

Universidade Federal do Rio Grande do Sul

Escola de Engenharia

Departamento de Engenharia de Minas

**ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE DE UM DEPÓSITO DE
COBRE E MOLIBDÊNIO**

Anuar Bergamaschi

John Pereira

Roberto Rodriguez Nihues

Porto Alegre, Julho de 2015

AGRADECIMENTOS

A Deus

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	7
1.1 Informações sobre o Cobre e Molibdênio	7
1.2 Localização da Mina	9
2 Análise do Banco de Dados	9
3 Modelamento do Corpo Mineral	15
4 Análise Geoestatística	19
4.1 Suporte Amostral	20
4.2 Análise exploratório dos dados	21
4.3 Continuidade Espacial	23
4.4 Análise de continuidade espacial	24
4.5 Estimativa	25
4.6 Modelo de blocos	28
4.7 Krigagem	29
4.8 Método de Validação	31
4.10 Classificação de Recursos	35
4.11 Estimativa	36
4.12 Curva de Parametrização	38
5.0 Propriedades físicas do depósito	40
6.0 Geomecânica	40
6.1 Mecânica das Rochas	40
6.2 Talude Global entre rampas	49
7 Planejamento de Lavra:	49
7.1 Definição do regime de trabalho	49
7.2 Definição do método de lavra:	50
7.3 Preço de venda do cobre	50
7.4 Cálculo do BCOG e MCOG	51
7.5 Geração de cava ótima:	52
7.6 Geração de cava operacional	53
7.7 Curva de Parametrização	54
8 Dimensionamento de Frota:	57
8.1 Cálculo da frota:	57
9.0 Sequenciamento de lavra	62
10.0 Desmonte de Rochas	64

11.0 Beneficiamento	67
11.1 Introdução à Cominuição	67
11.2 Britagem	68
11.3 Moagem	77
11.4 Flotação	81
11.5 Espessamento	84
11.6 Filtragem	85
11.7 Barragem de Rejeito	86
11.8 Pilha de Estéril	88
12 Análise Econômica	90
12.1 Mercado consumidor	90
12.2 Preço de Venda do Minério	91
12.3 Preço de venda do minério NSR	92
12.4 Taxa de Atualização (TA)	93
12.5 Análise Econômica Efetiva	93
12.6 Definição dos Custos Capitais (CAPEX)	94
12.7 Fluxo de Caixa	97
12.8 VPL /TIR	98
12.9 PayBack	98
12.10 Análise de Sensibilidade	99
13.0 Meio Ambiente	101
13.1 Controle de vibrações e sobre pressão acústica	102
13.2 Fechamento da mina	102
13.3 Pilha de Estéril	102
13.4 Meio social	103
13.5 Gerenciamento de águas superficiais e subterrâneas	103
Índice de Figuras	104
Índice de Tabelas	106
Circuito completo de Britagem, Moagem e Flotação	109
Bibliografia	110

1-Introdução:

Esse trabalho é referente a um estudo de pré-viabilidade técnica e econômica de um depósito de Cobre e Molibdênio através de um banco de dados fornecido pelo Departamento de Engenharia de Minas da UFRGS.

A partir do momento em que a identificação do mineral e da sua quantidade está aproximadamente determinada, o próximo passo é conferir a viabilidade de explorar o depósito mineral.

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

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

1.1 - Informações sobre o Cobre e Molibdênio:

Características do Cobre:

Metal de cor avermelhada, ótimo condutor de calor e eletricidade, dúctil e maleável. Apresenta elevada resistência à tensão física e à corrosão. Possui propriedade não magnética e é de fácil formação de ligas com outros metais. O cobre em estado puro, raramente é encontrado na natureza. Normalmente está associado a outros elementos químicos.

As associações mais importantes são:

- A calcopirita (CuFeS_2 , com 34,6 % de Cu);
- A calcocita (Cu_2S , com 79,9 % de Cu);
- A bornita (Cu_5FeS_4 , com 63,3 % de Cu);
- A covellita (CuS , com 66,4% de Cu);
- A enargita (Cu_3AsS_4 , com 48,3% de Cu).

Características do Molibdênio:

Alta densidade (10,22 g/cm³), boa condutividade térmica, baixo coeficiente de expansão térmica e elevada resistência à corrosão, que o faz ter várias aplicações na indústria metalúrgica (ligas metálicas), de construção civil, automobilística e química.

Sua ocorrência na natureza se dá em cerca de 50 minerais, em que se destaca a molibdenita (MoS₂) como principal fonte comercial de Mo. Mas nunca de seu estado nativo ou livre.

As principais reservas de molibdênio estão em depósitos primários, como coproduto/subproduto da exploração de cobre (depósitos do tipo “cobre-pórfiro”).

Considerações Gerais:

A mineração a céu aberto tem sido o principal método na produção mundial de minério de cobre. Permite o aproveitamento de depósitos de cobre de baixo teor, até 0,5% Cu.

Há vários tipos de depósitos de Cobre. O que foi definido para o trabalho é um depósito plutônico.

E a abundância média na crosta terrestre em molibdênio é de 1 a 2 ppm (partes por milhão). Por esse motivo, posteriormente, veremos que ele será desconsiderado para esse trabalho.

(Balanço mineral 2001/DNPM)

1.2- Localização da Mina:

Localização Geográfica:

A localização da Mina Proj15, foi definida como sendo a 12º 43' 33.86''S de latitude e a 38º 28' 15.79''W de longitude. Cerca de 6 km de do município de Pojuca/Ba. Próximo à rodovia BR-420, e a BA-093.

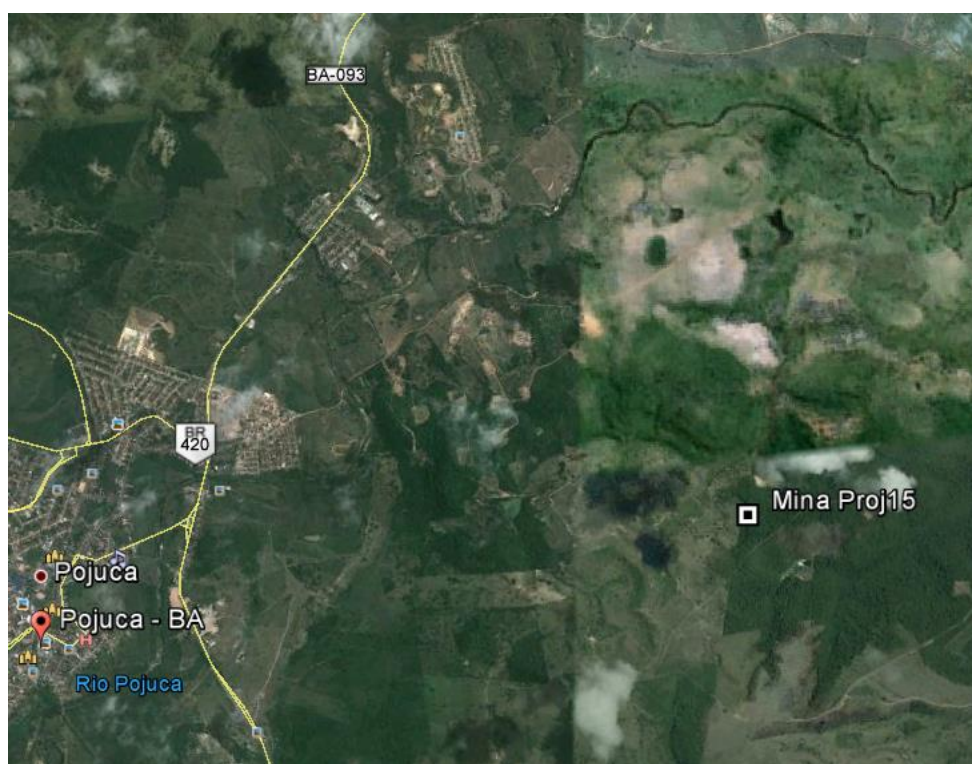


Figura 1 - Vista Google Earth da localização da mina.

2- Análise do Banco de Dados

O Banco de dados possui 137 furos de sondagem verticais e inclinados com comprimento médio de 256m com um total de 24396 amostras.

As unidades dos dados de cobre estão em porcentagem e molibdênio em parte por milhão.

Há também informações sobre os domínios geológicos. Entretanto essas informações estão incompletas e sem legenda.

Um arquivo de topografia do terreno também foi fornecido.

2.1 - Análise Preliminar do Banco de Dados

As dimensões da malha de sondagem são de 1200 metros na direção Norte-Sul e 1100 na direção Leste-Oeste.

A distância entre os furos de sondagem é de aproximadamente 100m.

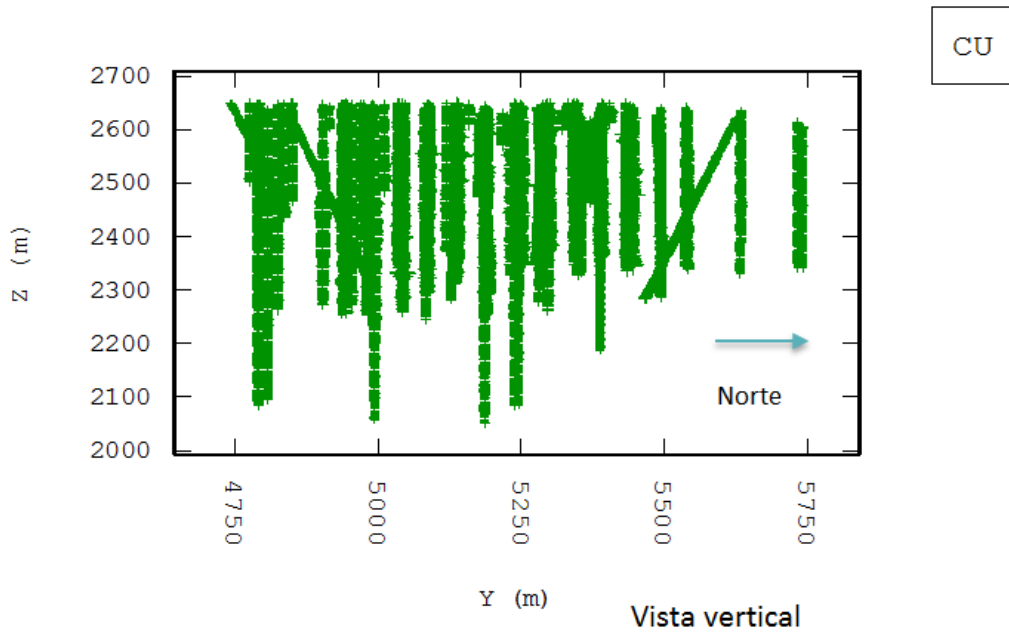


Figura 2 – Vista lateral dos furos de sondagem.

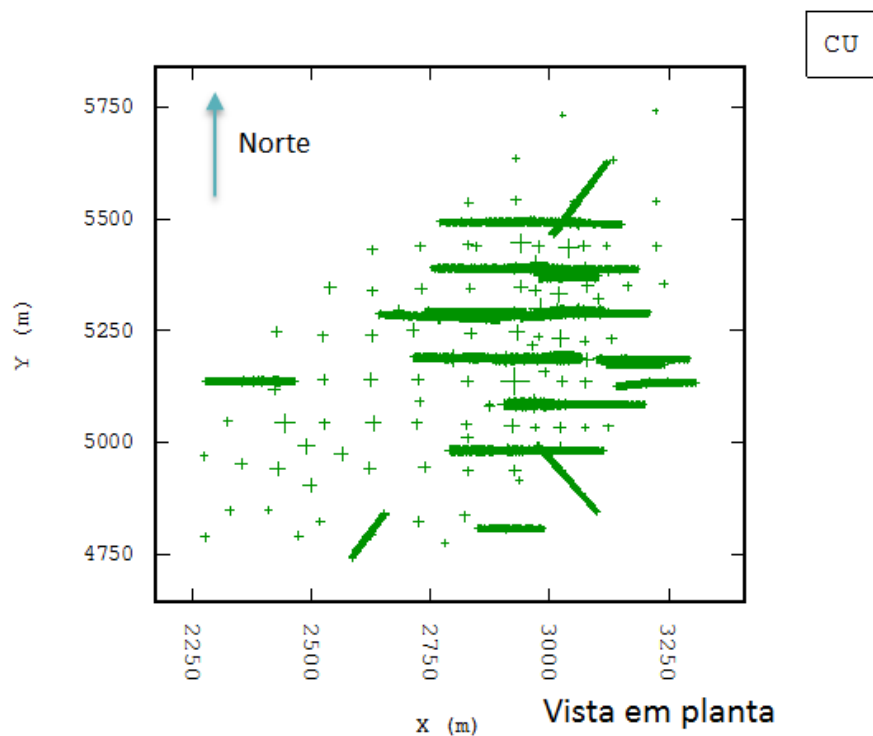


Figura 3 – Vista em planta dos furos de sondagem.

O banco de dados apresentou valores negativos nos teores de Cobre e Molibdênio, sendo identificados com dados ausentes no estudo.

As litologias apresentaram valores negativos. Acredita-se, pela falta de informação, ser uma etapa já lavrada do local.

Houve um caso de furo duplicado, onde as coordenadas x e y eram as mesmas para os furos BH-90-108/109. Sendo mantido o de maior teor.

Devido à ausência de informação sobre as litologias, foi considerado que não existe nenhuma diferenciação significativa entre as mesmas, não sendo necessário considerar questões tecnológicas diferenciadas na lavra e/ou estimativa.

A estatística básica da variável cobre apresentou o teor médio de 0.56% (sem considerar desagrupamento) e a variável Molibdênio, 0.06ppm.

Essa última, por ser um valor muito baixo, não será avaliada no projeto.

Figura 4 - Histograma Cobre

Figura 5 - Histograma Molibdênio.

Aqui se percebem alguns altos teores, mas são relativos, ainda são baixos no geral. E há muitos próximos de zero nas zonas ricas.

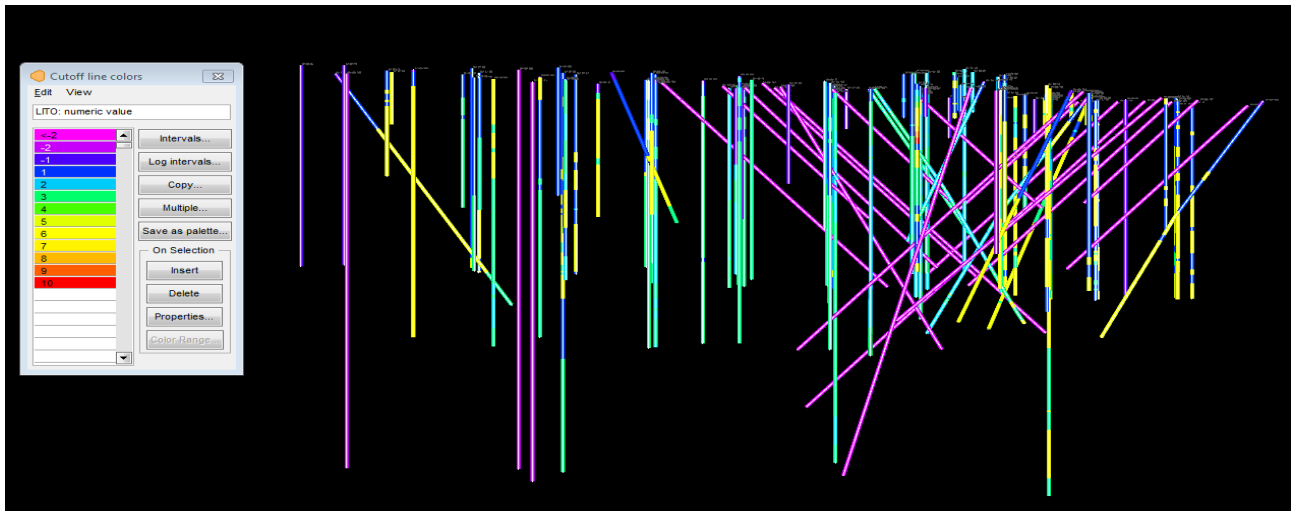


Figura 6 - Furos de sondagem classificados por litologia.

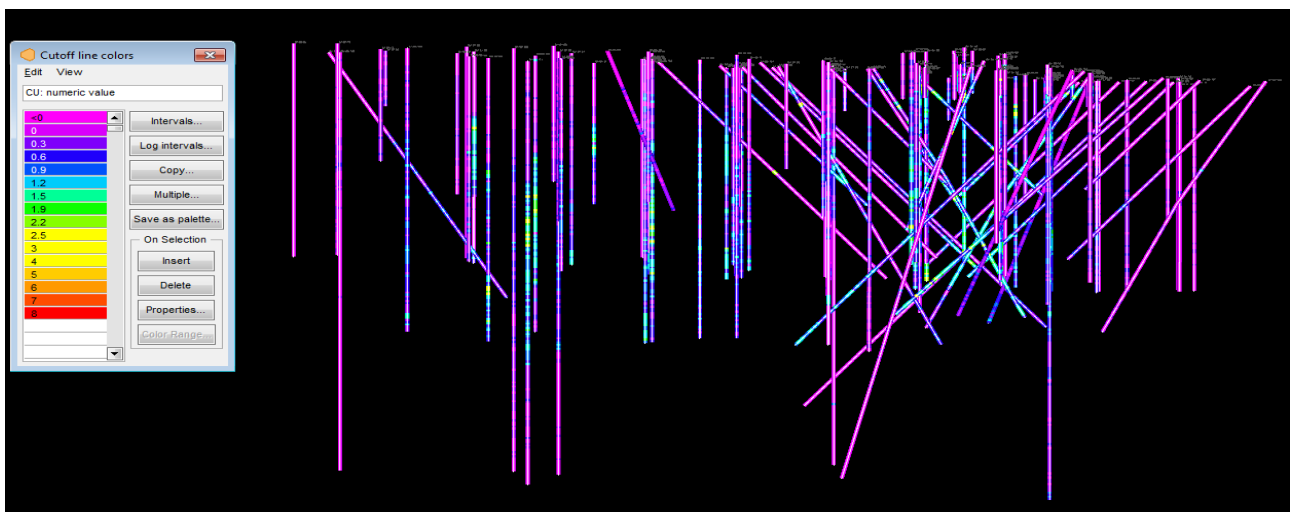


Figura 7 - Furos de sondagem classificados por teor.

Após uma criteriosa análise, percebeu-se que os domínios geológicos apresentam uma forma lenticular e não apresentam grande continuidade.

Devido à ausência de informação sobre as litologias, foi decidido realizar uma modelagem do corpo mineral através das características estatísticas (alto e baixo teor).

Grande parte dos domínios apresentaram características semelhantes (média e desvio padrão). Os domínios 2 e 3 se diferenciaram dos demais por apresentarem um teor de cobre relativamente mais elevado. Entretanto, não foi possível separá-los em um domínio geoestatístico para a estimativa, pois eles não apresentam continuidade no espaço.

Desse modo, foi definida a modelagem em apenas um grande domínio (cobre disseminado).

Domínio	Nº de amostras	Min	Max:	Média:	Desvio Padrão:	Variância:
-2	2988	0	4.32	0.46	0.46	0.21
-1	528	0	1.04	0.29	0.24	0.06
1	2464	0	2.41	0.29	0.30	0.09
2	1591	0	7.07	0.98	0.68	0.46
3	2544	0	4.37	0.62	0.49	0.24
4	8	0.09	0.61	0.33	0.20	0.04
5	1995	0	3.25	0.49	0.37	0.14
6	3	0.38	0.59	0.47	0.09	0.01
7	3	0.54	0.82	0.69	0.11	0.01
8	3	0.26	0.49	0.36	0.10	0.01
9	3	0.23	0.36	0.31	0.06	0
10	3	0.38	0.69	0.49	0.14	0.02

Tabela 1 - Resumo estatístico das litologias.

Dados Litológicos

As amostras fornecidas apresentam diferentes códigos de classificação litológica, sem especificação de mineralização. Foram considerados os códigos CU e MO.

Formação Geológica

Processo Geológico

Depósitos de Cobre associados a molibdênio geralmente se formam no Processo Mineralizador Hidrotermal, Subsistema Hidrotermal Magmático Plutônico. São depósitos apicais disseminados (pórfiros) de Cu-Mo, e são formados a profundidades entre 2 e 6km da superfície. É de idade mesozoica/cenozoica. (Biondi, 2003)

As rochas que dão origem a esse tipo de mineralização são granito do tipo I (Chappell e White, 1974)

Os depósitos apicais disseminados têm minérios disseminados e dispersos em fraturas, fissuras e brechas. As mineralizações e as alterações hidrotermais estão distribuídas na zona apical do plutão e nas rochas encaixantes. A zonação hidrotermal dos depósitos de “cobre porfirítico” foi definida por Guilbert & Lowell (1974), e a figural TAL é um esquema que mostra a

distribuição dos minerais silicatados hidrotermais e dos minerais metálicos. Em geral, essas zonas podem ser reconhecidas pelos seguintes aspectos:

- Zona Potássica
- Zona Fílica
- Zona Propílica
- Zona Argílica

Essa zonalidade é típica da grande maioria dos depósitos de Cu-Mo. A zona potássica é dominada pela biotita, e a presença de albita e sericita sugere a presença de uma zona mista, que soma características das zonas potássica e fílica. A propilitização associa-se a uma venulação intensa com albita e epidoto. A mineralização sulfetada ocorre na zona potássica ou na zona propílica ou em ambas. A razão calcopirita/pirita é próxima da unidade e a quantidade de Cu hipogênico é suficientemente alta para justificar a lavra, mesmo sem o auxílio de enriquecimento supergênico.

A alteração supergênica dos depósitos apicais disseminados é importante pelas transformações que causa e porque muitas vezes enriquece o minério primário, aumentando o seu teor e viabilizando a exploração de depósitos originalmente não econômicos. A hidrólise e a oxidação superficial dos sulfetos hipogênicos causam deslocamento do Cu e sua precipitação na região abaixo da superfície freática, causando um aumento do teor de minério pelo processo de enriquecimento supergênico.

Os minerais de interesse são a Calcopirita (CuFeS_2) e a Bornita (Cu_5FeS_4),

3- Modelamento do Corpo Mineral

O modelo do corpo Mineral foi feito através da ferramenta MineSight 9.5.

A modelagem considerou que a anomalia química do cobre era representada em teores acima de 0,05 %, teores abaixo desse valor foram considerados concentração de “**background**”. Background é valor onde há uma anomalia com teores maiores no meio e muito baixo disseminado nas ao redor.

Verde = teor acima ou igual a 0,05% de cobre

Vermelho = teor abaixo de 0,05% de cobre

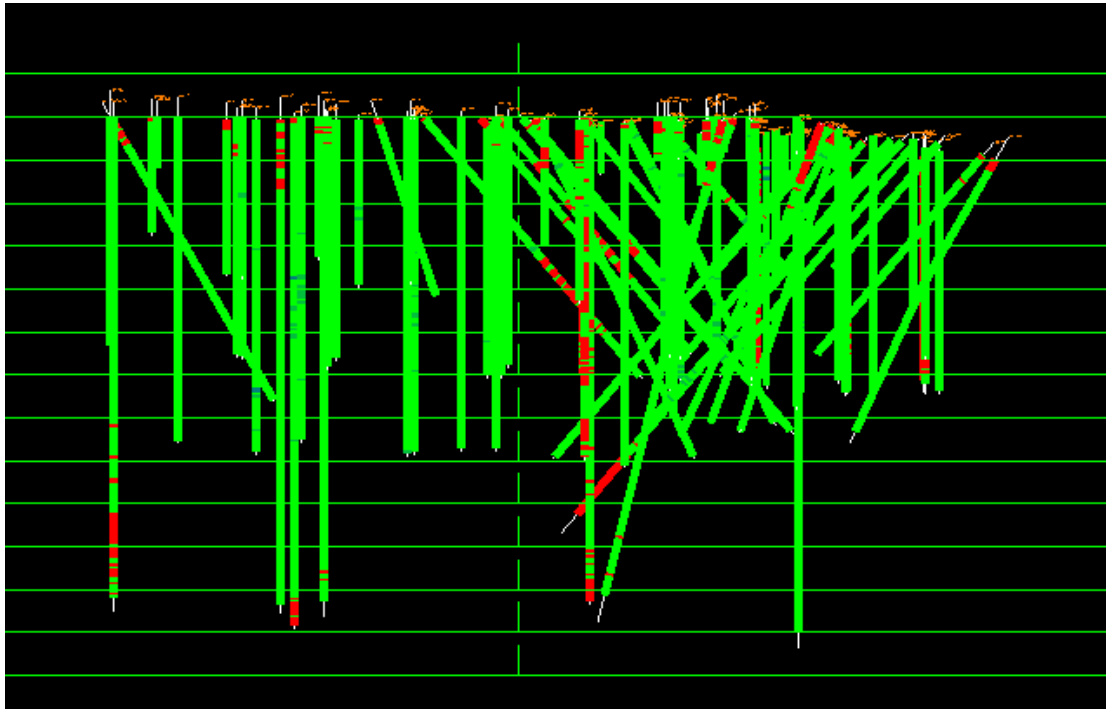


Figura 8 - Seções Horizontais (MineSight)

A modelagem foi realizada utilizando apenas os furos de sondagem. A modelagem foi dividida em duas etapas:

- Inicialmente foram realizadas apenas seções verticais alinhadas aos furos, orientadas a N45;
- Na segunda etapa, foram criadas seções horizontais espaçadas de 25 metros, utilizando os furos de sondagem e as seções verticais;
- O corpo mineralizado foi definido a partir das seções horizontais.

Com esse processo conjunto de duas seções (horizontais com o auxílio das verticais) para o modelo do corpo, chegou-se a esse sólido.

