da média ponderada dos teores pelo comprimento. Abaixo segue o histograma do espaçamento amostral:

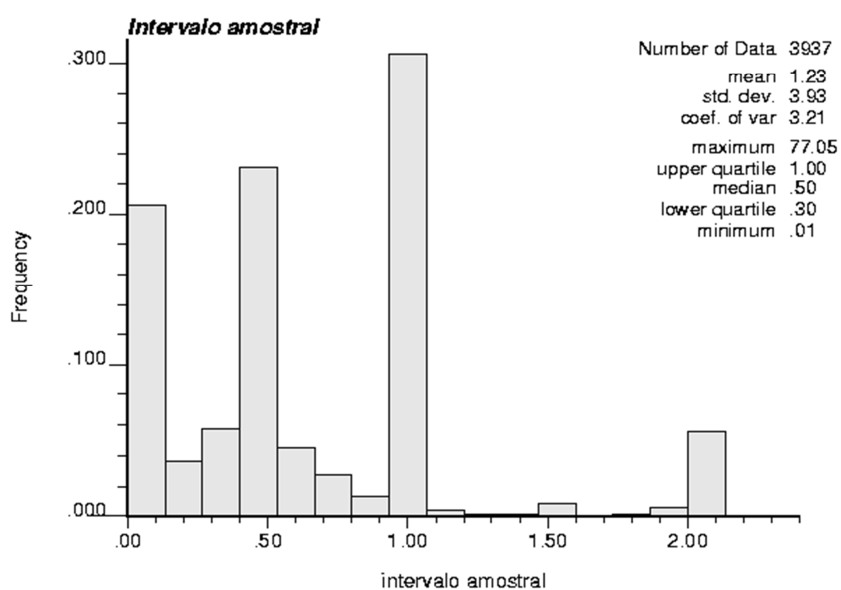


Figura 7: Histograma de freqüência de intervalo amostral.

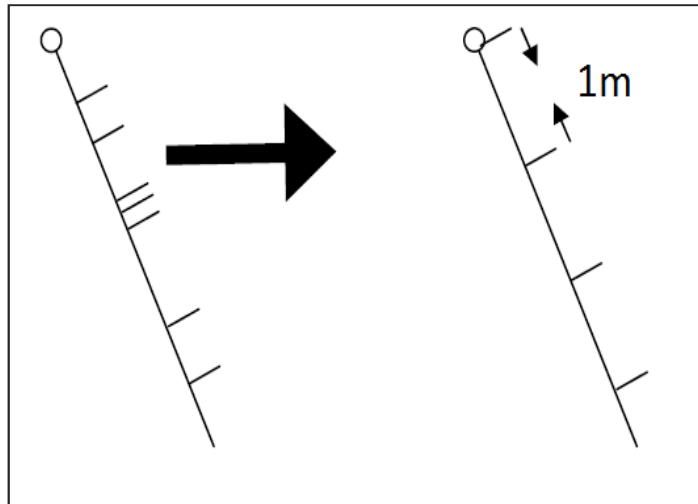


Figura 8: Esquema da composição das amostras.

Desta forma compositou-se os furos de 1m em 1m.

3 MODELAMENTO GEOLÓGICO

O modelamento escolhido foi por teor embora existissem dados da litologia. Foi tomada essa decisão por tratar de um depósito onde o minério está disseminado por todas as litologias, não sendo caracterizado por apenas uma litologia de altos teores. Essa característica foi identificada a partir do histograma de teores de todas as litologias, que deixa claro não existir litologias contendo majoritariamente minério. Quase todas as litologias contêm amostras com altos teores.

Através dos histogramas também identificamos somente um grupo de distribuição de teores. O que significa que há somente uma mineralização no local. Caso houvesse mais mineralizações, esses dados seriam separados e estimados geoestatisticamente com parâmetros diferentes.

A

Figura 9 apresenta o histograma de frequência pelo teor de Au que demonstra que mais 90% das amostras têm teor de Au entre 0 e 0.2 ppm.

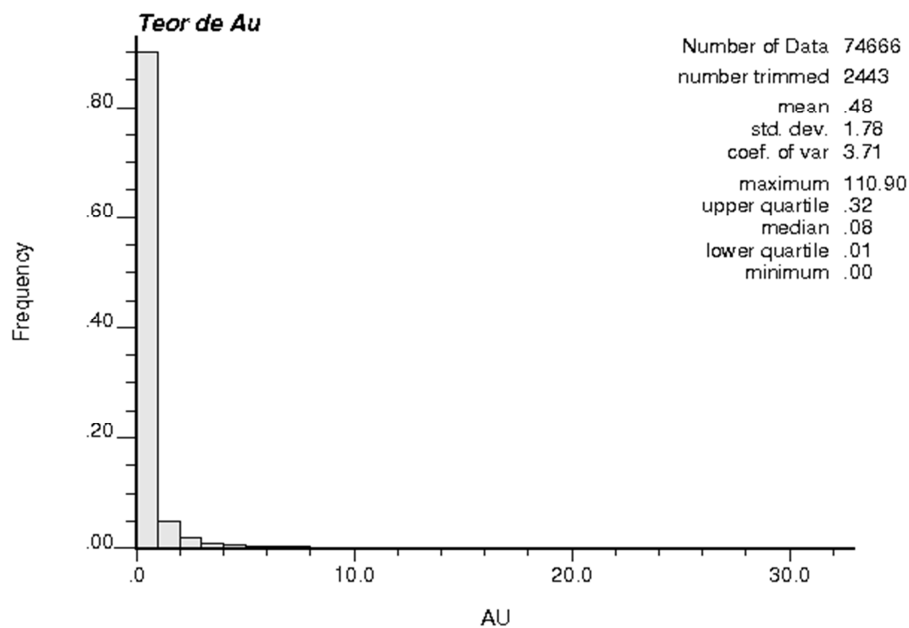


Figura 9: Histograma de freqüência de teor de ouro.

Abaixo seguem histogramas de freqüência de teor de Au para algumas litologias:

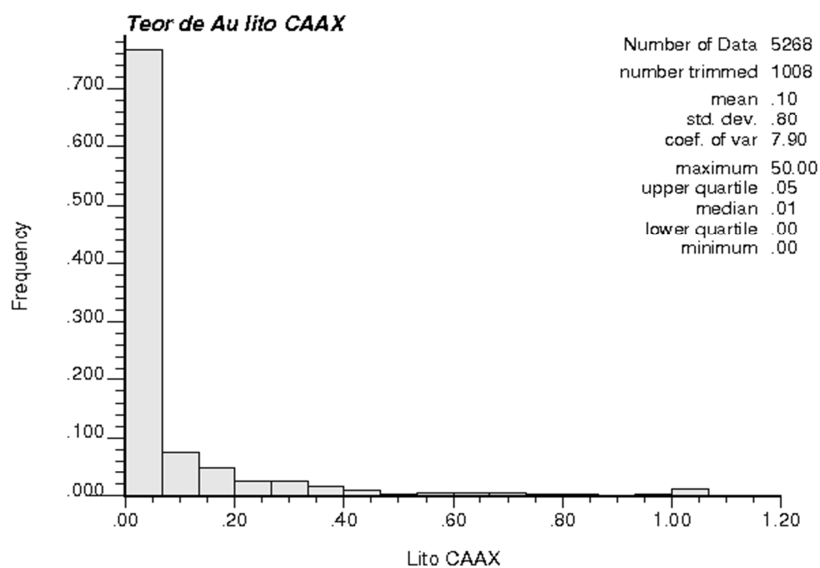


Figura 10: Histograma de freqüência de teor de ouro na litologia CAAX.

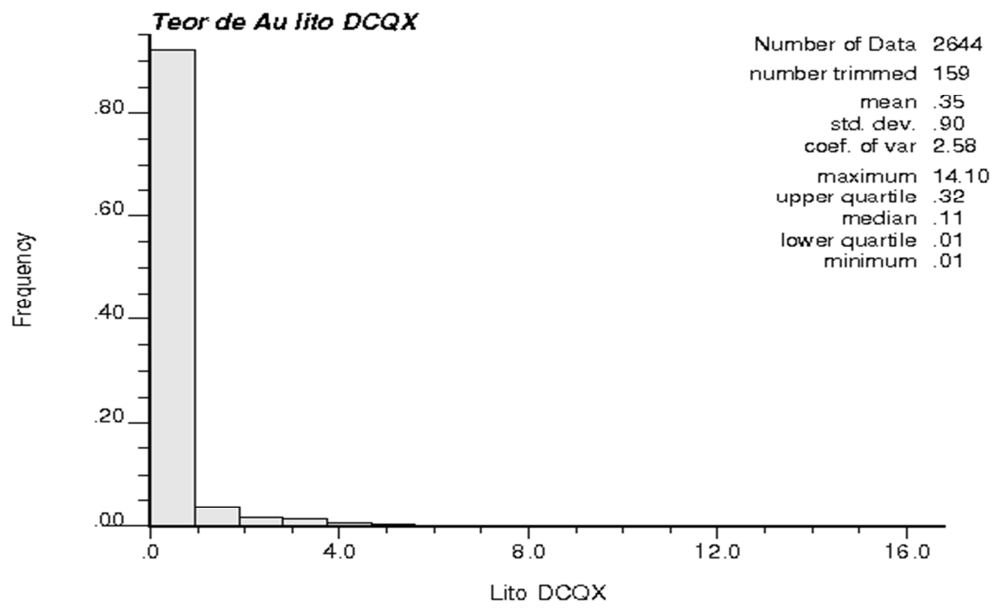


Figura 11: Histograma de frequência de teor de ouro na litologia DCQX.

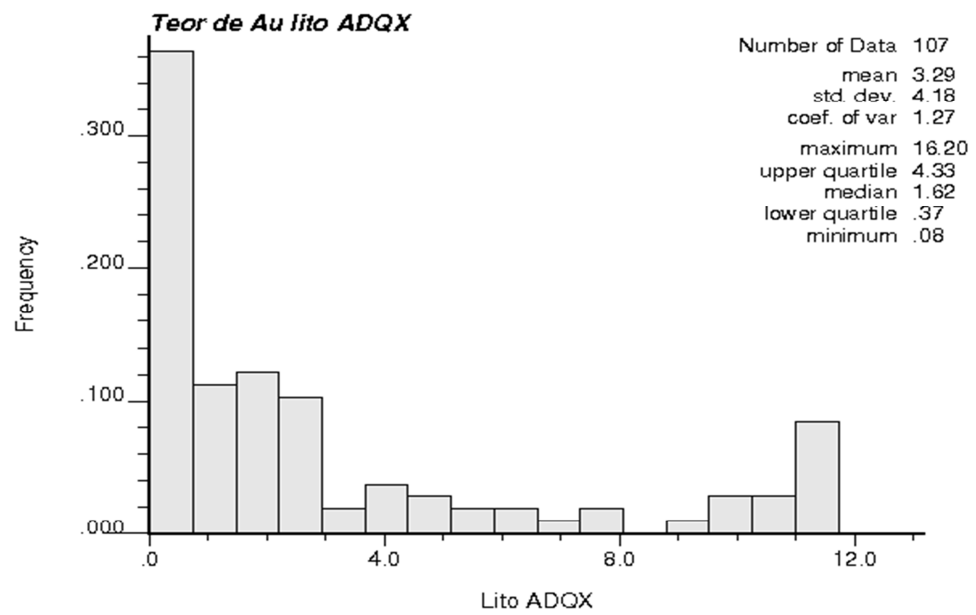


Figura 12: Histograma de frequência de teor de ouro na litologia ADQX.

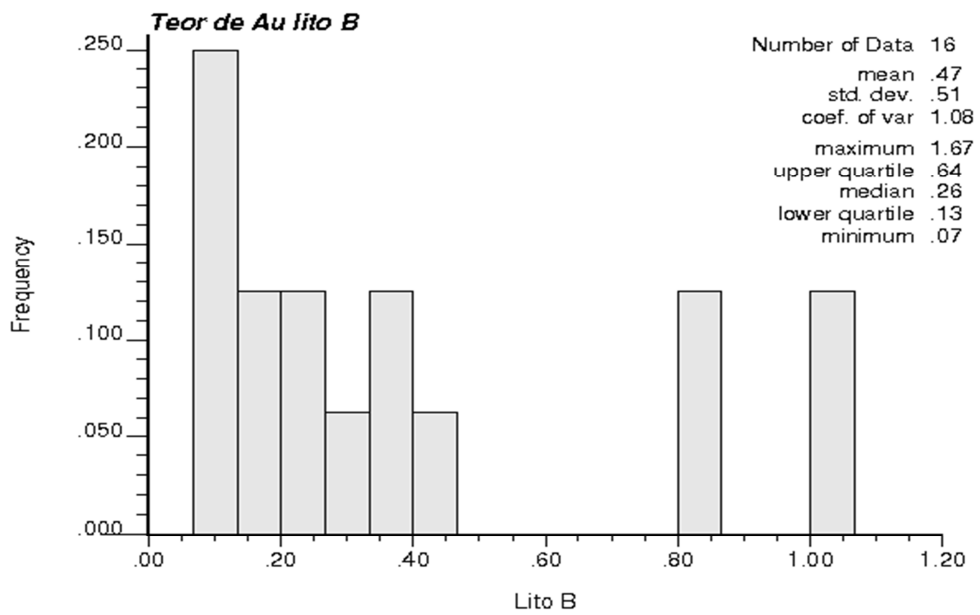


Figura 13: Histograma de frequência de teor de ouro na litologia B.

3.1 Teor de corte para o modelamento geológico

O teor de corte para o modelamento adotado nessa etapa do projeto foi 0.1 ppm em função da valorização do ouro no mercado internacional. Também foi levado em conta o histórico de teor de corte de outras minas a céu aberto de ouro em funcionamento. A partir desse teor de corte adotado foi criada no *Datamine* uma legenda para o teor de corte.

Figura abaixo mostra a legenda aplicada para o teor adotado de 0.1ppm:

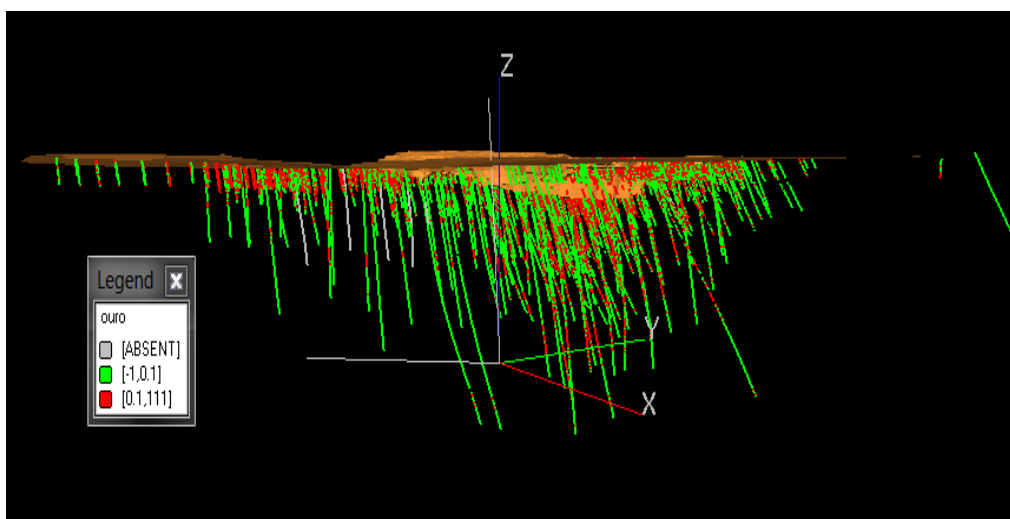


Figura 14: Legenda aplicada para teor de corte de 0.1ppm.

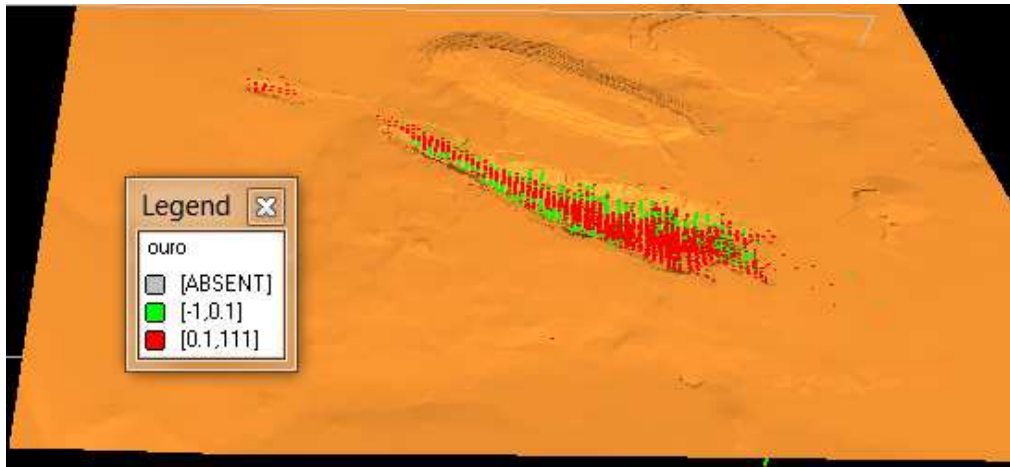


Figura 15:Legenda aplica para teor de corte de 0.1ppm.

As tabelas abaixo mostram dados de minas à céu aberto e subterrânea, para justificar que um teor de corte de 0.1ppm é um valor coerente para análise preliminar:

Mina	Teor de Corte das Reservas (g/t Au)	Preço do Ouro (US\$/oz)	Mina	Teor de Corte das Reservas (g/t Au)	Preço do Ouro (US\$/oz)
Fazenda Brasileiro	1,50	575	Fazenda Nova	0,40	575
C1 Santa Luz	0,50	575	São Vicente	0,20	427.50
Jacobina	0,50	575	Ernesto	0,15 e 0,10	575
São Francisco Minério principal	0,36	575	Pau a Pique	1,0	575
São Francisco Minério ROM	0,15	575	Chapada	0,17% Cu	575

Fonte: Yamana Gold – Annual Report 2007.

Figura 16: Dados de mina de ouro em operação: Fonte: Yamana Gold – 2007.

Parâmetro	Unidade	2003	2004	2005	2006	2007
Minério processado	Mil toneladas	16.891	17.342	16.945	18.137	19.285
Teor	g/t	0,40	0,44	0,42	0,38	0,37
Recuperação	%	76,8	76,8	78,2	76,8	76,1
Au contido produzido	Onças	91.176	92.356	180.522	174.254	174.987
Au vendido	Onças	88.561	93.279	177.806	173.821	175.009
	US\$ milhões	32,0	38,2	79,0	104,1	121,7

Fonte: Kinross Gold – Annual Report 2007

Figura 17: Dados de mina de ouro em operação: Fonte: Khross Gold – 2007.

O gráfico abaixo mostra a valorização do ouro no mercado entre 2002 e 2011. O que nos justifica usar um teor de corte mais baixo do que os dados das minas em operação:



Figura 18: Variação do preço do ouro entre 2002 e 2011.

3.2 Modelamento do corpo de minério

Analisando a distribuição dos furos, foi possível constatar uma distância média de 15 metros em linhas de furos de sondagem. Dessa forma, ao modelar o corpo de minério aplicamos seções no perfil dos furos com afastamento de 15. O espaçamento visual de cada seção foi determinado em 7.5 metros para cada lado.

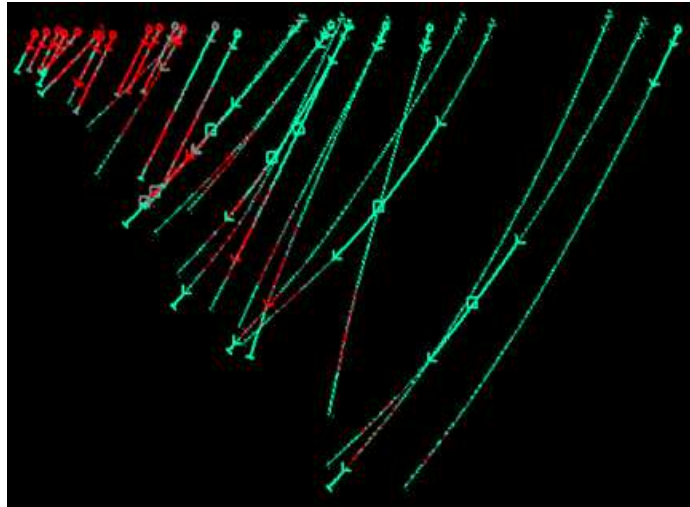


Figura 19: Seção mostrando os furos de sondagem.

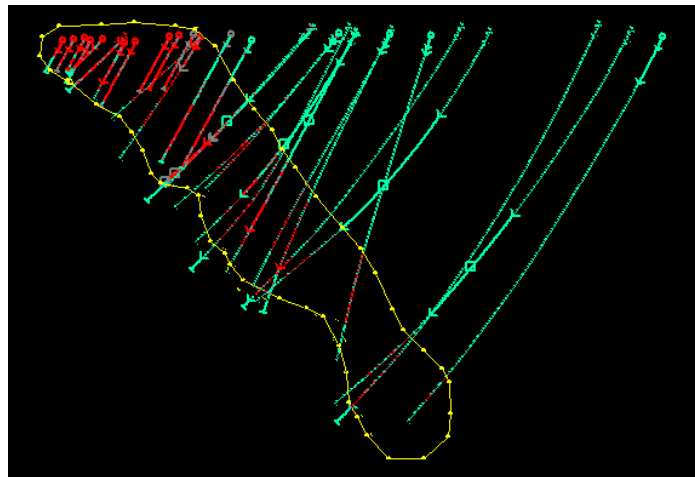


Figura 20: Seção com o modelamento do corpo e minério através dos teores

Na construção do corpo de minério as diversas seções (strings) criadas foram linkadas dando forma ao corpo mineralizado. Esse corpo de minério continha o material que já foi lavrado anteriormente. A Figura 21 apresenta o corpo de minério modelado.

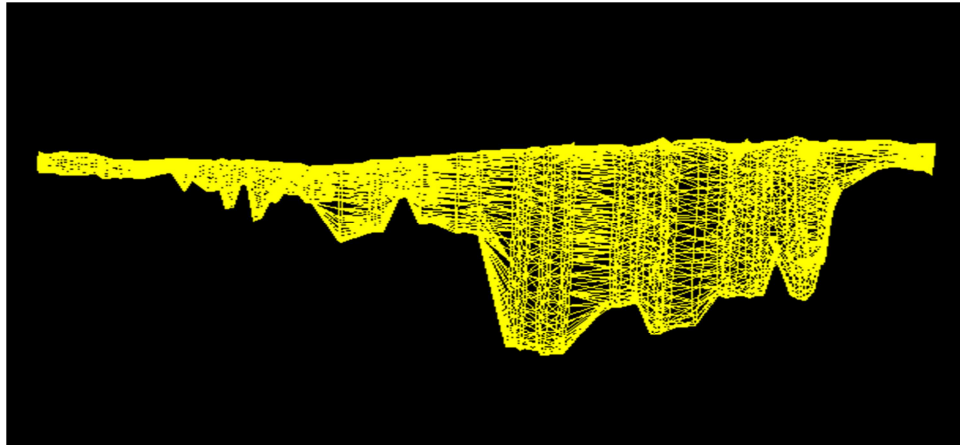


Figura 21: Linkagem das strings.

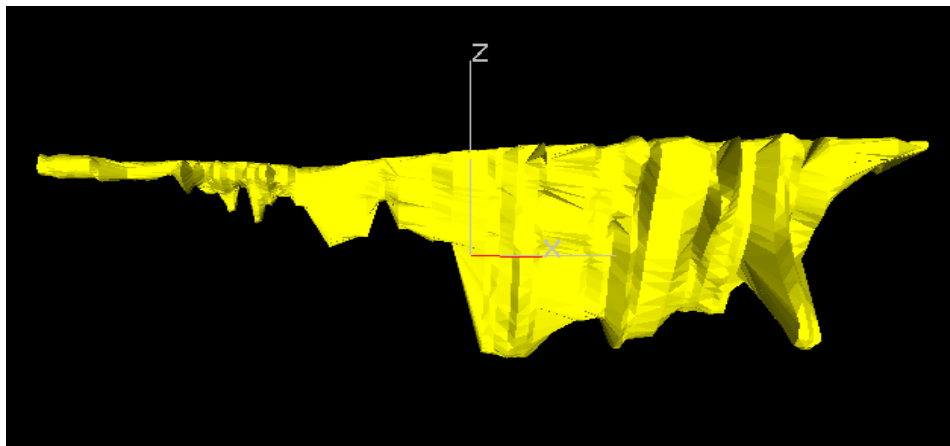


Figura 22: Corpo de minério de todo banco de dados sem a topografia.