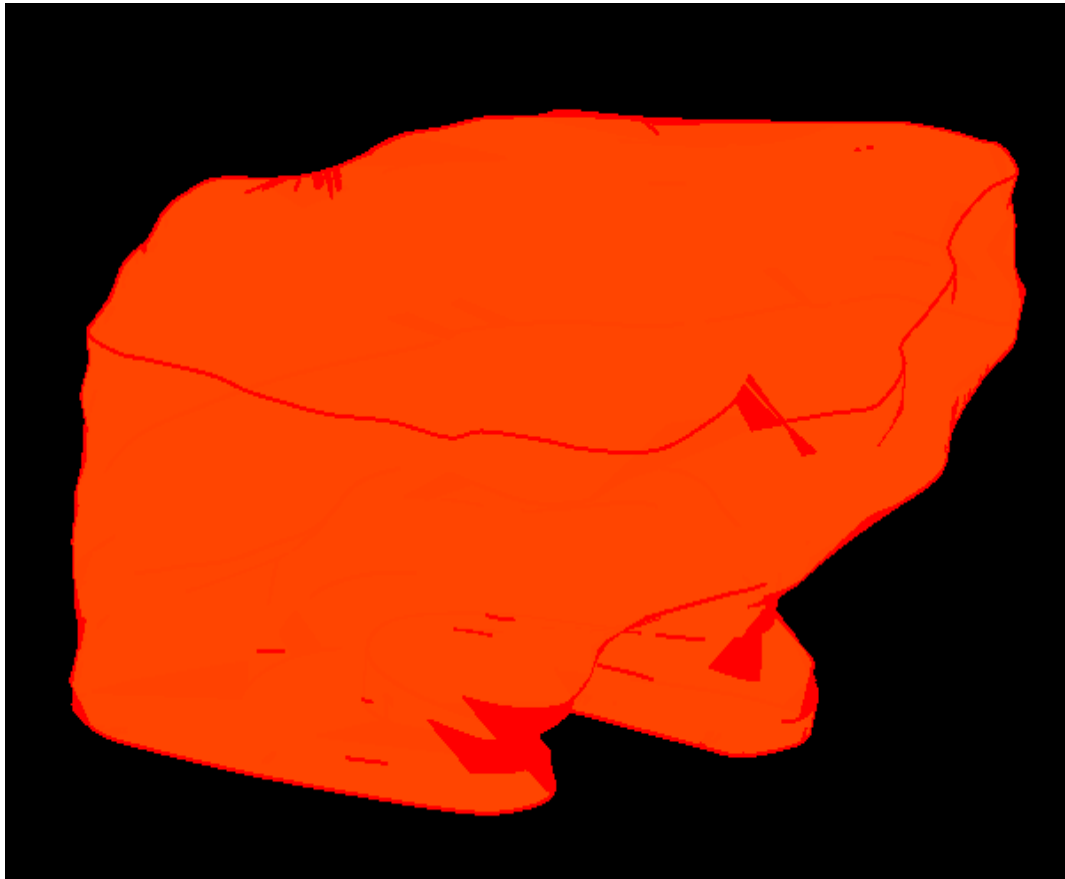


Figura 9 - Modelo por Seções Horizontais. (Minesight)

Seis furos, por terem o teor muito baixo e por estarem no limite da malha onde os teores praticamente zeram, foram descartados por terem teor menor que 0.05%:

- BH-81-34 / BH-81-52/ BH-81-66 / BH-81-71 / BH-81-61/ BH-81-01

Como se pode perceber pela legenda, os furos descartados possuem valores muito baixos.

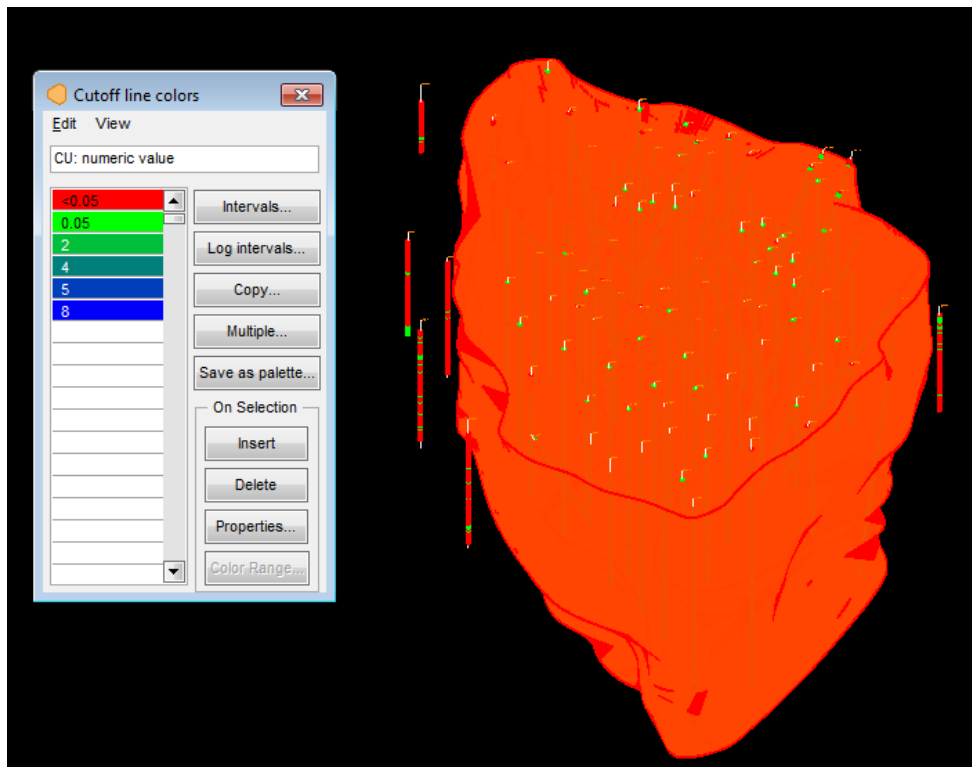


Figura 10 - Furos descartados pelo baixo Teor.

Com o uso do Minesight, obteve-se o volume do corpo mineral.

Tonelagem= 921.762.330,40t.

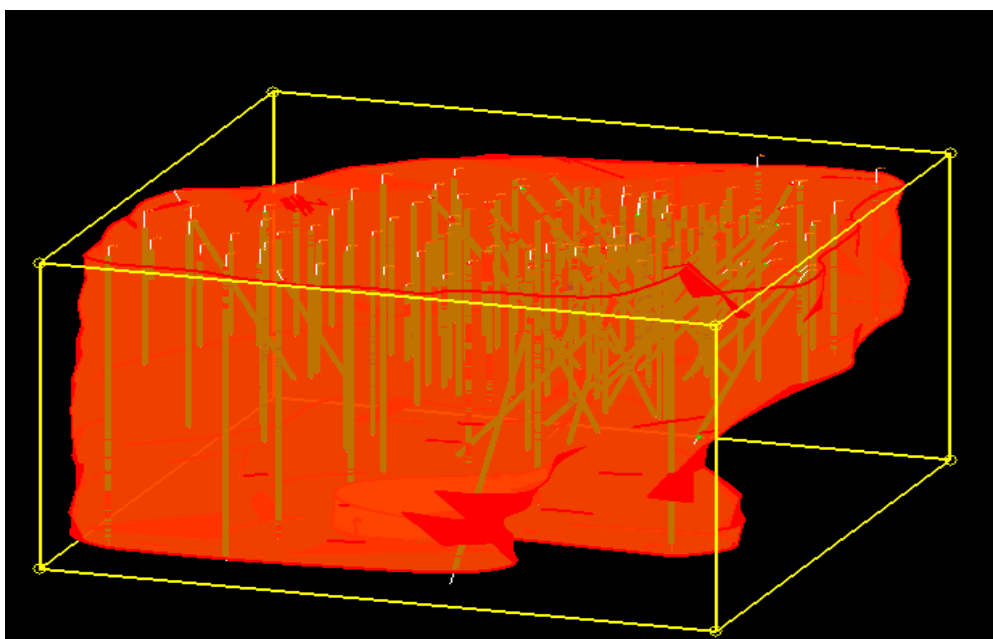


Figura 11 - Corpo do qual foi calculado o volume pelo MineSight.

4- Análise Geoestatística

A análise geoestatística foi feita através do Software Isatis 2014. Foram utilizados, nessa análise, apenas as informações de sondagem no interior do corpo mineralizado (independente do teor de cobre).

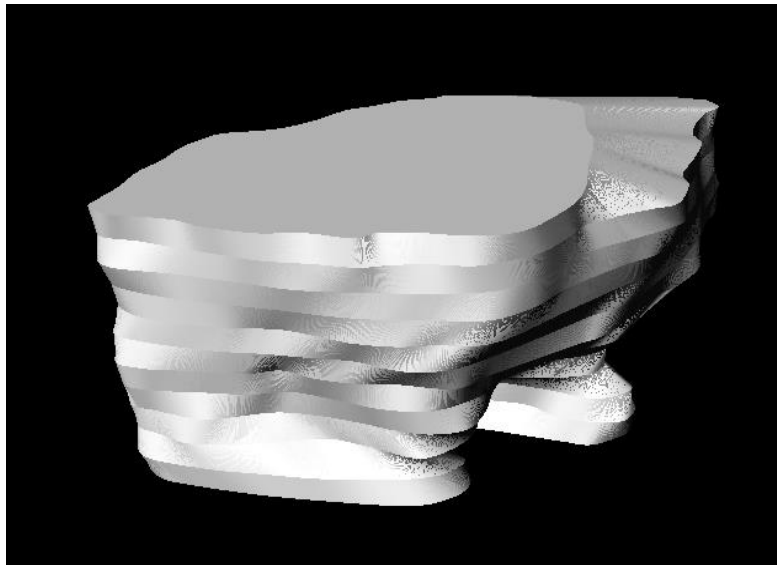


Figura 12 – Sólido importado para Isatis 2014

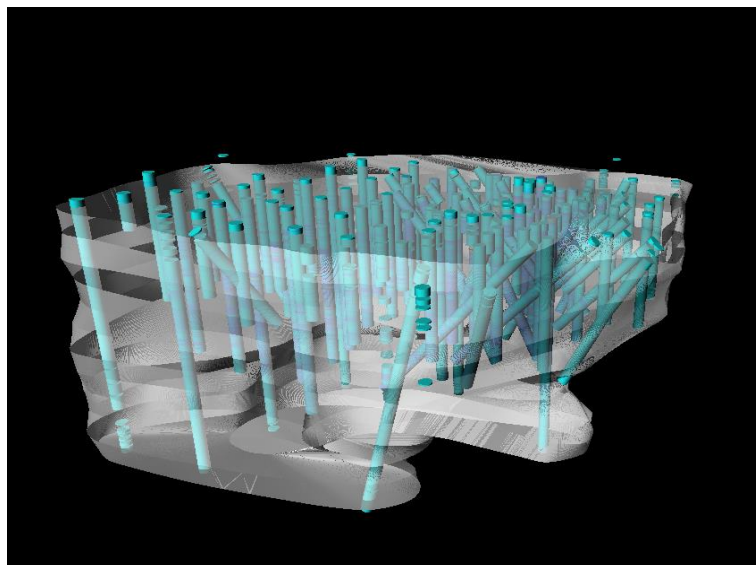


Figura 13 - Modelo do corpo com furos de sondagem.

4.1- Suporte Amostral:

O suporte das amostras de cobre em sua grande maioria (91%) estava inicialmente em 3 metros.

Foi feita uma regularização amostral em 3m para garantir o mesmo suporte em todas as amostras e realizar a análise geoestatística.

Figura 14 - Histograma dos furos não regularizados. (Isatis)

Figura 15 - Histograma dos furos regularizados (Isatis)

4.2- Analise exploratório dos dados:

Através de uma análise estatística básica (através do histograma), foi verificado que o cobre possui valores altos. Entretanto, esses valores não foram considerados como “outlayers” (valores extremos, mas ainda assim são representativos)

Não foi realizado nenhum truncamento (se faz para não pegar valores extrapolados) nos dados.

Figura 16 - Histograma do Cobre com agrupamento (Isatis)

Figura 17 - Histograma do Molibdênio com agrupamento (Isatis)

4.3- Continuidade Espacial:

Correlograma Omnidirecional

Devido a característica da distribuição dos teores (histograma com assimetria positiva), a melhor ferramenta de análise de continuidade espacial foi o correlograma.

A curtas distâncias a correlação é alta, sendo as amostras mais parecidas entre si.

A altas distâncias, vemos que a correlação é pequena, sendo as amostras mais distintas entre si.

O correlograma omnidirecional foi calculado com um lag de 3 metros.

O efeito pepita obtido foi de 0.2 (20% do sill).

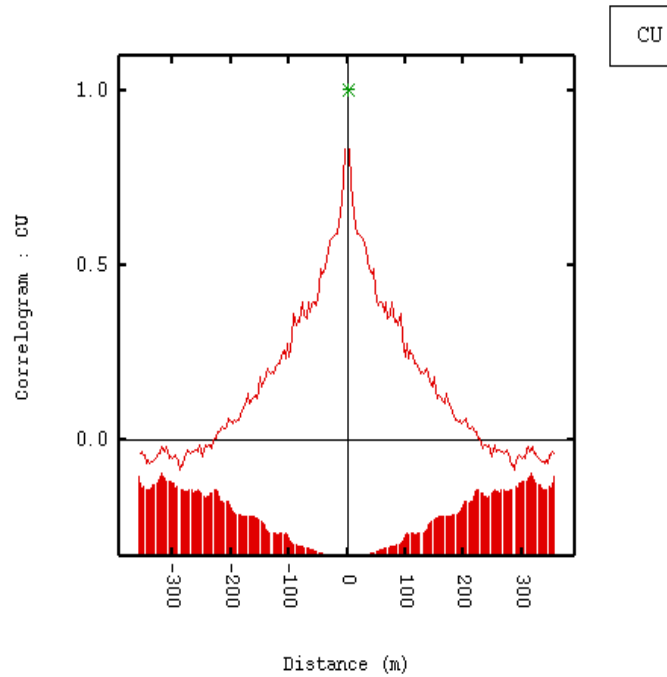


Figura 18- Correlograma omnidirecional Modelado com Histograma do Cobre (Isatis)

Mais perto do eixo central, a curtas distancia, as amostras são mais parecidas em entre si em termos de teores.

4.4- Análise de continuidade espacial

Após vários experimentos, chegou-se a uma melhor configuração variográfica.

Parâmetros para o correlograma:

- Número de direções: 18
- Número de lags: 4
- Valor de lag: 100m
- Com lag de 4, abrangendo 400m, pela parte em vermelho, vemos onde há a maior continuidade do corpo, mais ou menos entre 0°N - N30°E

Obs: a escala de cores corresponde a correlação.

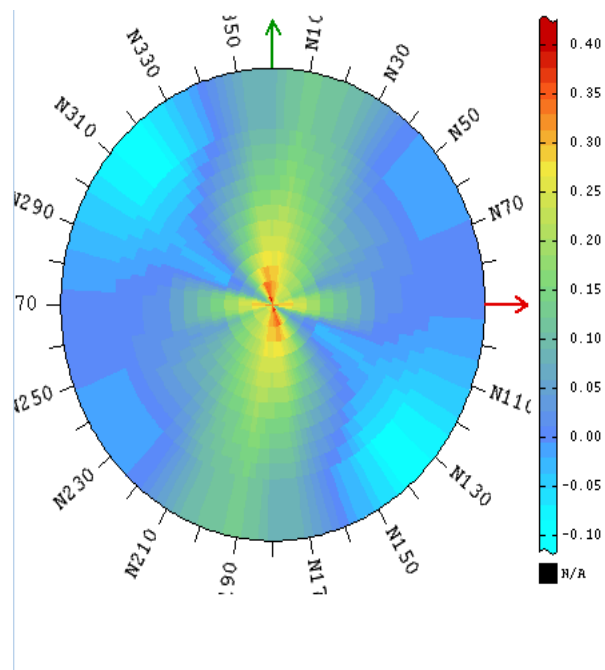


Figura 19 - Mapa Variográfico de Continuidade Espacial (Isatis)

4.5- Estimativa

4.5.1 - Correlograma Experimental:

Os correlogramas direcionais foram calculados em 8 direções (N0, N23, N45, N67, N90, N113, N135 e N157) utilizando um lag de 100 metros.

O variograma vertical foi calculado utilizando um lag de 6 metros.

Figura 20 - Correlograma Experimental do Cobre (Isatis)

Parâmetros	Maior continuidade	Continuidade intermediária	Menor continuidade
Distancia angular (°)	35	22.5	22.5
Lag (m)	3	100	100
Número de lags	130	8	8
Tolerância do lag (m)	-	50	50
Largura de banda (m)	-	50	50

Tabela 1 –Parâmetros do Correlograma Experimental do Cobre (Isatis)

4.5.2 - Correlograma direcional

O efeito pepita obtido do correlograma omnidirecional foi de 0.2 (20% do sill). A direção de maior continuidade foi identificada como sendo N23. A direção intermediária foi a vertical. A direção de menor continuidade foi a N113. Não foi identificado mergulho nas direções de maior continuidade.

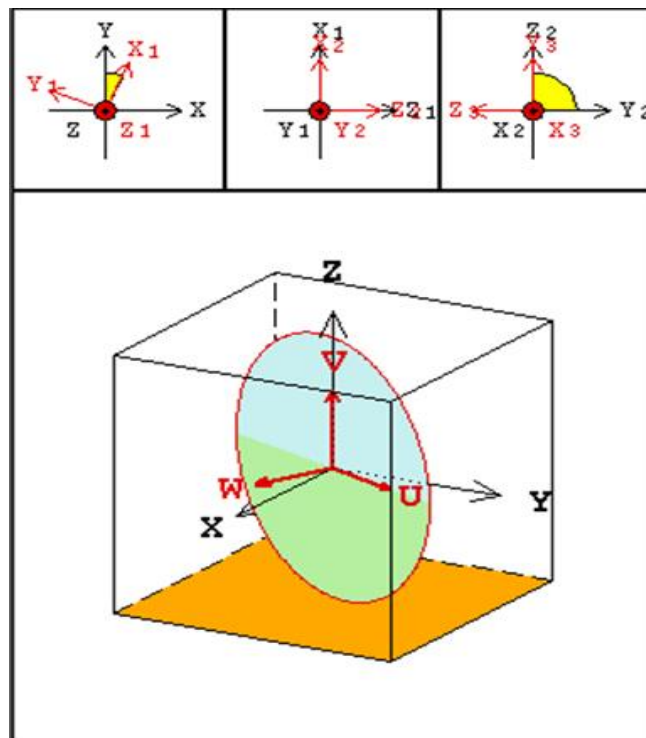


Figura 21 - Eixos de maior Continuidade: U=maior continuidade= N23

V=Intermediário= vertical

W=menor= N113

Com o ON23 , correlograma experimental , fez o modelo do correlograma (vide equação)

Verde forte: correlograma modelado na direção de maior continuidade.

Equação do Correlograma: 0.2 do efeito pepita, duas estruturas. Com as direções e ranges (120)

Intermediária: D90 ao longo do furo

Segundo 0.2 é 0.3

$$\rho(h) = 0.2 + 0.5 * Sph\left(\frac{N23}{120}, \frac{Vert}{120}, \frac{N113}{80}\right) + 0.3 * Sph\left(\frac{N23}{450}, \frac{Vert}{350}, \frac{N113}{150}\right)$$

Equação 1 - Equação do Correlograma experimental.

Figura 22 - Correlograma com as direções principais de continuidade.

Direção de maior continuidade foi N23, como podemos ver, aproximadamente 450m.

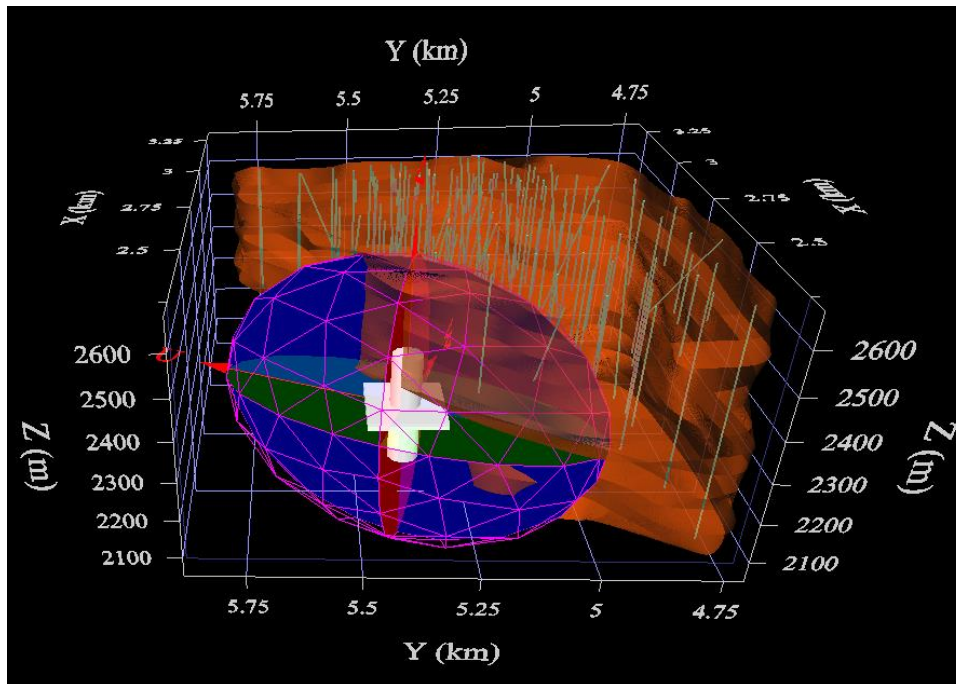


Figura 23 - Corpo mineral com o elipsoide formado pelos eixos do variograma (Y=Norte)

4.6- Modelo de blocos

O modelo de blocos regular foi criado para as estimativas, orientado aos eixos cartesianos.

Foram utilizados blocos de 25m em X e Y e 6 m em Z. Totalizando 275.000 blocos (50*50*110= 275000).

A origem dos modelos de blocos é no centro do bloco no canto inferior esquerdo:

- X= 2.112,50m
- Y= 4.612,50m
- Z= 2.002,50m

4.7 – Krigagem:

A estimativa de teores foi realizada através do algoritmo de krigagem ordinária.

Para realizar a estimativa, foram utilizados os seguintes parâmetros:

- Busca na direção de maior continuidade: 450m
- Busca na direção de continuidade intermediária: 350m
- Busca na direção de menor continuidade: 150 m
- A busca foi orientada com as mesmas direções do correlograma.

O elipsoide de busca foi dividido em 8 setores angulares.

O mínimo de amostras para estimar um bloco foram 3.

O número máximo de amostras para estimar um bloco foram 24.

O número ótimo de amostras para estimar um bloco foram 3.

A estimativa foi realizada em 3 etapas, para fins de classificação de recursos. Os mesmos serão especificados posteriormente.

A realização da krigagem foi realizada apenas nos blocos localizados no interior do sólido geológico.

Foram utilizados na estimativa apenas as amostras de cobre do interior do sólido geológico, sem nenhum tipo de corte por teor.

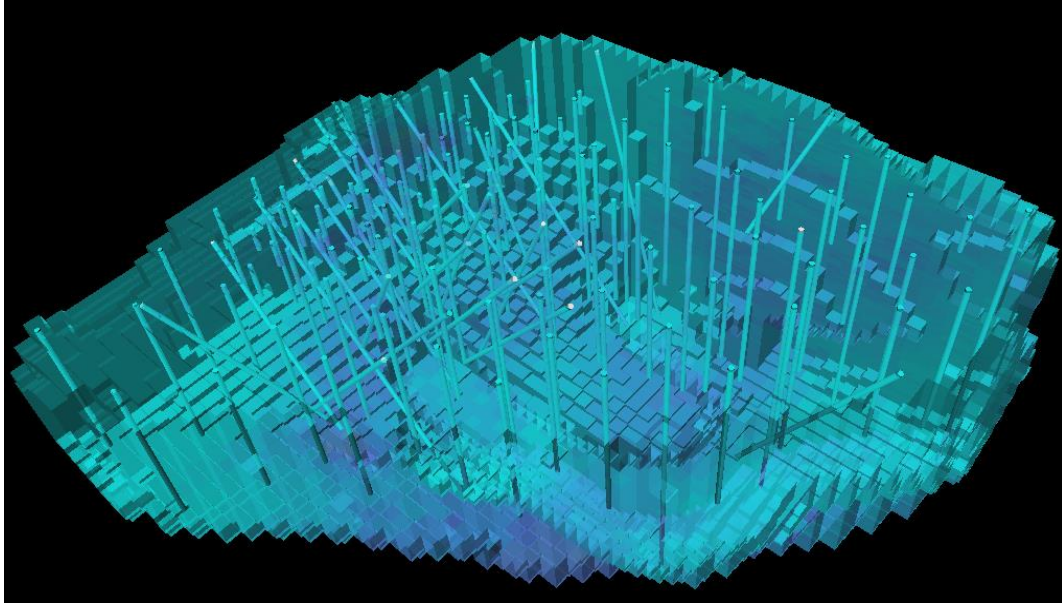


Figura 24 - Modelo de blocos Krigado (Isatis)

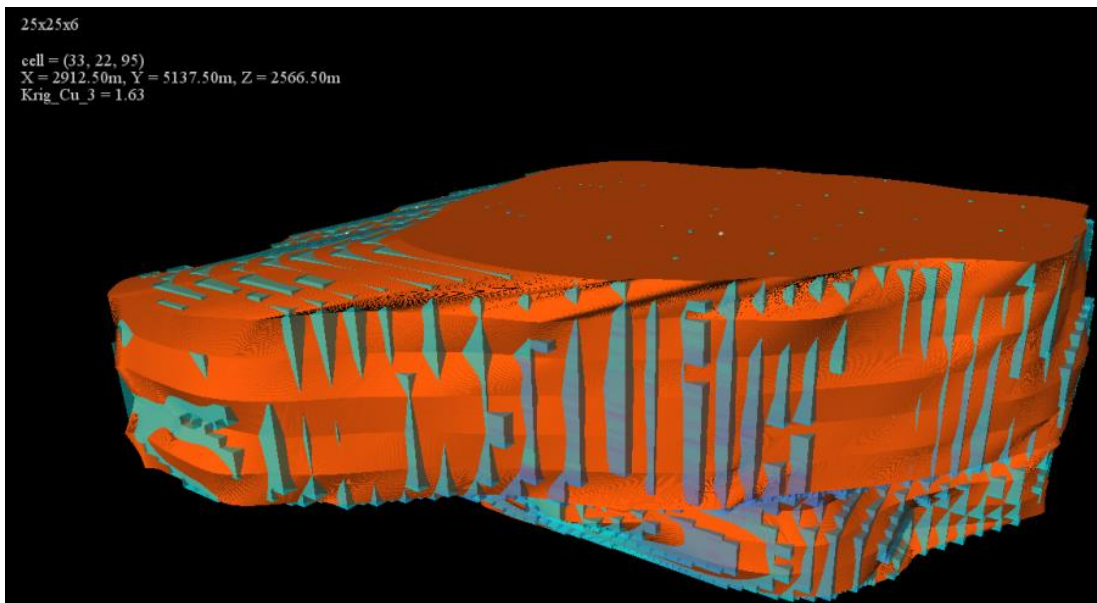


Figura 25 - Modelo de blocos Krigado sobreposto ao sólido modelado (Isatis)

4.8- Método de Validação

Entre muitos métodos de validação, usamos 3 para validar do modelo: análise visual, Média Global e Média Local (análise de deriva).

4.8.1- Análise Visual

Não é a mais eficiente, mas, em primeira instância, serve-nos como ponto de partida para analisar o trabalho.

Cortando o corpo com os furos de sondagem, percebe-se que os teores estão estimados com valores aceitáveis de acordo com o processo efetuado.

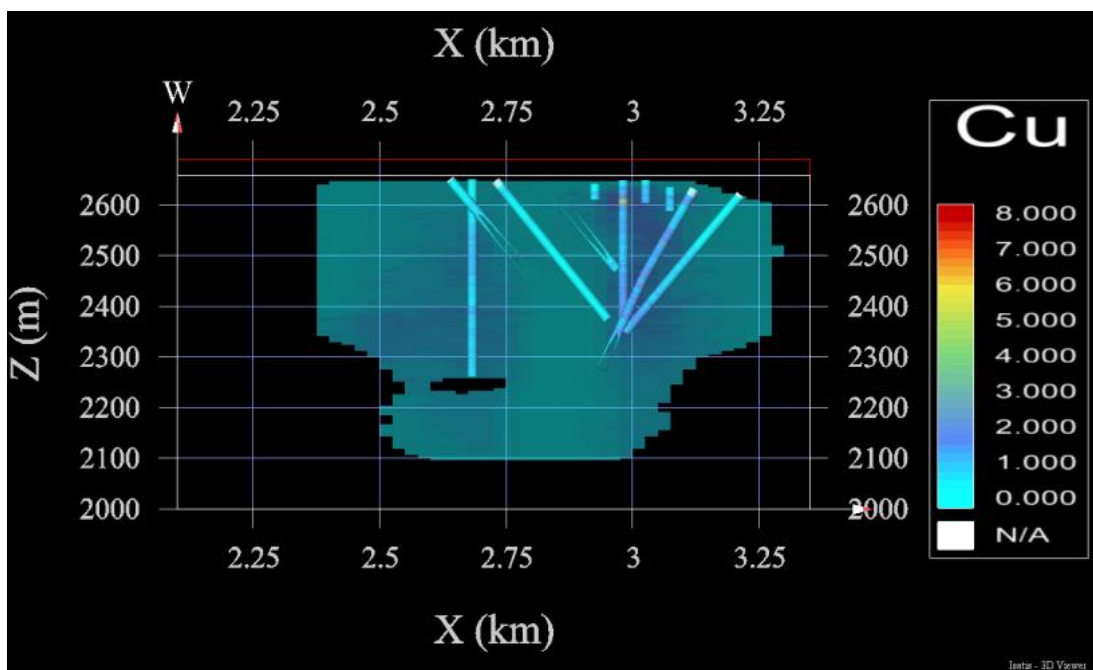


Figura 26 - Corpo fatiado com os furos de sondagem (Isatis)

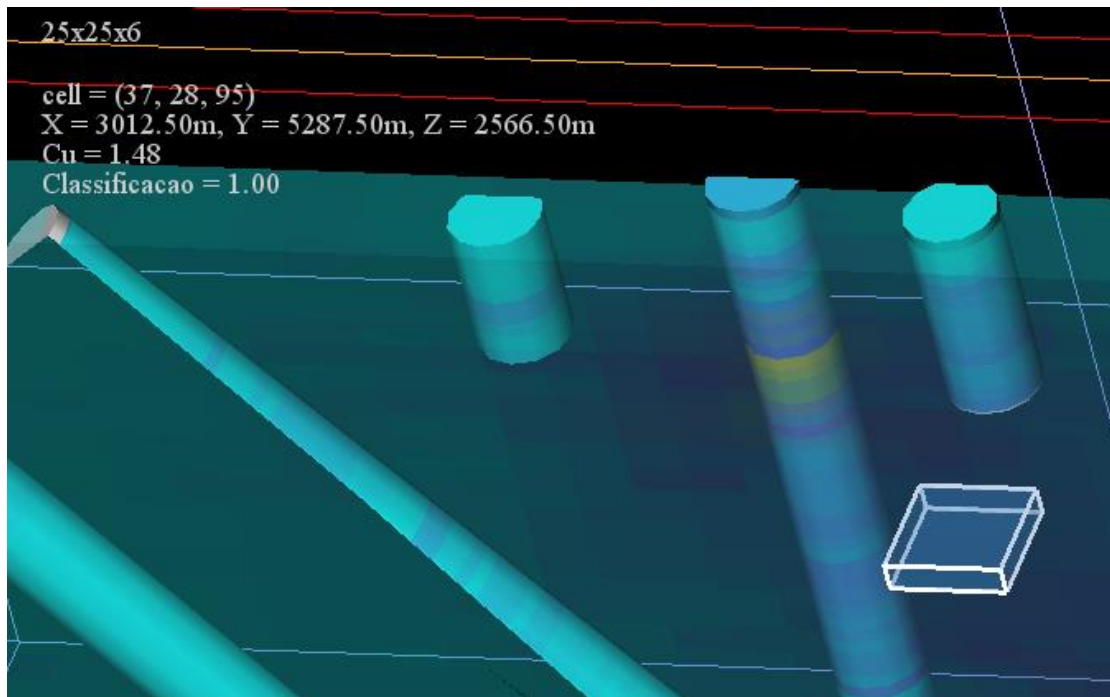


Figura 27 -Bloco krigado com teor de Cobre (Isatis)

4.8.2- Média Global

Realizamos a Rotina NN (nearest neighbor) pelo Isatis, mantendo os mesmos parâmetros para os eixos de maior, intermediária e menor continuidade estabelecidos anteriormente.

Analisando as médias do histograma NN_Cu que é o desagrupado com o histograma do sólido krigado, verificamos que a diferença entre eles é menor que 5%, sendo considerado um erro relativo aceitável.

Figura 28 - Histograma do sólido Krigado

Figura 29 - Histograma Desagrupado dos dados pelo método do Vizinho mais Próximo.

4.8.3- Média Local (Análise de Deriva)

A fim de observar a aderência do modelo de blocos krigados com a realidade amostrada em termos locais e, não somente na média global da área, foi efetuada uma análise de deriva entre os dados krigados e os dados amostrados.

A análise de deriva consiste na análise gráfica das médias locais entre os dados verdadeiros e os dados estimados.

A proximidade entre as linhas prova a aderência da krigagem com a realidade amostrada. Para esta análise é utilizada a comparação entre o modelo de blocos com a estimativa da krigagem, e o mesmo modelo de blocos com estimativas utilizando o método do vizinho mais próximo, que remove os fatores de agrupamento amostral.

A análise de deriva foi realizada no software Isatis com dimensões de 25 m para os planos X, Y e Z.

4.8.3- Média Local (Análise de Deriva)

Como se pode perceber, as curvas Cu krigado e NN_Cu (cobre desagrupado), estão bem aderidas umas às outras.

Figura 30 - Eixo x

Figura 31 - Eixo y

Figura 32 - Eixo Z

Foi feita a análise de deriva dos dados krigados e dos amostrados.

Quanto mais próxima as linhas, mais aderente é a comparação dos dois, modelo de blocos Krigado e modelo de blocos pelo vizinho mais próximo.

Sendo assim, vemos que remove os fatores do agrupamento amostral.

4.10 - Classificação de Recursos:

Para quantificar os recursos na estimativa, utilizou-se o método do variograma.

De acordo com *Souza (2007)* essa ferramenta permite uma indicação do nível de correlação que os dados amostrais apresentam em uma dada zona mineralizada.

Os critérios utilizados nesse estudo foram:

O grau dessa correlação tem sido frequentemente utilizado para classificar recursos. Foram propostas três classes de classificação:

- Blocos **medidos** que se encontram em até 50% de alcance total do variograma.
- Blocos **indicados** que se encontram entre 50% e 75% do variograma.
- Blocos **inferidos** que se encontram além de 75% do alcance.

4.11- Estimativa

Krigagem

A estimativa de teores foi realizada através do algoritmo de krigagem ordinária.

a) Para realizar a estimativa dos blocos **medidos**, foram utilizados os seguintes parâmetros:

- Busca na direção de maior continuidade: 225m;
- Busca na direção de continuidade intermediária: 175m;
- Busca na direção de menor continuidade: 75 m.

A busca foi orientada com as mesmas direções do correlograma.

O elipsoide de busca foi dividido em 8 setores angulares.

O mínimo de amostras para estimar um bloco foram 12.

O número máximo de amostras para estimar um bloco foram 24.

O número ótimo de amostras para estimar um bloco foram 3

Máximo de 2 setores angulares consecutivos vazios.

b) Para realizar a estimativa dos blocos **indicados**, foram utilizados os seguintes parâmetros:

- Busca na direção de maior continuidade: 337,5m;
- Busca na direção de continuidade intermediária: 262.5m;
- Busca na direção de menor continuidade: 112.5m.

A busca foi orientada com as mesmas direções do correlograma.

O elipsoide de busca foi dividido em 8 setores angulares.

O mínimo de amostras para estimar um bloco foram 6.

O número máximo de amostras para estimar um bloco foram 24.

O número ótimo de amostras para estimar um bloco foram 3.

Máximo de 4 setores anulares consecutivos vazios.

c) Para realizar a estimativa dos blocos inferidos, foram utilizados os seguintes parâmetros:

- Busca na direção de maior continuidade: 450m;
- Busca na direção de continuidade intermediária: 350m;
- Busca na direção de menor continuidade: 150 m.

A busca foi orientada com as mesmas direções do correlograma.

O elipsoide de busca foi dividido em 8 setores angulares.

O mínimo de amostras para estimar um bloco foram 3.

O número máximo de amostras para estimar um bloco foram 24.

O número ótimo de amostras para estimar um bloco foram 3.

Desconsidera o número de setores angulares vazios.

Percebemos pelo histograma que quase 90% dos blocos são **medidos** e um pouco mais de 10% deles são **indicados** ou **inferidos**, resultando em um grande depósito de minério.

Figura 33 -Histograma da Classificação de Recursos.

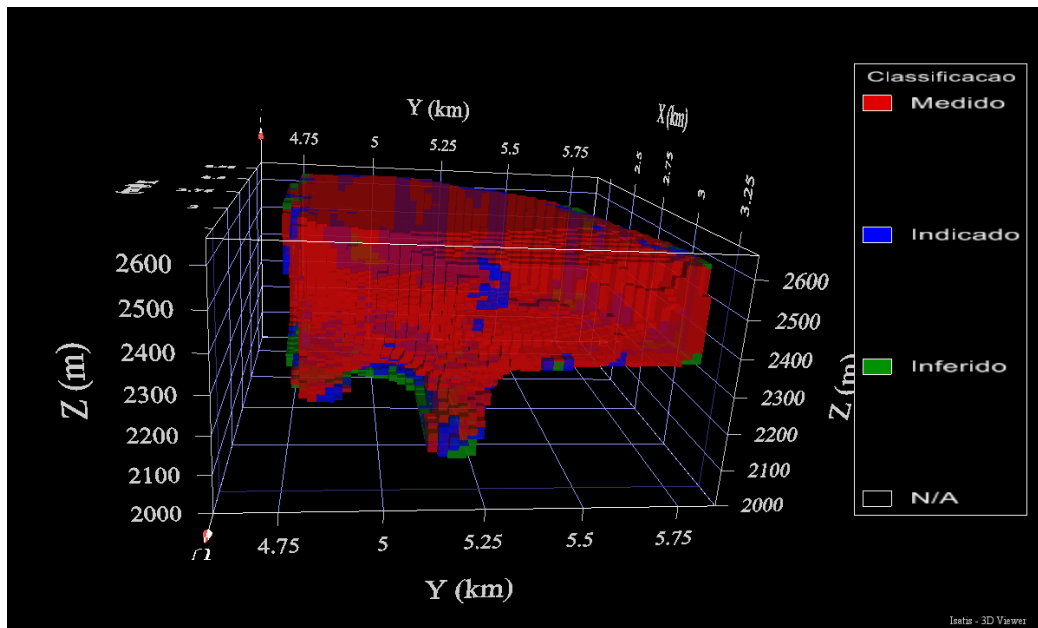


Figura 34 - Corpo Mineral Classificado

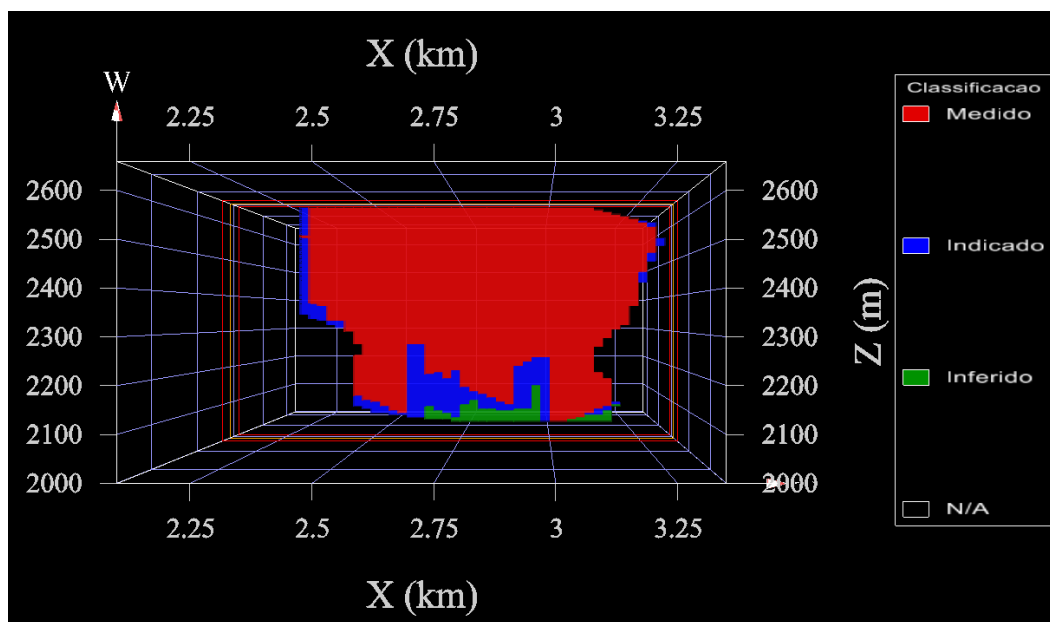


Figura 35 - Seção Vertical do Corpo Mineral Classificado

4.12 - Curva de Parametrização

Após a validação dos dados, construímos a curva de parametrização do depósito com intuito de medir a sensibilidade econômica da área.

Determinamos diferentes teores de corte para o cobre e seus correspondentes teores médios e tonelagens.

A construção da curva de parametrização é fundamental para a caracterização da jazida e conseqüente planejamento de lavra, pois tanto para planejamentos de curto, médio ou longo

prazo, é de suma importância o conhecimento do teor de corte, dependente do valor do minério, que determina a tonelagem e o teor médio da jazida.

Com o modelo estimado, foi possível realizar a curva de parametrização.

Essa curva considera todos os blocos, independentemente de sua classificação.

Cutoff	Tonelagem(ton):	Teor de Médio(%):
0	903 657 000.00	0.50
0.5	402 191 000.00	0.77
1	60 628 700.00	1.21
1.5	4 879 310.00	1.70
2	397 500.00	2.31
2.5	109 313.00	2.75

Tabela 2 – Valores de Cut off para tonelagem e teor médio.

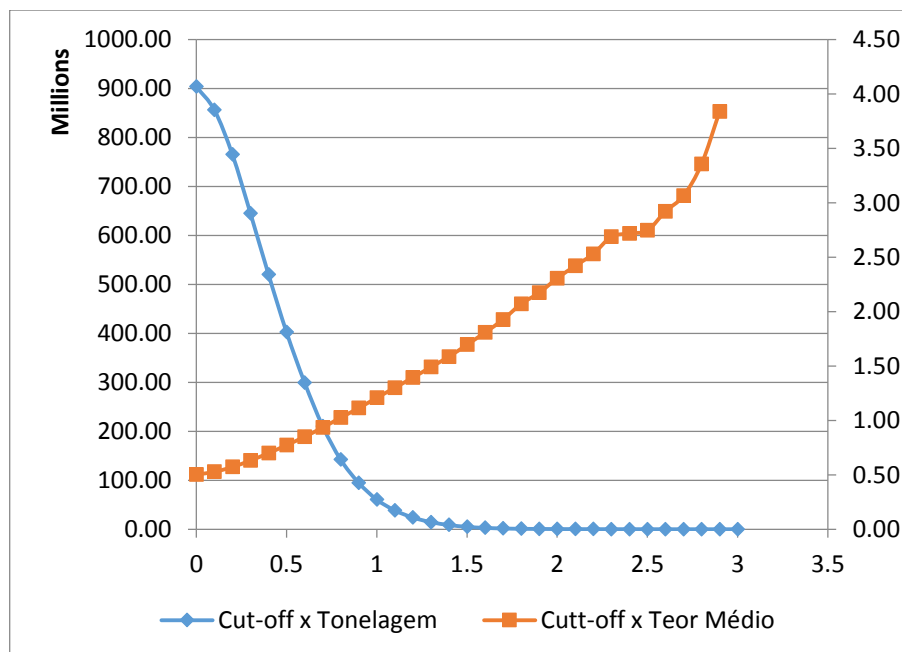


Figura 36 - Curva de Parametrização

5.0 Propriedades físicas do depósito

O depósito apresenta granito fraturado como minério e granito fraturado como encaixante e ambos do tipo I – derivação ígnea – por Chappel&White. O minério é um granito com alteração hidrotermal e densidade *in situ* de 2.65t/m³, e a rocha estéril é um granito não alterado, com densidade *in situ* de 2.65t/m³.

Para definirmos um fator de empolamento da rocha, é importante sabermos que esse fator é determinante na hora de montar a frota de equipamentos, já que a rocha ocupará maior volume após ser desmontada do que quando se apresentava *in situ*.

Rocha	Densidade (t/m ³)
Minério	2.65
Estéril	2.65
Fator de empolamento	40%

Tabela 4. Densidade e empolamento.

6.0 Geomecânica:

Para realizar um trabalho seguro de engenharia, é necessário um conhecimento detalhado do material a ser trabalhado, seja ele rocha ou solo. Desta forma, utiliza-se a geomecânica, que é a ciência que estuda a rocha e o solo, tanto pela mecânica de rochas, tanto pela mecânica de solos. Ambas têm por objetivo ajudar no dimensionamento de taludes, possibilitando o máximo aproveitamento de minério.

6.1 Mecânica das Rochas

Esta tem por objetivo, em mineração a céu aberto, analisar as características geomecânicas das rochas (resistências, falhas, etc), e através dessas informações, dimensionar taludes operacionais seguros, evitando qualquer tipo de fratura.

Como o minério e o estéril são rochas muito parecidas, determinou-se que eles possuem as mesmas propriedades.

Primeiramente, para a análise geomecânica do maciço, determinou-se o RMR (rock mass rating) do mesmo. O RMR é uma classificação geomecânica que consiste em classificar o maciço conforme as seguintes propriedades:

- RQD (rock quality designation): determina a qualidade da rocha através de scanlines ou testemunhos de sondagens;
- Qualidade e quantidade de fraturas;
- Resistência a compressão uniaxial;
- Presença de água no maciço.

Após, para determinarmos as propriedades mecânicas das rochas, foi utilizado o software *RocData* da Rocscience, que é a aplicação do critério de Hoek Brown, o qual determina as propriedades do maciço através dos seguintes parâmetros:

- GSI (*geological strength index*);
- Resistência a compressão uniaxial da rocha;
- MI: constante da rocha, determinada por Hoek Brown;
- D: fator de redução referente ao tipo de desmonte aplicado a lavra.

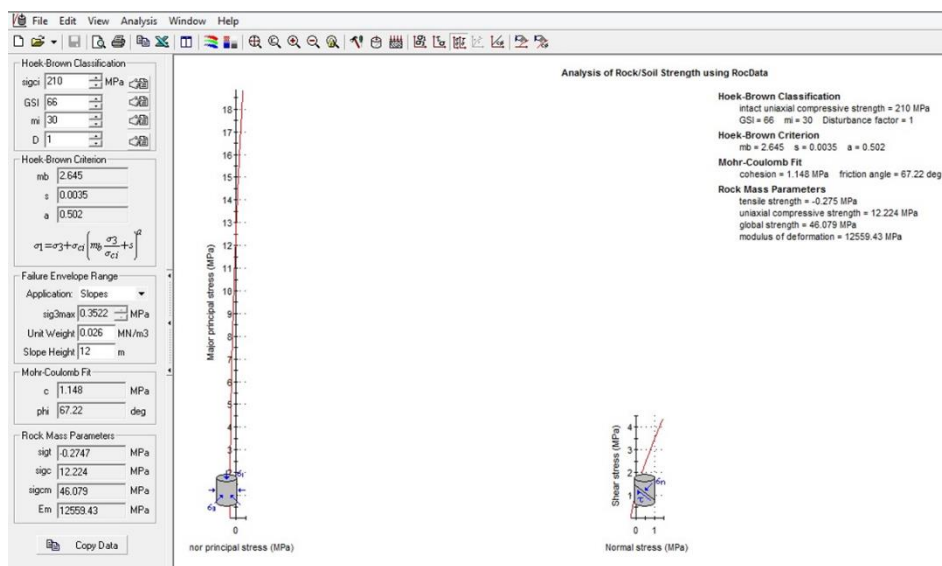


Figura 37 . Resultados dos parâmetros no software Rocdata.

Como o estéril e o minério são de uma família de granitos com poucos falhamentos, justifica-se o uso de um alto valor de GSI e uma alta resistência a compressão uniaxial.

Hoek Brown Classification				Mohr-Coulomb Fit	
sigci (Mpa)	GSI	MI	D	C (Mpa)	phi
210	66	30	1	1.148	67°

Tabela5. Classificação geomecânica

Alguns dados da geologia são desconhecidos, desta forma, para a análise de mecânica de rochas deste projeto, determinou-se duas famílias de fraturas.

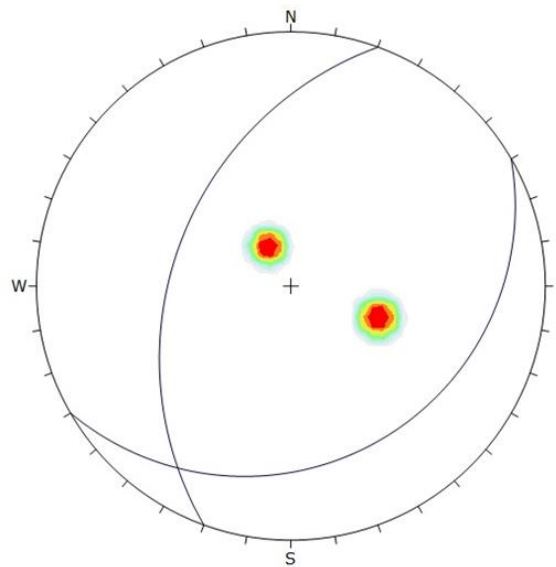


Figura38. Fraturas mostradas no software Dips.

Fratura	Dip	Dip Direction
1	20°	150°
2	40°	290°

Tabela 6. Orientação das fraturas

Com a ajuda do software *Dips*, da *Rocscience*, foi feita a visualização e a análise cinemática das famílias de fraturas.

Foram testados diversos valores de ângulos de talude para a análise.

Foram testados os seguintes ângulos de face: 50°, 55°, 65° e 70°. As análises cinemáticas estão demonstradas abaixo e nenhuma apresentou problemas.

Talude	Dip	Dip Direction	Planar (%)	Cunha (%)	Tombamento (%)
N	50°	0°	0	0	0
E	50°	90°	0	0	0
S	50°	180°	0	0	0
W	50°	270°	0	0	0

Tabela 7. Análise cinemática para ângulo de face de 50°.

Talude	Dip	Dip Direction	Planar (%)	Cunha (%)	Tombamento (%)
N	55°	0°	0	0	0
E	55°	90°	0	0	0
S	55°	180°	0	0	0
W	55°	270°	0	0	0

Tabela 8. Análise cinemática para ângulo de face de 55°.

Talude	Dip	Dip Direction	Planar (%)	Cunha (%)	Tombamento (%)
N	60°	0°	0	0	0
E	60°	90°	0	0	0
S	60°	180°	0	0	0
W	60°	270°	0	0	0

Tabela 9. Análise cinemática para ângulo de face de 60°.

Talude	Dip	Dip Direction	Planar (%)	Cunha (%)	Tombamento (%)
N	65°	0°	0	0	0
E	65°	90°	0	0	0
S	65°	180°	0	0	0
W	65°	270°	0	0	0

Tabela 10. Análise cinemática para ângulo de face de 65°.

Talude	Dip	Dip Direction	Planar (%)	Cunha (%)	Tombamento (%)
N	70°	0°	0	0	0
E	70°	90°	0	0	0
S	70°	180°	0	0	0
W	70°	270°	0	0	0

Tabela 11. Análise cinemática para ângulo de face de 70°.

6.1.1 Ruptura planar:

Podem ocorrer quando a descontinuidade está subparalela à face do talude. Deve-se tomar cuidado com a percolação de água nas fraturas.

Para a análise dos fatores de segurança, foi utilizado o software *RocPlane*, da *RocScience*.

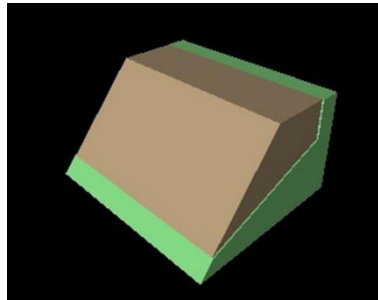


Figura 39. Interface software RocPlane

		Fraturas Secas	Fraturas com 50% de água	Fraturas com 100% de água
Família 1-Planar	Ângulo	Fator de Segurança	Fator de Segurança	Fator de Segurança
	50°	4.732	4.438	2.7
	55°	4.521	4.203	2.42
	60°	4.352	3.945	2.153
	65°	4.21	3.652	1.881
	70°	4.084	3.338	1.587

Tabela 12. Análise de diversos ângulos de face para fraturas secas e saturadas, para a família 1 de fraturas

		Fraturas Secas	Fraturas com 50% de água	Fraturas com 100% de água
Família 2-Planar	Ângulo	Fator de Segurança	Fator de Segurança	Fator de Segurança
	50°	5.271	2.24	2.125
	55°	3.84	3.587	2.052
	60°	3.163	2.95	1.822
	65°	2.724	2.562	1.43
	70°	2.431	2.24	1.125

Tabela 13. Análise de diversos ângulos de face para fraturas secas e saturadas, para a família 2 de fraturas

6.1.2 Ruptura em cunha:

Esse tipo de ruptura envolve deslizamento translacional, ocasionado pela interseção de dois planos de descontinuidade. É necessário que duas falhas geológicas aflorem na superfície e que o ângulo de atrito seja menor que o mergulho da linha de interseção, e este seja menor que o ângulo da face do talude.

Para definirmos os fatores de segurança, foi utilizado o software *Swedge*, da *Rocscience*.

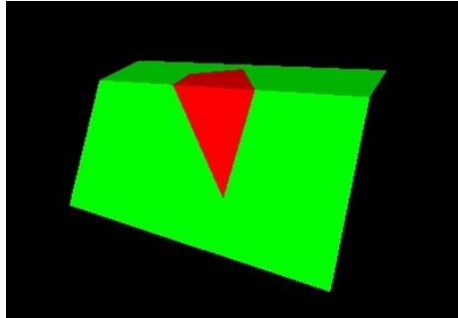


Figura 40. Interface do software *Swedge*

		Fraturas Secas	Fraturas 50% saturadas	Fraturas 100% saturadas
Família 1 e 2 - Cunha	Ângulo	Fator de Segurança	Fator de Segurança	Fator de Segurança
	50°	5.73	4.9	4.5
	55°	5.3	4.82	4.43
	60°	5.06	4.75	4.36
	65°	4.83	4.7	4.32
	70°	4.7	4.64	4.28

Tabela 14 . Análise de diversos ângulos de face para fraturas secas e saturadas, para a família 2 de fraturas

6.1.3 Ruptura por tombamento:

Pode ocorrer quando planos estruturais bem definidos estão subparalelos ao da face do talude, mas com mergulho contrário do mesmo.