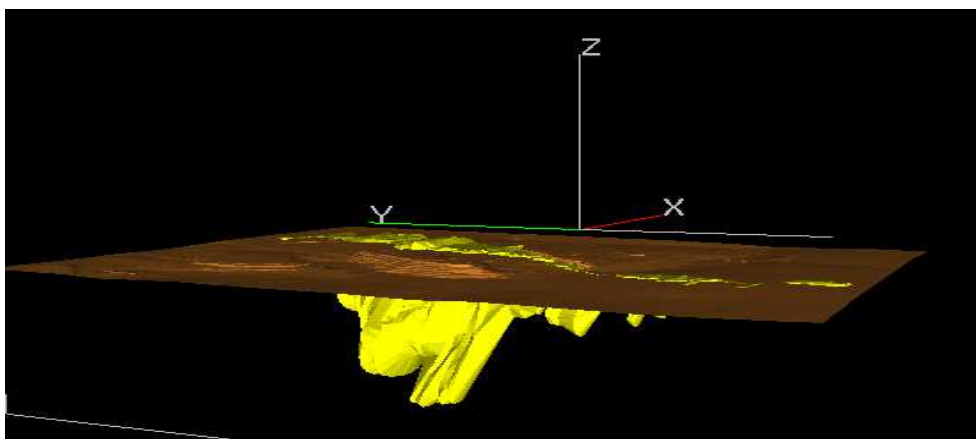


Figura 23: Corpo de minério de todo banco de dados com a topografia.

Com esse corpo minério foi possível calcular o volume contido no sólido, as coordenadas extremas e a profundidade:

Volume do sólido (m³)	66,439,464.21
Máxima elevação (m)	418.13
Mínima elevação (m)	-173.24
Máxima coordenada x (m)	295464.84
Mínima coordenada x (m)	294562.65
Máxima coordenada y (m)	8736535.22
Mínima coordenada y (m)	8734691.95

Tabela 8: Dados do corpo de minério.

Após o corte da topografia e descartar o minério que estava acima da topografia podemos chegar ao volume real do corpo de minério como mostrado abaixo:

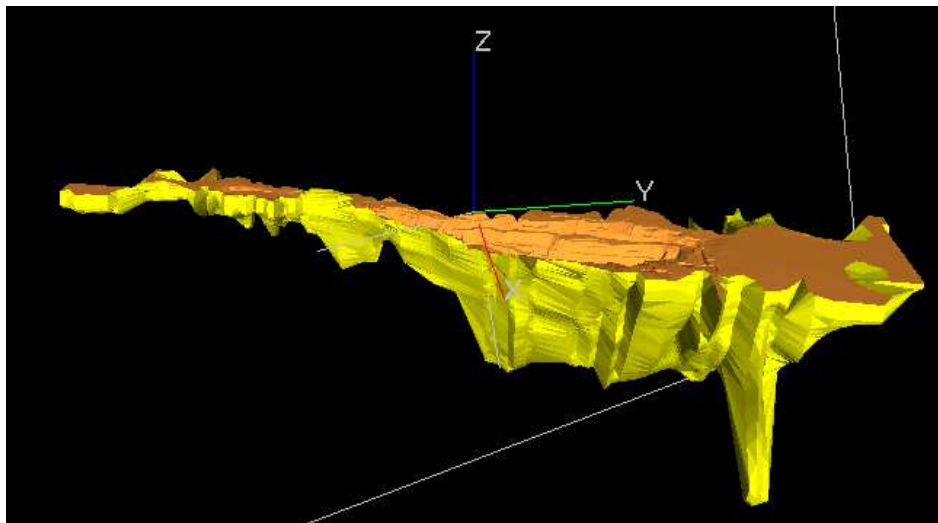


Figura 24: Corpo de minério após a retirada do que estava acima da topografia.

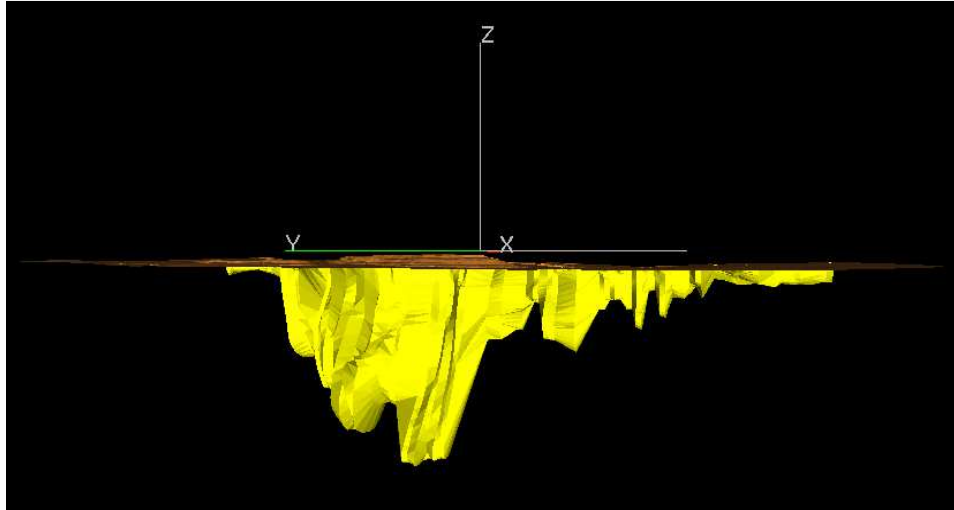


Figura 25: Corpo de minério após a retirada do que estava acima da topografia.

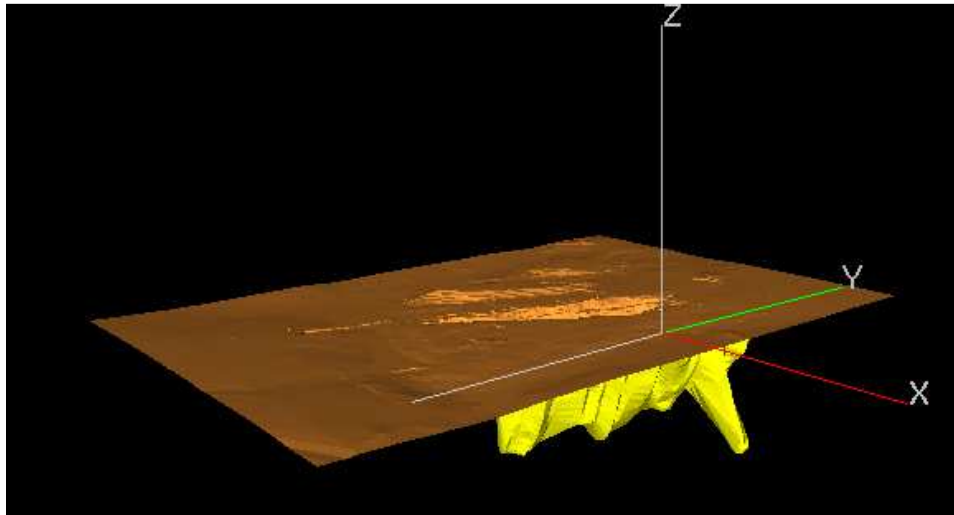


Figura 26: Corpo de minério após a retirada do que estava acima da topografia.

Tabela 9: Valores de volume, elevação e coordenadas XY para o corpo de minério real.

Volume do sólido (m³)	56,835,911.03
Máxima elevação (m)	388.76
Mínima elevação (m)	-173.24
Máxima coordenada x (m)	295464.84
Mínima coordenada x (m)	294562.65
Máxima coordenada y (m)	8736535.22
Mínima coordenada y (m)	8734691.95

Tabela 10: Azimute, mergulho e comprimento do corpo de minério.

Azimute	19°
Mergulho	40°
Comprimento	1800 metros

4 AVALIAÇÃO GEOESTATÍSTICA

A modelagem do corpo de minério permitiu definir que parte da mineralização seria considerada minério e quais amostras seriam utilizadas na análise geoestatística. Com o sólido criado no software *Datamine* representando o corpo de minério foi possível selecionar as amostras dos furos de sondagens que estavam no interior do corpo. Somente essas amostras foram utilizadas na estimativa dos teores do corpo de minério. Analisando os histogramas de todas as amostras compositadas e das amostras contidas no corpo de minério foi possível identificar um aumento da média dos teores. Essa diferença de teores comprova que o corpo de minério modelado realmente representa uma área com maiores teores. A média de todas as amostras compositadas é 0.42 contra 0.53 das amostras dentro do corpo de minério.

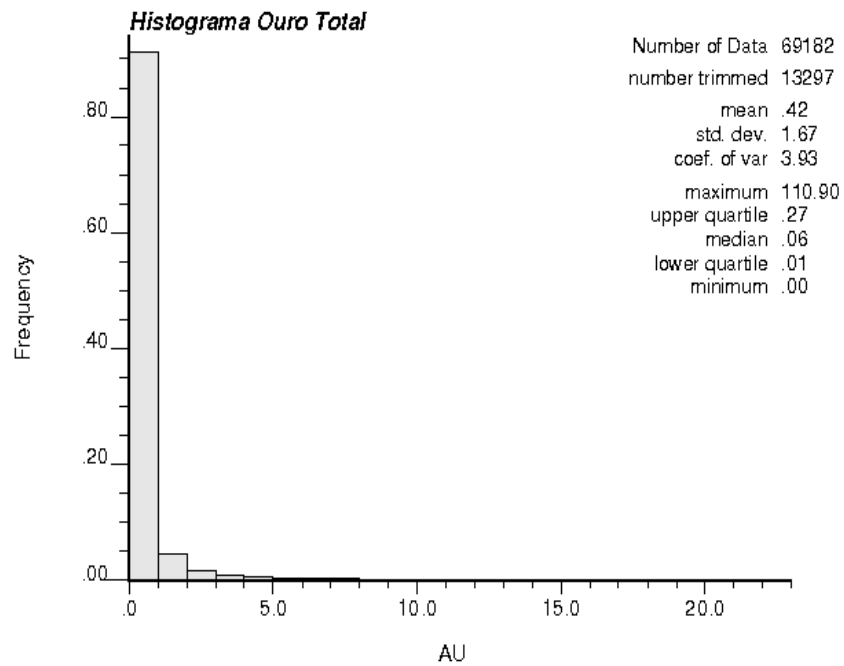


Figura 27: Histograma de todas as amostras compostadas.

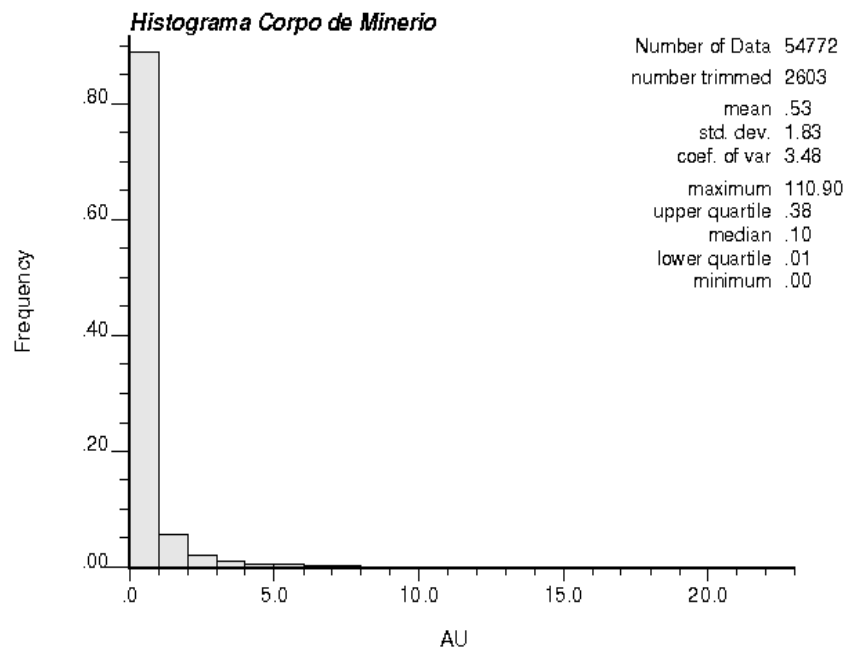


Figura 28: Histograma das amostras dentro do corpo de minério modelado.

4.1 CAPPING

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

Os outliers são identificados através da mudança de comportamento nos gráficos, o que indica uma mudança de população.

A identificação dos *outliers* e realização do *capping* foi realizada analisando os gráficos de probabilidade acumulada (*Cumulative Probability Plot*, ou CPP) para as amostras do corpo de minério:

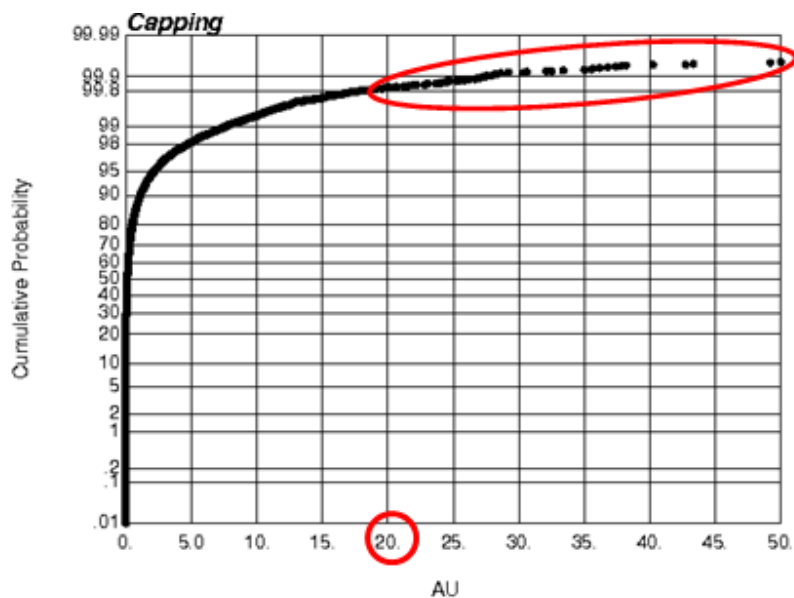


Figura 29: Gráfico de probabilidade acumulada.

O *capping* das amostras foi em 99.8% com teor máximo. Os teores mais altos foram redefinidos para 20 ppm. A realização do *capping* evita que os altos teores interfiram na estimativa geoestatística.

A média das amostras após o *capping* foi inferior, mostrando o efeito da redefinição dos altos teores para no máximo 20 ppm.

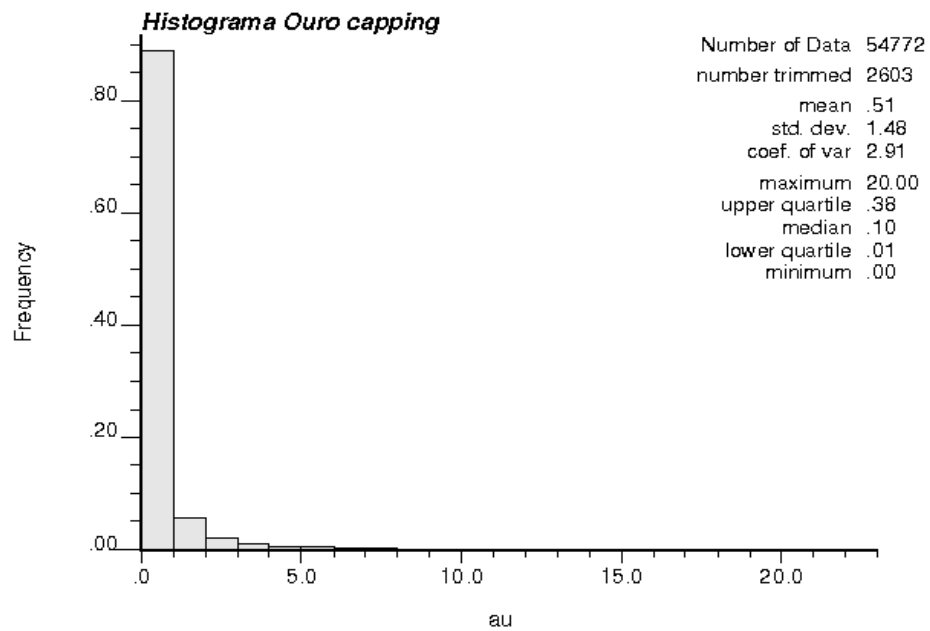
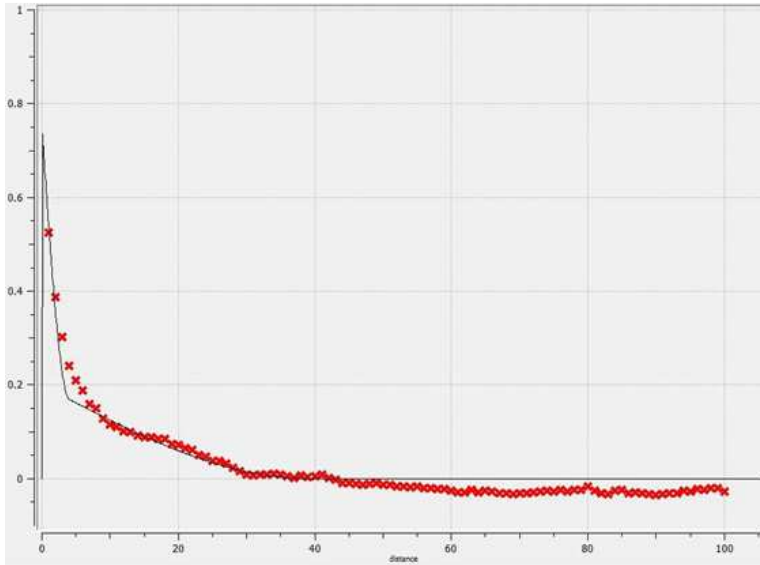


Figura 30: Histograma das amostras com capping.

4.2 Correlograma

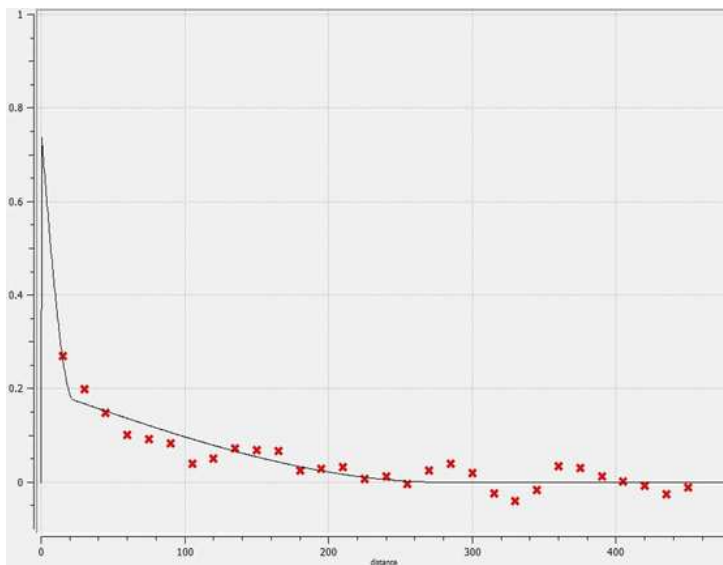
A continuidade espacial dos dados foi representada através de correlogramas das variáveis presentes no banco de dados, restringindo os estudos para as amostras regularizadas que se encontram dentro do domínio litológico de interesse.

Devido à característica geológica da mineralização, foi tomada a decisão de utilizar correlogramas na obtenção dos ângulos e ranges da krigagem.



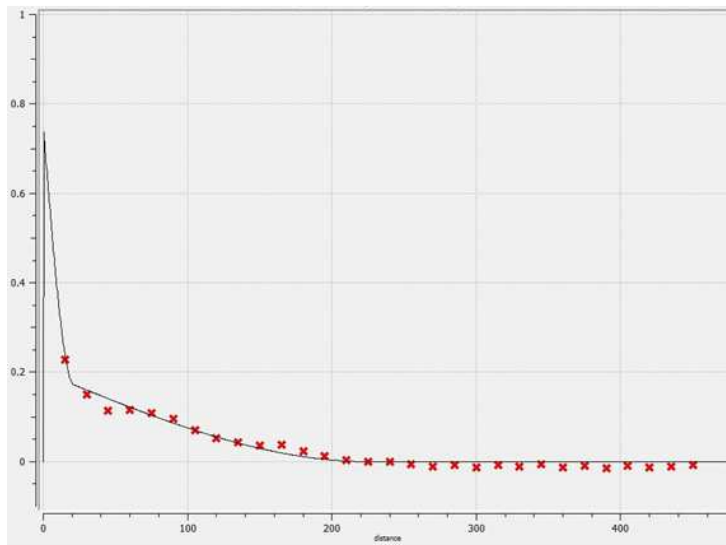
DTH	
Azimute	112.5
Mergulho	45
Nugget Effect	0.75
Sill 1	-0.55
Range 1 (m)	4
Sill 2	-0.2
Range 2 (m)	39

Figura 31: Correlograma DTH.



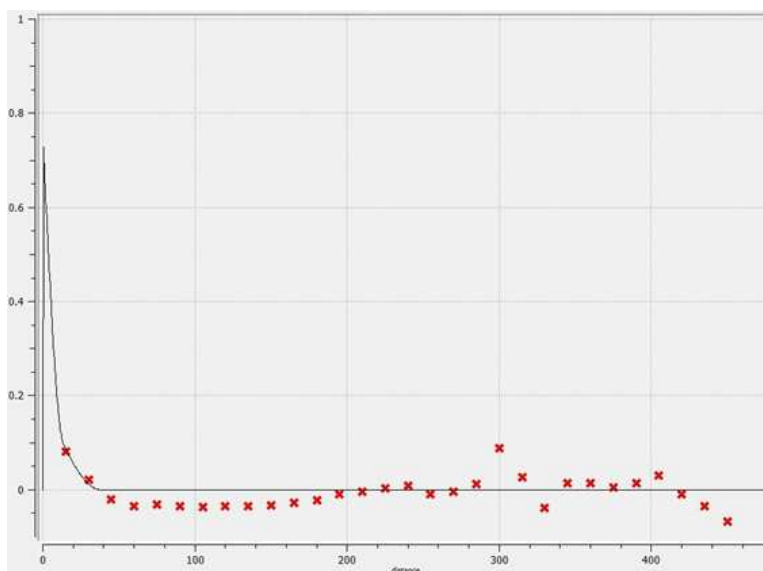
Maior continuidade	
Azimute	112.5
Mergulho	112.5
Nugget Effect	0.75
Sill 1	-0.55
Range 1 (m)	22.5
Sill 2	-0.2
Range 2 (m)	279

Figura 32: Correlograma maior continuidade.



Média continuidade	
Azimute	22.5
Mergulho	0
Nugget Effect	0.75
Sill 1	-0.55
Range 1 (m)	21
Sill 2	-0.2
Range 2 (m)	225

Figura 33: Correlograma média continuidade.



Menor continuidade	
Azimute	112.5
Mergulho	22.5
Nugget Effect	0.75
Sill 1	-0.55
Range 1 (m)	13.5
Sill 2	-0.2
Range 2 (m)	38

Figura 34: Correlograma menor continuidade.

4.3 Modelo de Bloco

O modelo de blocos é uma forma de representação do depósito mineral, no qual todo o depósito está representado através de blocos. Cada bloco representa a unidade mínima do modelo e contém atributos próprios referentes aquela porção do depósito. Os atributos comumente referentes a cada bloco são:

- Coordenadas (X, Y e Z)
- Dimensões

- Volume
- Massa
- Densidade
- Teor (definido a partir de estimativas – krigagem ordinária)

Após a definição dos ângulos e ranges foi determinado o tamanho dos blocos. As dimensões dos blocos foram pré-definidas conforme aspectos técnicos, econômicos e computacionais:

X = 15 metros

Y = 15 metros

Z = 10 metros

Os blocos reblocados possuem as seguintes dimensões:

X = 5 metros

Y = 5 metros

Z = 5 metros

4.4 Krigagem Ordinária

Os teores dos blocos foram estimados através da *Krigagem ordinária*. O objetivo da *krigagem* é buscar o melhor conjunto de ponderadores, de tal modo que a variância do erro seja a mínima possível. Trata-se, portanto, de encontrar o mínimo da função variância do erro e define pesos de acordo com as características estatísticas. A *krigagem* leva em conta fatores como a proximidade das amostras, a redundância entre os dados amostrais, anisotropia e a magnitude da continuidade.

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

Onde $Z^*(u)$ é valor estimado, $m(u)$ = média do atributo $z(u)$ e $\lambda_{\alpha}(u)$ são os pesos a serem determinados.

A estimativa de teores foi realizada através da *krigagem* ordinária utilizando a rotina *Grade* do software *Datamine*®.

TOTAL NUMBER OF RECORDS	1104014
NUMBER OF SAMPLES	494158
NUMBER OF MISSING VALUES	609856
NUMBER OF VALUES > TRACE	493206
MAXIMUM	6.1366
MINIMUM	-0.6027
RANGE	6.7393
TOTAL	37022884.0079
MEAN	0.3142
VARIANCE	0.2002
STANDARD DEVIATION	0.4474
STANDARD ERROR	0.4122E-04
SKEWNESS	3.215
KURTOSIS	14.54
GEOMETRIC MEAN	0.1476
SUM OF LOGS	-224667428.8958
MEAN OF LOGS	-1.9130
LOGARITHMIC VARIANCE	1.6504
LOG ESTIMATE OF MEAN	0.3370

Figura 35: Resultado do modelo de blocos cortado pela topografia

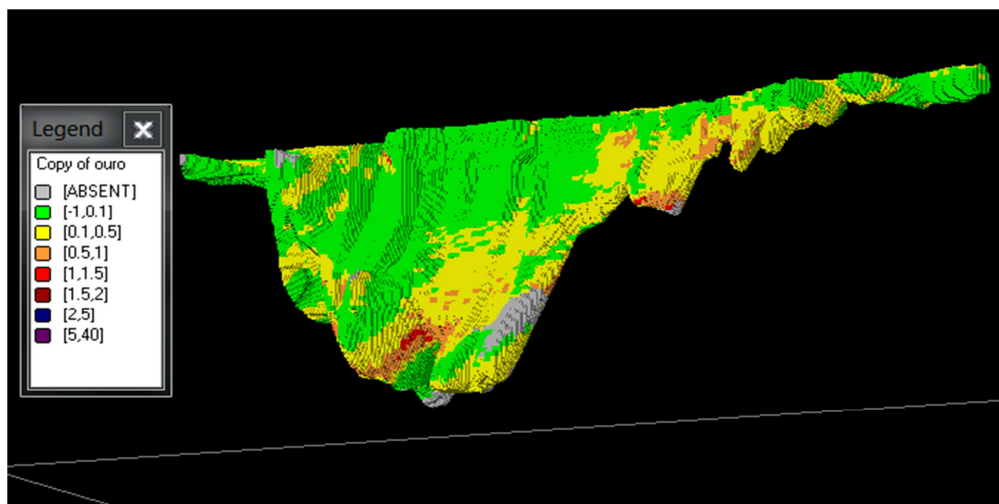


Figura 36: Modelo de blocos no interior do corpo de minério.

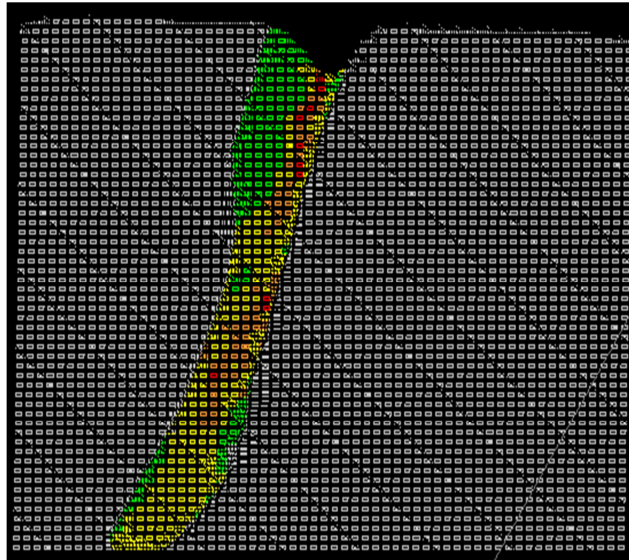


Figura 37: Seção do modelo de blocos cortado pela topografia.

Tabela 11: Dados modelo de blocos.

Modelo total	
Toneladas minério	102 200 000
Volume minério (m3)	36 500 000
Densidade minério (t/m³)	2.8
Densidade estéril (t/m³)	2.6
Teor médio (g/t)	0.43

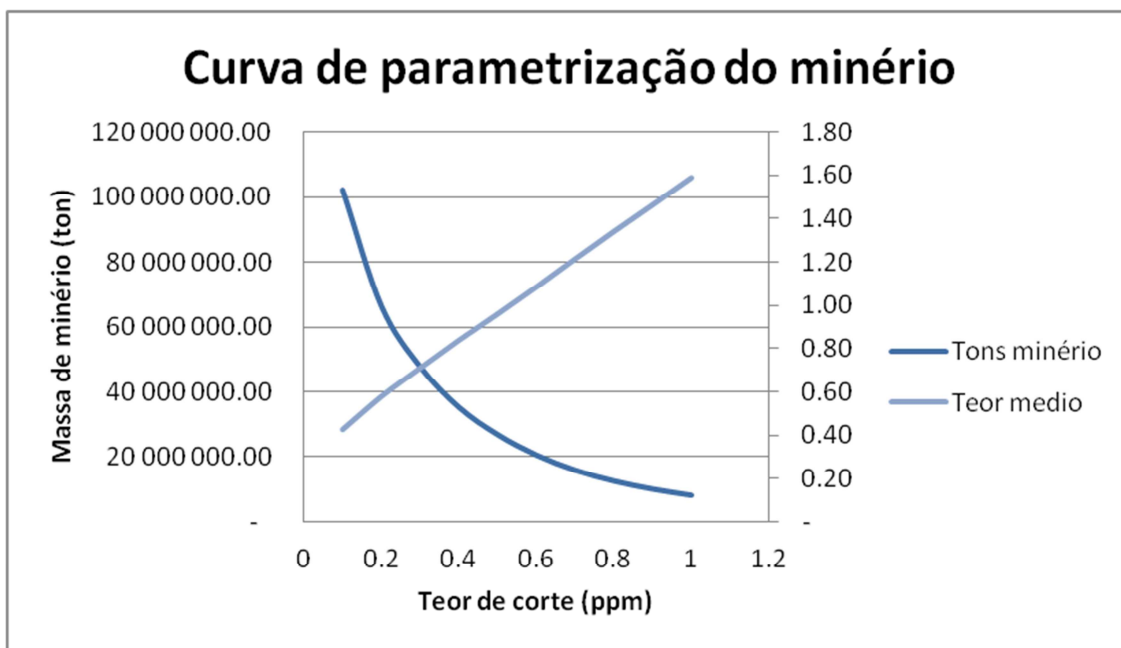


Figura 38: Curva de parametrização.

4.5 Validação

A estimativa dos teores de ouro no modelo de blocos foi validada através dos seguintes métodos, com as seguintes conclusões:

- Validação visual: Comparação entre seções do modelo de blocos e furos de sondagem

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

- Validação global: através do Declus

Relação entre a média do declus e a média dos teores estimados aceitável

- Validação cruzada

Média da validação cruzada foi 0.05, valor dentro do aceitável;

- Validação local: análise de deriva

Relação local entre teores reais e estimados aceitável

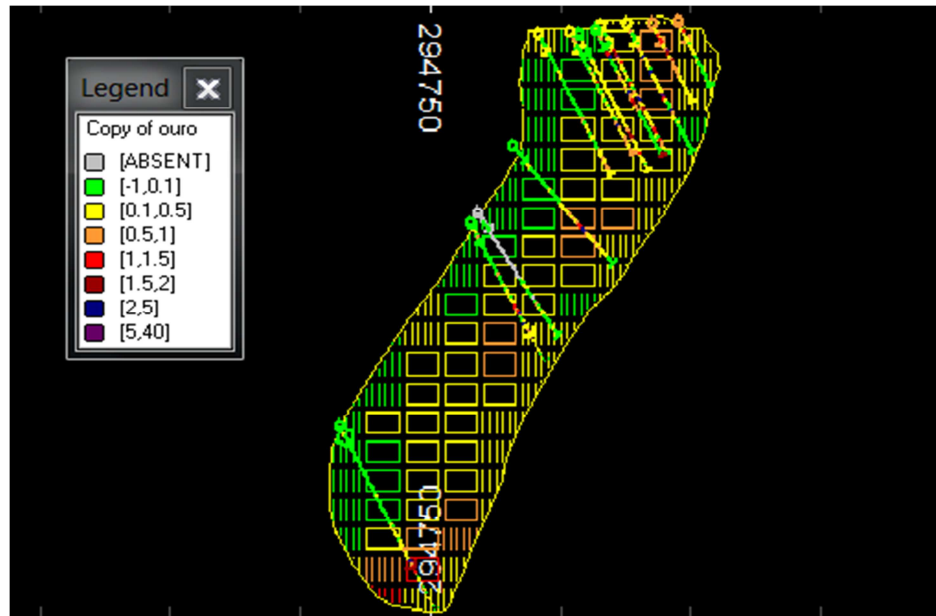


Figura 39: Validação visual.

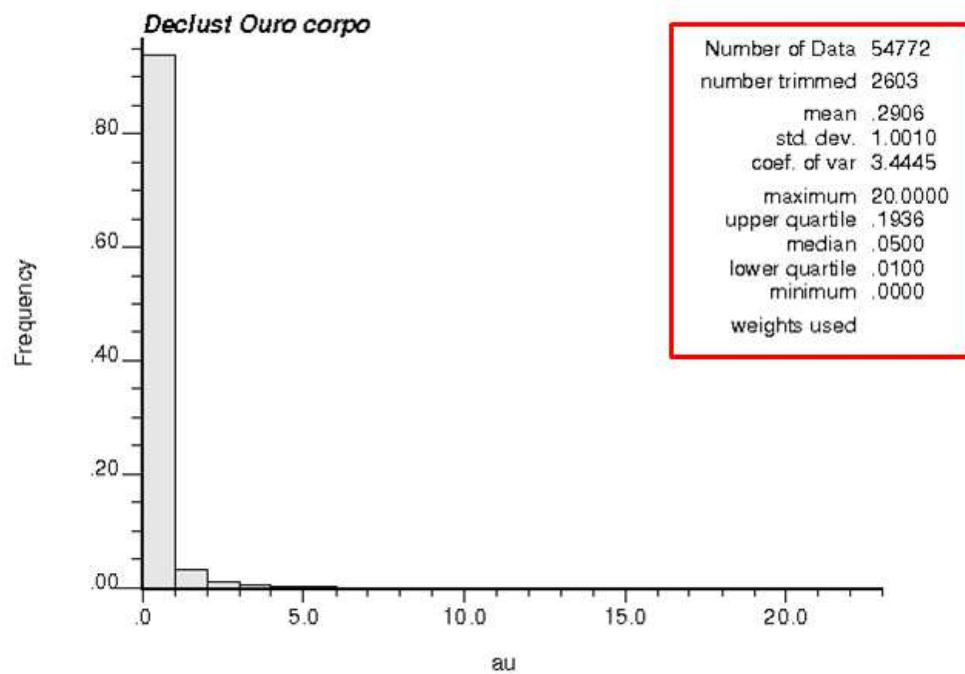


Figura 40: Declus.

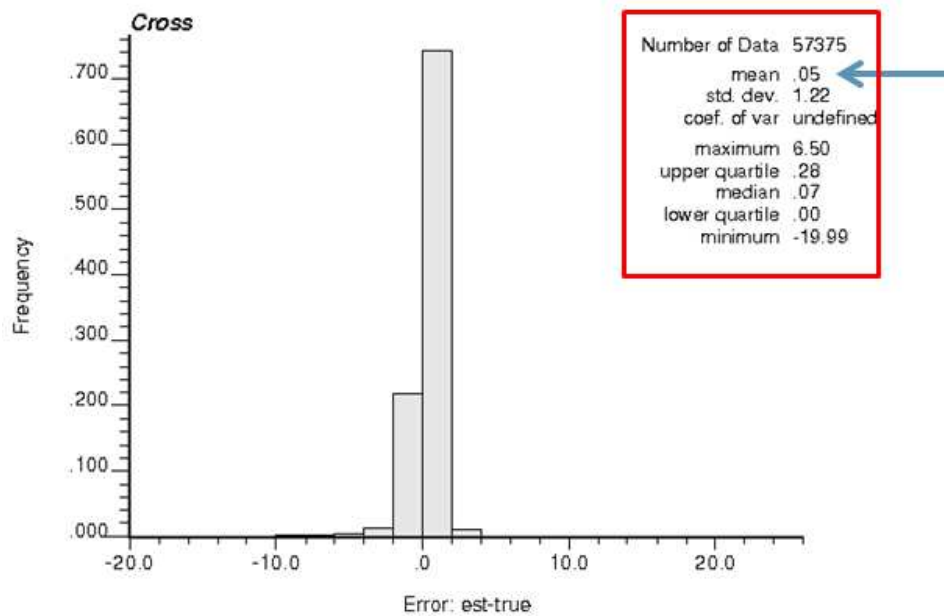


Figura 41: Validação cruzada.

Análise de deriva em Z

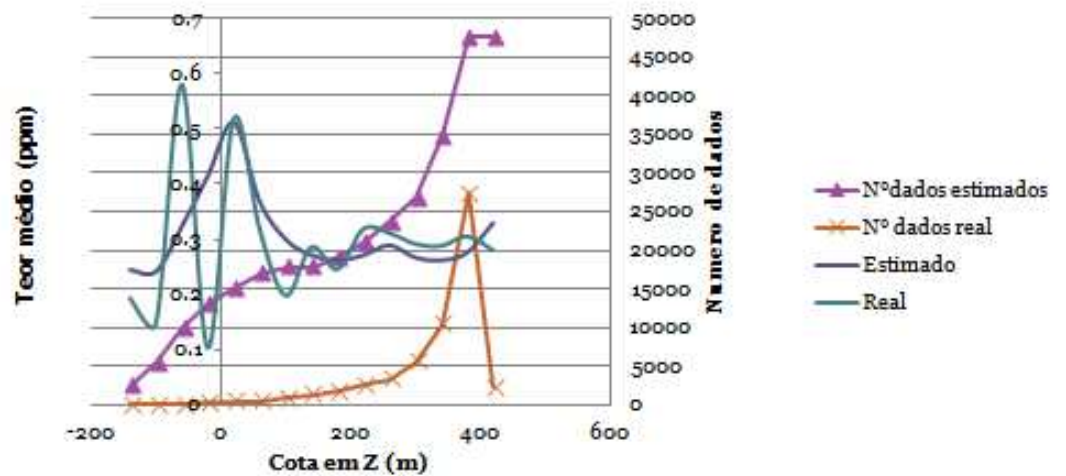


Figura 42: Análise de deriva em Z.

A análise de deriva no eixo Z não se encontra totalmente satisfatórios, pois para cotas inferiores a 150m as curvas dos teores médios estimado com a do real encontram-se completamente afastadas uma da outra e em sentidos contrario. Entretanto este resultado é aceitável, pois como é possível visualizar o

numero amostra dos dados estimados é imensamente superior ao real, desta forma a amostragem nestas contas não são suficiente para haver uma validação.

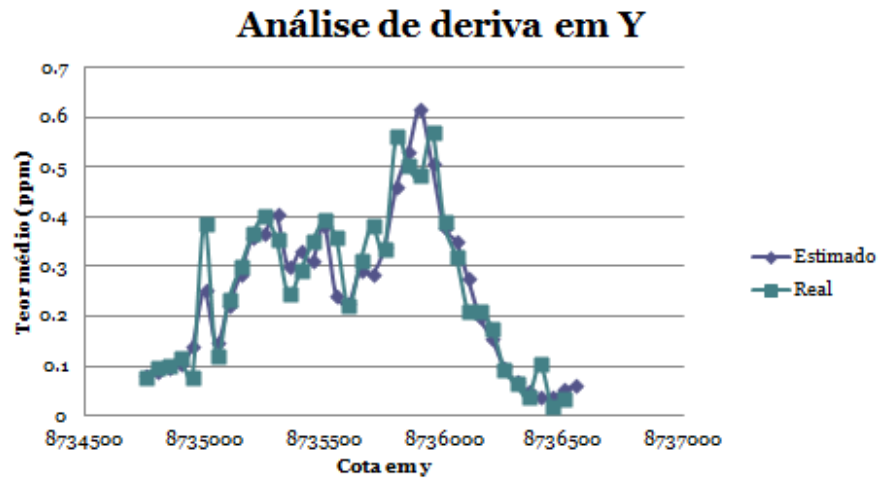


Figura 43: Análise de deriva em Y

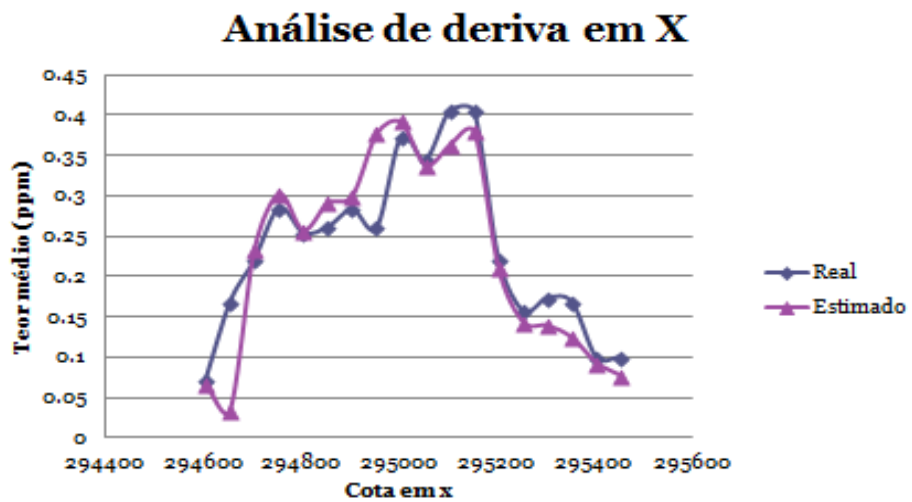


Figura 44: Análise de deriva em X.

5 GEOLOGIA

A mineralização de ouro encontra-se ao norte de Minas Gerais, inseridos em Cinturões de rochas verdes (Green Stone Belts). Ela é originada por fluidos hidrotermais em zonas de cisalhamento em xistos da Sequência metavulcanossedimentar formado no Arqueano.

As concentrações auríferas ocorrem na forma de ouro ocluso por sulfetos e na forma de ouro livre em grãos de dimensões em torno de 1 mm, as quais ocorrem em pequenas cavidades nos veios de quartzo e, menos comumente em estreitas faixas de cloritização (em metabasalto) e sericitização (em metariodacito) nas bordas dos veios de quartzo. A paragênese de sulfetos inclui pirita, arsenopirita e, raramente, calcopirita. Covelita e malaquita são muito subordinadas (Raul Minas Kuyumjian & José Oswaldo de Araújo Filho, 2005).

O corpo do minério possui dimensões aproximadamente de 50 a 80m ao longo do mergulho, 150 a 200m de comprimento e 20 a 30 m de espessura (Marston & Marston, & Geosim Services, 2010).

Foram gerados vários tipos Litologias, atribuídos a diferentes estágios da alteração. A precipitação do metal foi resultado de uma série de mudanças físico-químicas da solução hidrotermal, em função das interações fluido/rocha, como a mudança no pH.

6 GEOMECÂNICA

Para um projeto seguro de engenharia na mineração, é necessário um conhecimento detalhado do solo e das rochas com as quais irão se trabalhar. Desta forma utiliza-se a geomecânica que é uma ciência que estuda o solo e a rocha, e se divide em duas áreas: mecânica das rochas e mecânica dos solos.

A mecânica de rochas e de solos, têm o objetivo de dimensionar taludes conciliando uma otimização da extração de minério com adequado fator de segurança.

6.1 Mecânica de rochas

A mecânica de rochas tem por finalidade, em minas a céu aberto, analisar as características geomecânicas das rochas (falhas, presença de água, resistência a compressão uniaxial, etc) e por fim, através destas propriedades, dimensionar taludes operacionais e finais evitando a ocorrência de rupturas planares, em cunha, circular e tombamento na mina.

Primeiramente, para análise geomecânica do minério e das encaixantes, determinou-se o RMR (*rock mass rating*) dos mesmos (Tabela 12 e Tabela 13). O RMR é uma classificação geomecânica que consistem em classificar o maciço rochoso conforme as seguintes propriedades:

- RQD (*rock quality designation*): Determina a qualidade da rocha através de testemunho de sondagem, ou de forma indireta por *scanline*.
- Qualidade e quantidade das fraturas.
- Resistência a compressão uniaxial ou a carga pontual da rocha intacta.
- Presença de água no maciço rochoso.

Posteriormente, para determinar as propriedades mecânicas das rochas (coesão e ângulo de atrito), utilizou-se o software *RocLab* da *Rocscience* (Figura 45). Este software é a aplicação do critério de Hoek Brown, o qual determina as propriedades do maciço rochoso através dos seguintes dados:

- GSI (*geological strength index*): É determinado pelo RMR menos cinco.
- Resistência a compressão uniaxial da rocha
- M_i : constante da rocha, determinado pelo próprio Hoek Brown.
- D: fator de redução referente ao tipo de desmonte aplicado a lavra.

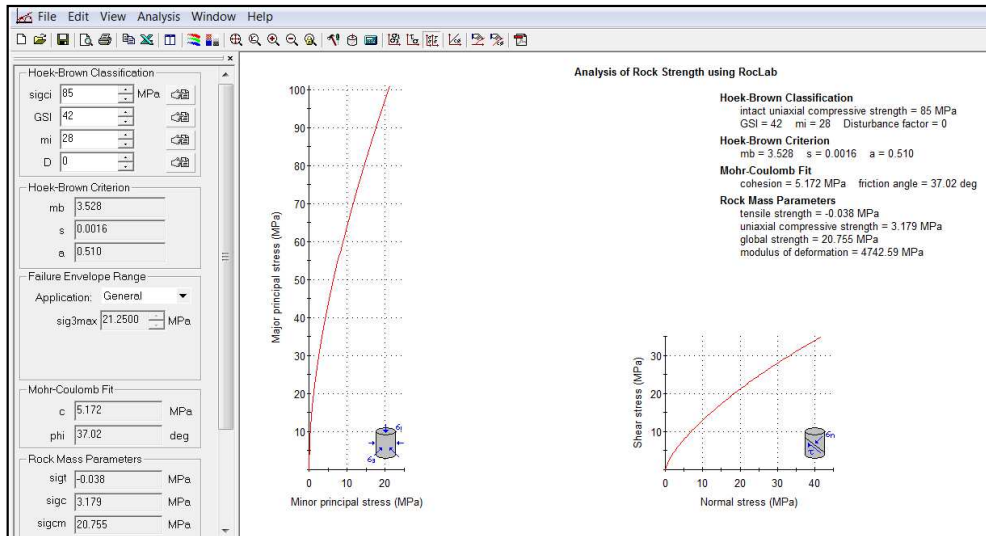


Figura 45: Layout do software *Roclab*.

Tabela 12: Propriedades do estéril (*William A. Hustrulid and Richard L. Bullock, 2001*)

	Hoek Brown Classification				Mohr-Coulomb Fit	
	sigci (MPa)	GSI	mi	D	C (MPa)	phi (°)
Estéril	85	42	28	1	2.5	20.18

Tabela 13: Propriedades do minério (*William A. Hustrulid and Richard L. Bullock, 2001*)

	Hoek Brown Classification				Mohr-Coulomb Fit	
	sigci (MPa)	GSI	mi	D	C (MPa)	phi (°)
Minério	100	50	28	1	3.72	24.46

Como mencionado anteriormente, o minério está inserido nos *greenstone belts* em corpos graníticos-gnaiss com um alto grau de metamorfismos e intenso falhamento, assim justificando os baixos valores do GSI e resistência a compressão uniaxial.

Alguns dados da geologia local são desconhecidos como o número de famílias de juntas, direção e ângulo de mergulho das mesmas e da foliação da rocha e as características mecânicas destes planos de descontinuidade. Desta forma, para análise

de mecânica de rocha deste projeto, determinaram-se duas famílias de juntas e uma direção de foliação (Figura 46). O ângulo de atrito e a coesão destas descontinuidades foram estipulados conforme o tipo de rocha que estes estão inseridos (Heok.E e Bray. J. W., 1947)

Foi utilizado o software *Dips* para a visualização das descontinuidades presentes no maciço.