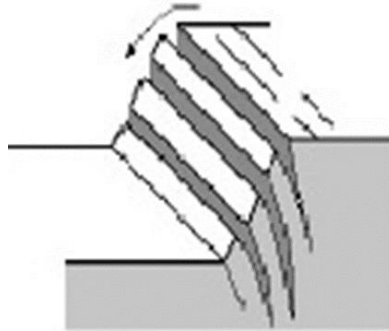


Figura 41 . Ruptura por tombamento.

Para a análise de ruptura de tombamento em talude local, foi utilizado o software *Phase 2* para definir um fator de segurança adequado.

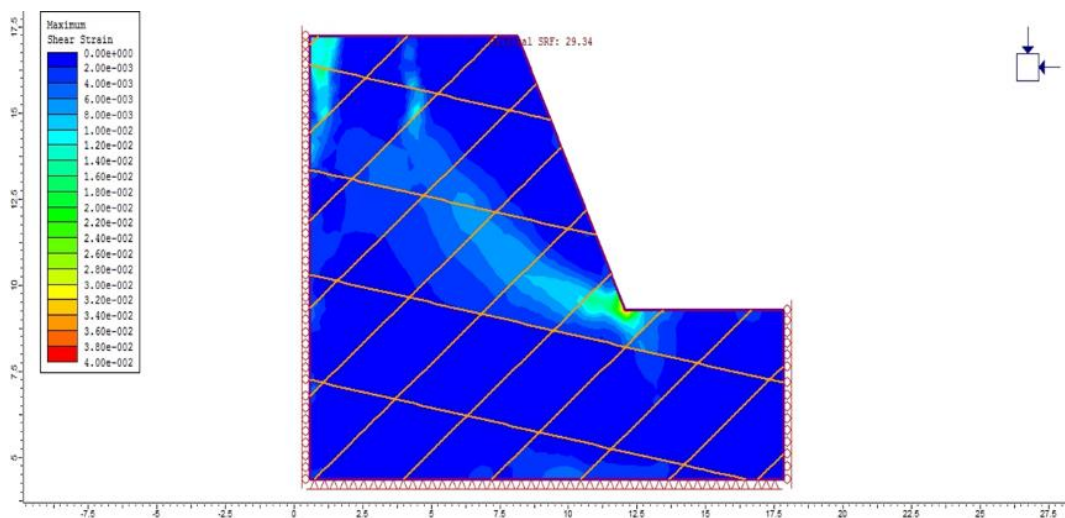


Figura 42. Análise de tombamento pelo software *Phase 2*.

Os taludes operacionais possuem altura de 12 metros e berma de 5 metros, dimensões que correspondem ao tamanho de blocos utilizado na krigagem. A inclinação dos taludes foi determinada em de 65° , visto que pode ocorrer ruptura planar quando a fratura estiver cheia de água, pois seu fator de segurança deve ficar entre 1.2 e 1.4.

6.1.4 Ruptura circular para talude global

Pode ocorrer em maciço altamente alterados e fraturados, ou em rochas pouco competentes, onde os planos de descontinuidade não controlam o comportamento mecânico.

Foi utilizado o software *Slide* para prever uma possível ruptura circular.



Figura 43. Ruptura circular ocorrida na Califórnia, EUA

Na figura a seguir está a seção na qual serão analisadas as rupturas por tombamento e ruptura circular do talude global:

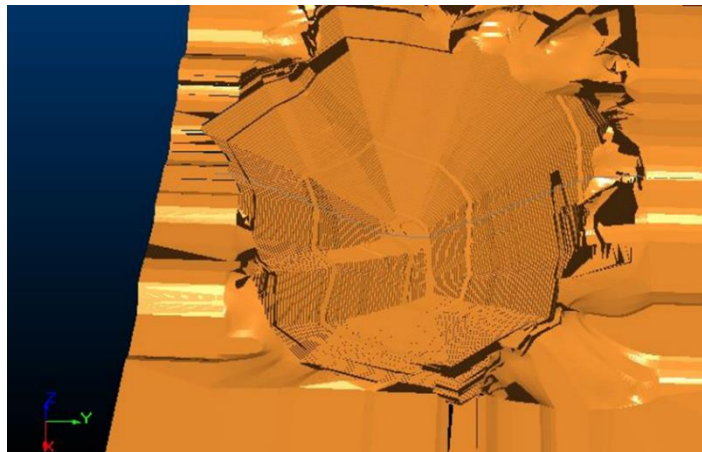


Figura 44. Seção na qual foi analisada a ruptura circular. Fonte: software CAE Studio 3

- Seção direita – Ruptura Circular – Fator de Segurança: 4.4

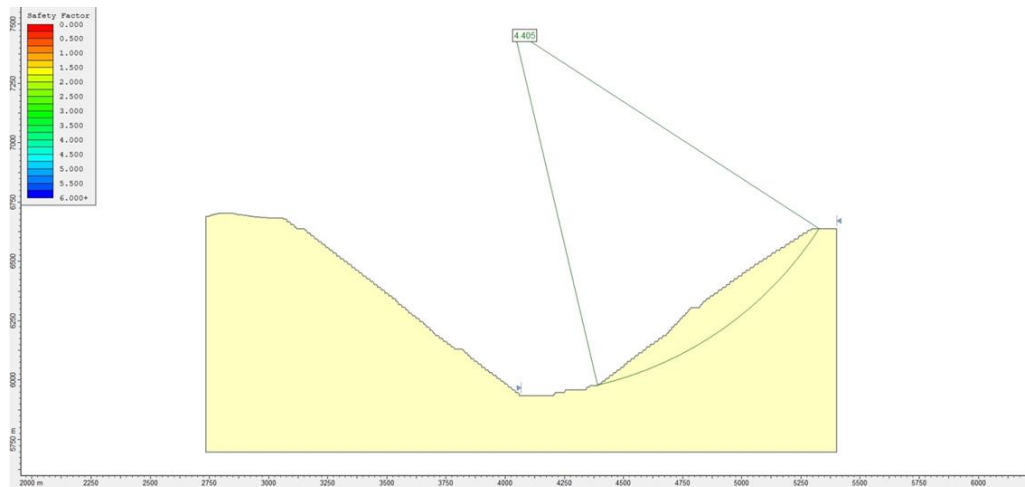


Figura 45. Seção direita dos taludes e sua análise para ruptura circular. Fonte: software Slide.

- Seção Esquerda – Ruptura Circular - Fator de Segurança: 4.2

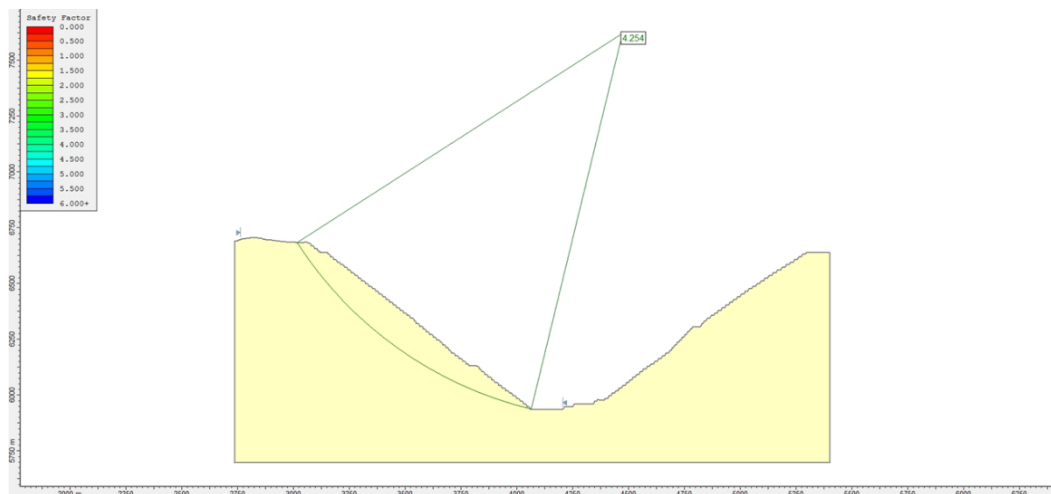


Figura 46. Seção esquerda dos taludes e sua análise para ruptura circular. Fonte: software Slide.

6.2 Talude Global entre rampas

Foi analisada a instabilidade dos taludes globais entre rampas, ou seja, o ângulo que formado de uma rampa a outra, e chegou-se a um ângulo de 49°.

7 Planejamento de Lavra

A etapa a seguir engloba a definição dos regimes de trabalho do setor de lavra, do setor de beneficiamento e administrativo, a taxa de produção de lavra, a definição do método de lavra, a escolha da frota de produção, e os avanços anuais do projeto de lavra.

Essa fase tem influência direta no resultado econômico do projeto, visto que a definição e seleção correta do método de lavra e taxa de produção influenciam a seleção de equipamentos e, conseqüentemente, os custos de lavra.

7.1 Definição do regime de trabalho

Para determinar o regime de trabalho foram descontados os feriados e o tempo de troca de turno. Também foi considerado o fator climático da região do projeto.

Dias trabalhados por ano na lavra	339
Feriados	9
Número de turnos	3
Horas trabalhadas por turno	8
Horas efetivas por turno	7.45
Dias trabalhados na semana	7
Fator climático	0.95
Horas trabalhadas por ano	7180.83

Tabela 15. Regime de trabalho.

7.2 Definição do método de lavra:

A lavra do depósito mineral em estudo será feita a céu aberto, pelo método de Open Pit Mining. Esse método foi escolhido devido à baixa profundidade do corpo, geometria e baixo custo.

Para auxiliar, foi utilizado o aplicativo *Mining Method Selection*, desenvolvido pela Edumine, que leva diversos fatores em consideração para fazer a escolha do método, tais como geometria do corpo, distribuição de teores e geomecânica das rochas.


Orebody Characteristics	Orebody Cartoon	Mining Method Rankings
<p>Geometry and Grade Distribution</p> <p>General Shape: Massive ▼</p> <p>Ore Thickness: Very Thick (more than 100m) ▼</p> <p>Ore Plunge: Flat (less than 20deg) ▼</p> <p>Grade Distribution: Uniform ▼</p> <p>Depth: Shallow (0-100m) ▼</p>		<p>(best)</p> <p>Open Pit (40)</p> <p>Sublevel Stopping (38)</p> <p>Sublevel Caving (25)</p> <p>Block Caving (21)</p> <p>Cut and Fill Stopping (21)</p> <p>Top Slicing (19)</p> <p>Square Set Stopping (3)</p> <p>Room and Pillar (-16)</p> <p>Shrinkage Stopping (-71)</p> <p>Longwall Mining (-80)</p> <p>(worst)</p>
<p>Rock Mass Rating (after Bieniawski 1973)</p> <p>Ore Zone: Strong (60-80) ▼</p> <p>Hanging Wall: Strong (60-80) ▼</p> <p>Footwall: Very Strong (80-100) ▼</p>		
<p>Rock Substance Strength (unconfined compressive strength / principal stress)</p> <p>Ore Zone: Strong (more than 15) ▼</p> <p>Hanging Wall: Strong (more than 15) ▼</p> <p>Footwall: Strong (more than 15) ▼</p>		

Figura 47. Resultados da seleção do método de lavra. Fonte: Edumine

7.3 Preço de venda do cobre:

Devemos determinar o preço de venda do cobre, já que ele influenciará todo o projeto. Foi estimada a média durante 13 anos (2003-2015), obtendo-se a média de 6885US\$/t.

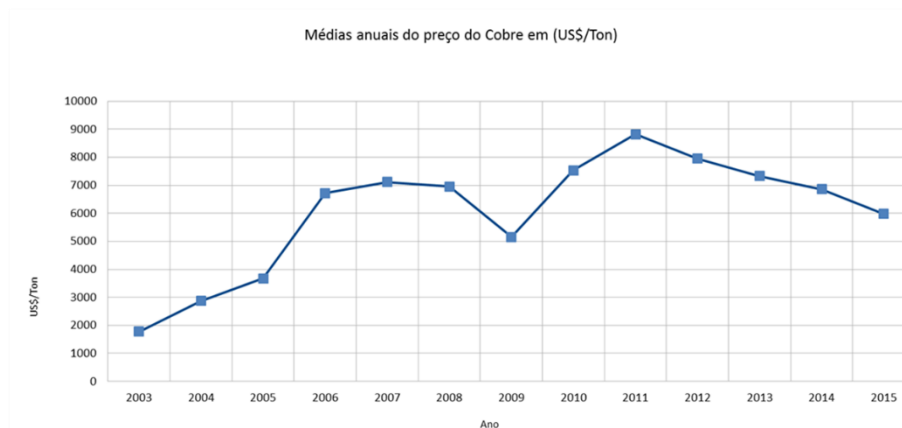


Figura 48. Médias anuais do preço do cobre.

Os custos de lavra foram obtidos através do algoritmo de O'Hara, pelo aplicativo *Mafmine*. São levados em consideração as características do minério, a taxa de produção, método de lavra, infraestrutura, produção de estéril, processos de beneficiamento, entre outros. Segue abaixo os valores obtidos:

Recuperação	80%
Preço	6885U\$/t
Lavra a céu aberto	1.90 U\$/t mov.
Beneficiamento	9 U\$/t minério
Energia Elétrica	1.44 U\$/t tratada
Custos Ambientais	0.05 U\$/t mov.
Custos Administrativos	1 U\$/t

Tabela 16. Custos operacionais. Fonte: *Mafmine*

7.4 Cálculo do BCOG e MCOG:

Teor de corte é teor de metal ou mineral contido em um minério, abaixo do qual sua exploração se torna dispendiosa. Entende-se por teor de corte de um bloco, aquele teor capaz de pagar sua lavra, seu tratamento, bem como seus custos indiretos e financeiros, não oferecendo nenhum lucro e também não suportando a remoção de nenhum estéril associado. Define-se como Break-even Cutoff Grade (BCOG) o teor de corte que torna a função a seguir igual a zero.

$$BCOG = \frac{\text{Custos de lavra} + \text{Custos de processo} + \text{Custos G\&A}}{\text{Rec. Global} * (\text{Preço de venda} - \text{Custos de venda e refino} - \text{Royalties})}$$

Equação 2. Cálculo do BCOG

Logo, após feitos os cálculos, chegamos ao valor de 0.21%.

Teor marginal é aquele teor que paga apenas os custos de beneficiamento, além dos custos indiretos e financeiros subsequentes. Correspondem ao bloco já lavrado que, em lugar de ser jogado à “pilha de estéril”, é levado à usina de beneficiamento, extraindo-se o elemento de interesse, não dando nem lucro nem prejuízo.

Igualmente ao (BCOG), define-se como Marginal Cutoff Grade (MCOG) o teor de corte que torna a função benefício igual a zero, porém excluindo os custos de lavra.

$$MCOG = \frac{\text{Custos de processo} + \text{Custos G\&A}}{\text{Rec. Global} * (\text{Preço de venda} - \text{Custos de venda e refino} - \text{Royalties})}$$

Equação 3. Cálculo do MCOG

Logo, temos como teor de corte marginal o valor de 0.17%.

7.5 Geração de cava ótima

Com a utilização dos dados anteriores, foi possível gerar a cava ótima. Na geração da cava ótima pelo software *NPV Scheduler*, da *Datamine* foram utilizados os seguintes parâmetros:

- Taxa de desconto de 10% ao ano;
- Taxa de produção de 24Mt/ano;
- Ângulo de inclinação global de 49°;

A seguir, a cava ótima gerada.

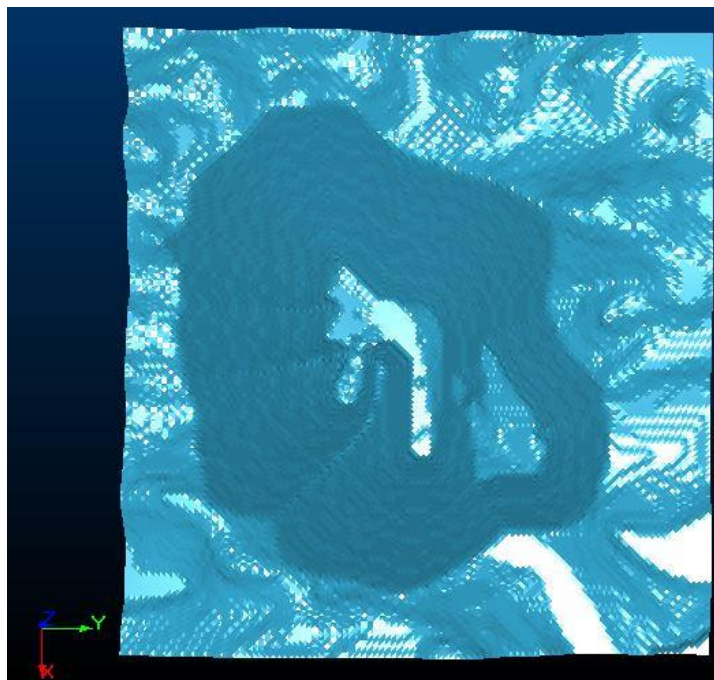


Figura 49 . Vista superior da cava ótima. Fonte: NPV Scheduler

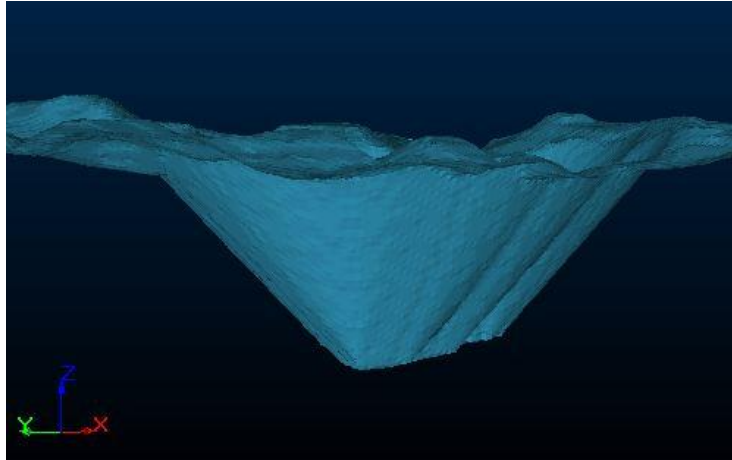


Figura 50. Vista lateral da cava ótima. Fonte: NPV Scheduler

7.6 Geração de cava operacional:

Para a construção da cava operacional é necessário considerar diversos parâmetros geomecânicos para tornar viável a operação de lavra na cava, como por exemplo, altura de bancada, ângulo de inclinação da bancada, largura de berma e ângulo global da cava.

Com o auxílio do software *CAE Studio 3*, foi possível operacionalizar a cava, montando *strings* ao longo do modelo de blocos a fim de se chegar o mais perto possível dos parâmetros da cava ótima.

Altura do talude	12m
Ângulo de face	65°
Largura de berma	5m
Gradiente da rampa	10%
Largura da rampa	32m
Ângulo global	49°

Tabela 16. Parâmetros utilizados para obtenção da cava operacional

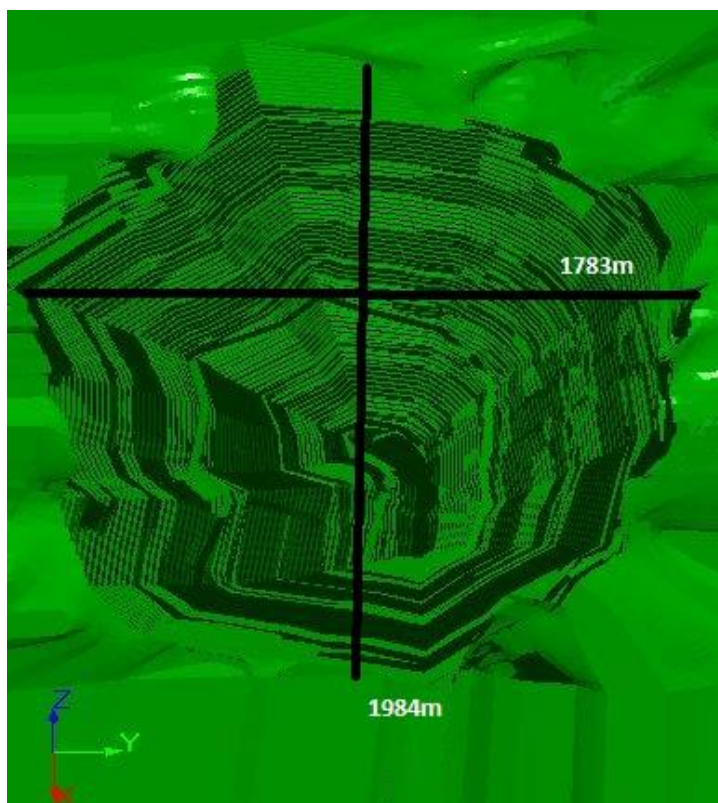


Figura 51. Cava operacional.

7.7 Curva de Parametrização

A curva de parametrização fornece uma análise sobre o comportamento do depósito mineral estimado, conforme o teor de corte estabelecido. São plotadas duas curvas, uma de teor de corte versus tonelagem da reserva e a outra de teor de corte versus teor médio do depósito. Através das duas curvas citadas é possível obter uma análise prévia para o planejamento de lavra do teor médio que deve ser enviado à planta de beneficiamento, informando sobre a produção necessária e conseqüentemente sobre eventuais lucros. A curva de parametrização foi baseada e calculada com os parâmetros da legenda de divisão das categorias de teores do depósito. A seguir é mostrada a curva de parametrização da cava operacional e da cava ótima:

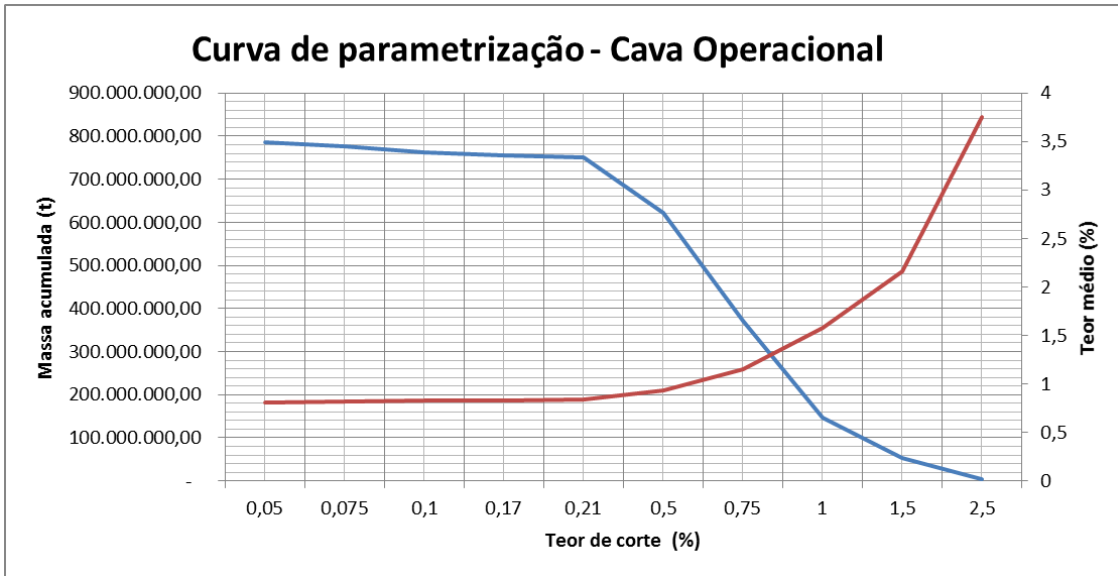


Figura 52. Curva de parametrização da cava operacional

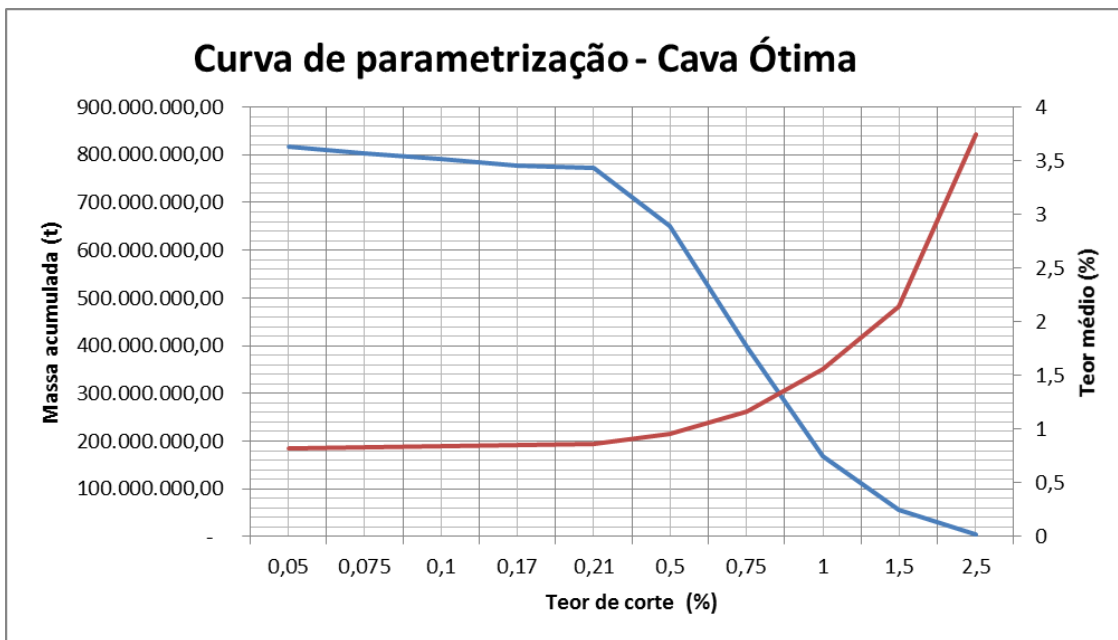


Figura 53. Curva de parametrização da cava ótima

7.7.1 Comparação entre cava ótima e cava operacional:

A aderência entre a cava ótima e operacional se verifica através dos valores da relação estéril minério das duas cavas. A REM encontrada foi de 1.43:1 para a cava operacional, e para a cava otimizada, a REM foi de 1.32:1. Geralmente a cava operacional revela valores maiores devido aos parâmetros geomecânicos e operacionais utilizados.