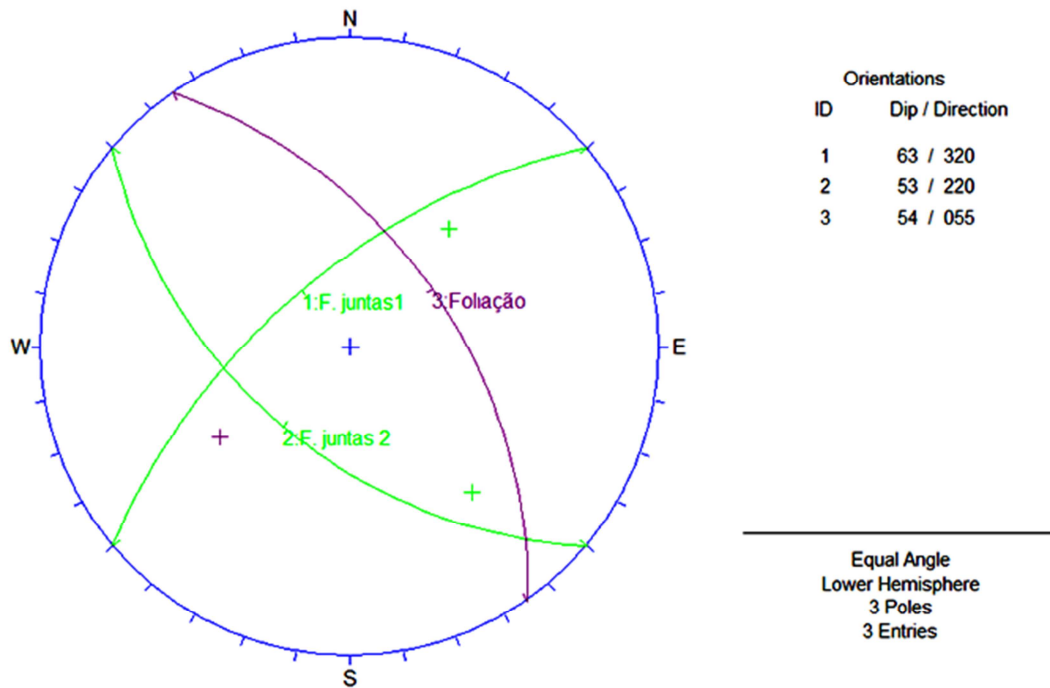


Figura 46: Dip e dip direction de duas famílias de juntas e foliação do maciço rochoso.

Tabela 14: Propriedades mecânicas dos planos de descontinuidades (Heok.E e Bray. J. W.).

Família de juntas	c(Kg/cm ²)	phi (°)
<i>Foliação</i>	2.42	42
<i>Familia 1</i>	0.50	40
<i>Familia 2</i>	0.50	40

6.1.1 Ruptura planar

Rupturas planares pode ocorrer quando a descontinuidade está subparalela a face do talude. Alguns fatores podem favorecer a mesma, como a percolação de água no maciço, qualidade das juntas e a altura do talude.

Condição necessária: $\text{ângulo de talude} > \text{ângulo de falha} > \text{ângulo de atrito do talude}$:

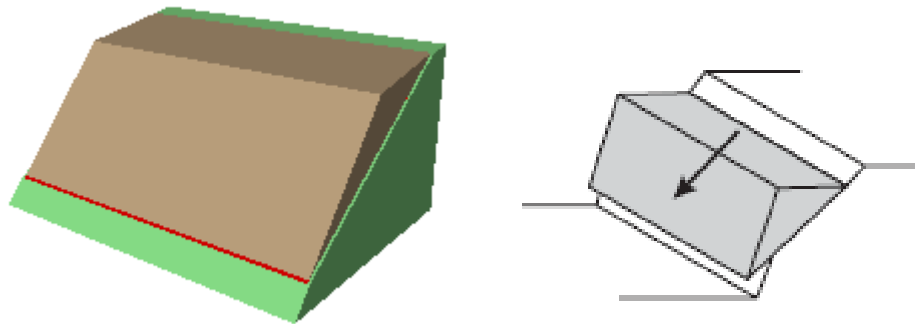


Figura 47: Ruptura planar.

Para a análise do fator de segurança foi utilizado os software *Dips* e *Rocplane*, ambos pertencentes a *Rocscience*.

6.1.2 Ruptura em cunha

Deslizamento do maciço em forma de cunha envolve deslizamento translacional, causado pela interseção de dois planos de descontinuidade. Para que ocorra esta ruptura é necessário que as duas falhas geológicas aflorem na superfície e que o ângulo de atrito ser menor que o mergulho da linha de intersecção, e este ultima menor que o ângulo de face do talude. Outros fatores que iram influenciar serão os mesmos citados na ruptura planar.

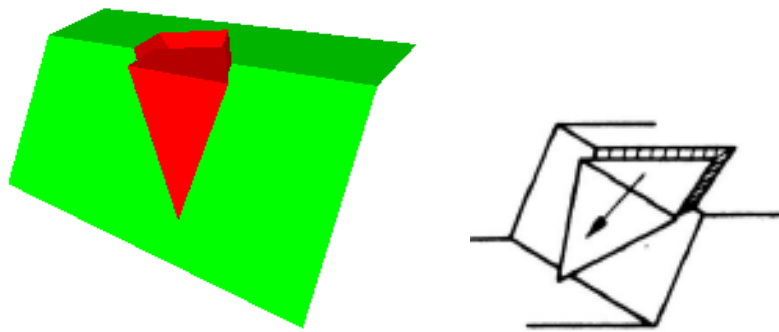


Figura 48: Ruptura em cunha.

Foram utilizados os softwares Dip e Swedge, ambos da *Rocsience*, para análise deste tipo de ruptura.

6.1.3 Ruptura circular

Este tipo de ruptura pode ocorrer em maciços rochosos muito alterados ou intensamente fraturados, ou em rochas pouco competentes (exemplo: carvões e siltitos), que apresentam um comportamento isotrópico e onde os planos de descontinuidades não controlam o comportamento mecânico. Assim, o maciço comporta-se como um solo.

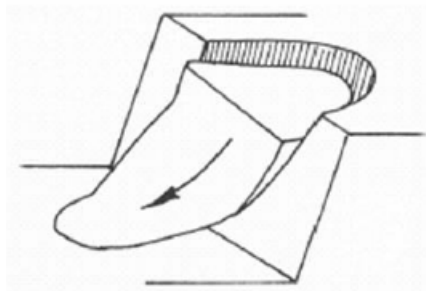


Figura 49: Ruptura circular.

Foi utilizado o software *Slide* para a análise de estabilidade de talude, prevendo uma possível ruptura circular.

6.1.4 Tombamento

O tombamento pode ocorrer quando planos estruturais bem definidos encontram-se subparalelos ao a face do talude, entretanto com mergulho contrário ao mesmo. Os blocos formados entre dois planos de descontinuidade rotacionam em direção a face livre do talude.

Condição necessária para ocorrer tombamento:

$(90^\circ - \text{Ang talude}) + \text{Ang de atrito} < \text{mergulho da falha}$

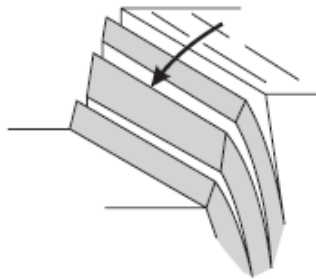


Figura 50: Tombamento.

Utilizou-se o software *Dips* para análise de um possível tombamento.

6.1.5 Talude operacional

Os taludes operacionais possuíram altura de 10m e berma de 15m (Figura 51), ambas as dimensões correspondem ao tamanho de bloco utilizado na krigagem. A inclinação dos taludes serão, a princípio, 75°, entretanto este valor pode ser reduzido para se obter um fator de segurança mínimo de 1.3.

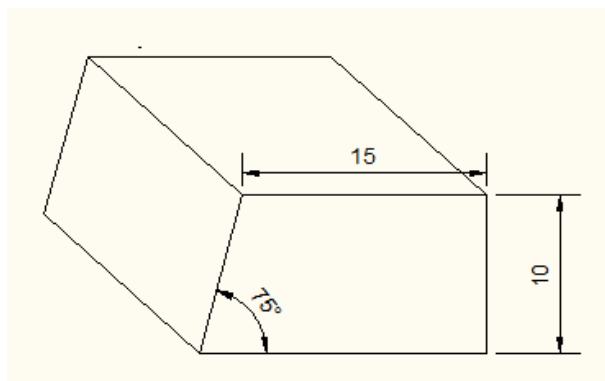


Figura 51: Dimensões do talude operacional.

Foram realizado análise de possíveis rupturas para intervalos a cada 30° onde foram obtidos os seguintes resultados:

Tabela 15: Fator de segurança em taludes operacional.

Azimute (°)	Possíveis rupturas	FS
300	-	-
330	Ruptura planar	6.86
0	Ruptura em cunha	27.51
30	Ruptura em cunha	25.9
60	Ruptura em cunha	25.08
90	-	-
120	Ruptura planar	1.87
150	-	-
180	Ruptura em cunha	3.19
210	-	-
240	Ruptura planar	2.43
270	Ruptura em cunha	7.1

Poderá ocorrer tombamento entre os azimutes 30° e 60°, pois conforme Figura 52, o pólo da falha está dentro da zona instável (porção hachurada). Desta forma, para evitar este possível tombamento, o ângulo do talude nesta região será modificado pra

67°. Desta forma, tornado a região estará estável, pois o pólo da falha encontrará fora da zona crítica (Figura 52)

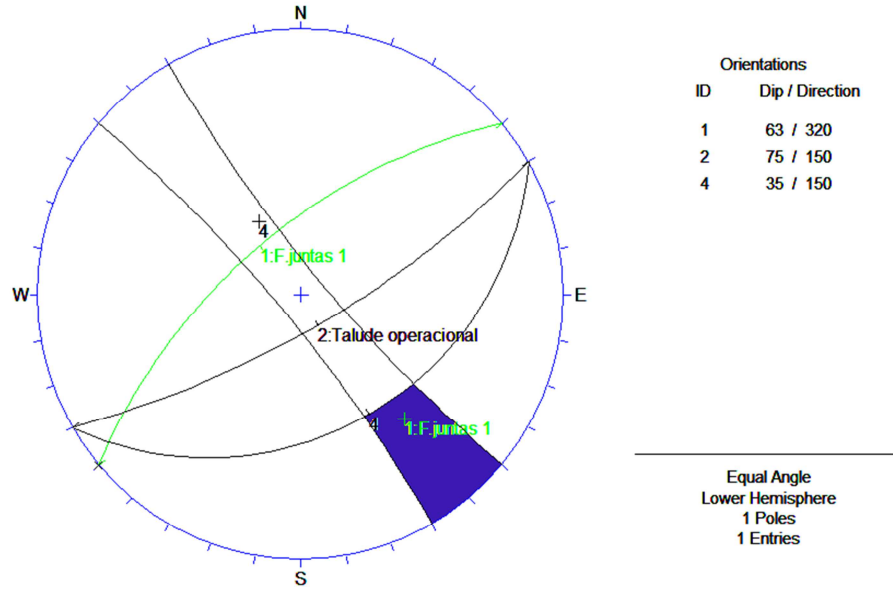


Figura 52: Possível tombamento.

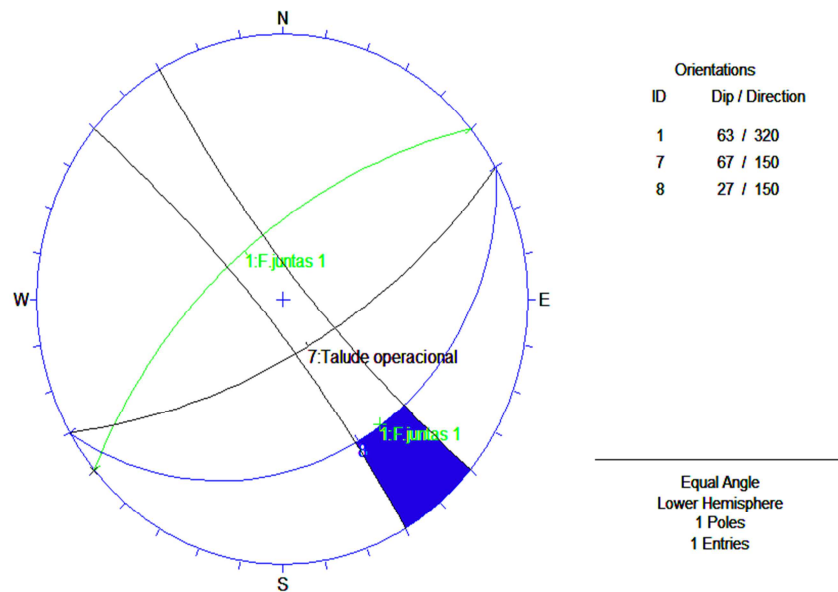


Figura 53: Região segura, sem probabilidade de ocorrer tombamento.

6.1.6 Talude final

O talude final será dimensionado para que a extração de minério seja máxima levando em conta um fator de segurança mínimo de 1.8. Dessa forma decidiu-se dobrar a altura das bancas, passando de 10m para 20 m, e utilizar bermas de 5 m, as quais servirão para a manutenção da mina e não mais para transporte de caminhões. O ângulo de inclinação destes taludes será no máximo de 65°.

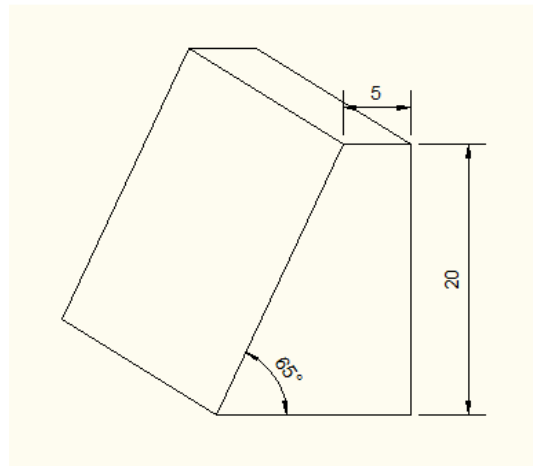


Figura 54: Dimensões dos taludes finais.

Foram realizada análise de possíveis rupturas para intervalos de 30° e os resultados seguem abaixo:

Tabela 16: Possíveis rupturas e seus respectivos fatores de segurança para taludes finais.

Azimute (°)	Rupturas possíveis	FS	âng. Mod(°)
300	-	-	-
330	Ruptura planar	6.11	-
0	Ruptura em cunha	17.29	-
30	Ruptura em cunha	16.85	-

60	Ruptura em cunha	16.55	-
90	-	-	-
120	Ruptura planar	1.86	63
150	-	-	-
180	Ruptura em cunha	2.54	-
210	-	-	-
240	Ruptura planar	6.03	-
270	Ruptura em cunha	5.8	-

6.1.7 Talude global entre rampas

Foi analisada a instabilidade dos taludes globais entre rampas, ou seja, o ângulo que forma de uma rampa a outra, este ângulo é de 58° e a altura total do talude global entre rampas foi de 60 m. Para fins de calculo considerou-se um fator de segurança de 1.4.

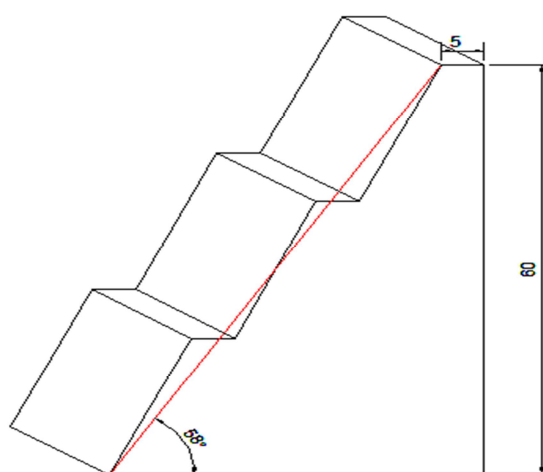


Figura 55: Talude global entre rampas.

Foram realizada análise de possíveis rupturas dos taludes, a cada 30° . Os resultados seguem abaixo:

Tabela 17: Possíveis rupturas e seus respectivos fatores de segurança para taludes globais entre rampas.

Azimute (°)	Rupturas possíveis	FS
120	-	-
150	Ruptura planar	5.31
180	Ruptura em cunha	11.31
210	Ruptura em cunha	11.15
240	Ruptura em cunha	11.08
270	-	-
300	Ruptura planar	1.41
330	-	-
360	Ruptura em cunha	1.78
30	-	-
60	Ruptura planar	1.57
90	Ruptura em cunha	3.42

Também foi analisada possível ruptura circular, tanto para taludes globais e globais entre rampas:

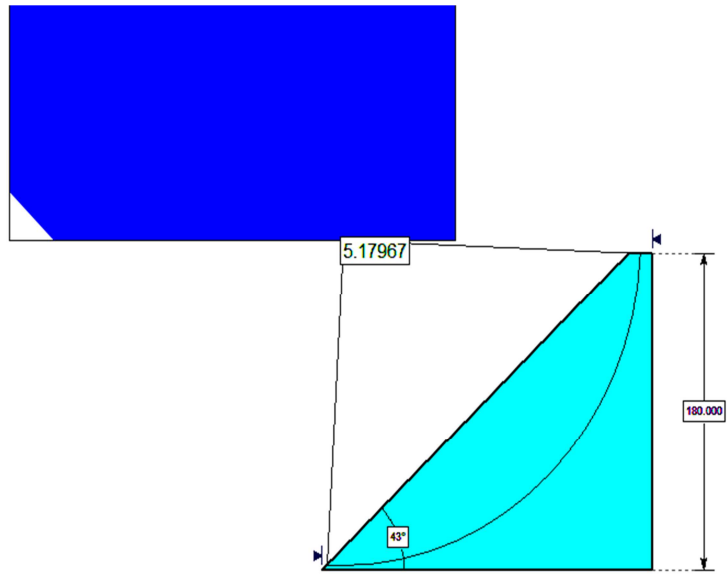


Figura 56: Estudo de ruptura circular para taludes globais.

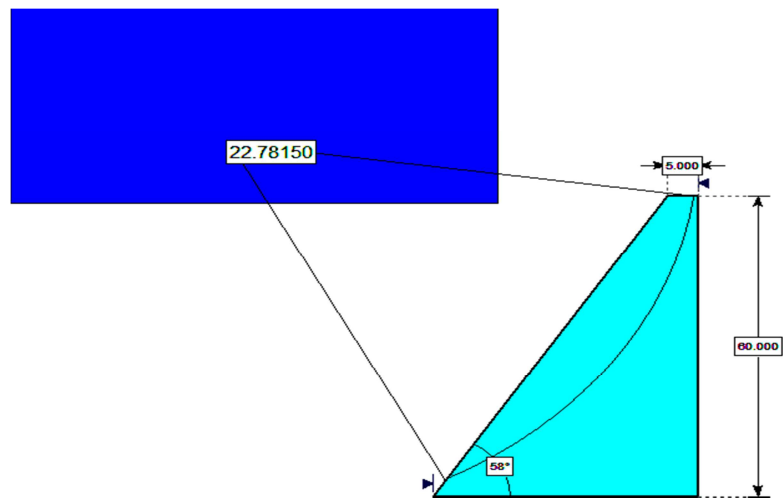


Figura 57: Análise de ruptura circular para taludes entre rampas.

Ambos os estudos apresentaram um elevado fator de segurança, assim mostrando-se seguro.

6.2 Mecânica dos solos

Na região mineralizada, 20 m correspondem a uma zona intemperizada. Para o dimensionamento de taludes nesta região é necessário o conhecimento das propriedades mecânicas deste material intemperizado.

Tabela 18: Propriedades mecânicas de solo residual de granito (Duarte, I.M.R, Ladeira, F. L e Gomes, C. S. F.)

Densidade (KN/m ³)	Coesão (KPa)	Ang atrito (°)
16.92	24.42	29.6

Para o estudo de mecânica dos solos, utilizou-se o método de *Bishop*. Onde foi considerada as dimensões dos taludes de 10m de altura e 40° de mergulho.

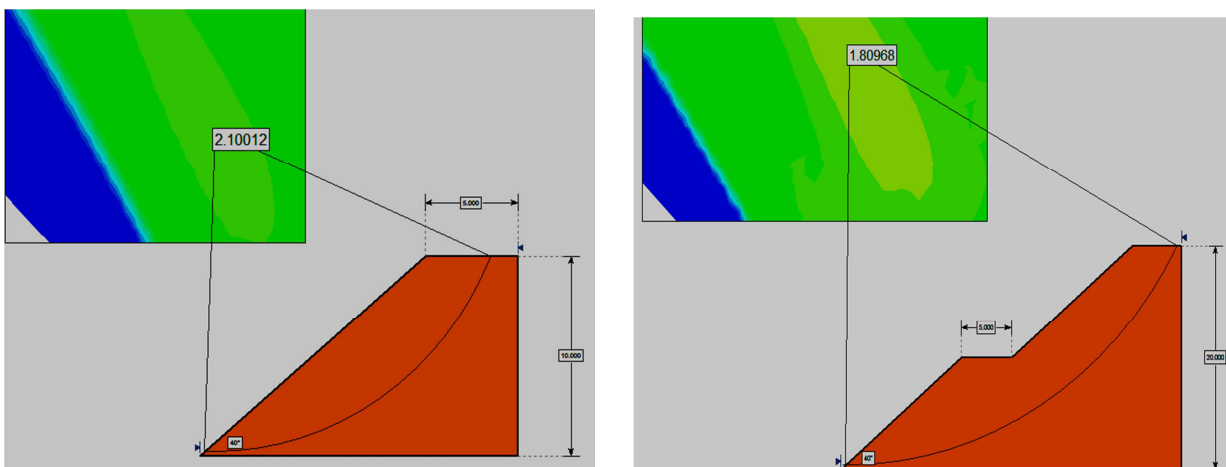


Figura 58: Fator de segurança do talude fina (esquerda). Análise de estabilidade talude global (direita).

Conforme mostra a Figura 58 os taludes de material intemperizado estarão seguros, pois apresentaram um elevado fator de segurança.

7 DEFINIÇÃO DO MÉTODO DE LAVRA

A lavra do depósito mineral em estudo será à céu aberto, pelo método Open Pit Mine. Esse método foi escolhido devido à baixa profundidade do corpo de minério e a geometria do corpo. O mergulho do corpo é subvertical.

Também foi utilizado o software *Mining Method Selection*, desenvolvido pela *Edumine*, que leva em consideração a geometria do corpo e as características geomecânicas das rochas para dar pesos a diferentes métodos de lavra. O método de lavra a céu aberto Open Pit Mine foi o escolhido.

8 OTIMIZAÇÃO DA CAVA

Para a otimização da cava foi utilizado o algoritmo de Lersch-Grossman através do software *NPV Scheduler*. O NPV Scheduler aplica a rotina de cálculos escolhida para obter maior lucratividade ou aproveitamento de recursos do modelo de blocos. No caso desse projeto de mineração, o interesse é a máxima lucratividade.

Para o software processar o algoritmo e fornecer a cava otimizada é necessário fornecer alguns dados:

- Preço de venda do minério
- Teor de corte
- Recuperação
- Custo de lavra
- Custo de Beneficiamento
- Custos gerais
- Dimensões do bloco
- Valor econômico de cada bloco

O primeiro item a ser determinado é o valor de venda do minério, pois ele irá influenciar em todo o projeto. Para se determinar um valor seguro de preço de venda do ouro para o projeto, foi utilizado a média do preço do ouro nos últimos 5 anos corrigidos

monetariamente pelo índice *GDP Deflator*. Inicialmente a idéia seria utilizar os valores dos últimos 10 anos, porém devido ao abrupto aumento do valor do metal nos últimos anos, nosso projeto seria muito conservador. Podendo até ser tornar inviável.



Figura 59: Variação do preço do ouro nos último 5 anos.

Os valores de cada ano foram corrigidos com um índice de correção monetária para o valor de 2011:

Tabela 19: Preços e correção monetária.

Ano	2007	2008	2009	2010	2011	Média	média (\$/g)
\$ once	695.39	871.96	972.35	1224.53	1541.9	1061.23	34.119

Ano	2007	2008	2009	2010	2011	média	média (\$/g)
\$ once(2011)	755.70	927.24	1022.49	1273.51	1541.90	1104.17	35.500

Índices / Ano	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008	2009	2010	2011
GDP deflator	81.7	83.1	84.8	87.2	90.1	93	95.7	97.8	98.9	100	104

Os custos de lavra foram determinados através do Algoritmo de O'Hara. As referências usadas na estimativa dos custos são a taxa de produção, características do minério, tipo de lavra (céu aberto ou subterrânea), condições do local, infra-estrutura do local, decapeamento prévio, produção de estéril e processos de beneficiamento. Os valores obtidos seguem abaixo:

Tabela 20: Receitas e custos.