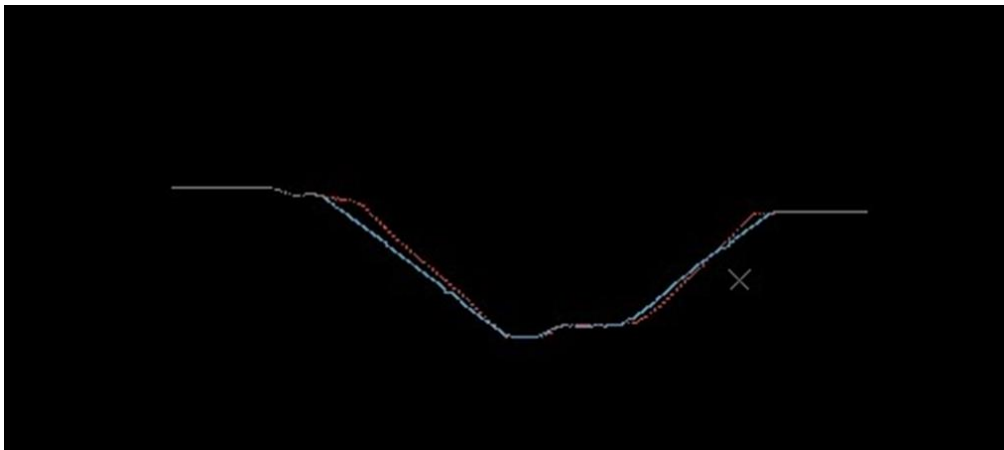


Figura 54. Aderência entre cava ótima (linha vermelha) e cava operacional (linha azul)

	Cava Ótima	Cava Operacional	Diferença
Estéril	1.050.978.231,00	1.099.786.864,00	2%
Minério	794.979.305,89	766.286.576,84	-2%
REM	1.32:1	1.43:1	

Tabela 17. Dados das cavas

8 Dimensionamento de Frota

Primeiramente, para dimensionarmos uma frota, devemos saber aproximadamente o tempo de vida útil da mina.

Pela Regra de Taylor, ao utilizarmos nesta fórmula os recursos verificados anteriormente, foi calculado o valor de vida média do depósito, onde esta última é que foi utilizada como base nos cálculos posteriores.

$$Vida\ útil\ (anos) \cong (1 \pm 0.2) * 6.5 * \sqrt[4]{Mton}$$

Equação 4. Regra de Taylor

Logo, temos uma vida útil de 32 anos.

8.1 Cálculo da frota:

O dimensionamento de frota começará a partir do dimensionamento de uma escavadeira (pois ela é o gargalo da operação) onde a escolha dependerá, entre outros fatores, do cálculo do volume de concha que é feito com base na fórmula a seguir:

$$V_{concha} = \frac{Pa * Tesc * E}{Da * Hd * \rho\ in\ situ * \frac{60min}{h} * A * O * P * S * F}$$

Onde:

Pa: produção anual

Tesc: tempo de ciclo da escavadeira (escolhido como sendo 0.43)

E: empolamento

Da: dias trabalhados no ano

Hd: horas/dia

P in situ: densidade

A: disponibilidade mecânica

O: fator operacional

P: fator de posicionamento (considerado 0.9)

S: fator de giro (considerado 0.95)

F: fator de enchimento (considerado 1)

A seleção do caminhão ideal é realizada com base no volume de concha da escavadeira e no número passes do equipamento de escavação necessários para encher a caçamba do caminhão, que normalmente varia entre 3 e 7, onde o ideal, na prática, é entre 4 e 5. Neste trabalho adotaremos como 5 o número de passes ideal. Também são levados em conta outros fatores que são mostrados a seguir:

De acordo com o cálculo das conchas, chegamos aos seguintes volumes:

- Concha Minério: 26,7m³.
- Concha Estéril: 27.9m³.

Os equipamentos selecionados foram duas escavadeiras hidráulicas 5230 ME da Caterpillar, tanto para o minério quanto para o estéril. Elas possuem concha com capacidade de 28m³.

Os caminhões selecionados foram o 785C da Caterpillar para o minério, com capacidade de 74m³, e o 789C para o estéril, com capacidade de 121m³.

Minério	766Mt
Estéril	1099Mt
REM	1.43:1
Vida útil	32 anos
Dias Trabalhados	339
Densidade minério	2.65t/m ³
Densidade estéril	2.65t/m ³
Distância planta beneficiamento	300m
Distância pilha estéril	300m
Comprimento rampa	4700m
Incremento médio anual	143m

Figura 55. Premissas para cálculo da frota

Para o cálculo dos tempos de ida e vinda dos caminhões, foram considerados os seguintes valores:

- Tempo de trabalho de retroescavadeira: 0.51 minutos.
- Tempos de caminhões (manobra, basculamento, espera e atrasos): 1.9 minutos.
- Distância da planta de beneficiamento e pilha de estéril: 300 metros.
- Resistência ao rolamento: 2%
- Ângulo da pista de rolamento: 10%
- Velocidade máxima permitida: 40km/h

Escavadeira minério/estéril	
Escavação e enchimento	0.3min
Giro carregado	0.10min
Basculamento	0.06min
Giro descarregado	0.05min
Fator giro (90°)	0.95
Enchimento	1
Disponibilidade	0.9
Utilização	0.9
Posicionamento	0.9

Tabela 18. Tempos da escavadeira e fatores

Manobra e basculamento	1min
Espera	0.20min
Atrasos Variáveis	0.70min

Tabela 19. Tempos dos caminhões

	IMA	Tempo Total	Número de Caminhões Minério
1	71.5	5.5	2
2	71.5	6.44	3
3	357.5	7.38	3
4	500.5	8.3	3
5	643.5	8.95	4
6	786.5	10.13	4
7	929.5	11.1	4
8	1072.5	12.01	5
9	1215.5	12.94	5
10	1358.5	13.9	5
11	1501.5	14.8	6
12	1666.5	15.73	6
13	1787.5	16.65	6
14	1930.5	17.6	7
15	2073.5	18.52	7
16	2216.5	19.45	7

	IMA	Tempo Total	Número de caminhões Minério
18	2502.5	21.31	8
19	2645.5	22.17	8
20	2788.5	23.13	8
21	2931.5	24.04	9
22	3074.5	25.03	9
23	3217.5	25.95	9
24	3360.5	26.9	10
25	3503.5	27.8	10
26	3646.5	28.72	10
27	3789.5	29.65	11
28	3932.5	30.55	11
29	4075.5	31.53	11
30	4218.5	32.46	12
31	4361.5	33.4	12
32	4704.5	34.3	12

Tabela 20. Incremento médio anual, tempo total e número de caminhões para o minério

	IMA	Tempo Total	Número de Caminhões Estéril
1	71.5	7.08	3
2	71.5	8.1	3
3	357.5	9.2	4
4	500.5	10.3	4
5	643.5	11.31	4
6	786.5	14.4	5
7	929.5	13.55	5
8	1072.5	14.55	5
9	1215.5	15.6	6
10	1358.5	16.7	6
11	1501.5	17.8	7
12	1666.5	18.8	7
13	1787.5	19.9	7
14	1930.5	21	8
15	2073.5	22.06	8
16	2216.5	23.17	8

	IMA	Tempo Total	Número de Caminhões Estéril
18	2502.5	25.3	9
19	2645.5	26.35	10
20	2788.5	27.45	10
21	2931.5	28.55	10
22	3074.5	29.5	11
23	3217.5	30.67	11
24	3360.5	31.7	11
25	3503.5	32.75	12
26	3646.5	33.9	12
27	3789.5	34.9	12
28	3932.5	36.05	13
29	4075.5	37.11	13
30	4218.5	38.17	14
31	4361.5	39.1	14
32	4704.5	40.3	14

Tabela21. Incremento médio anual, tempo total e número de caminhões para o estéril

Total de caminhões necessários para a operação da mina ao longo dos anos: 26 caminhões

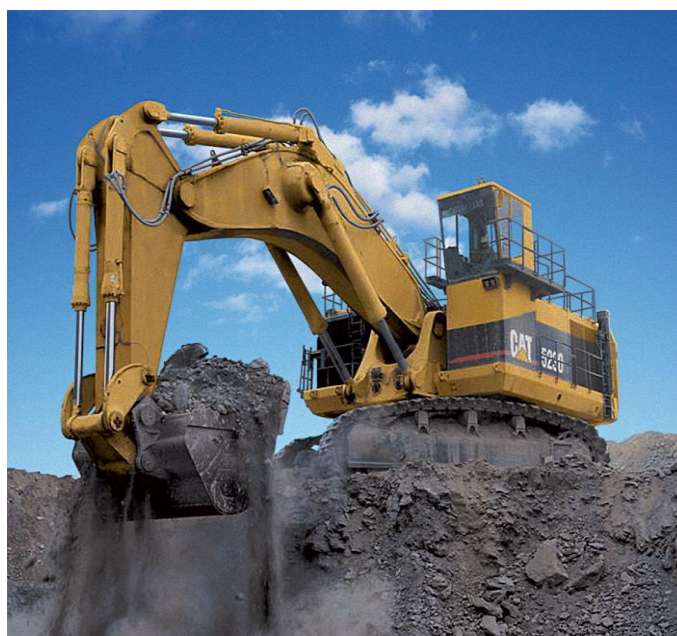


Figura 54. Escavadeira hidráulica 5230 ME Caterpillar. 1470HP. Velocidade máxima: 2.5km/h



Figura 55. Truck 785C Caterpillar. 1380 HP. Vel. Máxima: 56km/h. Largura: 6.79m



Figura 56. Truck 789C Caterpillar. 1800 HP. Vel. Máxima: 54km/h. Largura: 7.67m

9.0 Sequenciamento de lavra

O sequenciamento resultou em um NPV de 118MU\$, mais a taxa de atualização de 10%. No ano 32 chegaremos a exaustão da mina. O sequenciamento será mostrado a cada 8 anos.

Abaixo, temos o sequenciamento detalhado:

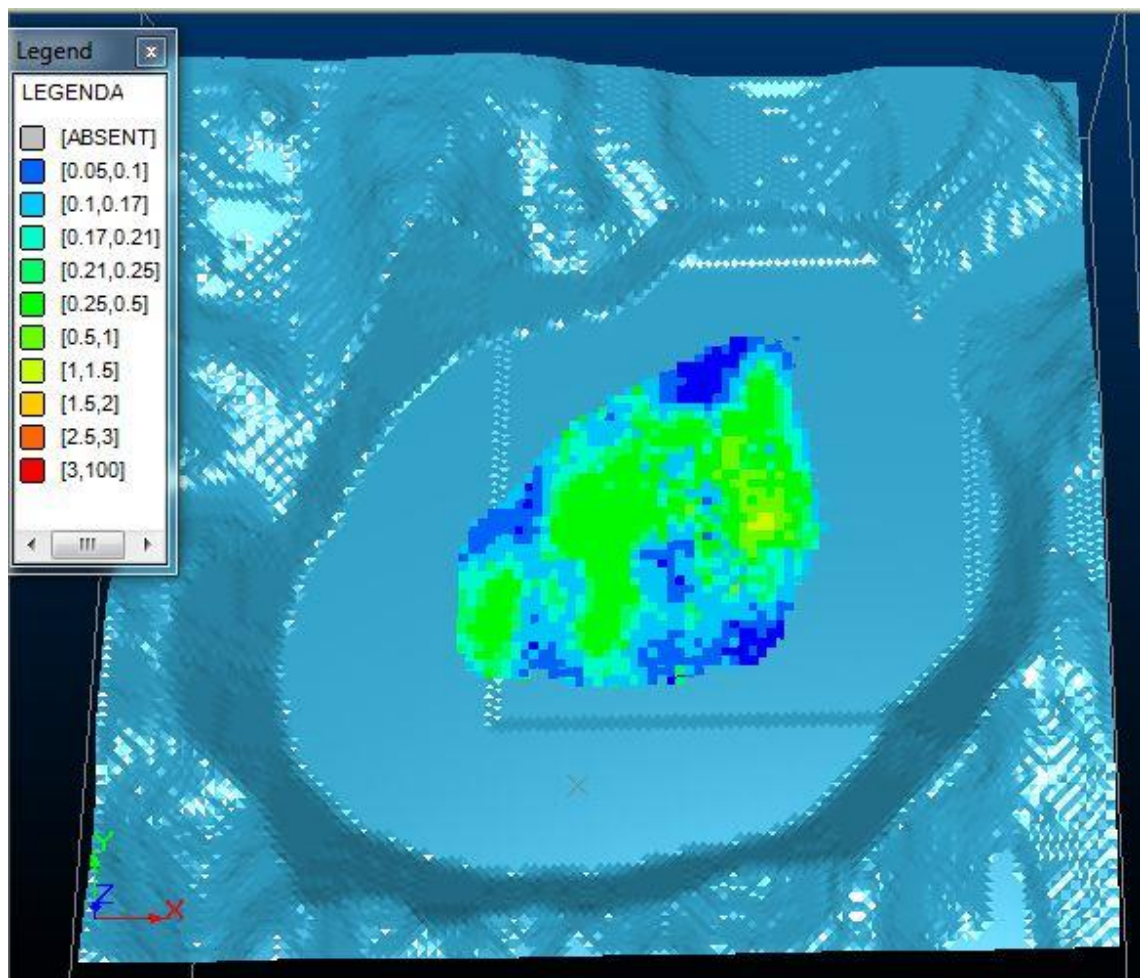


Figura 57. Ano 8 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3

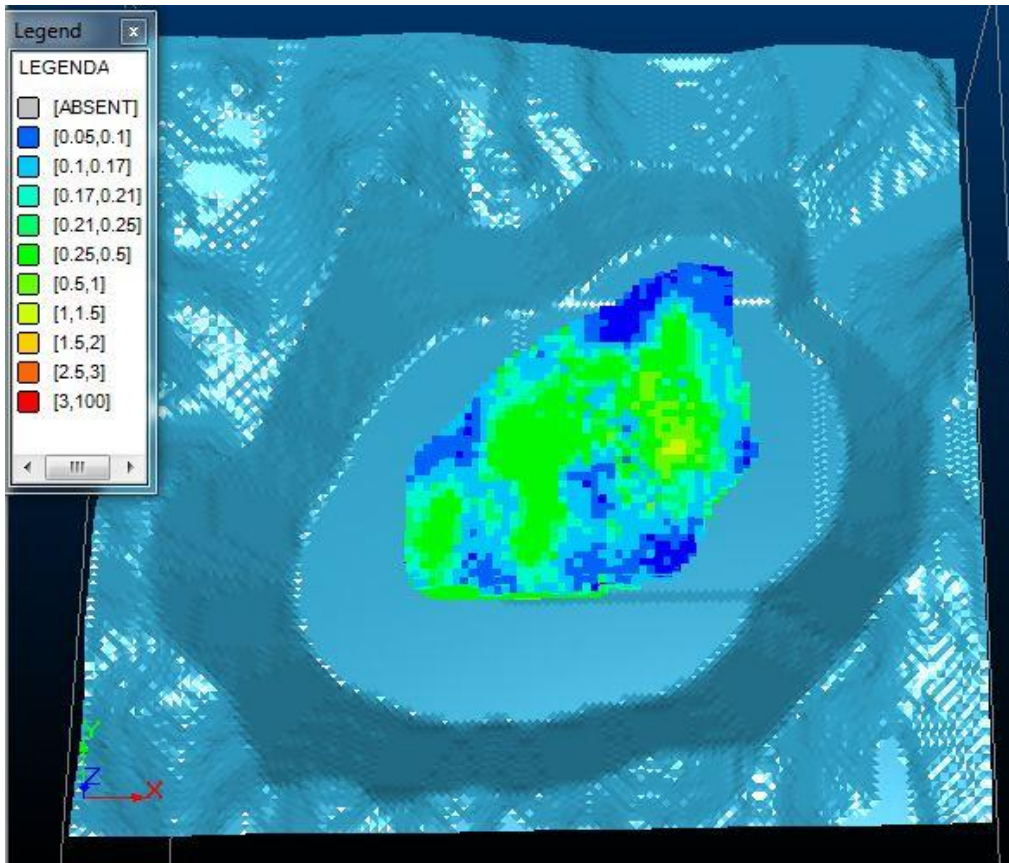


Figura 58 . Ano 16 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3

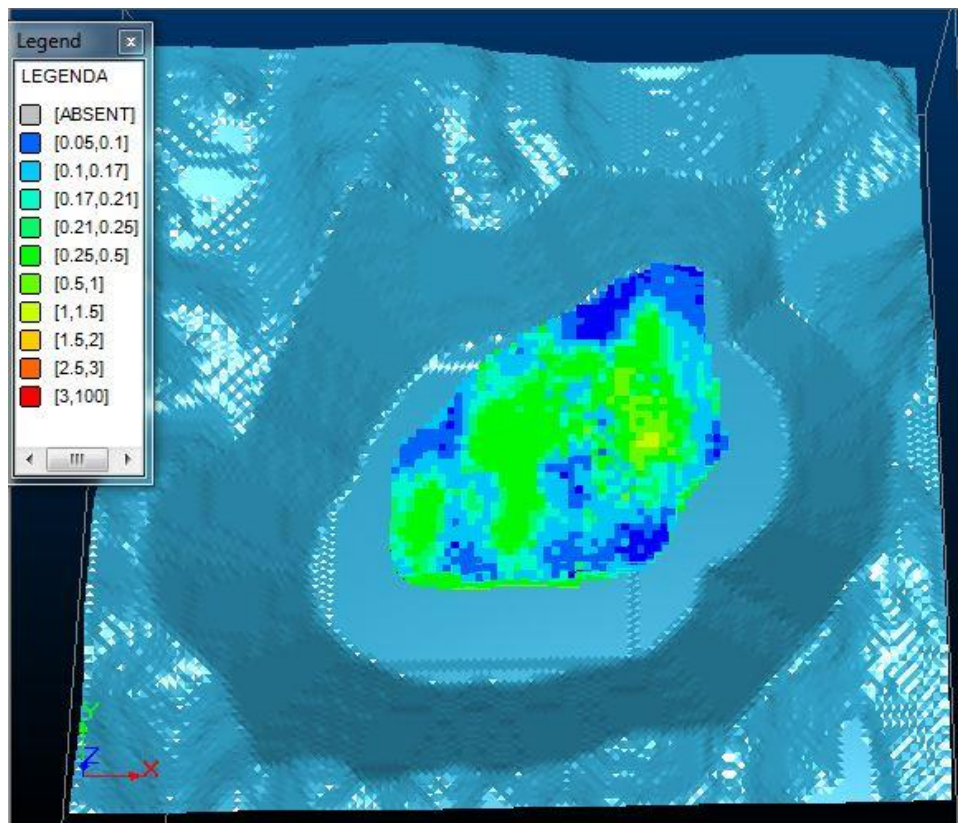


Figura 59. Ano 24 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3

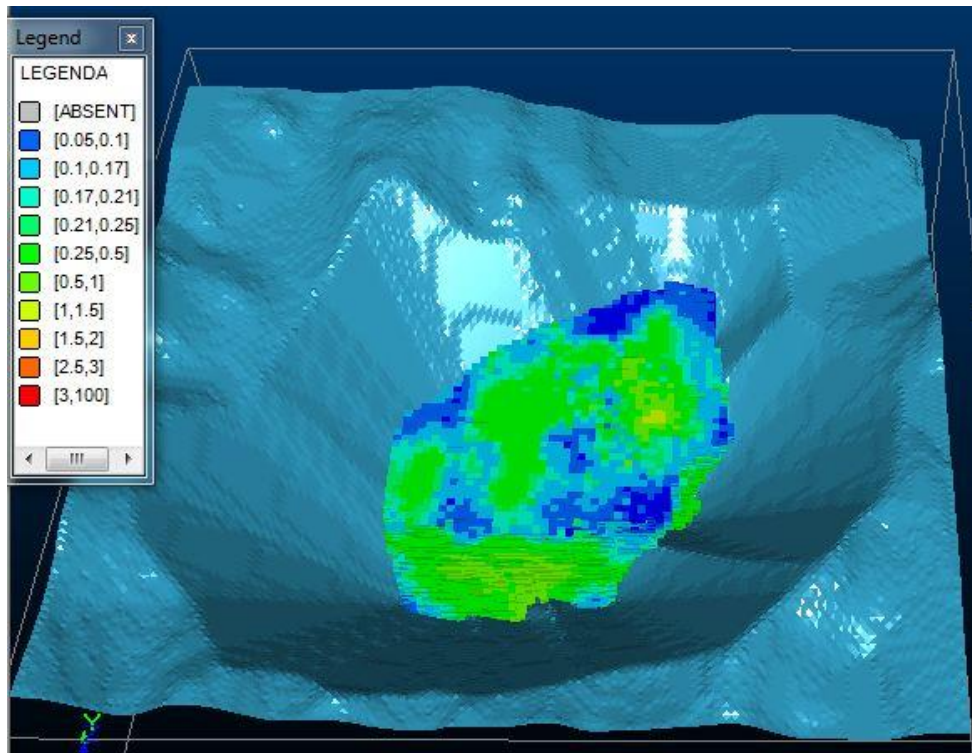


Figura 60. Ano 32 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3

10.0 Desmonte de Rochas:

Para a realização do desmonte de rochas, foi utilizado como ferramenta as equações empíricas de Olofsson (1988), para evitar possíveis problemas de vibração, e através de propriedades do maciço, chegar a valores próximos da realidade de uma mina.

Será considerado um desmonte para o minério e para o estéril, em intervalos de 3 dias um do outro. Quanto maior a área desmontada por vez, menor o número de desmontes, conseqüentemente, menor o tempo de parada da mina.

Os blocos serão desmontados utilizando-se ANFO, e emulsão em caso de precipitação acima da média. A iniciação será feita com espoleta e a ligação com não elétrico.

Abaixo, os parâmetros iniciais para a realização do desmonte:

Propriedade	Valor	Unidade
Tipo de explosivo	Anfo	
Altura média da bancada	12	m
Inclinação	10	°
Diametro do furo	200	mm
Concentração de carga	17	Kg/m
Largura da bancada	180	m
Densidade da Rocha	2,65	t/m ³

Tabela 22. Propriedades do desmonte

Propriedade	Valor	Unidade
Burden Máximo	5,98	m
Subfuração	1,79	m
Profundidade do furo	14,48	m
Erro de perfuração	0,63	m
Burden corrigido	5,34	m
Espaçamento	3,00	m
Malha	16,03	m ²
Ajuste da Largura da bancada	60,00	
Numero de Furos por linha	61	furos
Tampão	5,34	m
Altura de carga	9,14	m
Peso da carga	155,37	Kg
Razão de Carga	0,70	Kg/m ³
Produção do desmonte	87083,00	m ³
Massa	230770	t

Tabela 23. Propriedades do desmonte

Numero de linhas	4	
Total de furos	244	
Metragem Linear Total	4253,91	m
Volume total desmontado:	348.332,00	m ³
Massa total desmontado:	923.080	t
Massa total explosivo:	37.909	kg

Tabela 24. Propriedades dos desmonte

- Logo, precisaríamos de aproximadamente 38 toneladas de ANFO para desmontar 87083m^3 , a cada 3 dias.

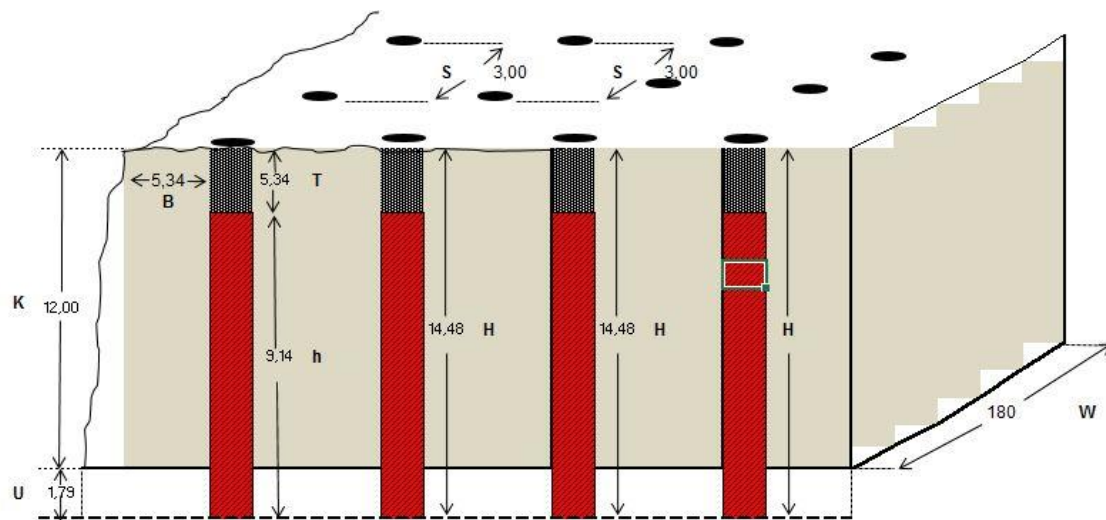


Figura 61. Parâmetros dos furos de desmonte.

Serão utilizadas 4 perfuratrizes Sandvik RH460.



Figura 62. Perfuratriz Sandvik RH460. Fonte: Sandvik

11.0 Beneficiamento

11.1 Introdução à Cominuição

Para obtermos o produto final com o teor desejado, o minério será submetido a um processo de beneficiamento, do qual fazem parte as etapas de britagem, moagem e flotação.

As duas primeiras etapas têm como objetivo reduzir o tamanho do minério proveniente da mina, que é de 0,9 m até se obter um produto D80 de 0,200 mm. A diminuição de tamanho é necessária para tornar possível a etapa de flotação, que tem como objetivo concentrar o material, a fim de aumentar seu teor de 0,56% para 33%. A recuperação prevista será de 87%.

Os minerais de interesse são a Calcopirita (CuFeS_2) e a Bornita (Cu_5FeS_4), após a análise cuidadosa dos dados, foi possível verificar que o teor de Mo é muito baixo, fato que tornou a recuperação do mesmo inviável.

A planta de beneficiamento foi, portanto, projetada para concentrar apenas o Cobre.

11.1.1 Regime de operação e produção

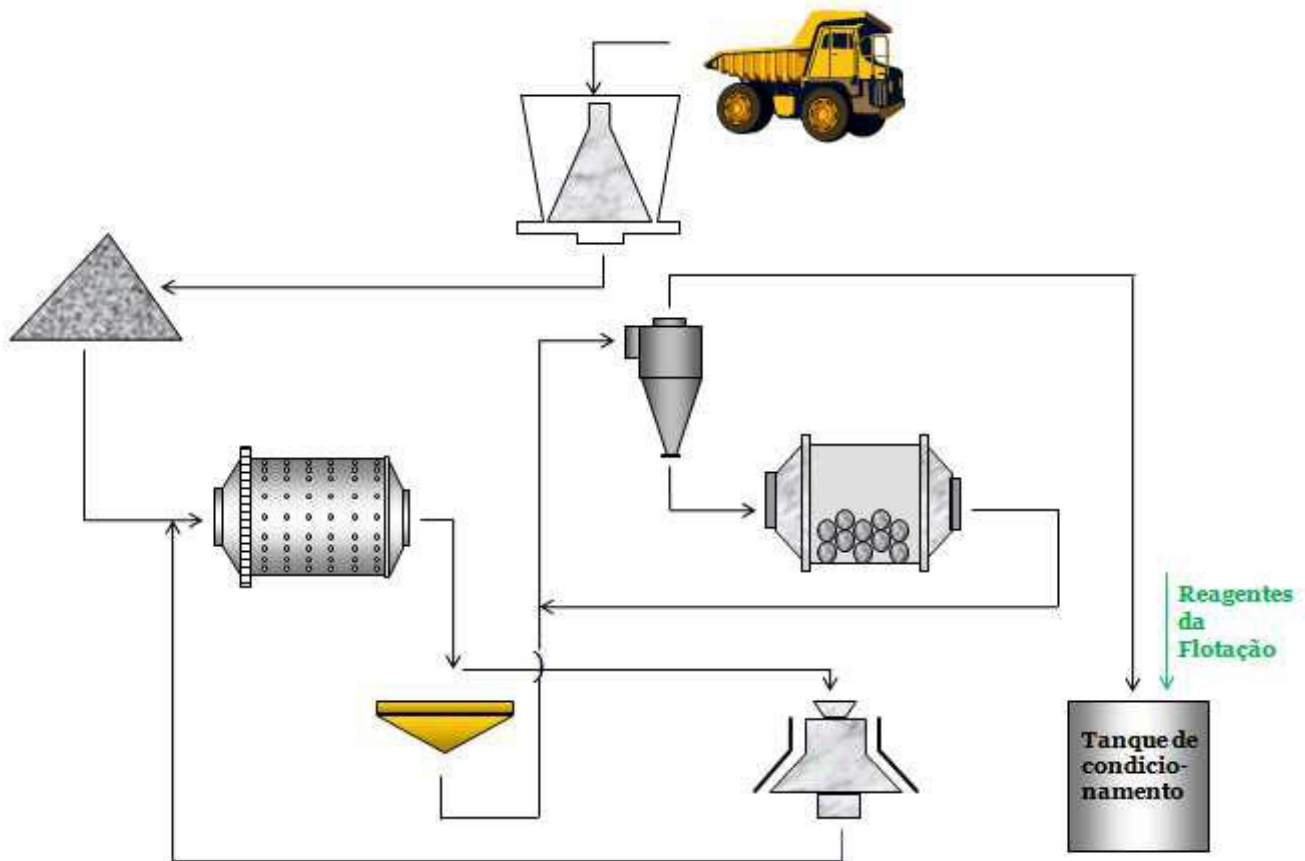
O regime de operação da planta de beneficiamento, com suas determinações de horas efetivas de trabalho, acarreta considerações importantes no dimensionamento das instalações. De fato, se quisermos alcançar os índices de produção estipulados no plano de análise econômica e que tornam a mina rentável, devemos ser factíveis quanto a quantas horas a planta irá operar efetivamente.

Segue ,portanto, um resumo das horas de trabalho efetivos e metas de produção diárias:

- Produção de lavra: 73367,5 t de ROM/dia.
- Regime concomitante à lavra: 3 turnos; 24h/dia; 3450 t/h.
- Regime da planta de beneficiamento: 3 turnos; 24h/dia; 3450 t/h.
- Parada para manutenção da planta: 1 dia/mês.
- 21,18 horas efetivas de trabalho diário
- 7181 horas/ano.

11.2 Britagem

A Primeira etapa de beneficiamento do ROM é a britagem. Nesta etapa , consideramos a em duas etapas, a saber, a etapa de britagem primária , efetuada com Britador cônico Giratório Primário MKII 50-65 operando com APF de 6" (cujos parâmetros de escolhas serão mostrados a seguir) e , encarregado da britagem secundária, temos um moinho Sem Autógeno Metso de dimensões 12,43 m de diâmetro e 7,5m de comprimento.



Esquema representativo das etapas de Britagem e Moagem da Usina de beneficiamento do projeto.

11.2.1 Britador Primário

Em razão da alta taxa de produção, foi eleito um britador primário giratório.

A escolha por um Britador Giratório obedece às características do processo, dentre as quais, as mais importantes :

- Alimentação de (1,5 x 3450 t/h) 5200t/h
- Top size da alimentação estimada em até **50** polegadas considerando que o gape do britador deve ser 20% maior em relação ao tamanho máximo da alimentação.

Coube ainda determinar que tipo de britador seria utilizado nessa etapa de britagem primária: se o britador de Mandíbulas ou o Giratório. A determinação dessa variável do processo foi feita segundo critério de Taggart onde:

Segundo Taggart: $X = \frac{\text{Vazão Alim.}}{(\text{Gape})^2}$

Se $x > 0,115$ a opção por britadores giratórios é acertada. Como foi no caso desta operação.

Foi eleito portanto o Britador cônico giratório, escolha essa baseada principalmente na alta taxa de produção alcançada nesta mina.

A escolha do modelo de britador foi feita segundo método que consta no *Manual de Britagem Metso*.



Fig. 63 Exemplo de Britador Giratório Primário

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

Equação 5. Onde “Q” é a capacidade real do britador e as demais variáveis são fatores que incidem sobre a capacidade nominal Q_t do equipamento.

Britador Primario

Britador Escolhido:	Giratório Primário MKII 50-65 (APF 6")
Sua Capacidade(t/h):	2245
Capacidade Requerida(t/h)=Alim. Real X 1,5	5196
Capacidade real(t/h) = (Capacidade de tabela) X A X B X C	5657,4
Capacidade de tabela(t/h)	2245
Fator A(para dens. 2,65t/m ³)	1,5
Fator B(para Wi=15)	1
Fator C (p/ 10% da alim. < que 1/2 APF)	0,84
Fator D(Para menos de 5%)	1
Numero de britadores	2

Tabela 25. Variáveis atendidas e consideradas no cálculo da capacidade real dos britadores Giratórios escolhidos

Modelo	Abertura de saída - posição aberta (APA) - mm (pol.)									
	140 (5 1/2")	150 (6")	165 (6 1/2")	175 (7")	190 (7 1/2")	200 (8")	215 (8 1/2")	230 (9")	240 (9 1/2")	250 (10")
42-65	1635	1880	2100	2320						
50-65		2245	2625	2760						
54-75		2555	2855	3025	3215	3385				
62-75		2575	3080	3280	3660	3720				
60-89			4100	4360	4805	5005	5280	5550		
60-110				5575	5845	6080	6550	6910	7235	7605

Tabela 26. Produção (t/h) de diversos modelos do britador Metso MK II. Atentar para aquele escolhido neste processo, modelo 50-65 de APA 6".

11.2.2 Pilha Pulmão

Tendo passado pela etapa de Britagem Primária a uma taxa de 3464 t/h, o minério, agora 80% abaixo de 6 polegadas, segue para uma pilha pulmão de capacidade de 75 mil toneladas. A mesma garantirá sobrevida de um dia em caso de paralização das operações de lavra e manterá a produção da usina salvaguardada de intempéries, estabilizando a alimentação da planta.

11.2.3 Moinho SAG

A escolha por utilizar um moinho SAG substituindo britadores convencionais se deu especialmente pela simplificação do processo acarretada pela sua escolha. De fato, para realizar a mesma função, qual seja receber 3464 t/h de material da etapa de britagem primária de 6 polegadas e cominuí-lo a meia polegada para alimentação dos moinhos de bolas, iríamos, com britadores convencionais, requerer mais 2 etapas de britagem com 7 britadores MP 1000.

A escolha do SAG portanto segue a tendência observada na indústria de simplificar o processo e ainda diminuir o consumo de energia.

Para dimensiona-lo com a ajuda do aconselhamento do Prof.Dr.Rodrigo Peroni e Prof. Dr. Maria Luiza da UFRGS. A modelagem do processo de britagem por SAG ainda não possui metodologia consensual e portanto, sua escolha se baseia em exemplos de operações em outras plantas com minérios de mineralogia e operação semelhantes. O moinho que utilizamos aqui obedece o exemplo do que encontramos no projeto Sossego da Vale cuja planta também beneficia sulfetos de cobre.

O moinho SAG utilizado neste projeto deverá ser carregado com 10% de corpos moedores e irá operar com 60% de sólidos na polpa em peso. Suas dimensões são as que se seguem na tabela 27

Determinação do SAG	
Vazão de alimentação	3464 t/h
Potência	22MW
Diâmetro	41 ft - 12.3m
Comprimento	25 ft - 7.5m

Tabela 27. Dimensões e especificações do SAG utilizado no projeto

11.2.4 Peneiramento

O SAG deverá operar em circuito fechado com um circuito de rebritagem. Para garantir a alimentação dos moinhos de bolas com material passante em 12,5 mm (meia polegada) o produto do desta etapa passará por um peneiramento.

O dimensionamento das peneiras se deu conforme método encontrado no *Manual de Britagem Metso*, qual seja:

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

Equação 6 Metodologia de dimensionamento de peneiras

Onde:

A = Área necessária para a superfície da peneira

P= Fator de conhecimento do material a ser britado

C=Capacidade básica para separação desejada em m³ por hora por 1 metro quadrado de área da peneira.

M=Fator dependente a % de material retido

K=Fator referente a quantidade de material alimentado que é menor que metade da abertura da peneira

Q_n=Fatores de correção

Para a determinação da área necessária para a atividade requerida utilizamos os seguintes parâmetros:

Peneira	
5 Peneiras 10x24 de 21 m ² cada	
$A = \frac{T \times P}{C \times M \times K \times Q_n}$	
A(m²) excesso de 20%	105,805038
T(m ³ /h)	1307,169811
P(grau de conhecimento do processo)	1,2
C(conforme grafico B do manual de britagem)	23
M(p/ 25% de oversize na alimentação)	1
K(25% < que 6,5mm na alimentação)	0,7
Q _n	1,105
Q1(1 Deck)	1
Q2(Part. Cúbica)	1
Q3(Via úmida 12mm)	1,3
Q4(umidade entre 3 e 5 %)	0,85
Q5(Tela de arame ,abertura quadrada)	1
Q6(Peneira convencional, mov. circular)	1

Tabela 28 . Dados utilizados no dimensionamento das peneiras utilizadas na britagem

Modelo	Área ativa (m ²)	Largura (m)	Comprimento (m)
4 x 10	3,24	1,2	3
4 x 12	3,9	1,2	3,6
5 x 12	5	1,5	3,6
5 x 14	5,83	1,5	4,2
6 x 16	8,2	1,8	4,9
7 x 20	11,9	2,15	6,1
8 x 16	11	2,45	4,9
8 x 20	13,8	2,45	6,1
8 x 24	16,5	2,45	7,3
10 x 20	17,4	3,05	6,1
10 x 24	21	3,05	7,3

Tabela 29. Modelo e especificações de peneiras da linha Metso

Desta etapa de peneiramento tem-se no moinho SAG uma taxa de recirculação de 25% , portanto 866 t/h do ROM retornará para o semi-autógeno. Estes recirculantes por sua vez, antes de retornarem ao SAG passarão por uma etapa de rebitagem. Esta etapa se justifica por uma característica do processo de moagem a SAG que é a formação de *pebbles*. Este produto é constituído por partículas de tamanho crítico, que não são grandes o suficiente para atuarem como corpos moedores, porém não são quebradas pelos corpos moedores de aço. Esse material é encaminhado para o rebitador cônico.

11.2.5 Rebitador

O rebitador cônico tem como finalidade reduzir a granulometria do material retido na peneira, os pebbles. Conforme explicado anteriormente, sua redução granulométrica por meio da moagem semi-autógena fica bastante comprometida, daí a justificativa para uma etapa auxiliar de rebitagem.

Dimensionamos a capacidade real do rebitador conforme , novamente , método presente no *Manual de Britagem Metso* onde:

Rebitador(MP1000 APF 1")	
$Q = Q_r \times A \times B \times C \times D$	
Alimentação (t/h)	1039,2
APF(mm)	25
fator de serviço	1,2
Top Size(pol)	8,75
Rebitador Selecionado (Capacidade Nominal)t/h	1210
Rebitador Selecionado (Capacidade Real)t/h	1172,49
Fator A(para dens. 2,65)	1,5
Fator B(para Wi=15)	1
Fator C (p/ 10% da alim. < que 1/2 APF)	0,85
Fator D(Para mais de 5% de umidade)	0,76

Tabela 30. Metodologia Utilizada na determinação da capacidade real do rebitador

Para a função de atuar como rebitador no circuito do SAG, escolhemos portanto um Britador Cônico MP 1000 com capacidade nominal de 1200t/h.



Figura 63 Exemplo de Britador Cônico utilizado na Rebitagem

	Malha (sieve)	CSS=50mm	CSS=38mm	CSS=25mm	CSS=19mm	CSS=13mm
	90mm	97—100	100			
	75mm	92—98	99—100	100		
	50mm	67—81	86—94	99—100		
	38mm	54—64	68—78	92—98	100—100	100
	25mm	38—45	48—54	65—80	94—98	99—100
	19mm	30—35	37—42	51—62	82—90	96—99
	16mm	25—29	31—35	43—53	73—82	92—97
	13mm	22—25	26—29	35—44	63—73	83—93
	10mm	18—21	22—24	28—34	52—61	70—91
	6mm	13—14	15—16	19—23	36—44	50—57
MP800	MTPH	1460—1935	1100—1285	735—980	580—690	495—585
MP1000	MTPH	1830—2420	1375—1750	915—1210	720—900	615—730

Tabela 31 Capacidades dos Britadores Conicos série MP conforme APF

11.2.6 Hidrociclones

O dimensionamento dos hidrociclones se deu conforme descrito no livro Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares de José Luiz Beraldo.

Nele, com o auxílio de ábacos e das equações abaixo, determina-se a vazão, diâmetro e número de hidrociclones necessários à operação.

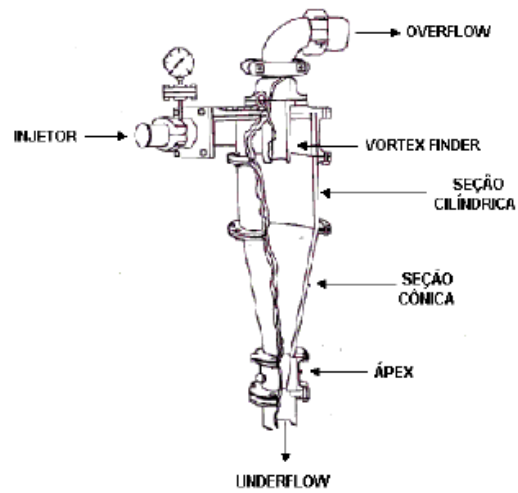


Figura 64. Desenho esquemático de um hidrociclone

$$d_{50} \text{ (básico)} = \frac{D_{50} \text{ (aprox.)}}{F_1 \times F_2 \times F_3}$$

Onde

F1=Fator que relaciona percentual de sólidos em volume

F2=Fator do diferencial de pressão no hidrociclone

F3=Fator que correlaciona densidade real do sólido

Para o dimensionamento dos hidrociclones , determinou-se ainda o balanço de massas que convergem nele:

Balanço de massas no hidrociclone			
Produto	Overflow	Underflow	Alimentação
Vasão massica de Sólidos(t/h)	3450	8625	12075
% de sólidos em massa	30	60	47,030185
Vasão de água(m ³ /h)	8050	5550	13600
Vasão massica da Poupa(t/h)	11500	14175	25675
Vasão da Poupa(m ³ /h)	9351,886792	8804,716981	18156,60377
Densidade da poupa(g/cm ³)	1,229698376	1,609932498	1,414086044
% de sólidos em volume	13,92111369	36,96560591	25,09612387

Tabela 32. Balanço de massas no hidrociclone

Calculo do D50	
Malha controle(p80) (mm)	0,1
Fator multiplicação	1,25
D50(mm)	0,125

Tabela 32. Cálculo do D50

A partir de ábacos de cálculo, temos que o diâmetro dos hidrociclones deverá ser de 50 polegadas. Para esse diâmetro temos equipamentos com vazão de 567,5 m³/h

D50 basico= D50 aprox / (F1XF2XF3)	0,071469411
F1	1,5
F2	1,1
F3	1,06
Na tabela, para 0,072 mm temos Vazão(m ³ /h):	50 polegadas 567,5

Tabela 33. Calculo do diâmetro e Vazão do Hidrociclone

Para termos o balanço de água correto, foi necessário adicionar água a dois pontos do circuito de moagem. Primeiramente, serão adicionadas 2310 t/h de água na alimentação do moinho SAG, para que o mesmo opere com 60% de sólidos.

O segundo local onde será necessária a adição de água é na alimentação dos hidrociclones, que receberão mais 5550 t/h de água. Os hidrociclones trabalharão com 47,03% de sólidos em sua alimentação, 60% de sólidos em massa no underflow e 30% no overflow. A adição total de água ao circuito de moagem será portanto de 7816,8t/h.

Para o circuito em questão determinou-se a instalação de 3 baterias com 12 hidrociclones cada.

Os hidrociclones foram dimensionados como:

Hidrociclone	
Diâmetro(Pol)	50
Alimentação Total(m ³ /h)	18156
Vazão(m ³ /h)	567,5
Número	36
Corte	0,150 mm

Tabela 34. Dimensionamento dos hidrociclones

11.3 Moagem

A etapa de moagem, é realizada por 3 moinhos de bolas, com dimensões de 39 x 26 ft , diâmetro de bolas de 76 mm e potência 15500 kW.

A alimentação de cada moinho é de 1155 t/h, totalizando 3464 t/h, e como trabalharão em circuito fechado com hidrociclones, cada moinho receberá 2875t/h de minério recirculado (recirculação de 250% segundo método de dimensionamento de BOND).

O produto obtido possui D80 de 0,200 mm.

O Cálculo das dimensões do moinho de bolas se deu de acordo com o seguinte método conhecido como método de BOND:

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

Onde

W = energia necessária para moer uma tonelada curta de rocha, kW/st;

Wi = Work Index, kW/st; utilizado: $Wi = 15$ kWh/st;

P = tamanho do p80 do produto moído, $P \mu\text{m}$; = $200 \mu\text{m}$;

F = tamanho do p80 da alimentação do moinho, $F (\mu\text{m})$; = $12700 \mu\text{m}$;

O Wi de moagem foi determinado a partir da análise de mineralizações de cobre sulfetado semelhantes de outras minas, tais como :

Concentrator	Operating work index range, metric
El Salvador, Chile	12.5–14
Chuquicamata, Chile	12–14
	13–16
El Teniente, Chile	
Colon	13–14
Sewell	12–13
Disputada, Chile	12–13
El Cobre, Chile	14–16
Escondida, Chile	12–16
Bouganville	
Papua New Guinea	11–13
Mount Isa, Australia	12–13
Acadia Hill, Australia	13–14
Toquepala, Peru	12–16
Rokano, Zambia	11–13
Batu Hijau, Indonesia	12–13

Tabela 35. Wi de algumas minas de sulfeto de cobre ao redor do mundo

Já o valor de P80 ideal para alimentação do circuito de flotação foi determinado pelo mesmo método a partir de :

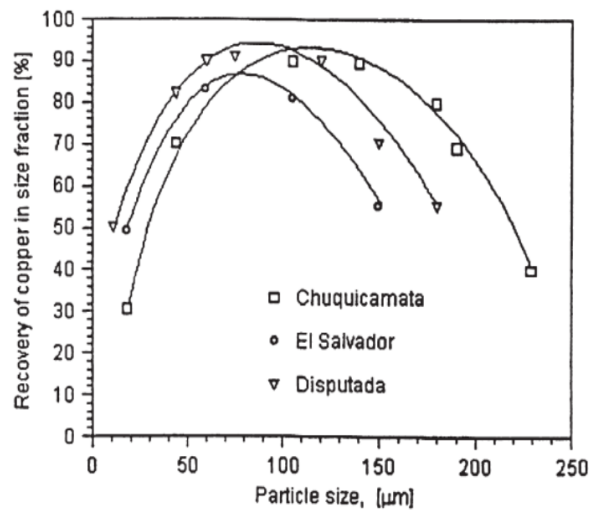


Tabela 36 Recuperação de cobre em função do tamanho de partículas em algumas jazidas

O resultado daquela equação foi uma energia $W = 9,27$ kWh/st (para moer uma tonelada curta de material). Este valor deve ser corrigido com fatores referentes às condições de trabalho da moagem:

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

Onde :

W CORRIGIDO = valor corrigido de W , kW/t;

F1= fator de via seca, F1 = 1 ;

F2= fator de circuito aberto, F2 = 1 ;

F3= fator diâmetro, F3 = 1 ;

F4= fator granulometria da alimentação, F4 = 1,303 ;

F5= fator finos, F5 = 1;

F6= fator para moinho de barras, F6 = 1;

F7= fator se redução for menor que vezes, F7 = 1 ;

F8= fator para moinho de barras, F8= 1;

Desse cálculo resulta em uma potência de 13,33 kW por tonelada métrica

Ao todo, portanto, a moagem do circuito exige para as 3464 T/h cerca de 46129,8281 kW.

Escolhemos ,portanto, utilizar três linhas de moinhos de bolas Metso de 15500 kW de potência com dimensões de 26 X 39 ft.

Determinação do moinho de bolas						
Rr	63,5		W(corrigido)	12,09241	W(kW/tonMetric)	13,33232025
Fo	3723,797				Energia totalde moagem(kW)	46129,82806
W(kW/st)	9,275567		f1	1	Foi escolhido moinhos com :	
wi(kWh/st)	15		f2	1		
P(μm)	200		f3	1	potencia(kW)	15500
F(μm)	12700		f4	1,303685	diametro interno(ft)	26
W	9,275567		f5	1	largura(ft)	39
			f6	1	Numero de moinhos	2,976117939
			f7	1		
			f8	1		

Tabela 37. Determinação do moinho de bolas



Figura 65. Exemplo de moinho de bolas Metso

11.4 Flotação

Como o minério é composto basicamente de sulfetos, a melhor alternativa para a concentração desses minerais é a flotação.

A flotação é a mais versátil e eficiente técnica de beneficiamento de minérios, sendo também a mais complexa. Trata-se de um processo de natureza físico-química que explora as diferenças de características superficiais dos diversos minerais.

Como cada mineral possui uma superfície característica, teoricamente, a flotação pode ser aplicada em qualquer situação.

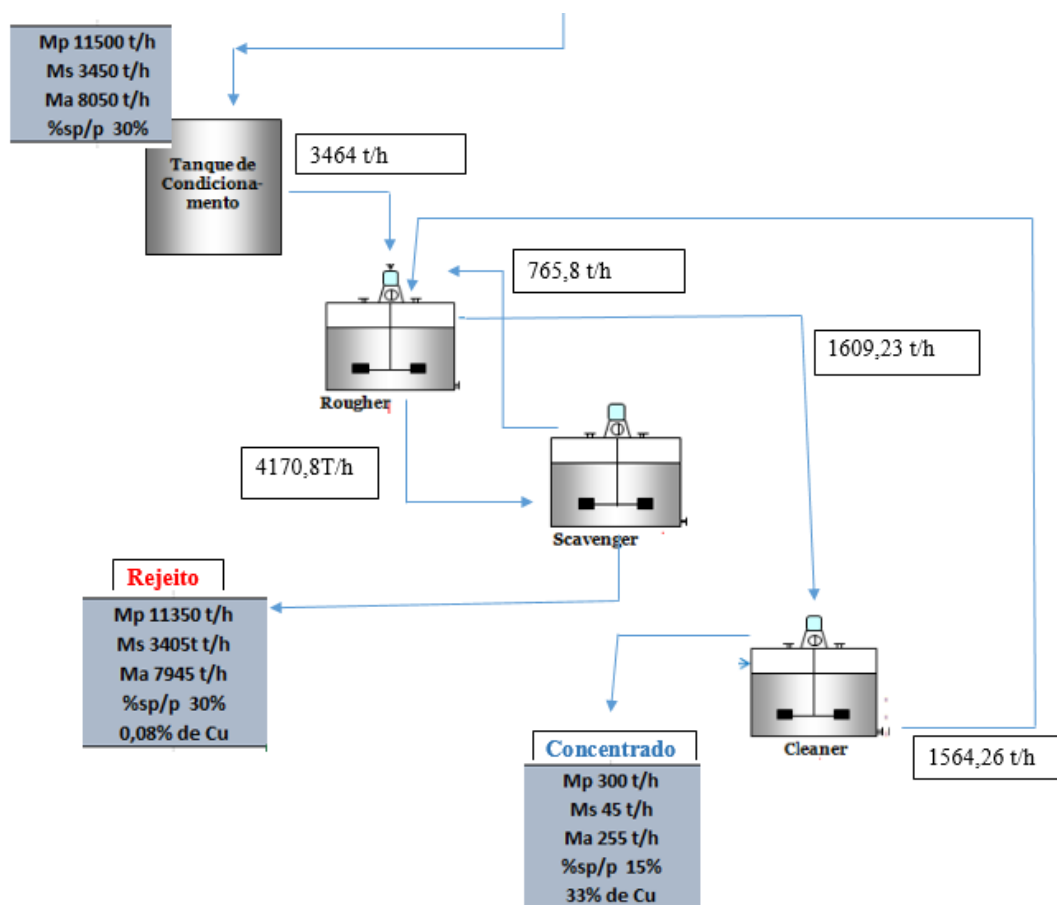


Figura 66. Esquema do sistema de Flotação da planta de beneficiamento

O minério moído que sai do tanque de condicionamento é encaminhado para flotação sob a forma de polpa. Essa polpa é distribuída para a linha de flotação rougher, cleaner e scavenger, conforme a figura anterior. Os minerais de interesse são coletados na espuma que se forma na superfície das células. As partículas que não flotaram dirigem-

se ao scavenger. O concentrado das células cleaner é o concentrado final contendo 33% de Cu.

11.4.1 Mineralogia do Depósito

A jazida é constituída por um conjunto de rochas máfica-ultramáficas associadas a um conjunto de rochas de alto grau de metamórfico, que vão desde gnaisses-igmatíticos até rochas calcissilicáticas, granitos e pegmatóides, atribuindo ao corpo uma geometria de lentes irregulares.

As rochas mineralizadas são constituídas principalmente por piroxenitos e melanoritos e os minerais de cobre associados são Calcopirita e Bornita, predominando a calcopirita.

Os minerais de ganga são silicatos: piroxênios, hiperstênio, feldspatos, olivina, granada, hornblenda anfíbolitos e biotita.

11.4.2 Dimensionamento das células

O dimensionamento das células da flotação se deu segundo a seguinte metodologia:

$$N V_{\text{eff}} = \frac{1}{60} Q T E P F$$

Where:

V_{eff} = Effective cell volume. If not known, assume $V_{\text{eff}} = 0.95 V_{\text{Total}}$.

N = Number of cells in the bank.