Recuperação	80%	
Preço	35.5	U\$/g
Custos Operacionais	2.3	U\$/t
Custos de Beneficiamento	8.25	U\$/t
Custos Administrativos	1.8	U\$/t

A recuperação de 90% representa a recuperação global de todo o processo de beneficiamento. Essa recuperação foi definida devido ao uso de tanques de cianetação e processo CIL.

Os custos específicos da lavra seguem abaixo divididos por perfuração, desmonte, carregamento, transporte e outros:

Tabela 21: Custos de lavra.

Perfuração	0.19	U\$/t	8.2%
Desmonte	0.21	U\$/t	9.3%
Carregamento	0.47	U\$/t	20.6%
Transporte	1.28	U\$/t	55.7%
Outros	0.14	U\$/t	6.2%
Custo Total	2.3	U\$/t	100%

Os custos de transporte foram fracionados de acordo com as DMT (distância média de transporte) de cada bloco. Os blocos mais distantes da saída da mina foram mais penalizados que os mais pertos.

Para inserir esses valores no modelo de blocos do Datamine foi utilizado o seguinte código na função EXTRA:

```

if ( DMT<500) CL=1.9 end
if ( DMT>=500 and DMT<600) CL=2.0 end
if ( DMT>=600 and DMT<700) CL=2.1 end
if ( DMT>=700 and DMT<800) CL=2.2 end
if ( DMT>=800 and DMT<900) CL=2.3 end
if ( DMT>=900 and DMT<1000) CL=2.4 end
if ( DMT>=1000 and DMT<1100) CL=2.5 end
if (DMT>=1100) CL=2.6 end

```

Essas distâncias (DMT) respeitaram um limite máximo de inclinação. Os blocos com ângulos inferiores a 10% tiveram suas distâncias aumentadas para um valor tal que

sua inclinação fosse 10 %. Esse limite foi imposto devido ao fato de que a rampa da mina terá inclinação de 10 % em todo o trajeto até a saída do pit. A figura abaixo representa essa situação:

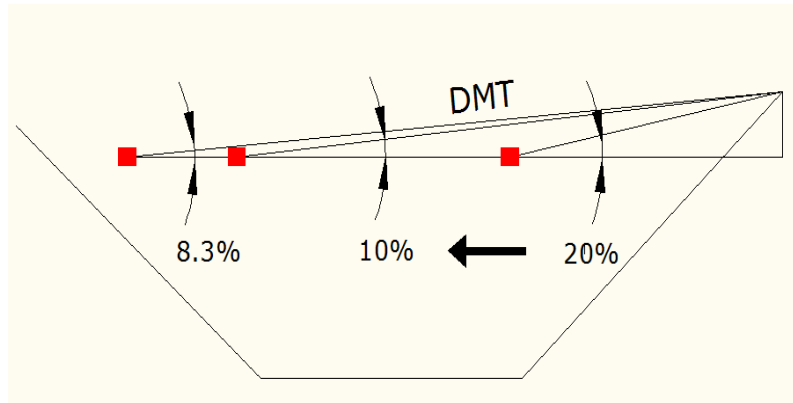


Figura 60: Representação das inclinações das DMT.

O teor de corte será calculado através da definição dos custos de lavra, beneficiamento e gerais, e também, do preço de venda do metal e sua recuperação total. A fórmula para o cálculo do teor de corte segue abaixo:

$$\text{Teor de corte} = \frac{\text{Custos Operacionais}}{\text{Recuperação} * (\text{Preço de vendas} - \text{Custo de refino})}$$

Como o ouro será totalmente processado e fundido na mina, não haverá o custo de refino incidente na cálculo do teor de corte, visto que esse custo já está inserido no custo de beneficiamento por tonelada. Portanto a fórmula fica da seguinte forma:

$$\text{Teor de corte} = \frac{\text{Custos Operacionais}}{\text{Recuperação} * (\text{Preço de venda})}$$

Todos esses dados foram utilizados para calcular a função benefício de cada bloco:

$$F_{Beneficio} = Lucro_{bloco} - Custos_{bloco}$$

$$F_{Beneficio} = R * T * P - (C_l + C_p + C_{G\&A})$$

Os demais dados geomecânicos e econômicos utilizados na otimização da cava seguem abaixo:

Tabela 22: Dados geomecânicos.

AZIMUTE	ÂNGULO GLOBAL	
0 - 180	45	
180 -210	43	
210 - 0	45	
ZONA ALTERADA	34	20 METROS

Tabela 23: Dados econômicos.

TEMPO	8 ANOS
DIAS ANO	300
TAXA DE RETORNO	10%

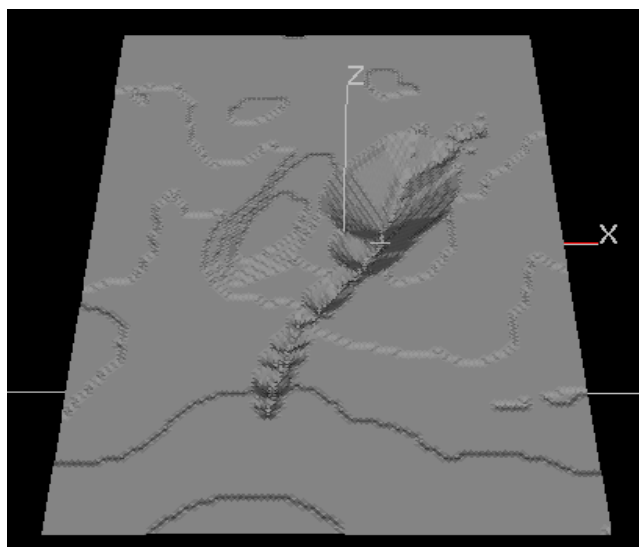


Figura 61: Cava otimizada.

8.1 Cava final

A cava final terá bermas de 5 metros e talude de 20 metros de altura na porção rochosa. Os ângulos de face serão aproximadamente 63 graus. A rampa terá 16 metros de largura e inclinação de 10%. Na porção alterada o ângulo de face será 40 graus e os taludes terão 10 metros de altura.

A relação estéril minério será de 4.1 com aproximadamente 8 000 000 toneladas de minério e 32 600 000 toneladas de estéril.

Tabela 24: Dados da geomecânicos da cava final.

AZIMUTE	ÂNGULO FACE
0 - 180	65
180 -210	63
210 - 0	65
ZONA ALTERADA	40

Tabela 25: Dados técnicos da cava final.

BERMA	5 METROS
ALTURA TALUDE ROCHA	20 METROS
ALTURA TALUDE SOLO	10 METROS
LARGURA RAMPA	16 METROS
INCLINAÇÃO RAMPA	10%



Figura 62: Vista da cava final

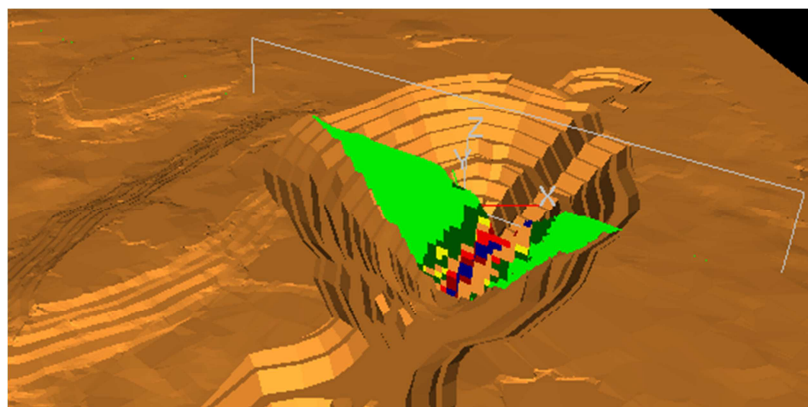


Figura 63: Cava final com seção de blocos

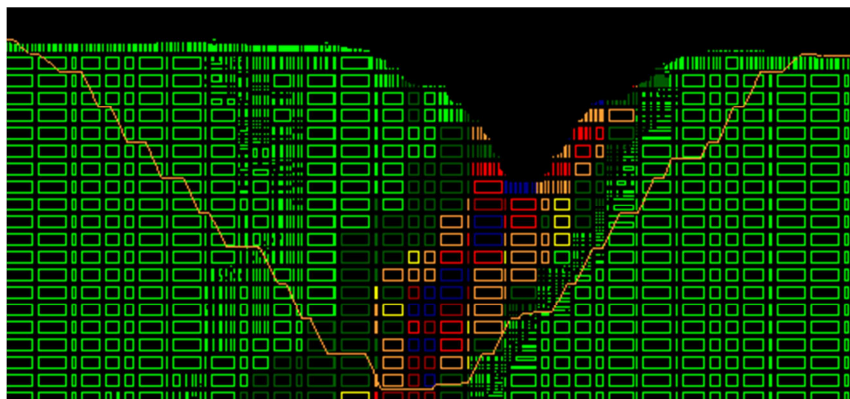


Figura 64: Seção da cava com modelo de blocos.

Como é possível visualizar na figura a cima, o corpo de minério está paralelo a cava, desta forma problemas de instabilidade do maciço no contato minério e *footwall* não ocorrerá.

9 DIMENSIONAMENTO DE FROTA

Os equipamentos dimensionados foram duas retro escavadeiras com capacidade de 2.6 m³ para minério e 3.5m³ para estéril. Serão 14 caminhões a partir do sexto ano do projeto com capacidade para 30 toneladas. Os dados de dimensionamento seguem abaixo:

Tabela 26: Dados de produção.

Minério (t)	8 000 000
Estéril (t)	32 600 000

Tempo (anos)	8
Dias úteis	300
horas produção minério	8
horas produção estéril	24
Densidade Minério	2.8
Densidade Estéril	2.6

Tabela 27: Dados de dimensionamento.

Escavadeira Minério	
Tempo de Carregamento (1 Passe)	0.32
Volume de Concha (m ³)	0.97
Fator GIRO (90o)	1
Fator EMPOLAMENTO	0.6
Fator ENCHIMENTO	0.9
Fator DISPONIBILIDADE	0.9
Fator UTILIZAÇÃO	0.8
Fator POSICIONAMENTO	0.9
Volume de Concha Corrigido (m³)	2.27
Concha Escolhida (m³)	2.6

Escavadeira Estéril	
Tempo de Carregamento (1 Passe)	0.32
Volume de Concha (m ³)	0.97
Fator GIRO (90o)	1
Fator EMPOLAMENTO	0.6
Fator ENCHIMENTO	0.9
Fator DISPONIBILIDADE	0.9
Fator UTILIZAÇÃO	0.8
Fator POSICIONAMENTO	0.9
Volume de Concha Corrigido (m³)	3.32
Concha Escolhida (m³)	3.5

Os equipamentos escolhido foram um retro escavadeira Caterpillar modelo 345B de concha com 2.6 m³ e uma modelo 345 L – VG com concha de 3.5 m³. Os caminhões serão RK RANDOM 430 M com capacidade para 30 toneladas, para o carregamento dos mesmos será necessário 6 conchadas tanto da escavadeira queremoverá minério, como a do estéril. Abaixo segue o dimensionamento da frota de caminhões:

Tabela 28: Dimensionamento de frota.

ANO	DISTÂNCIA PLANO (m)	DISTÂNCIA 10% (m)	TEMPO (min)				TEMPO TOTAL (min)	NÚMERO CAMINHÕES P/ ESCAVADEIRA	NÚMERO TOTAL CAMINHÕES
			TRANSPORTE	POSICIONAMENTO	BASCULAMENTO	CARREGAMENTO			
1	500	974	5.75	0.3	0.3	1.6	7.95	5	10
2	500	1070	6.08	0.3	0.3	1.6	8.28	6	12
3	500	1138	6.31	0.3	0.3	1.6	8.51	6	12
4	500	1231	6.63	0.3	0.3	1.6	8.83	6	12
5	500	1231	6.63	0.3	0.3	1.6	8.83	6	12
6	500	1479	7.48	0.3	0.3	1.6	9.68	7	14
7	500	1484	7.5	0.3	0.3	1.6	9.7	7	14
8	500	1554	7.74	0.3	0.3	1.6	9.94	7	14

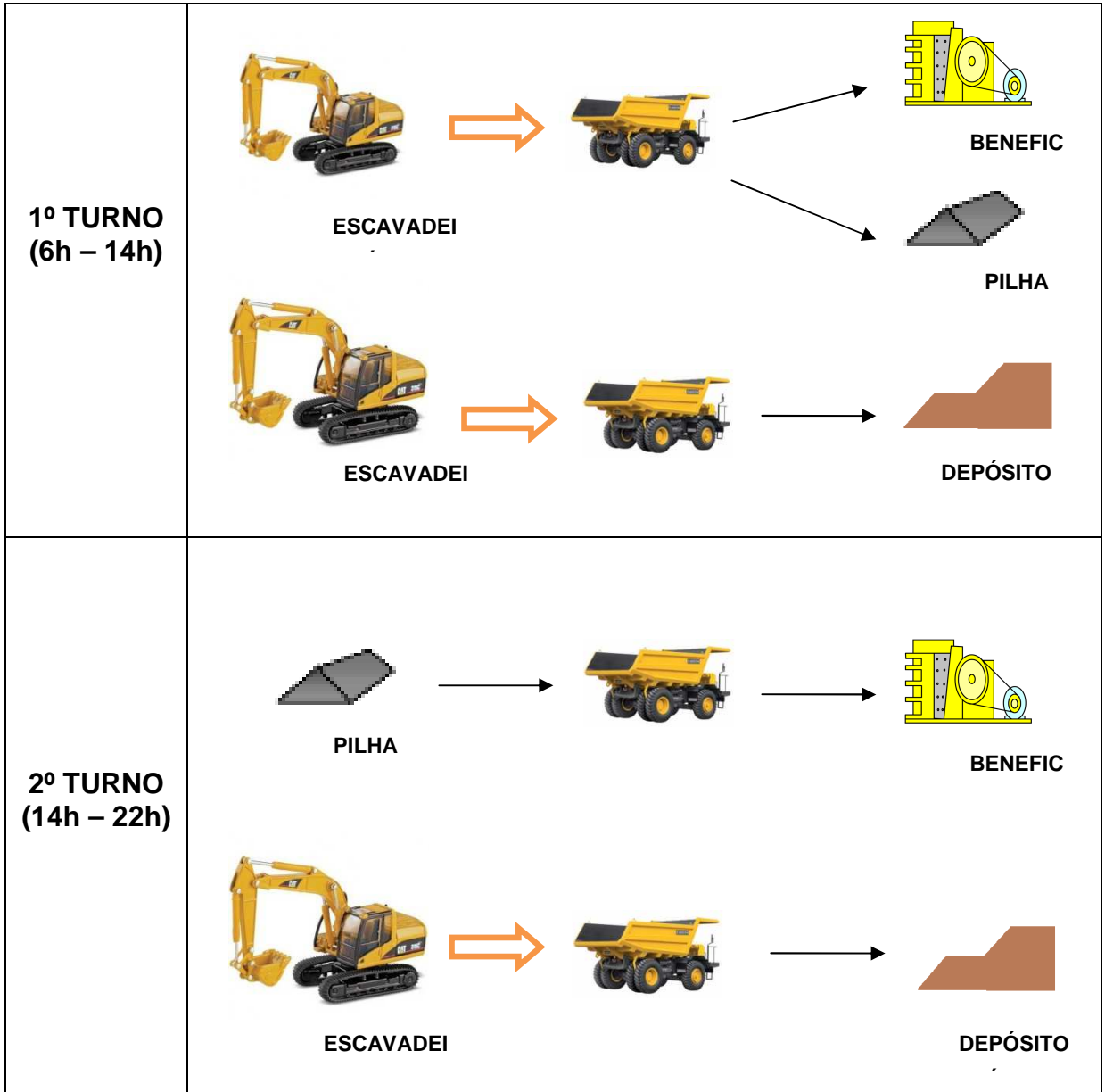


Figura 65: Escavadeira escolhido (345 - B).



Figura 66: Caminhão escolhido (RK 430 M).

A escavadeira do estéril irá trabalhar por 3 turnos a cada dia e a de minério 1 turno por dia. Os caminhões do estéril estarão constantemente transportando o material da mina para o depósito de estéril. Parte dos caminhões da escavadeira de minério transportará o minério da mina até a planta de beneficiamento, outra parte levará o minério para uma pilha pulmão, prevista no projeto. Nos outros 2 turnos do dia, enquanto não houver produção de minério, os caminhões transportarão minério da pilha pulmão até a planta de beneficiamento. A escavadeira do minério auxiliará o decapeamento do estéril e fará trabalhos auxiliares na mina nos turnos sem produção de minério. As atividades da mina ficaram divididas da seguinte forma:



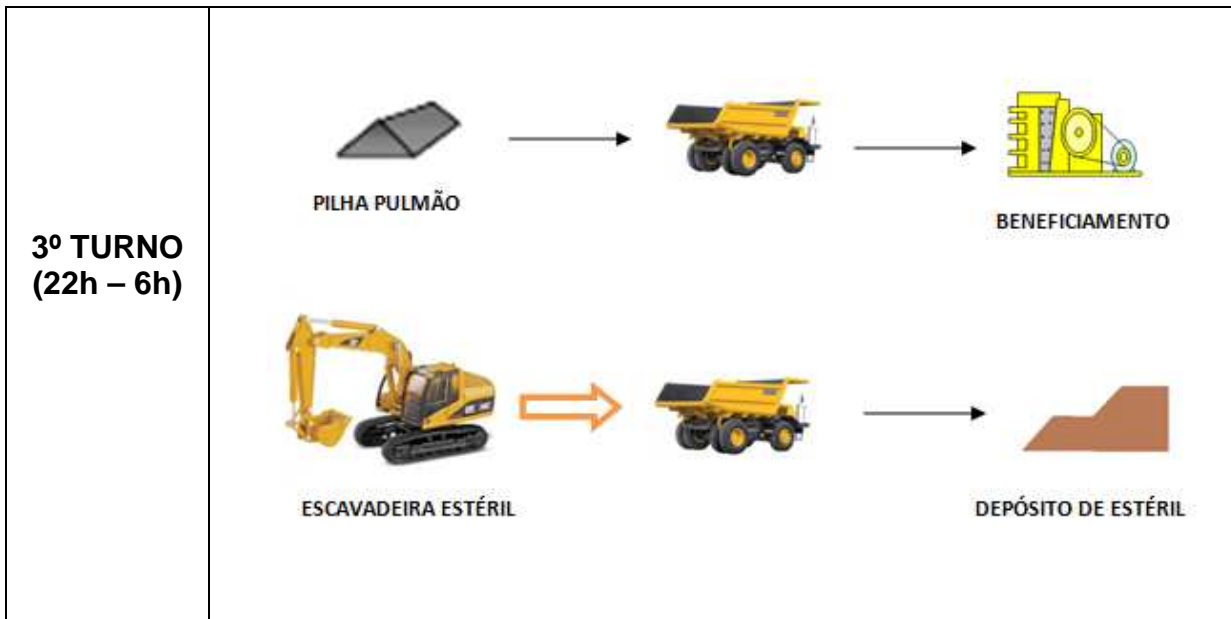


Figura 67: Carregamento e transporte de minério e estéril.

Os equipamentos selecionados não terão problemas em trafegar pelas rampas projetadas, pois a largura da rampa é maior que 4 vezes a largura do caminhão:

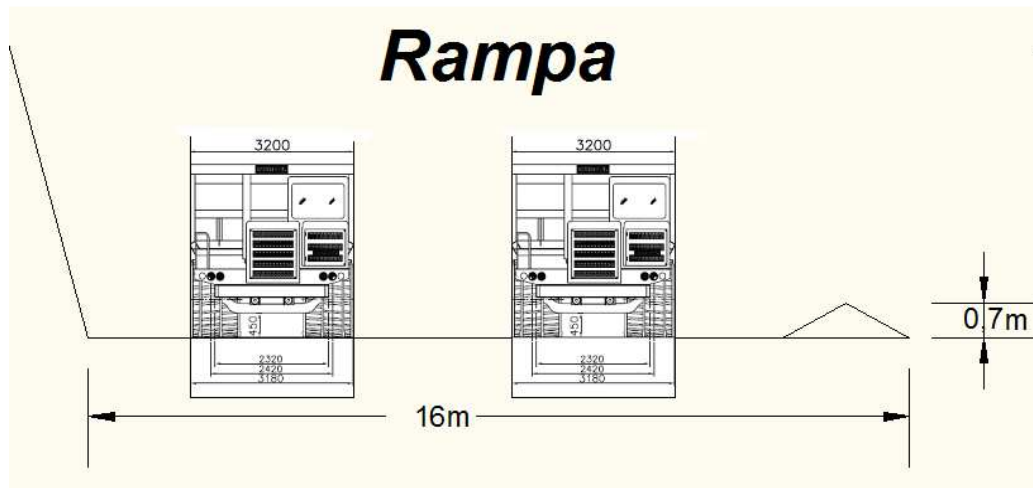


Figura 68: Caminhões e rampa.

Além desses equipamentos, estão previstos equipamentos auxiliares para os demais trabalhos na mina:

- Caminhão pipa
- Pá carregadeira
- Trator de esteira

- Caminhonetes utilitárias

10 FUNCIONÁRIOS

Estão previstos 98 funcionários na mina, distribuídos da seguinte forma:

Tabela 29: Funcionários administrativos.

Funcionários	Administrativo
Gerente Geral	1
Engenheiro Minas	2
Engenheiro Mecânico	1
Técnico Ambiental	1
Geólogo	1
Contador	1
Administrador	1
Secretária	1
Segurança	4
RH	1
Serviços Gerais	2
TOTAL	16

Tabela 30: Funcionários beneficiamento.

Funcionários	Beneficiamento
Chefe de manutenção	2
Operadores	20
Técnico em Segurança	1
Controladores	4
Eletricista	2
Mecânico	3
Técnico Químico	2
TOTAL	34

Tabela 31: Funcionários lavra.

Funcionários	Lavra
Técnico de mineração	2
Blaster	3
Operator de escavadeira	5
Motorista de caminhão	22
Operador de perfuratriz	3
Eletricista	1
Operadores de Eq. Auxiliares	5
Topógrafo	1
Mecânico	3
Técnico em Segurança	1
TOTAL	46

11 DESMONTE

O desmonte é uma operação unitária de extrema importância para a mineiração, pois é através dele que se desagrega o material rochoso para alimentar a usina de beneficiamento. Quando eficiente pode-se evitar gastos adicionais, como o aluguel ou a compra de um rompedor para reduzir o tamanho de matacos, e o mesmo evitarem a produção excessiva de finos, os quais muitas vezes são perdidos durante o beneficiamento.

A mina encontra-se em uma região seca, com poucos dias de chuva por ano, desta forma optou-se em utilizar o ANFO para o desmonte, pois este explosivo além de apresentar uma alta energia, este possui custos muito inferior aos demais. As demais matérias utilizadas no desmonte serão os seguintes:

- Tubo de choque (acessório)
- Espoleta
- Primer (iniciador)
- Estopim (acessório)
- Cordel detonante (acessório)
- Brita 1 (tampão)

Em período de chuvas optou-se pela Emulsão, pois este explosivo resiste à água, ao contrário do ANFO.

Como mencionada anteriormente a região mineralizada possui dois tipos de matéria a ser removida, a rocha sã e a porção superior intemperizada. Por motivos

econômicos decidiu-se realizar desmonte pirotécnico na porção intemperizada, pois além de evitar desgaste das maquina na remoção mecânica haverá economia em combustível. Assim o plano de fogo para os dois tipos de material primeiramente serão o mesmo, conforme a Figura 69, e ao decorrer do tempo o mesmo será ajustado para obter-se um desmonte ótimo para cada tipo de material.

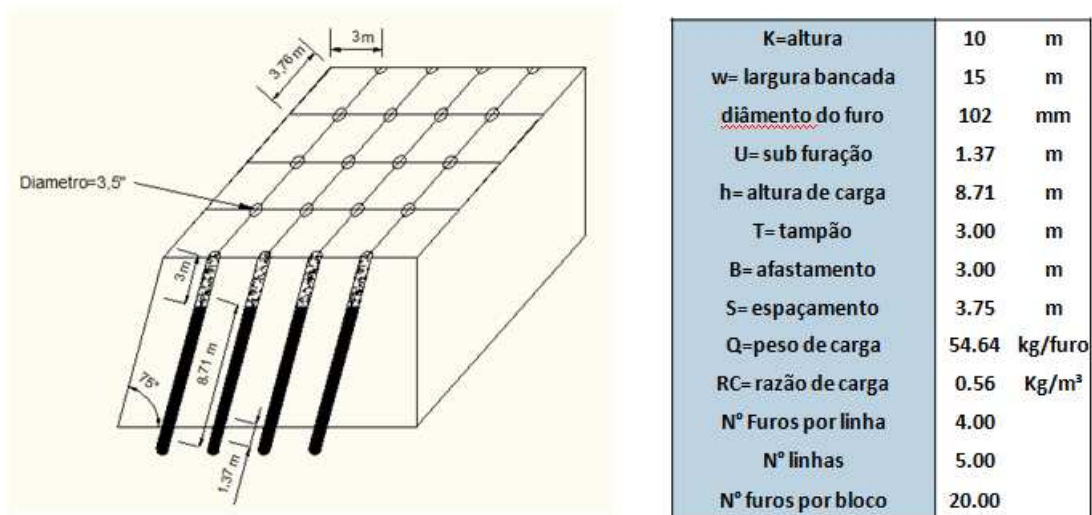


Figura 69: Plano de fogo.

Os tempos de retardo serão 14 ms entre furos espaçados e 30 ms entre linha (Figura 70).

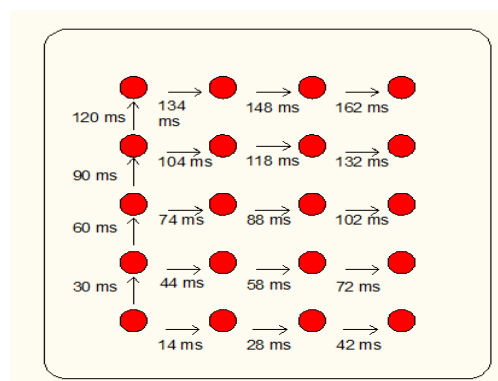


Figura 70: Tempos de retardo.

Como a produção de estéril é maior que a de minério, definiu-se uma escala de 5 dias para suprir a necessidade de carregamento.

Tabela 32: Produção de blocos de minério e estéril.

Produção por bloco	2,250.00	m ³
Minério carregado/ dia	1190.5	m ³
Estéril carregado/dia	5,224.35	m ³
Intervalo de dias desmonte minério	2	dias
Intervalo de dias desmonte Estéril	0.4	dias

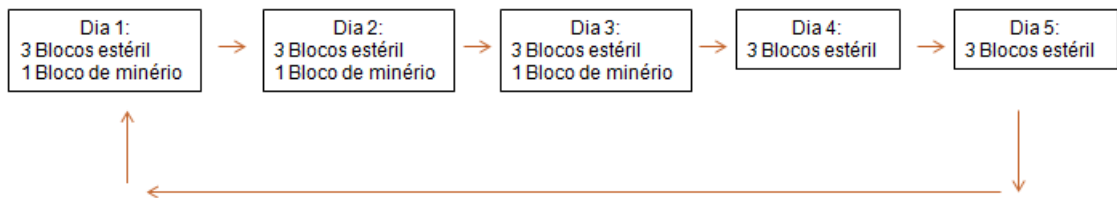


Figura 71: Cronograma de desmonte.

A perfuratriz escolhida foi a ROC 7 da Atlas Copco.

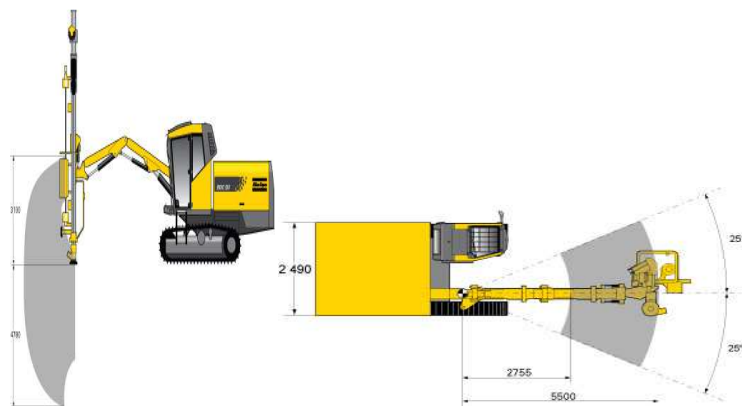


Figura 72: Perfuratriz D7 da Atlas Copco.

Tabela 33: Especificações da perfuratriz.

Especificações		
Amplitude do furo	64-115 mm	(1 3/8" - 4 1/2")
Martelo perfurador	COP 1838ME/HE, COP 1840	
Broca de aço (3,6 m)	T38, T45, T51	
Motor Cat	168 kW	(225 HP)
Compressor FAD a 10,5 bar (152 psi)	105/127 l/s	(215/270 cfm)
Altura da haste (H)	7140 mm	
Peso equipamento	14200 kg	

Foi feito um estudo inicial para determinar quantas perfuratrizes serão necessárias para suprir a necessidade de produção.

Tabela 34: Produção de uma perfuratriz em rocha intemperizada.

Rocha intemperizada		
Velocidade perfuração	60	m/h
Horas de operação	16	h/dia
Horas efetivas	13	h/dia
m perfurados pela perfuratriz/dia	663	m/dia
Metros perfurado por blocos	220	m/bloco
Blocos perfurados/dia	3.01	Blocos/dia
Necessidade máxima	4	Blocos/dia

Tabela 35: Produção de uma perfuratriz em rocha sã.

Rocha sã		
Velocidade perfuração	50	m/h
Horas de operação	16	h/dia
Horas efetivas	13	h/dia
m perfurados pela perfuratriz/dia	552.5	m/dia
Metros perfurado por blocos	220	m/bloco
Blocos perfurados/dia	2.51	Blocos/dia
Necessidade máxima	4	Blocos/dia

Conforme mostrado nas tabelas a cima será necessário no mínimo duas perfuratrizes para atender a produção de minério e estéril.

A broca escolhida para perfurar é a Drop Center, pois esta perfura tanto rochas moles (intemperizada), como de resistência moderada a alta (rocha sã)

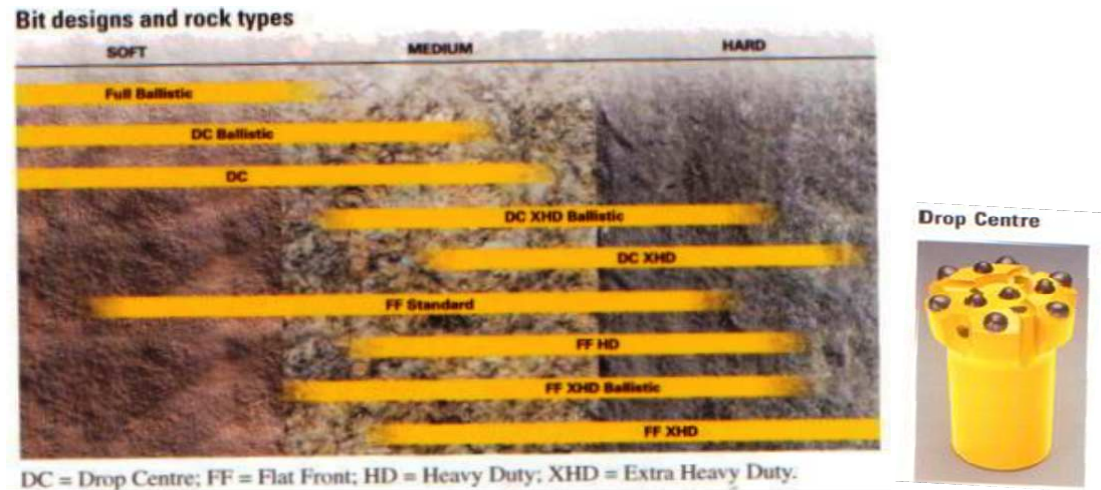


Figura 73: Broca utilizada na perfuração.

11.1 Paiol

- Serão necessários 2 paióis (explosivo e acessório)
- Explosivo para 2 meses normal de produção
- Os paióis serão embarricados
- Normas de acordo com: R-105

Para determinar as distâncias mínimas de um paiol para as construções próximas é necessário determinar a quantidade máxima de material estocado no paiol.

Tabela 36: Quantidade de explosivo armazenada.

Explosivo (2 meses)		
Volume de explosivo	118.62	m ³
Massa de explosivo	106.76	Kg
Densidade	0.9	g/cm ³

Acessórios (2 meses)		
Tubo de Choque c/ espoleta	68	kg
Buster	416.5	Kg
Cordel	10	Kg
Estopim	5	Kg

TOTAL	499.5	kg
-------	-------	----

Tabela 37: Distâncias mínimas do paiol de acessórios.

Peso Líquido		Distâncias mínimas (m)			
(kg)		Edifícios habitados	Ferrovias	Rodovias	Entre Depósitos ou oficinas
De	Até				
0	20	75	45	22	20
21	100	140	90	43	30
101	200	220	135	70	45
201	500	260	160	80	65
501	900	300	180	95	90
901	2.200	370	220	110	90
2.201	4.500	460	280	140	90
4.501	6.800	500	300	150	90
6.801	9.000	530	320	160	90



Tabela 38: Distâncias mínimas do paiol de explosivos.

Peso Líquido do Material		Distâncias (m)			
(kg)		Edifícios Habitados	Rodovias	Ferrovias	Entre depósitos ou oficinas
De	Até				
0	20	90	15	30	20
21	50	120	25	45	30
51	90	145	35	70	30
91	140	170	50	100	30
141	170	180	60	115	40
171	230	200	70	135	40
231	270	210	75	145	40
271	320	220	80	160	40

12 BENEFICIAMENTO

A planta de beneficiamento foi projetada para processar 139.82 t/h de minério, trabalhando 24h por dia, 300 dias por ano. O minério alimentado possui um teor de 1ppm, onde, 25% são ouro livre e o demais ouro ocluso por sulfetos (pirita, arsenopirita e calcopirita). Desta forma o minério passará por uma etapa de gravimetria para remover o ouro livre e seguido da flotação, para flotar o ouro sulfetado.

12.1 Circuito de Britagem

O minério é transportado para a usina de beneficiamento, parte por caminhões que vem direto da lavra e outra parte da pilha pulmão, Desta forma, 139.82 t/h de minério alimenta o britador primário de dois eixos 12090B da Metso, onde o gap de alimentação é de no máximo 1m e o APF gerado será de 150 mm.

Este material britada vai direto para o britador giratório secundário HP300 de câmara grossa da Meteso, este material será reduzido para um APF de 25mm. O produto gerado da britagem secundário irá cair numa peneira de malha de 10 mm de 90% de eficiência, onde a mesma tem como objetivo reduzir a quantidade de finos alimentados no britador terciário. O material que passa pela peneira será encaminhada, através de correias transportadoras, para o circuito de moagem, já o material retido irá para o britador terciário.

O britador terciário é um britador giratório HP400 de câmara grossa da Metso, de APF de 10 mm, este é alimentado por 129.43 t/h de minério, aonde 100.67 t/h vem do material retido na peneira primária e 28.76 t/h é originado da carga circulante. O material britado cai em uma peneira de malha de 10 mm de 90 % de eficiência, o retido retorna ao britador e o passante vai para o moinho de bolas.

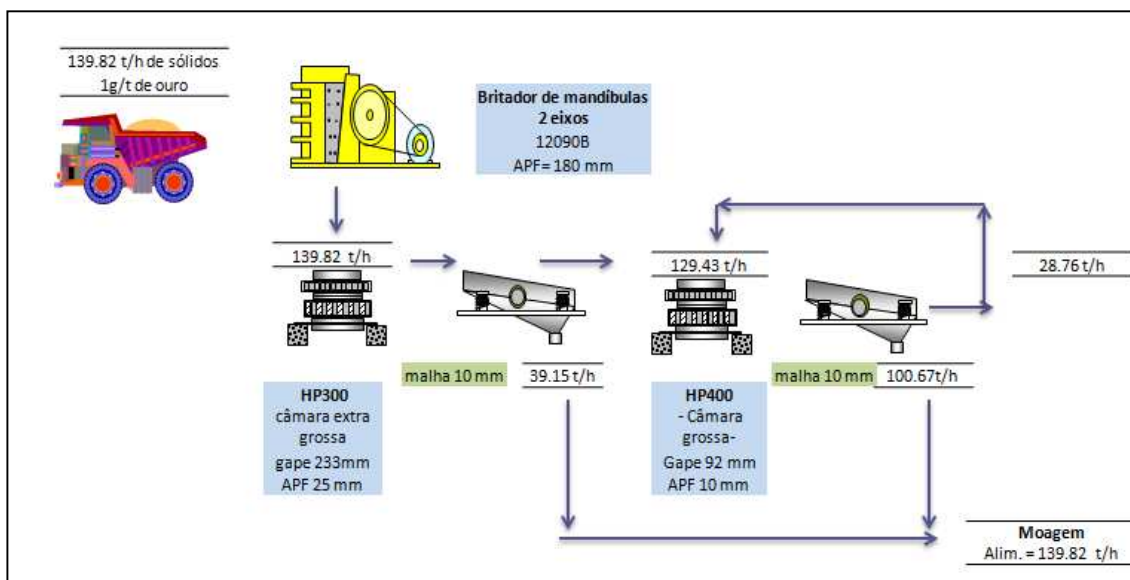


Figura 74: Circuito de britagem.

12.2 Circuito de moagem e classificações

O Material britado, com tamanho máximo de 10 mm, vai para um moinho de bolas a úmido com descarga de diafragma, onde 55% da alimentação é de sólidos (Chaves, Arthur Pinto, 2009)O produto do moinho possui 80% passante de 150 micrometros. A Tabela 39 mostra os dados utilizados para dimensionar o moinho e as dimensões obtidas.

Tabela 39: Dados do dimensionamento do moinho de bolas.

Moinho de bolas - descarga diafragma	
Volume de carga (%)	35

Alimentação (t/h)	489.37
F (mm)	6
P (mm)	0.15
Wi - granito	14
W (KWh/t)	9.44
W (HPh/t)	12.65
EF3 - D=4.72	0.883
EF4	1.10
EF5	0.9
EF7	1.00
Eficiência (HP)	5618
D nominal (m)	4.72
L nominal (m)	4.57
Peso de carga bola (t)	121
% Cs	69.6

O minério cominuído segue para uma bateria de quatro hidrociclones de 10", onde uma parte mais fina irá pra o overflow e seguirá para a flotação, e outra será descarregada pelo underflow, que cairá numa mesa vibratória, onde 25% do ouro total é retirado. O resto do material que não será removido pela gravimetria retornará ao moinho de bolas, gerando uma carga circulante de 250%.

O dimensionamento do hidrociclone foi através do método desenvolvido por Tarr, que foi desenvolvido utilizando hidrociclones Krebs (Chaves, Arthur Pinto, 1985)

Tabela 40: Balanço de massa dos hidrociclones.

	<i>overflow</i>	<i>Underflow</i>	<i>Alimentação</i>
Vazão mássica de sólidos (t/h)	139.82	349.55	489.37
Porcentagem de sólidos	40	70	55
Vazão de água (m³/h)	250.6	149.8	400.4
Vazão mássica da polpa (t/h)	390.4	499.4	889.8

Densidade da polpa (t/m ³)	1.3	1.8	1.5
Porcentagem de sólidos em Volume	18	45	30
Teor (g/t)	0.75	1.1	1
Teor (g/h)	105	385	489

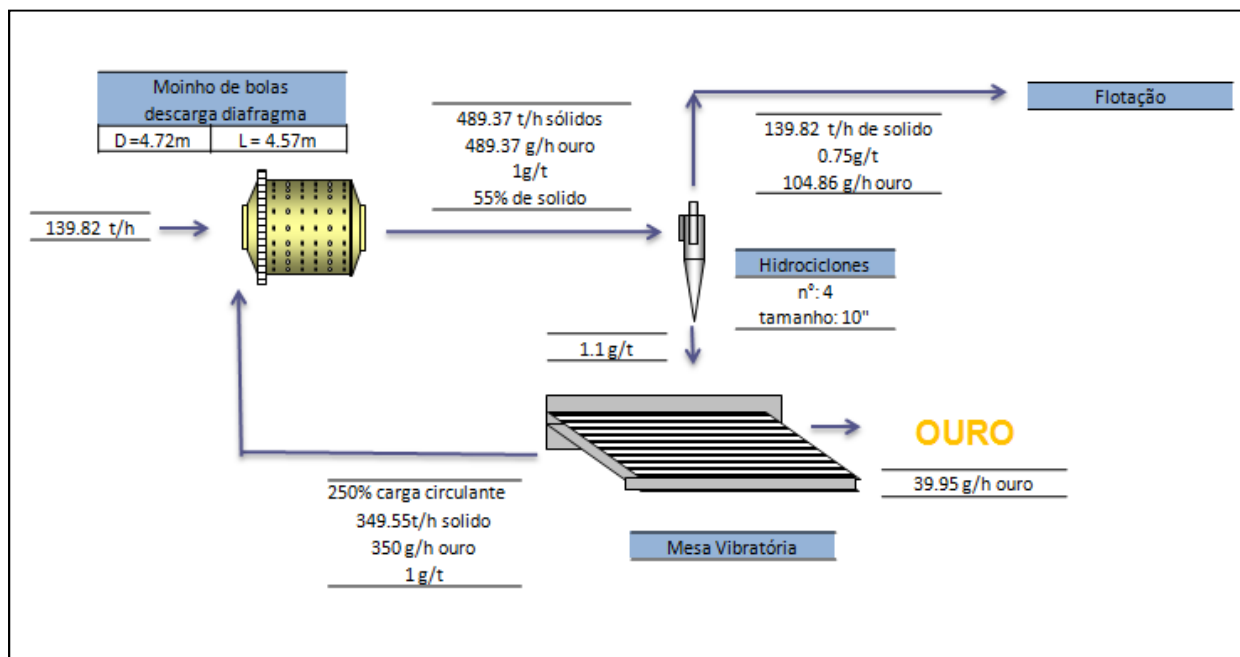


Figura 75: Circuito de moagem e classificação.

12.3 Flotação

O material que sai do overflow do hidrociclones vai para a etapa rougher de flotação. A alimentação é de 139.82 t/h de sólidos com um teor de 0.75 ppm, este material permanece por 15 minutos (segundo Weiss N.L., 1985) nas 4 células de 32.8 m³. O overflow desta etapa sai com um teor de 3.5 ppm e é encaminhado para um espessador seguido de um filtro prensa (Figura 77).

O underflow gera um produto de 122 t/h de sólido, o qual é encaminhado para a etapa scavenger, onde este permanece por 17 minutos em 4 células de 32.7m³. Esta etapa tem como objetivo recuperar boa parte do ouro que não foi flotada na etapa anterior, desta forma o material que sai no overflow da etapa scavenger retorna as

células Rougher, já o material que não é flotado nas células Scavenger é encaminhado para a barragem de rejeito. 93% do ouro é recuperado nesta etapa do beneficiamento.

Os reagentes utilizados na flotação são os seguintes (Tochitrop Jr, E. F, 1990):

- Coletores: mercaptobenzotiazol de sódio e alquil sulfonato de sódio - 10.07 mg/l
- Espumantes: metil isobutil carbinol e flotanol D14 - 30 g/t
- Controlador pH: CaO – para obter pH neutro

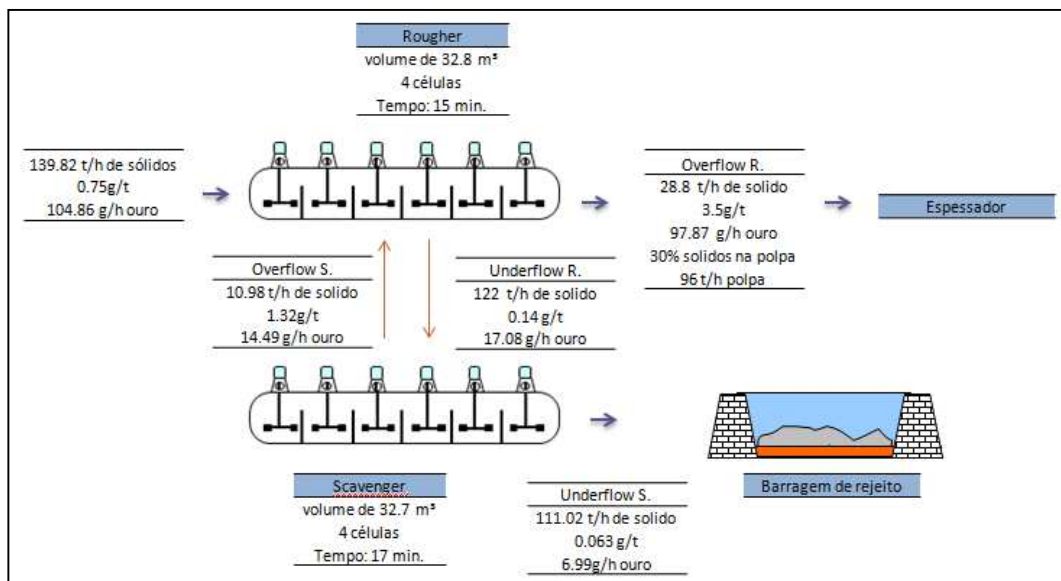


Figura 76: Etapa de flotação

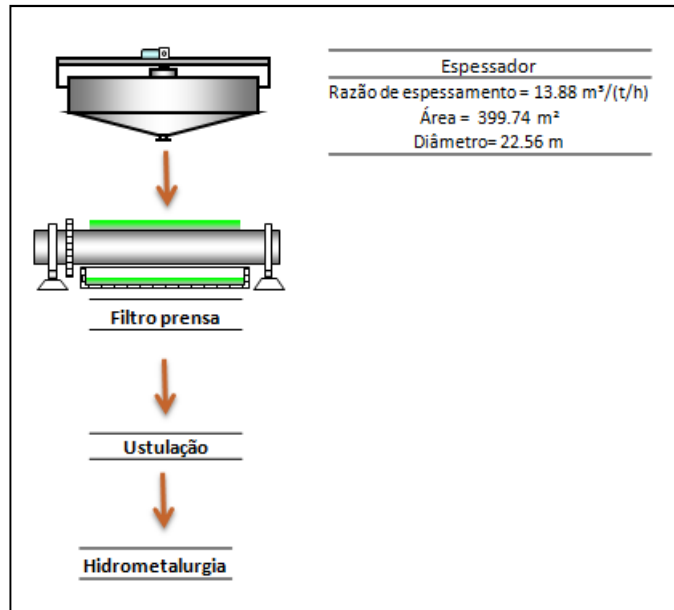


Figura 77: Dimensão do espessador.

12.4 Ustulação

O material já seco segue para a fase de ustulação de leito fluidizado, esta fase tem como objetivo transformar o minério sulfetado em óxidos, para que se possa utilizar a cianetação para recuperar o ouro.

O minério sulfetado seco é inserido em um forno de leito fluidizado, neste forno há também alimentação de gás. Em função das altas temperaturas que podem chegar de 600 a 1000°C, ocorre à reação do minério com o oxigênio. Após a reação há um resfriamento do forno, onde a temperatura cai para 320-400°, para que o material possa ser encaminhado para um ciclone, que terá como objetivo limpar o gás gerado de pequenas partículas (Runkel, M. & Sturm, P., 2009). Assim o overflow do ciclone terá como produto SO₂, que poderá ser utilizado para a fabricação de ácido sulfúrico, já o underflow gerará um produto calcificado, que será enviado para a cianetação.

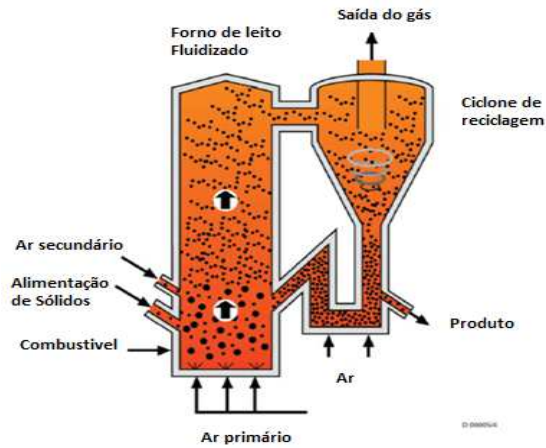


Figura 78: Processo de ustulação.