Q = Dry ore feed rate, metric tonnes per hour

$$= \frac{\text{Dry } t / d}{24} \times \frac{100}{\% \text{availability}}$$

$$N * V_{\text{eff}} = (1/60) * Q * T * E * P * F$$

onde

N = Número de células por bancada

V_{eff} = Volume efetivo de cada células m^3

Q = Taxa de Alimentação de Sólido Seco, em Toneladas métricas por hora t/h

T = Tempo de retenção da polpa, Tempo de testes vezes fator de escala h

E = Fator de expansão da célula $E = 1 / (1 - \text{Holdup})$

P = Volume de polpa por tonelada de sólido seco m^3/t

F = Fator de designer

Adotando um tempo de retenção ideal de 20 minutos (de acordo com consultoria do Prof. Dr. Rafael Teixeira-UFRGS) em cada etapa da flotação , temos que os volumes e número de células são os seguintes:

	Células	Volume
Rougher	6	50 m ³
Scavenger	6	37 m ³
Cleaner	3	28 m ³

Tabela 38. Número de células e seus volumes por etapa da flotação

11.4.3 Reagente da flotação

A flotação de sulfetos de reage mal às alterações de PH para mais ou para menos conforme quadro abaixo:

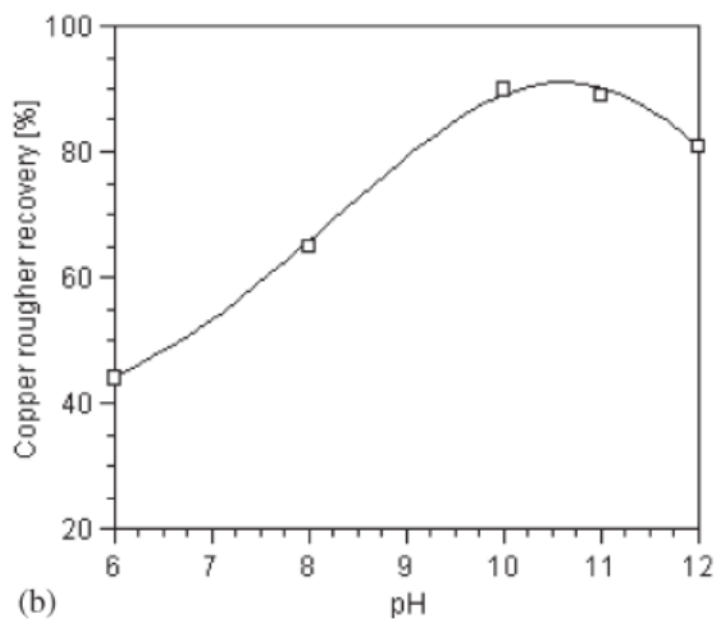


Figura 67 Recuperação de sulfeto de cobre de acordo com o PH

Desse modo, convém corrigir o PH através de reagentes específicos.

Portanto, para corrigir o PH da polpa e garantir recuperação mínima de 87% acrescentamos ,já na por moagem SAG, Cal Virgem a uma concentração de 400g/ton.

Como coletores do cobre utilizamos o Amil Xantato (5 g/t) e Ditiofosfato de Sódio(5g/t)

Os tiocoletores geralmente não costumam possuir superfície ativa suficiente para propiciar adesão seletiva da calcopirita à bolha.

Desse modo, é comum adição de espumantes na flotação de sulfetos.Como espumantes utilizamos MIBC(16g/t) e o Propileno Glicol(10g/t).

11.4.4 Controle do Processo

A planta de flotação contará com um sistema de amostradores automáticos tipo Vezin, para geração de amostras compostas e análises químicas em frequência desde bi horária, até composições de turno e por dia, para fechamento de balanço

Existirá também amostragem contínua em tubulações de polpa em seis fluxos da usina e análises por raio X para o controle operacional da flotação.

11.5 Espessamento

Do processo de flotação com recuperação de 87% temos a massa da polpa com 30% de sólidos perfazendo assim 45 T/h de concentrado contendo 33% de cobre.

Tem-se, portanto, junto ao concentrado, 105t/h de água que deve ser separada até que depois do espessamento tenha-se uma polpa com 60% de sólidos.

Para tal, lançamos mão de espessadores.



Figura 68.Exemplo ilustrativo

Para dimensionar o diâmetro dos espessadores utilizados no processo de deságue, baseamo-nos em processos similares de separação sólido-líquido em outras minas onde interessa a produção de uma torta “enxuta”.

Baseamo-nos portanto , ao processo da Votorantim Metais que utiliza espessadores convencionais DORR-OLIVER de 20m de diâmetro para tratar o concentrado final da flotação (22t/h) até a obtenção de um underflow com 60% de sólidos a ser bombeado para a etapa de filtração.

Pretendemos portanto utilizar dois espessadores DORR-OLIVER de 20m de diâmetro cada e com área específica de sedimentação de $0,56\text{m}^2/\text{t}/\text{dia}$.

O underflow do espessador terá 65 % de sólidos em massa e seguirá para um tanque de alimentação da filtragem dotado de agitador e com capacidade para mas 6 horas de operação. Posteriormente o concentrado é transferido para a filtragem.

11.6 Filtragem

Na obtenção de um concentrado com 33% de sólidos em massa com umidade aceitável de até 9,5% utilizamos o processo de filtragem.

Como dito anteriormente, o underflow do espessador, com 60 a 65% de sólidos e vasão de 75t/h de polpa é direcionado para um tanque de alimentação da filtragem que se dará com 4 filtros-prensa com capacidade instalada de 27 t/h cada, portanto, capacidade de processamento de até 108t/h.

O produto deste, será o concentrado de 45 t/h com 91% de sólidos em peso.



Figura 69. Filtro prensa a ser utilizado na filtragem do concentrado

11.7 Barragem de Rejeito

A obra será construída de acordo com a Lei 12.334 de 20/09/10 (Política Nacional de Segurança de Barragens (PNSB) e Sistema Nacional de Informações sobre Segurança de Barragens (SNISB)) e a NBR 13028/1993.

O material que é conduzido à barragem trata-se do rejeito na forma de polpa proveniente da planta de beneficiamento. A tabela abaixo apresenta a produção desse material ano a ano.

	Massa de minério t	Volume de Rejeito Sólido m ³	Volume de água m ³	Volume de polpa m ³
1	24415400	9213358,491	57053045	92307181
2	24415400	9213358,491	57053045	92307181
3	24415400	9213358,491	57053045	92307181
4	24415400	9213358,491	57053045	92307181
5	24415400	9213358,491	57053045	92307181
6	24415400	9213358,491	57053045	92307181
7	24415400	9213358,491	57053045	92307181
8	24415400	9213358,491	57053045	92307181
9	24415400	9213358,491	57053045	92307181
10	24415400	9213358,491	57053045	92307181
11	24415400	9213358,491	57053045	92307181
12	24415400	9213358,491	57053045	92307181
13	24415400	9213358,491	57053045	92307181
14	24415400	9213358,491	57053045	92307181
15	24415400	9213358,491	57053045	92307181
16	24415400	9213358,491	57053045	92307181
17	24415400	9213358,491	57053045	92307181
18	24415400	9213358,491	57053045	92307181
19	24415400	9213358,491	57053045	92307181
20	24415400	9213358,491	57053045	92307181
21	24415400	9213358,491	57053045	92307181
22	24415400	9213358,491	57053045	92307181
23	24415400	9213358,491	57053045	92307181
24	24415400	9213358,491	57053045	92307181
25	24415400	9213358,491	57053045	92307181
26	24415400	9213358,491	57053045	92307181
27	24415400	9213358,491	57053045	92307181
28	24415400	9213358,491	57053045	92307181
29	24415400	9213358,491	57053045	92307181
30	24415400	9213358,491	57053045	92307181
31	24415400	9213358,491	57053045	92307181
32	24415400	9213358,491	57053045	92307181
Total	781292800	294827471,7	1825697440	2953829792

Tabela 39. Levantamento do material oriundo da planta de concentração

Barragens de rejeito são estruturas de contenção que retêm lama e líquido e devem constituir uma estrutura estável, juntamente com sua fundação. Devem reter inteiramente o rejeito em seu reservatório e permitir o controle adequado de toda a água percolante, para com isso garantir requisitos de controle da poluição, segurança, economia e capacidade limite de armazenamento.

De acordo com Victorino (2007), as barragens de rejeito podem ser construídas com terra ou enrocamento, compactadas (material de empréstimo) ou com o próprio rejeito da usina de beneficiamento. Normalmente é construído um dique inicial, o qual deve ter uma capacidade de retenção de rejeitos para dois ou três anos de operação, e posteriormente, servirá como embasamento para os alteamentos sucessivos. Esse método construtivo torna-se atraente e viável, pois distribui ao longo do tempo os custos envolvidos no alteamento e dá flexibilidade de operação à mineradora.

O método escolhido para formar a barragem de rejeitos foi o de Jusante. O método de jusante consiste no alteamento para jusante a partir do dique inicial. O eixo da crista vai se movendo a jusante conforme a construção de novos diques. A construção pode ser feita com material de empréstimo ou com o próprio rejeito, porém somente com sua parte grossa, que pode ser separada por ciclones. O material é lançado no talude de jusante e devidamente compactado. Os diques iniciais, assim como os que o sucedem, podem ser impermeabilizados e possuir drenagem interna.

Segundo Chammas (1989), as vantagens do método de jusante são: a resistência a efeitos dinâmicos; por escalonar a construção sem interferir na segurança; facilitar a drenagem, possuir baixa susceptibilidade de liquefação e simplicidade na operação. As desvantagens são: o alto custo devido ao grande área ocupada pelo maciço; grande quantidade de rejeito nas primeiras etapas de construção; necessidade de emprego de ciclones.

O esquema do processo construtivo de jusante é apresentado na figura adiante.

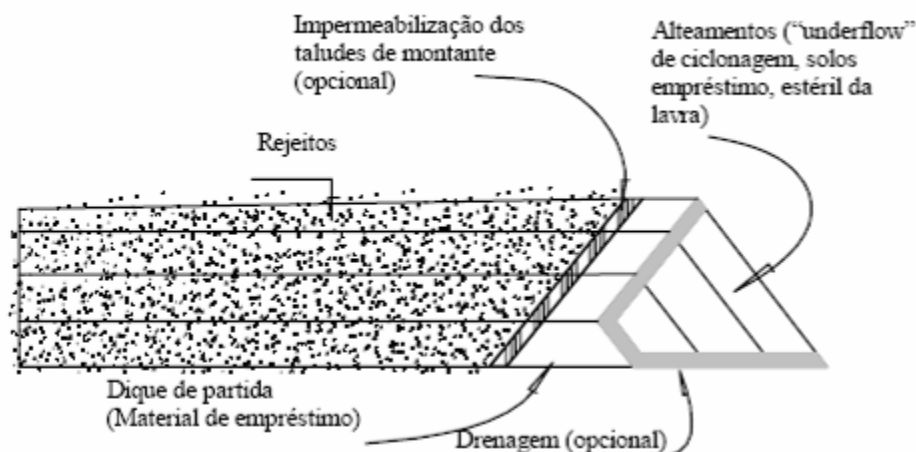


Figura 70. Método de jusante com drenagem

A barragem de rejeito receberá durante o período de sua vida útil 781 Milhões de toneladas de rejeito o que totaliza 295 milhões de m³.

A barragem possuirá ,em sua etapa mais avançada , cerca de 200 metros de altura com um lago de aproximadamente 1,5km por 2km.

De fato, um dos maiores desafios desse empreendimento será a alocação do rejeito oriundo da planta de beneficiamento

11.8 Pilha de Estéril

Enquanto a lavra alimenta a usina a 3460 t/h de minério, existe a produção de 4670t/h de estéril que deve ser estocado.

Abaixo, estimativa de volume (considerando empolamento de 40%) a cada ano de vida útil da mina.

ano	Vol(Mm ³)	Massa(Mt)
1	30,95472	32,812
2	61,90943	65,624
3	92,86415	98,436
4	123,8189	131,248
5	154,7736	164,06
6	185,7283	196,872
7	216,683	229,684
8	247,6377	262,496
9	278,5925	295,308
10	309,5472	328,12
11	340,5019	360,932
12	371,4566	393,744
13	402,4113	426,556
14	433,366	459,368
15	464,3208	492,18
16	495,2755	524,992
17	526,2302	557,804
18	557,1849	590,616
19	588,1396	623,428
20	619,0943	656,24
21	650,0491	689,052
22	681,0038	721,864
23	711,9585	754,676
24	742,9132	787,488
25	773,8679	820,3
26	804,8226	853,112
27	835,7774	885,924
28	866,7321	918,736
29	897,6868	951,548
30	928,6415	984,36
31	959,5962	1017,172
32	990,5509	1049,984

Tabela 40. Produção de estéril acumulado

O local selecionado para a locação das pilhas observou os seguintes critérios:

O mais próximo possível do pit a fim de reduzir os custos de transporte.

Distante o suficiente do pit para que não interfira num possível incremento de reservas que possa levar ao aumento das dimensões do pit.

Avaliação das condições geotécnicas do terreno onde serão dispostas as pilhas.

Análise da conformação topográfica da pilha em relação ao relevo da região

11.8.1 Considerações Construtivas da pilha de estéril

A norma brasileira, NBR 13029, oferece as seguintes orientações:

Bancadas de 10m de altura

Bermas de 5m com inclinação de 2

Ângulo de talude de 27°

Ângulo Global de 21°

Sistema de coleta do líquido percolado (para se evitar drenagem ácida)

11.8.2 Dimensionamento das pilhas de estéril

Com base nesses modelos construtivos, estabelecemos a formatação de uma pilha padrão que será reproduzida em dimensões. Seu modelo esquemático segue abaixo junto ao cálculo do volume total da pilha e volume por banco da pilha.



Figura 71. Modelo esquemático da pilha padrão

	R(m)	r(m)	H(m)	Volume(m ³)
Banco 1	495	475,4	10	7393044
Banco 2	470,4	450,8	10	6662250
Banco 3	445,8	426,2	10	5969484
Banco 4	421,2	401,6	10	5314746
Banco 5	396,6	377	10	4698036
Banco 6	372	352,4	10	4119354
Banco 7	347,47	327,7	10	3578701
Banco 8	322,7	303,1	10	3076706
Banco 9	298,1	278,5	10	2611480
Vol(m³) por pilha				43423801

Tabela 41. Diretrizes construtivas da pilha padrão

Pilhas de Estéril	
Volume individual(m ³)	43.423.801,00
Área ocupada(ha)	77,00
Número de pilhas	23,00
Volume total	998.747.423,00
Área total(ha)	1.771,00

Tabela 42. Visão panorâmica do dimensionamento das pilhas de estéril

12 Análise Econômica

12.1 Mercado consumidor

Um bom panorama do mercado de cobre no Brasil encontra-se na tabela adiante extraída do sumário mineral do DNPM:

Tabela 2 Principais estatísticas – Brasil

Discriminação		Unidade	2011 ^(r)	2012 ^(r)	2013 ^(p)
Produção	Concentrado ⁽¹⁾	(t)	213.760	223.141	270.979
	Metal primário	(t)	222.550	186.000	234.150
	Metal secundário	(t)	22.800	24.700	27.800
Importação	Concentrado ⁽¹⁾	(t)	137.500	76.072	152.292
		(10 ³ US\$-FOB)	1.141.291	561.922	1.061.837
	Metal ⁽²⁾	(t)	239.400	298.100	280.600
		(10 ³ US\$-FOB)	2.154.600	2.369.597	2.224.036
Exportação	Concentrado ⁽¹⁾	(t)	144.200	157.650	242.750
		(10 ³ US\$-FOB)	1.572.793	1.510.644	1.825.968
	Metal ⁽²⁾	(t)	61.100	72.500	118.700
		(10 ³ US\$-FOB)	560.898	576.302	940.816
Consumo Aparente ⁽³⁾	Concentrado ⁽¹⁾	(t)	207.060	141.563	180.521
	Metal ⁽²⁾	(t)	423.650	436.300	423.850
Preço	Concentrado ⁽⁴⁾	(US\$/t)	2.678,0	2.530,0	2.245,0
	Metal – LME ⁽⁵⁾	(US\$/t)	8.820,0	7.949,0	7.926,0

Fonte: DNPM; SRF-COTEC-MF; MDIC/SECEX; Caraíba Metais; SINDICEL-ABC.

(1) Metal contido no concentrado; (2) metal primário + secundário; (3) produção + importação - exportação; (4) Vale; Mineração Maracá; Mineração Caraíba; (5) London Metal Exchange (LME); (r) revisado; (p) preliminar.

Tabela 43. Estatísticas brasileiras de produção e comercialização de cobre

Toda produção de cobre do nosso projeto deverá abastecer a indústria do cobre Baiana. O mercado interno do próprio estado irá absorver o insumo.

A produção nacional de cobre refinado atingiu em 2013 um total de 261.950 t, significando um acréscimo de 24,3% frente ao do ano anterior, representada primordialmente pela Paranapanema (Caraíba Metais), que responde por mais de 95% do produzido no país, além da Mineração Caraíba, ambas situadas na Bahia

Paranapanema, indústria baiana, é uma das maiores fornecedoras de bens de cobre do Brasil e tem operações com concentrado de cobre em Salvador.

O pólo automobilístico de Camaçari é uma das grandes consumidoras de itens de cobre de indústrias como a Paranapanema.

A princípio, toda a produção deverá abastecer o mercado doméstico. Caso haja oportunidade de exportações, a produção deverá ser escoada pelos navios graneleiros do porto de Salvador e região metropolitana, que dista algumas centenas de quilômetros da planta de beneficiamento.

12.2 Preço de Venda do Minério

Foram considerados flutuações dos valores do preço do Cobre durante 13 anos (2003-2015), obtendo-se a média móvel de 6885U\$/t.

Médias anuais do preço do Cobre em (US\$/Ton)

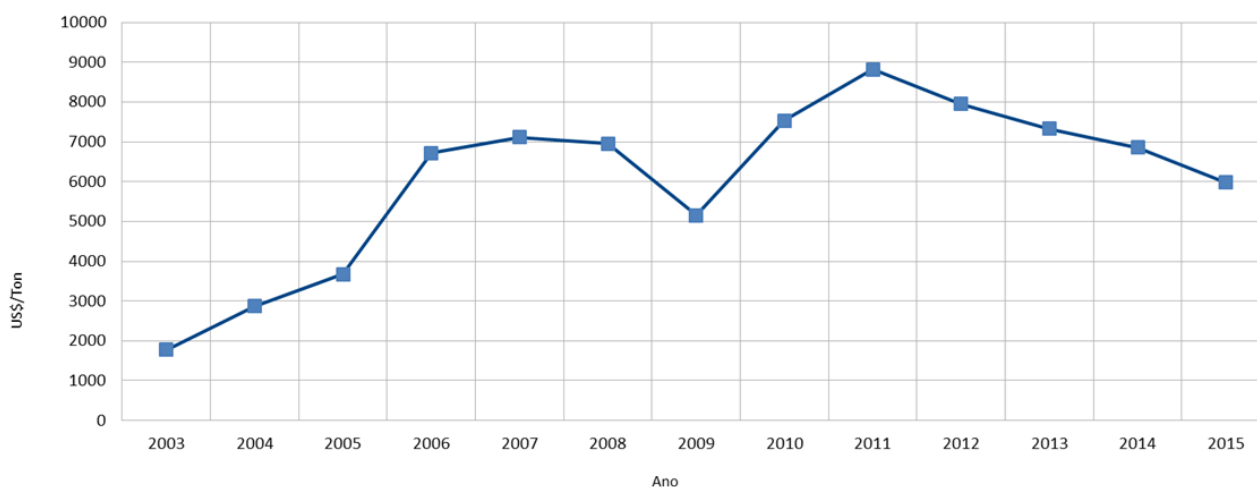


Tabela 44 Flutuação do Preço do cobre nos últimos 13 anos

12.3 Preço de venda do minério: NSR

Definido o valor de venda, chegamos ao preço do nosso concentrado de 33% sendo US\$ 2272,5 por tonelada de concentrado. Porém, precisamos considerar ainda a *Net Smelt Return*, que desconta do preço do concentrado os custos de transporte, de refino, de fundição, além de penalizações em decorrência da presença de contaminantes. A figura a seguir exemplifica as etapas seguintes à obtenção do concentrado.

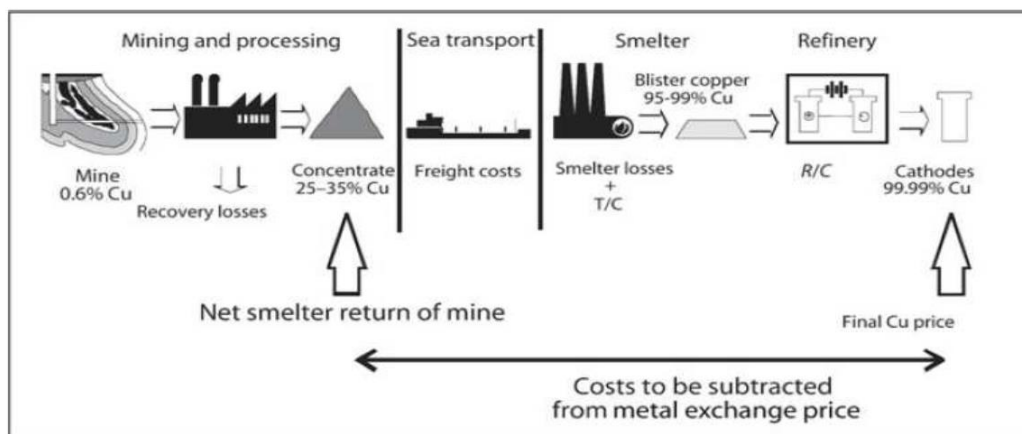


Figura 72. Cadeia de verticalização do concentrado

O real valor de venda de um concentrado mineral passa pela análise minuciosa das propriedades de cada jazida.

Para concentrar essas tendências de precificação o NSR tem sido utilizado como ferramenta de previsão de preços de venda, de acordo com o que é usualmente praticado no mercado. Para o cobre, podemos utilizar os parâmetros listados a seguir.

Element	Percentage net smelter return for mine NF (%)	Range of fluctuation of NF (%)	Recovery in beneficiation plant ϵ (%)
Cu	65 (Europe) 75 (Pacific Basin)	63–68 72–80	90 (92–85)
Zn	50	46–54	90 (92–85)
Pb	65	61–67	90 (92–80)
Ni	65	62–70	80 (75–80)
Sn	94	90–95	60 (50–65)
Au (in copper mines)	95	–	80 (75–85)
Au (in Au Mines, not heap leach operations)	98	–	90 (85–95)
Au (in heap leach operations)	98	–	40 (30–50)
Ag ^a	95	–	80 (75–85)

12.4 Taxa de Atualização(TA)

Atualmente o cenário econômico tem feito investidores adotarem medidas mais conservadoras e menos vulnerável a riscos.

Isso se reflete na taxa de atualização de um investimento, que é o valor que determina a atratividade de um empreendimento.

Quanto maior o valor de TA que o projeto assume com lucro, mais rentável ele é.

Quanto maior a aversão ao risco do investimento, maior a taxa de atualização que o projeto deverá “vencer” para tornar-se rentável.

Ultimamente no Brasil, tem-se adotado uma taxa, relativamente alta, de 15%. Isso se justifica pelo atual cenário de instabilidade política e financeira, porém, para um projeto de vida longa como o proposto neste trabalho assumimos uma Taxa de atualização de 10% baseados na confiança dos investidores e também na falta de projetos atrativos em outras economias.

12.5 Análise Econômica Efetiva

Na avaliação econômica visamos obter uma primeira conclusão sobre a possível viabilidade do projeto.

Para a obtenção de dados para os fluxos de caixa, foi consultado o modelo de custos conceituais, O’Hara, com auxílio do ferramenta MAFMINE.

Este por sua vez tem sido validado como ferramenta para obtenção de projeções econômica de investimento e operação de empreendimentos mineiros. Em empreendimentos de sulfetos de cobre sua validade tem-se comprovado.

“Pode-se concluir, portanto, que no caso de minas de cobre sulfetado [...]o MAFMO poderá ser utilizado como gerador de estimativas de investimentos e custos, pois a variação de resultados finais entre os obtidos com o MAFMO e com o Projeto Conceitual é bastante inferior ao nível de precisão de 30% admitido para essa etapa.”

(Carriconde, Milton Correa 2010).

12.6 Definição dos Custos Capitais (CAPEX)

Como dito anteriormente, a análise dos custos de capital e custos operacionais foi feita a partir da ferramenta MAFMINE.

Considerou-se a locação da Mina na cidade de Pojuca-Bahia para explicitar uma rota de transporte do produto e para a suposição de fatores como a distância até a captação de água, infraestrutura, alojamento para funcionários, rede de distribuição elétrica, entre outros.

Os dados de entrada para a estimativa dos custos estão explicitados nas tabelas a seguir:

Mina à céu aberto		
Produção de Minério+Estéril	170170.07	t/d
Produção de Minério	73071	t/d
Fator de Condições do Terreno	1.3	
Descobertura Prévia	20	Mt
Fator de Descobertura Prévia	3	

Usina de Beneficiamento		
Capacidade de Beneficiamento	80378.1	tmin/dia
Produção de Concentrado	975	tconc/dia

Tabelas 45. Dados de Entrada no Software MAFMINE

Mina a Céu Aberto		
Descobertura Prévia	46	MU\$ (2012)
Capacidade da Shovel	28	m ³
Número de Shovels	2	
Capacidade de Caminhões	200	Ton
Número de Caminhões	26	
Custo total	117	M U\$
Instalações de Manutenção	24	M \$
Estudos de Viabilidade	12	M \$
Supervisão do Projeto e Construções Provisórias	17	M \$
Enquadramento de Pré-Produção	9,59	M \$

Tabela 46. Custos de capital na mina

Usina de Beneficiamento		
Preparação do Terreno	7,21	M\$
Fundações	24	M\$
Instalações de britagem	55	M\$
Edificações	37	M\$
Moagem e Estocagem dos Finos	142	M\$
Unidade de Concentração	36	M\$
Espessamento e Filtragem	6	M\$
Estocagem de Concentrado	5	M\$
Bacia de Decantação	10	M\$
Energia Elétrica	8,13	M\$
Captação e Armazenamento de Água	11,64	M\$
Estudos de Viabilidade	23	M\$
Supervisão de Projeto	30	M\$
Enquadramento de Pré-Produção	17	M\$

Tabela 47. Custos de capital da usina

Infraestrutura			
Efetivo Total	835	Pessoas	
Extensão de estradas	4	km	
Extensão de pontes	10	m	2.100.000,0US\$
Alojamento	72	US\$	
Serviços Auxiliares	7,5	US\$	

Tabela 48. Custos de Capital em Infraestrutura

Capital de Giro	
.5% dos Custos de Investimento (Mina+Usina+Infraestrutura)	108.500,400

Tabela 49. 15% Para Custos de Capital de Giro

Custos Operacionais			
Mina a céu aberto	Efetivo	Custo de Mão-de-Obra(US\$/ton)	Custo de Material de Consumo(US\$/ton)
	355	0,0876	1,0227
Usina de Beneficiamento	Efetivo	Custo de Mão-de-Obra(US\$/ton)	Custo de Material de Consumo(US\$/ton)
	253	0,01322	10,0000
Manutenção Eletro-Mecânica	Efetivo	Custo de Mão-de-Obra(US\$/dia)	Custo de Material de Consumo(US\$/dia)
	165	10395	5673,5
Serviços Gerais	Efetivo	Custo de Mão-de-Obra(US\$/dia)	Custo de Material de Consumo(US\$/dia)
	43	1075	2066
Serviços Administrativos	Efetivo	Custo de Mão-de-Obra(US\$/dia)	Custo de Material de Consumo(US\$/dia)
	62	2604	5330
Energia Elétrica			Custo de Material de Consumo(US\$/ton)
			2,5
Custos Ambientais			Custo de Material de Consumo(US\$/ton)
			0,0307

Tabela 50. Custos operacionais estipulados pelo Mafmine

Custos de Investimento

Mina a Céu Aberto

Preparação do Terreno	4.8	M U\$ (2012)
Descobertura Prévia	46	M U\$ (2012)
Equipamentos	117	M U\$ (2012)
Instalações de Manutenção	24	M U\$ (2012)
Estudos de Viabilidade	12	M U\$ (2012)
Supervisão do Projeto e Construções Provisórias	17	M U\$ (2012)
Enquadramento de Pré-Produção	9.59	M U\$ (2012)
Total	230.39	M U\$ (2012)

Usina de Beneficiamento

Preparação do Terreno	7.2158	M U\$ (2012)
Fundações	24	M U\$ (2012)
Instalações de Britagem, Estocagem e Transferência	55	M U\$ (2012)
Edificações	37	M U\$ (2012)
Equipamentos de Moagem e Estocagem de Finos	142	M U\$ (2012)
Unidade de Concentração	36	M U\$ (2012)
Unidade de Espessamento e Filtragem	6	M U\$ (2012)
Unidade de Armazenamento do Concentrado	5	M U\$ (2012)
Bacias de Decantação	10	M U\$ (2012)
Estudos de Viabilidade	23	M U\$ (2012)
Supervisão do Projeto	29.35	M U\$ (2012)
Enquadramento de Pré-Produção	17	M U\$ (2012)
Total	391.566	M U\$ (2012)

Infraestrutura

Energia Elétrica	8.13	M U\$ (2012)
Aprisionamento de Água	11.64	M U\$ (2012)
Serviços Auxiliares	7.5	M U\$ (2012)
Rotas de Acesso	2.11	M U\$ (2012)
Alojamento de Pessoal	72	M U\$ (2012)
Total	101.38	M U\$ (2012)

Tabelas 51. Custos de investimentos no projeto de mina

Em resumo,

O custo de lavra resultou em 1,3 US\$/t transportada

O custo de beneficiamento 12,67 US\$/t tratada

Capex de 723.336.000 US\$

12.7 Custos Operacionais

Custos Operacionais		
Mina a Céu Aberto	1.1103	U\$ (2012)/t movimentada
Mina Subterrânea	0	U\$ (2012)/t minério
Usina de Beneficiamento	10.01322	U\$ (2012)/t tratada
Energia Elétrica (Mina+Usina)	2.5	U\$ (2012)/t tratada
Manutenção Eletro-Mecânica	16068.5	U\$ (2012)/dia
Serviços Gerais	3141	U\$ (2012)/dia
Serviços Administrativos	7934	U\$ (2012)/dia
Custos Ambientais	0.0307	U\$ (2012)/t movimentada

Efetivo	
Mina a Céu Aberto	355
Mina Subterrânea	
Usina de Beneficiamento	253
Manutenção Eletro-Mecânica	165
Serviços Gerais	43
Serviços Administrativos	62
Total	878

Tabelas 52. Que levantam custos operacionais e número de funcionários (efetivo) para a operação

12.7 Fluxo de Caixa

Os fatores incluídos no fluxo de caixa foram receitas da produção e do desenvolvimento produtivo; os custos de desenvolvimento, salários, impostos, meio ambiente, investimento inicial (CAPEX) e custos de lavra e beneficiamento em função da produção (OPEX).