Quando há arsênio dois procedimentos são utilizados na ustulação:

- 70–80% do arsênio é oxidado para As (V) e sairá na forma de cinzas.
- O arsênio restante é oxidado para As(III), volátil, assim arrastado pelo gás. Deve ser separado por um sistema de

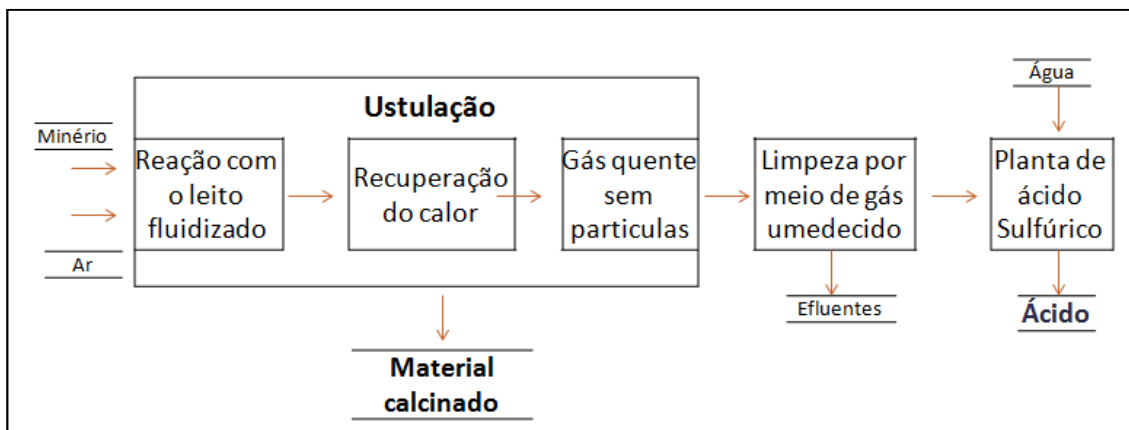


Figura 79: Etapas da ustulação.

12.5 Cianetação e CIP

Saindo da ustulação, o material calcinado é alimentado em um dos tanques de agitação para que o material possa ser lixiviado. Na polpa contendo 45 a 52% de

sólidos, é inserido CaO, para ajustar o pH para 10.5, desta forma evitará a formação de ácido cianídrico que é tóxico, quando o material reagir com o cianeto (Figura 80). Posteriormente insere-se NaCN no tanque, também há injeção de ar para que se possa ocorrer a reação. A polpa passa de um tanque a outro (Cianetação do ouro.) durante um tempo de 30 a 48h e a temperatura dos mesmos permanecem a 85°.

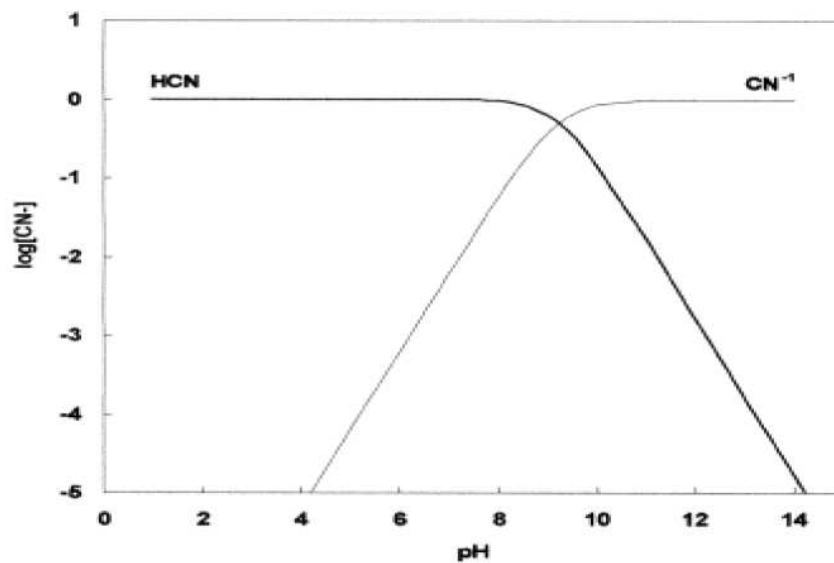


Figura 80:Curva de formação de HCN e CN-1, correspondente ao pH da solução.

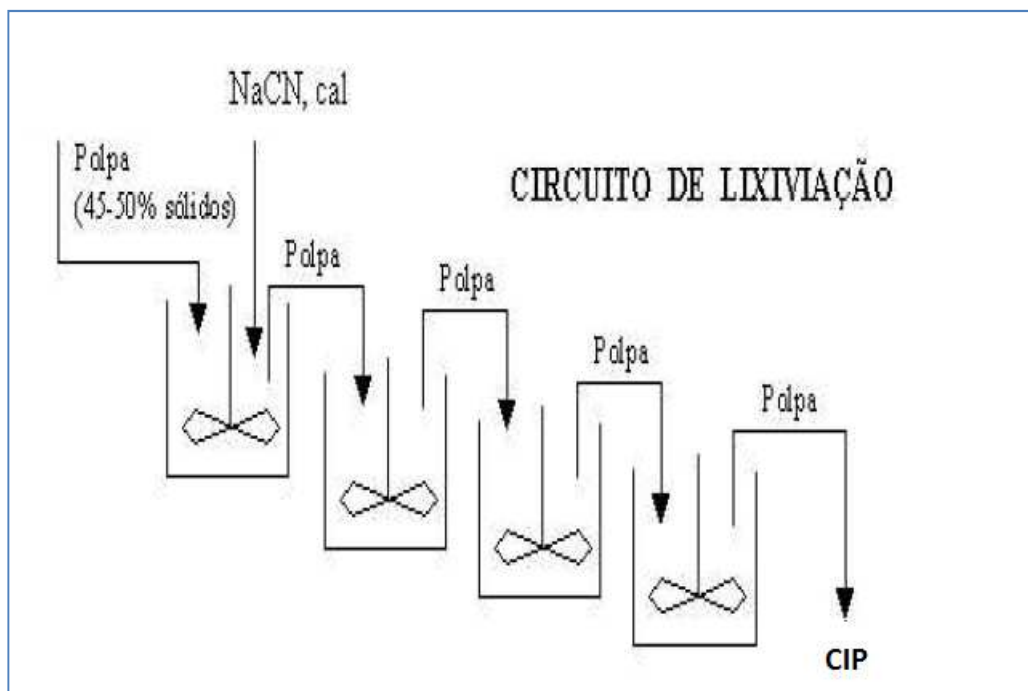


Figura 81: Cianetação do ouro.

A polpa proveniente do circuito de lixiviação flui por gravidade para um conjunto de tanques com agitação mecânica com alta velocidade, no qual é contactada em contracorrente com carvão ativado (Trindade, R. B. E. & Filho, O. B., 2002). A polpa passa de um tanque a outro por gravidade, já o carvão com granulometria de 1,1 a 3,3 mm passa de um tanque para outro no sentido anti-fluxo por meio de bomba de rotor recuado, esta transferência é feita num intervalo de 12 a 48h.

A concentração do carvão ativado em cada tanque varia de 10 a 30 g/L de polpa, e seu carregamento máximo é 5 a 20 kg Au por tonelada de carvão. O pH da polpa deve estar entre 9 a 11.

Após da etapa do carvão em polpa (CIP), o carvão enriquecido com o ouro é lavado e levado a etapa de eluição (Zadra atmosférica). A eluição tem como objetivo a dessorção do ouro por meio de lavagem da solução NaOH/NaCN e altas temperaturas. Assim o fluido proveniente desta etapa segue para eletrolise e posteriormente para a fundição. Já o carvão eluído passa por uma etapa de regeneração térmica antes de retornar ao circuito de adsorção.

A polpa resultante do CIP segue para uma barragem de rejeitos impermeável, pois neste rejeito há presença de arsênio.

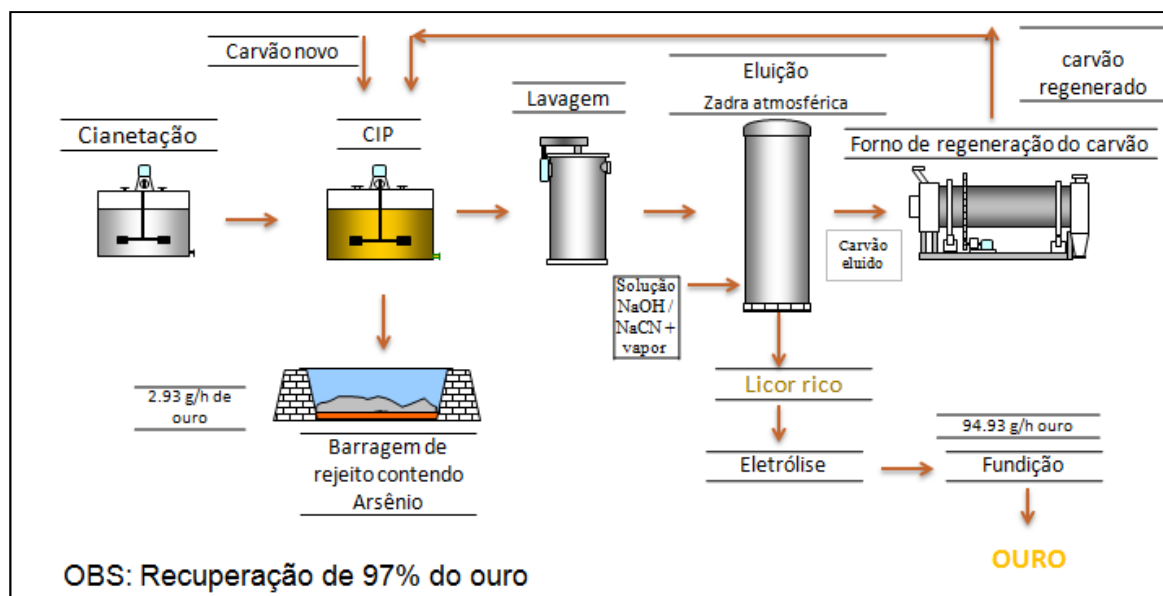


Figura 82: Processo final para a recuperação do ouro.

13 ECONOMIA MINERAL

Nenhum ramo de engenharia possui um sentido econômico tão acentuado como o é na Engenharia de Minas. Intrinsecamente, por definição, os termos minério e jazida mineral se condicionam a que sejam explotáveis economicamente. Reservas de minérios podem deixar de ser consideradas como tal dependendo da conjuntura econômica, preços de mercado, custos de produção e outros parâmetros.

A mineração é conhecida como uma indústria de risco. Esse risco decorre da incerteza que envolve os projetos mineiros. (Renato Noer, 1984).

Um estudo dos investimentos inclui as previsões dos gastos e das receitas ligadas ao investimento em questão. A escolha dos investimentos mineiros precisa levar em conta possíveis variações e avaliar os riscos antes de se tomar a decisão de abrir uma mina. Deve-se enfatizar que, por mais bem elaborado que tenham sido a pesquisa e os projetos de lavra e beneficiamento, todo esforço despendido será desperdiçado se

não houver uma competente avaliação econômica que assegure, com uma margem de risco aceitável. A viabilidade econômica do empreendimento (CETEM, 2002).

Dentro do estudo de viabilidade de um empreendimento minério são simulados diversos cenários financeiros através da análise dos seguintes parâmetros:

- Custos de capital
- Capital de giro e segurança
- Valor do fechamento de mina
- Fluxo de caixa – *cash flow*
- Estudos de cenário com empréstimo
- Taxa interna de retorno do investimento – TIR
- Tempo de retorno do investimento - *pay back*
- Análise de sensibilidade.

14 INVESTIMENTOS

Os custos de capital do projeto foram estimados, majoritariamente, através do programa MAFMO – *Modele d'Analyse Financière sur Micro-Ordinateur*, desenvolvido no *Centre de Géotechnique et d'Exploitation du Sous-sol da Ecole National Supérieure des Mines de Paris*, que utiliza modelos matemáticos desenvolvidos por T. Alan O'Hara, de 1980, para determinação de parâmetros econômicos adequados para proceder a avaliação econômica de um empreendimento mineiro.

Os custos de investimentos de alguns meios de capital específicos não podem ser estimados pelo MAFMO. Nesses casos foram utilizados valores referentes aos custos retirados da bibliografia existente sobre o assunto.

Os dados utilizados na estimativa dos custos de capital foram:

Tabela 41: Dados do projeto.

Dados do projeto	
Produção anual minério	1 000 000 toneladas
R.E.M.	4.1

Teor médio	1 g/t
Taxa de atualização	10%
Tempo de produção	8 anos

Para a estimativa do custo de capital também foram estipulados os seguintes critérios:

- Infraestrutura próxima (proximidade de centros urbanos)
- Meios de escoamento existentes (estradas e ferrovias)
- Região Plana
- Clima ameno
- Vegetação pouco densa

Visto que o empreendimento é continuação de uma mina abandonada, podemos determinar que no local já exista alguma infraestrutura, mesmo que danificadas de estradas e vias de acesso. A vegetação também foi considerada pouco densa devido ao fato da região já ter sido desmatada no projeto anterior.

Os custos de capital relacionados com a preparação e equipamentos da mina foram estimados:

Tabela 42: Custo de capital - Mina.

Custo de capital - Mina	
Preparação do local	U\$ 0.42 milhões
Escavadeiras	U\$ 2.3 milhões
Caminhões	U\$ 3.4 milhões
Equipamentos auxiliares	U\$ 1.8 milhões
Instalação de manutenção	U\$ 1.6 milhões
Custo Total	U\$ 10.52 milhões

A aquisição de todos os equipamentos da mina será no início do projeto, exceto alguns caminhões que serão adicionados à frota da empresa com o passar dos anos, aprofundamento da cava e aumento da distância média de transporte.

Nos primeiros anos de projeto serão adquiridos 10 caminhões, no segundo ano mais 2 caminhões e no sexto ano serão alugados mais duas unidades. Como o valor de cada unidade são U\$ 350 000, no início do projeto serão investidos U\$ 3 500 000 e no segundo ano mais U\$ 700 000. O custo do aluguel é 0.22 U\$ / Km além do custo de transporte de 1.28 U\$ / ton, portanto o custo anual (ano 6, 7 e 8) será de U\$ 58 070. Demais detalhes na tabela abaixo

Tabela 43: Distribuição da frota.

ANO	NÚMERO CAMINHÕES P/ ESCAVADEIRA	NÚMERO TOTAL CAMINHÕES	AQUISIÇÃO	REGIME
1	5	10	10	COMPRA
2	6	12	2	COMPRA
3	6	12		
4	6	12		
5	6	12		
6	7	14	2	ALUGUEL
7	7	14		
8	7	14		

Após o fim do projeto a frota da empresa será vendida, incrementando o fluxo de caixa do projeto. Foi determinado um valor de venda médio de 30% do valor de um equipamento original. Como cada caminhão tem um custo unitário de U\$ 350 000, o valor total com as vendas após o projeto será de U\$ 1260 000.

Os custos de capital relacionados com a preparação do terreno e equipamentos do beneficiamento e fundição do minério:

Tabela 44: Custo de capital - Beneficiamento.

Custo de capital - Beneficiamento	
Preparação do local	U\$ 1.5 milhões

Britagem	U\$ 1.8 milhões
Peneiras	U\$ 1.2 milhões
Moagem	U\$ 2.06 milhões
Concentração	U\$ 1.44 milhões
Espessador	U\$ 0.33 milhões
Plana hidrometalúrgica	U\$ 2.5 milhões
Filtros	U\$ 0.86 milhões
Eletro refino e fundição	U\$ 2.75 milhões
Instalações elétricas	U\$ 0.28 milhões
Captação de água	U\$ 0.14 milhões
Custo Total	U\$ 14.81 milhões

Também foram estimados custos adicionais referentes a estradas e acessos, instalações administrativas, instalação de pessoal e serviços auxiliares:

Tabela 45: Custo de capital - Adicional.

Custo de capital - Adicional	
Estradas e acessos	U\$ 0.4 milhões
Instalações administrativas	U\$ 0.23 milhões
Instalações de pessoal	U\$ 0.28 milhões
Serviços auxiliares	U\$ 0.38 milhões
Custo Total	U\$ 1.39 milhões

Dessa forma os custos de capital ficam distribuídos em 39% investimentos em equipamentos e infraestrutura da mina, 56% em equipamentos e infraestrutura do beneficiamento e 5% de custos adicionais:

Distribuição dos investimentos

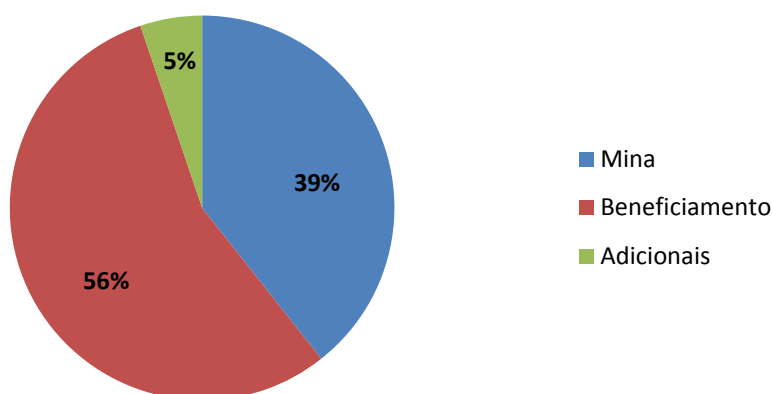


Figura 83: Distribuição dos investimentos.

Em estudos preliminares de projetos de mineração é contingenciado um valor de 10 – 25 % do investimento total estimado para cobrir possíveis erros devido a incertezas e imprecisão do projeto.

Além desse contingenciamento também é acrescido 1% do investimento total ao custo total do projeto, que se destinará aos custos de fechamento da mina.

Tabela 46: Distribuição dos custos de capital

Custos de capital	U\$ 26.72 milhões
Contingenciamento – 10%	U\$ 2.672 milhões
Fechamento de mina – 1%	U\$ 0.267 milhões
Custo de capital total	U\$ 29.66 milhões

14.1 Análise financeira

A análise financeira do empreendimento foi realizada utilizando os dados da Tabela 46. Foram feitas análises de fluxo de caixa para cenários com e sem empréstimos, com impostos e depreciação fiscal. A taxa de retorno utilizada no projeto são 10 %. Embora essa taxa seja inferior aos valores praticados nesse tipo de projeto,

foi escolhido esse valor devido ao baixo NPV. Caso fosse utilizado valores mais conservadores o projeto poderia se tornar inviável. Os valores referentes aos impostos representam uma média para o peso dos diversos impostos aplicados a esse tipo de empreendimento. A taxa de juros aplicada ao empréstimo se baseou em valores aplicados pelo BNDES (Banco Nacional do Desenvolvimento Econômico e Social) que devido seu caráter de fomento e incentivo ao desenvolvimento econômico do país concede empréstimos a juros baixos.

Tabela 47: Dados financeiros.

Dados Financeiros	
Tempo	8 anos
Taxa de retorno	10 %
Imposto	30% - receita tributável
Depreciação	20 % - 5 anos
Empréstimo	40 % do capital
Juros	8 % a.a.
Carência	2 anos
Pagamento	4 anos após carência

Foram analisado 3 cenários de fluxo de caixa, uma primeira análise sem considerar as deduções de impostos, depreciação fiscal ou a efetivação de empréstimos. A segunda análise inclui impostos e depreciação fiscal, sem a opção de financiar parte do projeto. A terceira análise inclui impostos, depreciação fiscal e empréstimo nas condições determinadas na Tabela 48.

Com o resultado do fluxo de caixa percebemos a vantagem em se optar pelo empréstimo correspondente a 40% dos investimentos, uma vez que os lucros finais são superiores. O uso do empréstimo é vantajoso porque a taxa de retorno aplicada ao investimento é superior os juros totais combrados pelo empréstimo. Dessa forma, sempre que a taxa de retorno for superior aos juros será vantajoso o empréstimo para incremento do VPL do projeto. Embora vantajosa, a variação não foi tão expressiva

devido à pequena diferença entre a taxa de retorno do projeto e a taxa de juros cobrada, 10 % e 8 %, respectivamente.

Abaixo segue o demonstrativo das receitas anuais provenientes da produção de ouro. Em destaque o valor líquido e o valor presente líquido com taxa de 10% a.a. aplicada:

Tabela 48: Dados financeiros.

ANO	ROCHAS TOTAL	MINÉRIO	ESTÉRIL	R.E.M.	AU	TEOR MINÉRIO	VALOR LÍQUIDO	NPV
	toneladas	toneladas	toneladas		g	g/t	U\$	U\$
1	5 316 762	1 100 074	4 216 688	3.8331	861 764	0.783	6 094 912	5 883 357
2	4 715 329	1 104 325	3 611 004	3.2699	861 595	0.780	6 703 155	5 989 838
3	5 299 635	1 098 430	4 201 205	3.8247	1 231 679	1.121	17 450 014	14 320 201
4	5 497 523	1 100 740	4 396 783	3.9944	1 356 676	1.233	21 303 733	16 285 686
5	5 205 232	1 099 109	4 106 123	3.7359	1 041 424	0.948	11 105 673	7 510 132
6	4 720 133	1 101 744	3 618 389	3.2842	1 193 985	1.084	17 229 661	11 130 820
7	5 643 889	1 096 049	4 547 840	4.1493	1 190 431	1.086	14 931 248	8 498 988
8	2 661 471	1 112 244	1 549 227	1.4146	1 252 641	1.126	20 384 553	11 244 679
Total	39 330 846	9 073 212	30 247 259	3.3348	8 990 196	0.9909	115 202 948	80 863 701

Os fluxos de caixa considerando somente investimentos e receitas secundárias (vendas de ativos) e considerando receitas secundárias e seguem abaixo:

Tabela 49: Cash flow com investimentos.

ANO	INVESTIMENTOS	ALUGUEL DE FROTA	VENDA EQUIPAMENTOS	RECEITA LÍQUIDA	CASH FLOW	CASH FLOW ATUALIZADO
	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$
1	27944000	0	0	0	- 27 944 000	- 25 403 636.36
2	0	0	0	6 094 912	6 094 912	5 037 117.36
3	700000	0	0	6 703 155	6 003 155	4 510 259.20
4	0	0	0	17 450 014	17 450 014	11 918 594.36
5	0	0	0	21 303 733	21 303 733	13 227 942.08
6	0	0	0	11 105 673	11 105 673	6 268 862.88
7	0	58070	0	17 229 661	17 171 591	8 811 741.32
8	0	58070	0	14 931 248	14 873 178	6 938 447.34
9	267000	58070	1260000	20 384 553	21 319 483	9 041 542.31
						40 350 870.49

Tabela 50: Cash flow com impostos e sem empréstimo.

ANO	INVESTIMENTOS	ALUGUEL DE FROTA	VENDA EQUIPAMENTOS	RECEITA LÍQUIDA	DEPRECIÇÃO
	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$
1	27944000	0	0	0	0
2	0	0	0	6094912	5878000
3	700000	0	0	6703155	5878000
4	0	0	0	17450014	5878000
5	0	0	0	21303733	5878000
6	0	0	0	11105673	5878000
7	0	58070	0	17229661	0
8	0	58070	0	14931248	0
9	267000	58070	1260000	20384553	0

Tabela 51: Continuação cash flow com impostos e sem empréstimo.

RECEITA TRIBUTÁVEL	IMPOSTOS	CASH FLOW	CASH FLOW ATUALIZADO
U\$	U\$	U\$	U\$
0	0	- 27 944 000	- 25 403 636
216912	65074	6 029 838	4 983 338
825155	247547	5 755 609	4 324 274
11572014	3471604	13 978 410	9 547 442
15425733	4627720	16 676 013	10 354 492
5227673	1568302	9 537 371	5 383 597
17229661	5168898	12 002 693	6 159 279
14931248	4479374	10 393 804	4 848 786
20384553	6115366	15 204 117	6 448 030
			26 645 602

O fluxo de caixa completo considerando impostos, aluguel de frota, venda de equipamentos e com empréstimo, nas condições financeiras determinadas, segue abaixo:

Tabela 52: Cash flow com impostos e empréstimo.

ANO	INVESTIMENTOS	ALUGUEL DE FROTA	VENDA EQUIPAMENTO	RECEITA LÍQUIDA	DEPRECIÇÃO
	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$
1	27944000	0	0	0	0
2	0	0	0	6 094 912	5 878 000
3	700000	0	0	6 703 155	5 878 000
4	0	0	0	17 450 014	5 878 000
5	0	0	0	21 303 733	5 878 000
6	0	0	0	11 105 673	5 878 000
7	0	58070	0	17 229 661	0
8	0	58070	0	14 931 248	0
9	267000	58070	1260000	20 384 553	0

Tabela 53: Continuação cash flow com impostos e empréstimo.

EMPRÉSTIMO	DÍVIDA	JUROS	PAGAMENTO	RECEITA TRIBUTÁVEL	IMPOSTOS	CASH FLOW	CASH FLOW ATUALIZADO
8% a.a.	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$	U\$
11 756 000	11 175 600	940 480	0.00	0	0	-16 188 000	-14 716 364
0	12 116 080	969 286	0	216 912	65 074	6 029 838	4 983 338
0	13 085 366	1 046 829	3 658 000	825 155	247 547	2 097 609	1 575 964
0	9 427 366	754 189	3 658 000	11 572 014	3 471 604	10 320 410	7 048 979
0	6 523 556	521 884	3 658 000	15 425 733	4 627 720	13 018 013	8 083 162
0	3 387 440	270 995	3 658 000	5 227 673	1 568 302	5 879 371	3 318 752
0	0	0	0	17 229 661	5 168 898	12 002 693	6 159 279
0	0	0	0	14 931 248	4 479 374	10 393 804	4 848 786
0	0	0	0	20 384 553	6 115 366	15 204 117	6 448 030
							27 749 925.99

A sensibilidade da rentabilidade do projeto foi analisada com a variação da TIR para cenários com e sem empréstimo. Quando não utilizado empréstimo a TIR do projeto é 29.7 %. No caso de se utilizar empréstimo a TIR sobe para 39.7 %.

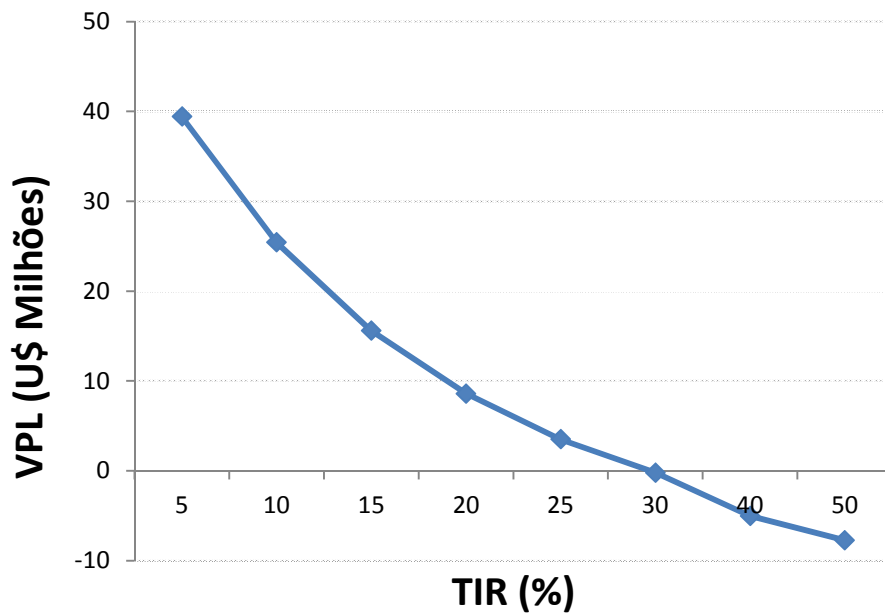


Figura 84: TIR sem empréstimo.

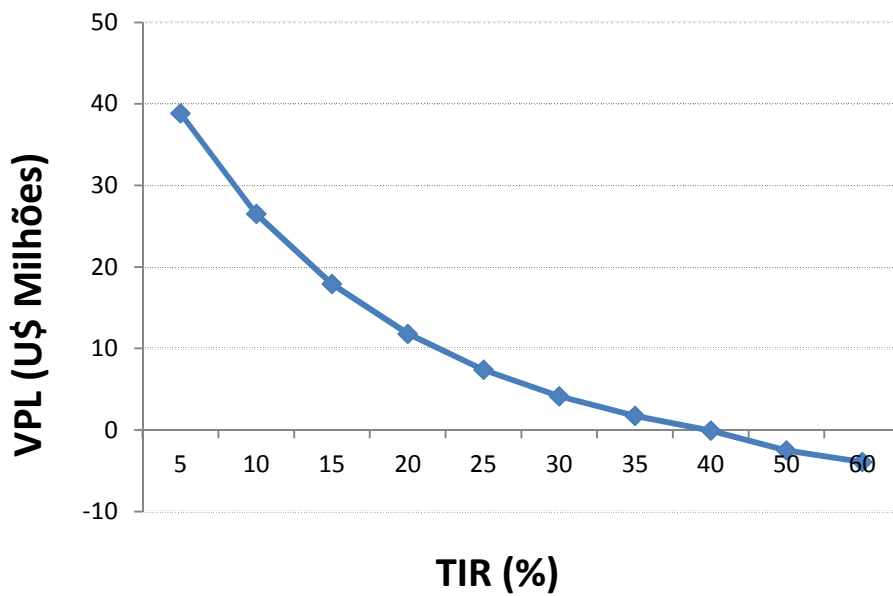


Figura 85: TIR com empréstimo.

O tempo de retorno do investimento foi analisado para cenário com e sem empréstimo. No caso de não se utilizar empréstimo o payback do projeto foi 4.7 anos contra 4.3 anos utilizando empréstimo.

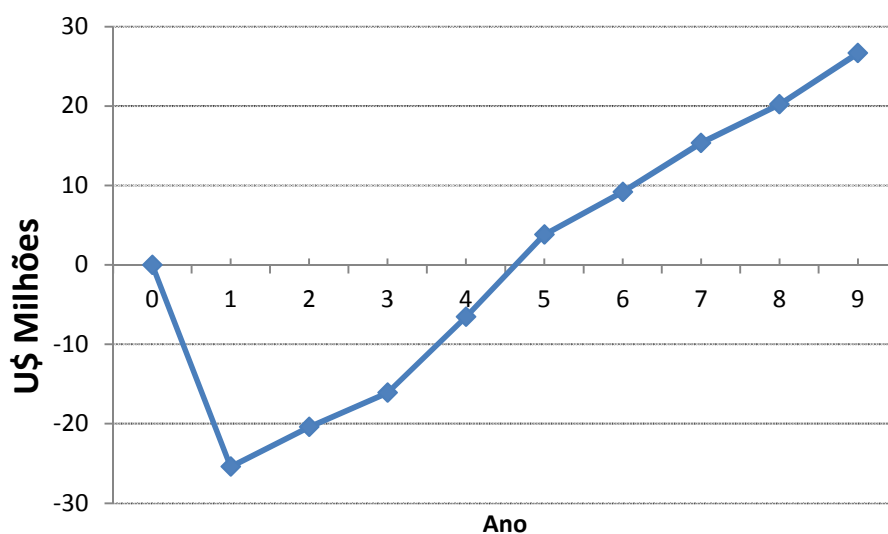


Figura 86: Pay back sem empréstimo.

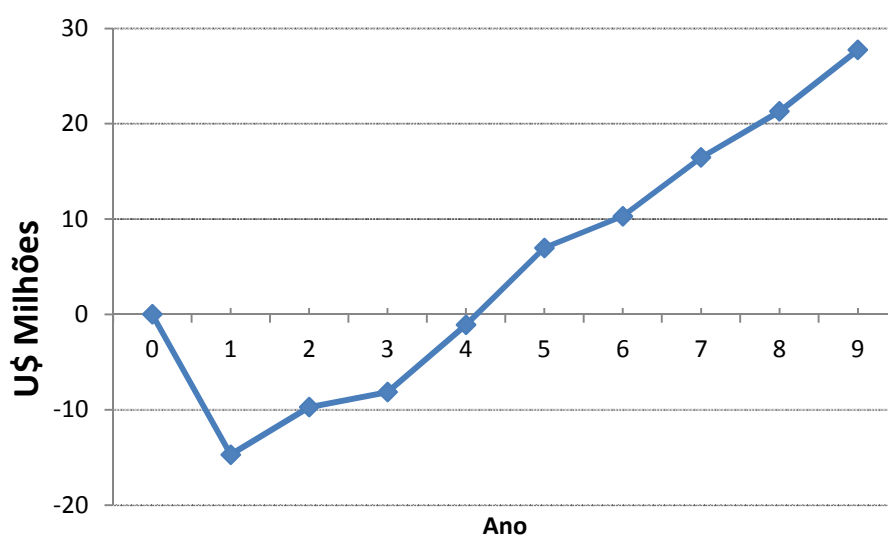


Figura 87: Pay back com empréstimo.

A última análise determina a sensibilidade do VPL do projeto às alterações de mercado. Dessa forma, foi analisada a influência do preço final do ouro na viabilidade do projeto. A variação máxima negativa do preço do ouro suportado pelo projeto é 59% em relação ao preço de projeto. Nesse cenário, o VPL do projeto se torna nulo e o projeto inviável.

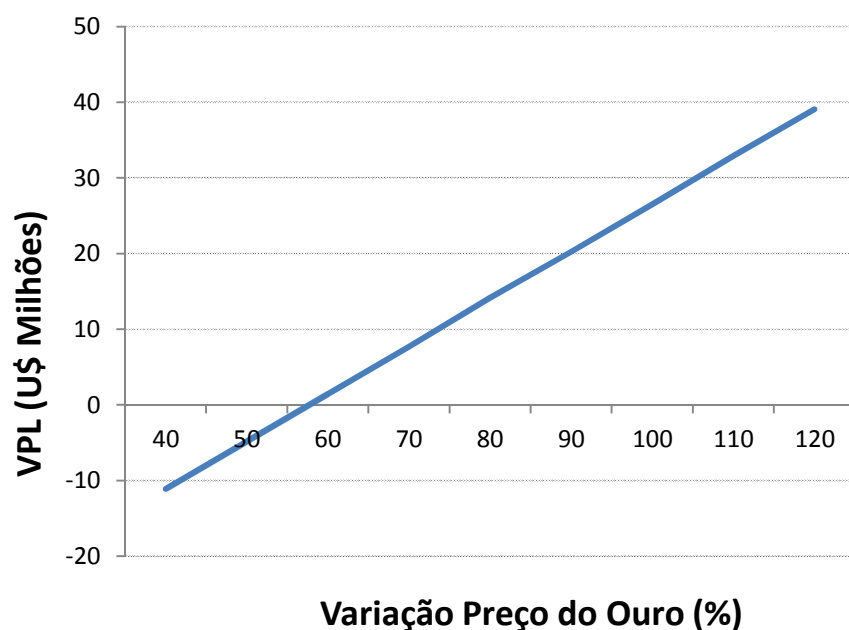


Figura 88: Sensibilidade em relação ao preço do ouro.

Após todas as análises financeiras ficou claro que o cenário mais vantajoso é o com uso de financiamento. Isso se deve ao fato de a taxa de juros aplicada ao empréstimo ser inferior a taxa de atualização do projeto. A tabela abaixo resume os dados obtidos:

Tabela 54: Resultado da análise financeira.

Parâmetros	Empréstimo	Sem Empréstimo
VPL (U\$)	27 749 925	26 645 600
TIR (%)	39.7	29.7
Payback (anos)	4.3	4.7
Break-even Price Factor (%)	59	-

15 MEIO AMBIENTE

15.1 Depósito de estéril

Ao longo dos 8 anos de vida útil da mina serão produzidos aproximadamente 31 milhões de toneladas de estéril ocupando um volume empolado de 15 milhões de metros cúbicos. Para o cálculo do volume do aterro foi utilizada um fator de empolamento de 0.8 na densidade de 2.6 do estéril. A produção anual de estéril ficará distribuída da seguinte forma:

Tabela 55: Produção anual de estéril.

ANO	ESTÉRIL toneladas	VOLUME m3
1	4216688	2027254
2	3611004	1736060
3	4201205	2019810
4	4396783	2113838
5	4106123	1974098
6	3618389	1739610
7	4547840	2186462
8	1559227	749628
TOTAL	30257259	14546759

Esse material será disposto na área do empreendimento em forma de pilhas com bancadas e taludes. O ângulo de talude será o ângulo de repouso do material, considerado 25 graus, para aumentar a segurança. Os dados técnicos do depósito de estéril seguem abaixo:

Tabela 56: Dados técnicos do depósito de estéril.

Dados de projeto	
Bancada	10 metros
Berma	5 metros
Inclinação berma	2 graus
Ângulo de talude	25 graus

O projeto do depósito de estéril também contemplam:

- Critérios da NRB 13029
- Instalação de drenos

- Impermeabilização do solo caso exista estéril sulfetado
- Recuperação da vegetação paisagística

O depósito de estéril foi estudado e planejado levando-se em consideração aspectos importantes na escolha do local de posicionamento:

- Mínimos impactos ambientais (ex. proximidade de nascentes)
- Questões legais (ex. áreas de preservação permanente)
- Proximidade da saída da mina, reduzindo os custos de transporte
- Capacidade das áreas destinadas a receber o estéril (espaço suficiente para alocar todo o volume com segurança, segundo as normas de projeto)
- Posicionamento estratégico (evitar alocar o estéril em áreas onde poderá haver futuras expansões da mina)

O posicionamento do depósito de estéril deve prever futuros avanços da cava em cenários econômicos mais promissores. O antigo depósito de estéril da mina foi mal posicionado, e implicou num incremento da R.E.M. desse novo projeto. A imagem abaixo mostra claramente que parte do estéril depositado anteriormente deverá ser removido em futuros avanços da cava, onerando os custos do novo projeto.

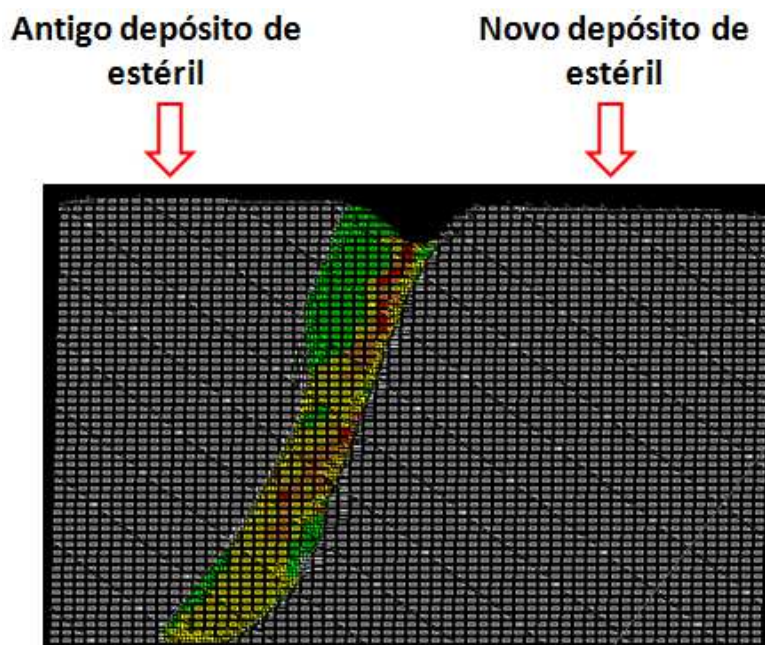


Figura 89: Posicionamento do antigo e do novo depósito de estéril.

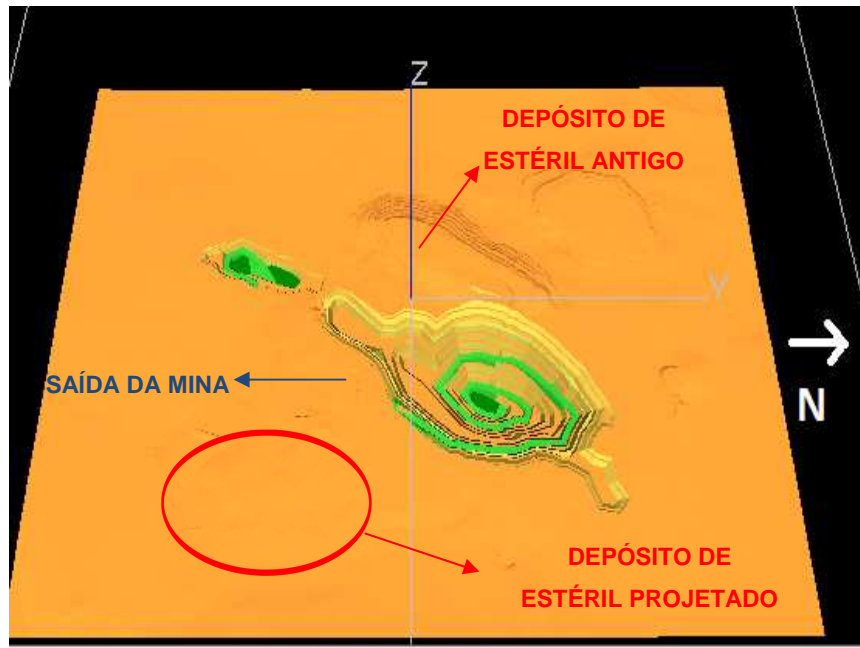


Figura 90: Topografia da cava operacional, antigo depósito de estéril e área do novo depósito de estéril.

15.2 Barragens de rejeito

Existem dois rejeitos produzidos no processo de beneficiamento:

- Rejeito da flotação: Não contém cianeto nem arsênio – muito volume
- Rejeito da cianetação: Contém cianeto e arsênio – pouco volume

O rejeito da cianetação necessita maiores cuidados devido ao seu alto grau de toxicidade (cianeto e 20 - 30% do arsênio total). Sua bacia de rejeito deverá ser totalmente impermeabilizada com mantas geosintéticas e o monitoramento será constante através de piezômetros nas proximidades da mesma.

O rejeito da flotação não contém, a princípio, elementos altamente nocivos ao meio ambiente, por isso não necessita de grandes investimentos em impermeabilização. Caso tenha sulfetos, será realizada uma impermeabilização simples com argila.

É importante a separação desses dois rejeitos porque o rejeito oriundo da flotação possui quantidades muito maiores que o rejeito da cianetação e não é altamente tóxico. Caso houvesse a mistura entre os dois rejeitos, seriam necessárias grandes barragens de rejeito totalmente impermeabilizadas, elevando o custo e reduzindo a segurança.

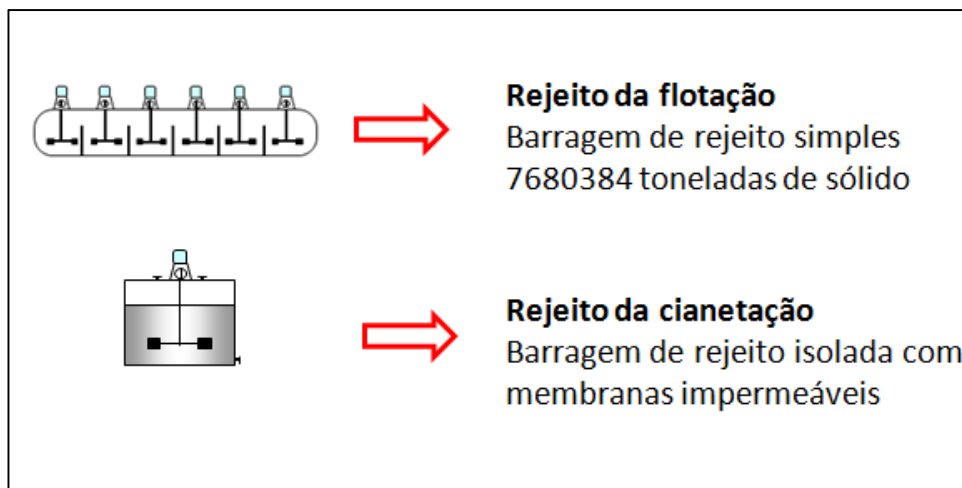


Figura 91: Rejeitos do beneficiamento.

A construção e posicionamento das barragens seguirão os seguintes critérios:

- Posicionamento em regiões relativamente baixas, principalmente em relação à planta de beneficiamento.
- Transporte por gravidade
- Método a jusante de alteamento
- Critérios da norma
- Impermeabilização com camada de argila de baixa permeabilidade.
- Na bacia de rejeito cianetada utilizar membranas geosintéticas impermeáveis

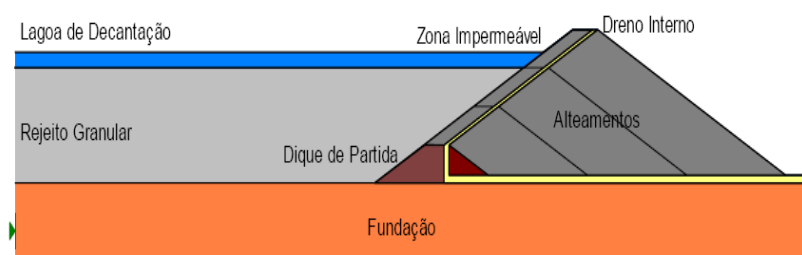


Figura 92: Método de construção das barragens.

Após do fechamento da mina serão tomadas algumas medidas de recuperação ambiental, monitoramento e segurança:

- Rejeito com arsênio será isolado – bacia de rejeito impermeabilizada
- Monitoramento da água através de piezômetros instalados na área da mina
- Monitoramento das bacias de rejeito
- Recuperação da vegetação paisagística

16 CONCLUSÃO

Os resultados obtidos durante o projeto foram satisfatórios e o projeto se mostrou economicamente viável e atrativo devido a sua TIR e payback, além do VPL satisfatório.

17 REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

BRANDY, B.H.G & Brown, E. T. **Rock Mechanics for Underground Mining**. London: George Allen & Unwin, 1985.

CHAVES, Arthur Pinto. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. São Paulo: Signus/Brasil Mineral, 1996. v. 1

CHAVES, Arthur Pinto. **Teoria e Prática do Tratamento de Minérios**. São Paulo: Signus/Brasil Mineral, 2009 v. 4

Duarte, I.M.R, Ladeira, F. L e Gomes, C. S. F., **Influência Das Propriedades Químicas e Mineralógicas no Comportamento Geotécnico de Dois Solos Residuais Graníticos**

HARTMAN, H.L. **Mining Engeneering Handbook**. 1996, v.2. p. 1741- 1778.

HEOK & BRAY, **Rock Slope Engineering**, London : Institution of Mining and Metallurgy, 1997 v. 3

HUSTULID, William A. & BULLOCK, **Richard L. Undergrund Mining Methods**. United States of America : Society for Mining, Metallurgy and Exploration. Inc, 2001

INFOMINE. **Mining Coast Service**, 2008. p. CM24-CM25.

KUYUMJIAN, Raul Minas & FILHO, José Oswaldo de Araújo, **Depósitos e Ocorrências de Ouro no Terreno Arqueanopaleoproterozóico de Almas-Dianópolis (To): Evidências da Importância Metalogenética do Evento Brasileiro**, Revista Brasileira de Geociências, 2005

LUZ, Adão Benvindo da, SAMPAIO, João A. & LINS, Fernando F, **Usinas de Beneficiamento de Minério do Brasil**. CETEM, 2001.

LUZ, Adão Benvindo da, **Tratamento de Minérios**. 3.ed. Rio de Janeiro: CETEM, 2002.
MARSTON & MARSTON, & GEOSIM SERVICES, **Technical Report and Audito of The Preliminary Resource Estimate on The Alma Gold Projetc Tocantins State: Brazil**, 2010

METSO. **Manual de Britagem**. 6.ed., Metso Minerals, 2005.

NOER, Renato, **Mina: uma questão de Economia**, Porto Alegre : Ed. da Universidade/UFRGS, **1984**.

Runkel, M. & Sturm, P., **Pyrite roasting, an alternative to sulphur burning**, Template Journal, 2009

SAMPAIO, Carlos Hoffmann, TAVARES, Luís Marcelo Marques. **Beneficiamento Gravimétrico: uma Introdução aos Processos de Concentração e Reciclagem de Materiais por Densidade**. Porto Alegre: UFRGS, 2005.

Slides de aula da disciplina de Avaliação de Depósitos, Professor João F. C. Leite, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2009

Slides de aula da disciplina de Economia Mineral, Professor Carlos Petter, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010

Slides de aula da disciplina de Geoestatística para Geoprocessamento, Parte 4, Modelos Teóricos de Semi-variogramas, Professor E.G. Camargo, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2011.

Slides de aula da disciplina de Prática em Geoestatística, Professor João F. C. Leite, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2009

Slides de aula da disciplina de Processos Físico-Químicos, Professor Rafael Texeira, Universidade Federal do Rio Grande do Sul, 2010

TOCHTROP, Erwin F. **Caracterização da flotação Desbaste do Minério Sulfetado da Companhia Brasileira do Cobre**, Porto Alegre: UFRGS, 1990

TRINDADE , Roberto de Barros Emery & FILHO, Olavo Barbosa, **Extração de Ouro – Princípios, Tecnologia e Meio Ambiente**, Rio de Janeiro: CETEM, 2002

Tutorial do *Datamine Studio 3*