Algumas das variáveis utilizadas no desenvolvimento do Fluxo de Caixa:

CAPEX: 723.336.000 US\$

IR: 35%

Rec. Planta: 87%

NSR Index: 80%

Taxa de Atualização: 10%

Preço: 6885 US\$/t (100% Cu)

Prazo de Investimento: 3 anos

Teor 0,56%

Diluição: 10%

Depreciação: 10%

Custo de lavra: 1,30 US\$/tm

Custo do Tratamento: 12,67US\$/tm

12.8 VPL /TIR

O Cálculo do VPL(Valor Presente Líquido) para estas condições anteriormente citadas resultou positivo em 406.160.821,51 US\$.

O retorno do investimento (PayBack) ocorreu ao 10º ano após o início das operações .

A TIR (Taxa Interna de Retorno) nessas condições de investimento foi de 23%

12.9 Pay Back



Figura 73. VPL acumulado

12.10 Análise de Sensibilidade

Foram elaboradas análises de Risco sobre o Fluxo de Caixa deixando o Valor do VPL à deriva das demais variáveis do processo.

Determinou-se assim as variáveis mais sensíveis do empreendimento, como pode se constatar nos gráficos adiante :

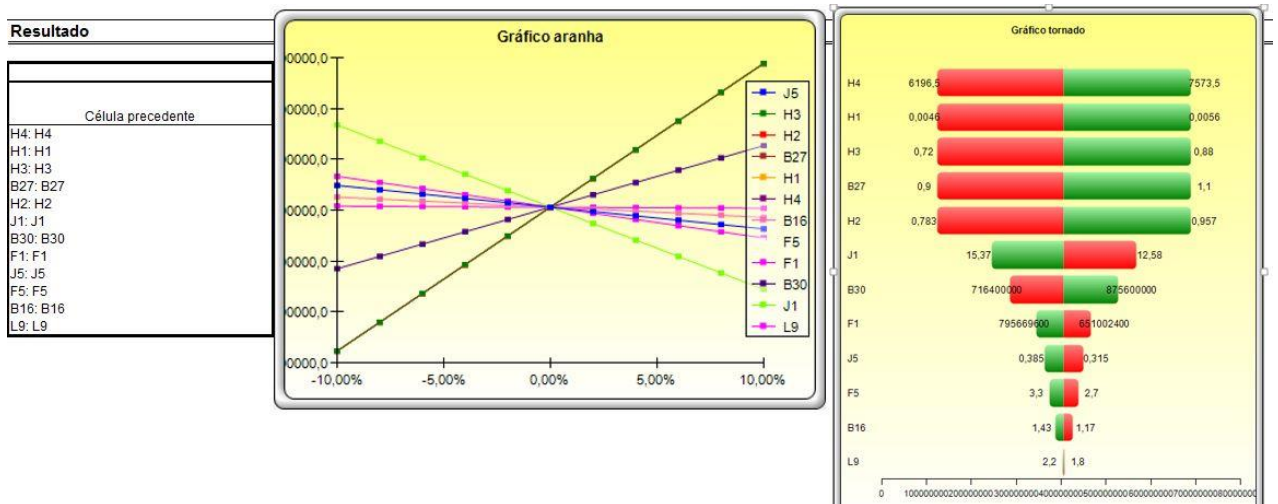


Figura79. Variáveis mais sensíveis do empreendimento

Onde:

H4-Preço (US\$/ton)

H1-Teor

H2-Rec. da Planta

H3-NSR index

B27-Recuperação

H2-Rec. Da Planta

J1-Custo Operacional

B30-Jazida Total

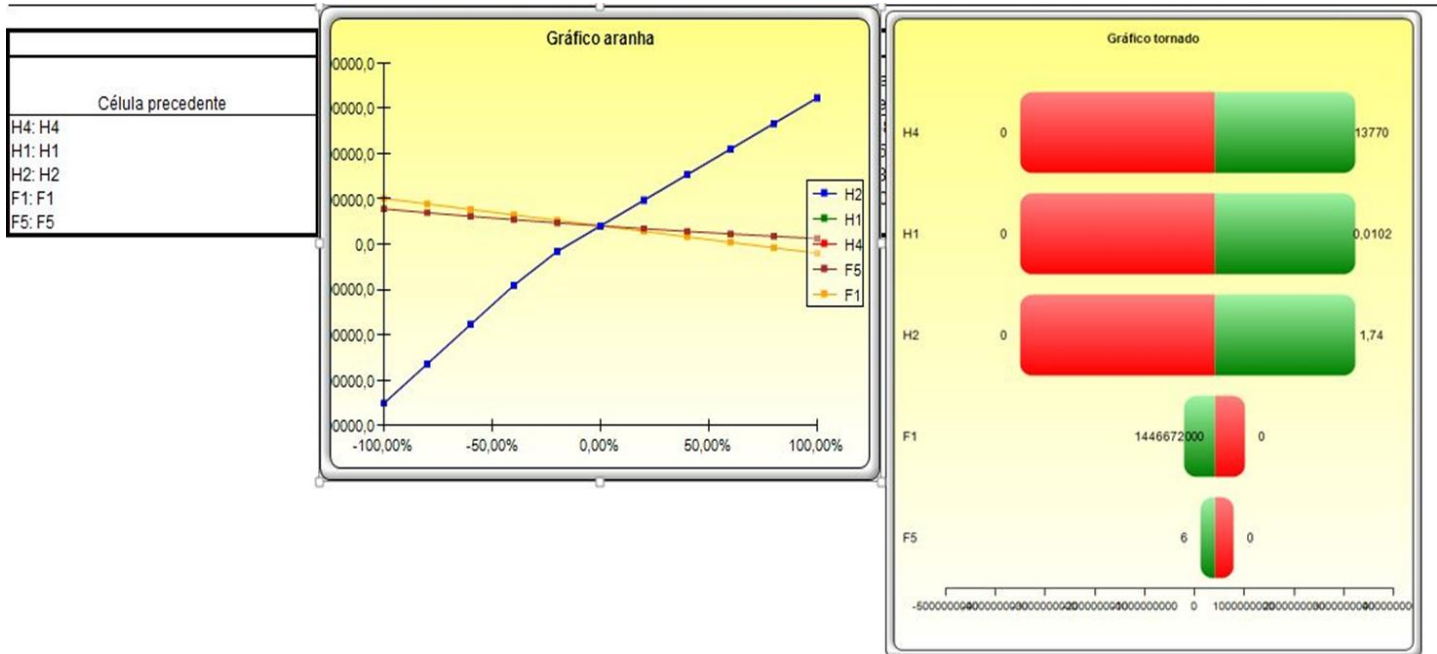


Figura 80. Flutuação do VPL com deriva de variáveis sensíveis

12.10.1 Flutuação do VPL no Risk simulator

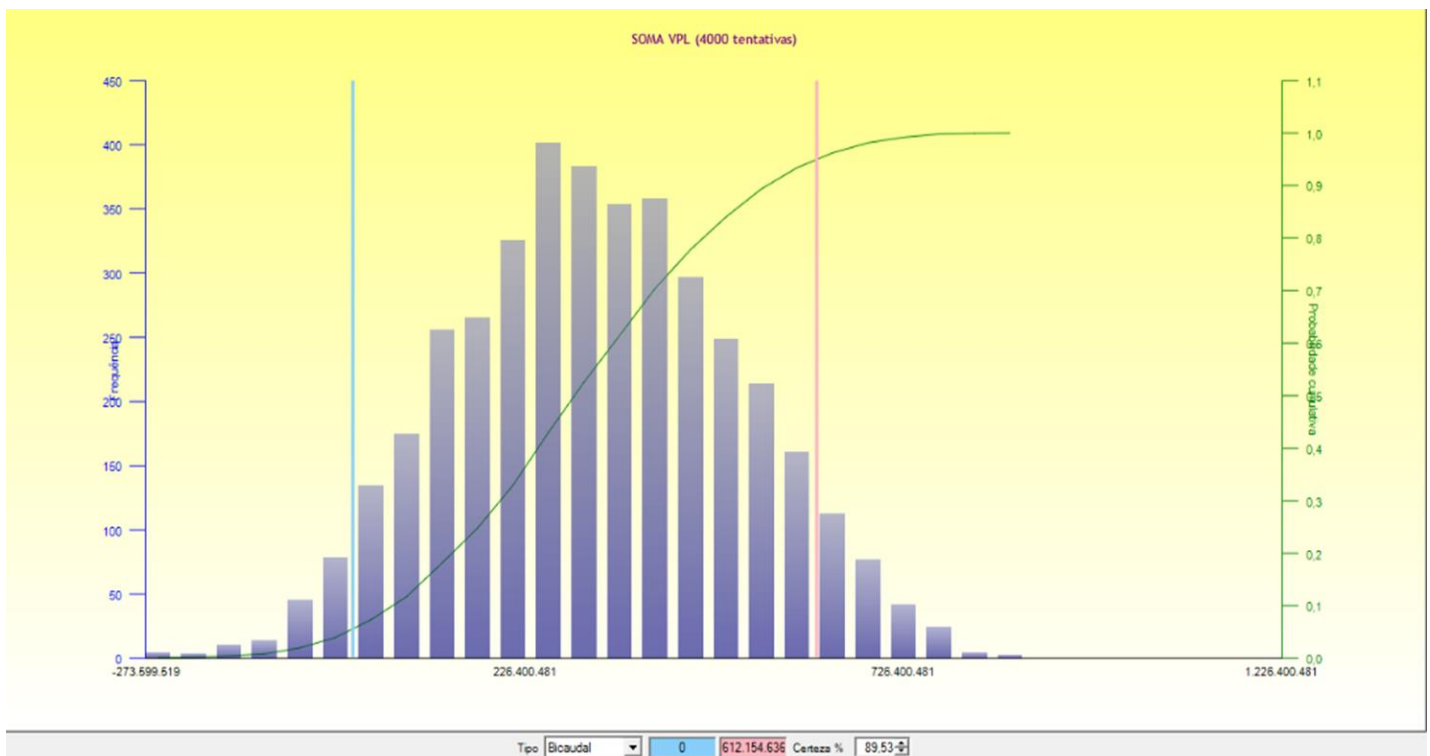


Figura 81. De acordo com o Risk Simulator, em 90% dos cenários temos um VPL acima de zero

12.10.2 Flutuação da TIR no Risk simulator

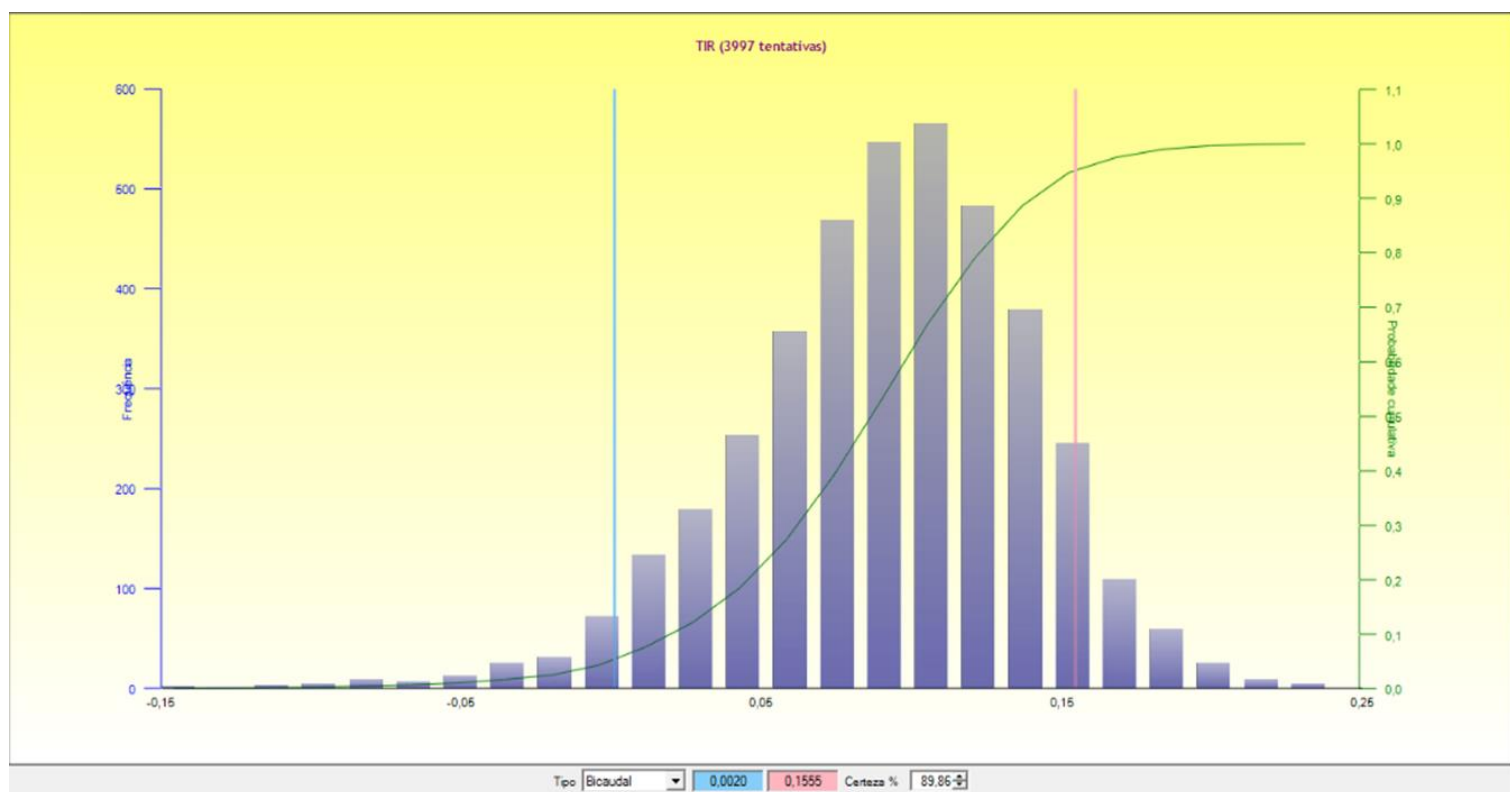


Figura 82. De acordo com o Risk simulator, em 90% dos cenários a TRI flutuará positivamente até 15%

13.0 Meio Ambiente

O desenvolvimento sustentável é uma proposta de longo prazo na qual a boa administração dos recursos e o meio ambiente são componentes essenciais, os quais estão refletidos em princípios fundamentais orientados aos aspectos sociais, econômicos e ambientais de toda atividade.

Algumas faces importantes como alvo do controle ambiental são:

Controle de vibrações e sobre pressão acústica

Fechamento da mina

Pilha de estéril

Meio social

Gerenciamento de águas superficiais e subterrâneas

13.1 Controle de vibrações e sobre pressão acústica

As operações obedecerão a normativa ABNT 9356 que trata dos valores aceitáveis de vibração e stress sonoros que cheguem à qualquer cidade vizinha.

Sismógrafos irão registrar vibrações excessivas nas imediações do complexo.

As maiores fontes emissoras de ruídos são o desmonte, os equipamentos da lavra e os equipamentos de beneficiamento. O controle das fontes será feito por manutenção e regulagem dos motores e isolamento das fontes estáticas.

13.2 Fechamento da mina

O fechamento será realizado conforme a NRM 20.

Após o tempo de vida útil transcorrido a barragem de rejeito será desativada. Será esperada a secagem da bacia e após será recoberta com argila e areia. Sobre esse material será recolocado o solo e serão plantadas espécies vegetais nativas.

A cava será isolada e inundada e ao redor serão cultivadas espécies nativas.

13.3 Pilha de Estéril

Como já dito, o erguimento das pilhas de estéril seguirá padrões previstos legalmente através da NBR 13029 (Elaboração e apresentação de projeto de disposição de estéril, em pilha, em mineração), respeitando inclusive exigências de cunho ambiental, quais sejam:

- Sistema de coleta do líquido percolado

- Revestimento de argila com 1m de espessura

- Areia com função de dreno

- Monitoramento da pilha e dos efluentes percolados

- Reabilitação superficial da pilha.

13.4 Meio social

O impacto social de um empreendimento mineiro de grande porte sobre uma micro cidade não pode ser despercebido.

Portanto, durante a vida útil do empreendimento:

Será de responsabilidade da empresa criar meios para mitigar o impacto social e urbano.

A empresa deverá promover ações sociais e de educação ambiental entre os moradores.

A empresa deverá instigar a criação de outros meios de sustento independente da atividade mineira.

A empresa deverá manter em seus quadros um alto índice de funcionários nativos da cidade que hospeda o empreendimento, através do investimento em ensino técnico para a população local.

Essas atitudes visam diminuir a pressão demográfica que acomete a cidade com migrantes de todas as regiões em busca de empregos. Além disso, garante a herança de um legado para profissionais formados através desses programas.

13.5 Gerenciamento de águas superficiais e subterrâneas

O gerenciamento dos recursos hídricos da região será feita através de análises de amostras espaçadas regularmente e em tempos regulares conforme necessidade de maior ou menor risco associada à área de estudo.

A água superficial sempre será analisada de acordo com seu uso contínuo na etapa de beneficiamento, e a água subterrânea será gerenciada por amostragem em piezômetros colocados de forma a garantir que todos aquíferos que possam ser afetados pela mineração da área sejam amostrados e assistidos antes e após abandono da área. Tendo assim condições de se responder a qualquer questionamento referente ao controle da qualidade da água regionalmente assim como defender-se de alguma tentativa de incriminação indevida.

Índice de Figuras

<i>Figura 1 - Vista Google Earth da localização da mina.</i>	
<i>Figura 2 – Vista lateral dos furos de sondagem</i>	10
<i>Figura 3 – Vista em planta dos furos de sondagem.</i>	11
<i>Figura 4 - Histograma Cobre</i>	12
<i>Figura 5 - Histograma Molibdênio</i>	12
<i>Figura 6 - Furos de sondagem classificados por litologia.</i>	13
<i>Figura 7 - Furos de sondagem classificados por teor.</i>	13
<i>Figura 8 - Seções Horizontais (MineSight)</i>	16
<i>Figura 9 - Modelo por Seções Horizontais. (Minesight)</i>	17
<i>Figura 10 - Furos descartados pelo baixo Teor.</i>	18
<i>Figura 11 - Corpo do qual foi calculado o volume pelo MineSight.</i>	18
<i>Figura 12 - Sólido importado para Isatis 2014-</i>	19
<i>Figura 13 - Modelo do corpo com furos de sondagem.</i>	19
<i>Figura 14 - Histograma dos furos não regularizados. (Isatis)</i>	20
<i>Figura 15 - Histograma dos furos regularizados (Isatis)</i>	21
<i>Figura 16 - Histograma do Cobre com agrupamento (Isatis)</i>	22
<i>Figura 17 - Histograma do Molibdênio com agrupamento</i>	22
<i>Figura 18- Correlograma omnidirecional Modelado com Histograma do Cobre (Isatis)</i>	23
<i>Figura 19 - Mapa Variográfico de Continuidade Espacial (Isatis)</i>	24
<i>Figura 20 - Correlograma Experimental do Cobre (Isatis)</i>	25
<i>Figura 21 - Eixos de maior Continuidade: U=maior continuidade= N23</i>	26
<i>Figura 22 - Correlograma com as direções principais de continuidade.</i>	27
<i>Figura 23 - Corpo mineral com o elipsoide formado pelos eixos do variograma (Y=Norte)</i>	28
<i>Figura 24 - Modelo de blocos Krigado (Isatis)</i>	30
<i>Figura 25 - Modelo de blocos Krigado sobreposto ao sólido modelado (Isatis)</i>	30
<i>Figura 26 - Corpo fatiado com os furos de sondagem (Isatis)</i>	31
<i>Figura 27 -Bloco krigado com teor de Cobre (Isatis)</i>	32
<i>Figura 28 - Histograma do sólido Krigado</i>	33
<i>Figura 29 - Histograma Desagrupado dos dados pelo método do Vizinho mais Próximo.</i>	33
<i>Figura 30 - Eixo x</i>	34

<i>Figura 31 - Eixo y</i>	35
<i>Figura 32 - Eixo Z</i>	35
<i>Figura 33 -Histograma da Classificação de Recursos.</i>	37
<i>Figura 34 - Corpo Mineral Classificado</i>	38
<i>Figura 35 - Seção Vertical do Corpo Mineral Classificado</i>	38
<i>Figura 36 - Curva de Parametrização</i>	39
<i>Figura 37 . Resultados dos parâmetros no software Rocdata.</i>	40
<i>Figura 37 . Resultados dos parâmetros no software Rocdata.</i>	41
<i>Figura38. Fraturas mostradas no software Dips.</i>	42
<i>Figura39. Interface software RocPlane</i>	44
<i>Figura 40. Interface do software Swedge</i>	45
<i>Figura 41 . Ruptura por tombamento</i>	46
<i>Figura 42 . Análise de tombamento pelo software Phase 2</i>	46
<i>Figura 43. Ruptura circular ocorrida na Califórnia, EUA</i>	47
<i>Figura 44. Seção na qual foi analisada a ruptura circular. Fonte: software CAE Studio 3</i>	47
<i>Figura 45. Seção direita dos taludes e sua análise para ruptura circular.</i>	48
<i>Figura 46. Seção esquerda dos taludes e sua análise para ruptura circular.</i>	48
<i>Figura 47 . Resultados da seleção do método de lavra. Fonte: Edumine</i>	50
<i>Figura 48. Médias anuais do preço do cobre.</i>	50
<i>Figura 49 . Vista superior da cava ótima. Fonte: NPV Scheduler</i>	52
<i>Figura 50. Vista lateral da cava ótima. Fonte: NPV Scheduler</i>	53
<i>Figura 52. Curva de parametrização da cava operacional</i>	55
<i>Figura 53. Curva de parametrização da cava ótima</i>	55
<i>Figura 54. Aderência entre cava ótima (linha vermelha) e cava operacional (linha azul)</i>	56
<i>Figura 55. Premissas para cálculo da frota</i>	58
<i>Figura 54 . Escavadeira hidráulica 5230 ME Caterpillar. 1470HP.</i>	60
<i>Figura 55. Truck 785C Caterpillar. 1380 HP. Vel. Máxima: 56km/h. Largura: 6.79m</i>	60
<i>Figura 56. Truck 789C Caterpillar. 1800 HP. Vel. Máxima: 54km/h. Largura: 7.67m</i>	61
<i>Figura 57. Ano 8 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3</i>	62
<i>Figura 58. Ano 16 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3</i>	63
<i>Figura 59. Ano 24 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3</i>	63
<i>Figura 60. Ano 32 do sequenciamento. Fonte: CAE Studio 3</i>	64
<i>Figura 61. Parâmetros dos furos de desmonte.</i>	66

<i>Figura 62. Perfuratriz Sandvik RH460</i>	66
<i>Figura 63 Exemplo de Britador Giratório Primário</i>	69
<i>Figura 64. Desenho esquemático de um hidrociclone</i>	75
<i>Figura 65. Exemplo de moinho de bolas Metso</i>	80
<i>Figura 66. Esquema do sistema de Flotação da planta de beneficiamento</i>	81
<i>Figura 67. Recuperação de sulfeto de cobre de acordo com o PH</i>	83
<i>Figura 68. Espessador</i>	84
<i>Figura 69. Filtro prensa a ser utilizado na filtragem do concentrado</i>	85
<i>Figura 70. Método de jusante com drenagem</i>	87
<i>Figura 71. Modelo esquemático da pilha padrão</i>	89
<i>Figura 72. Cadeia de verticalização do concentrado</i>	92
<i>Figura 73. VPL acumulado</i>	98
<i>Figura79. Variáveis mais sensíveis do empreendimento</i>	99
<i>Figura 80. Flutuação do VPL com deriva de variáveis sensíveis</i>	100
<i>Figura 81. De acordo com o Risk Simulator, em 90% dos cenários temos um VPL acima de zero</i>	100
<i>Figura 82. De acordo com o Risk Simulator, em 90% dos cenários a TRI flutuará positivamente até 15%</i>	101

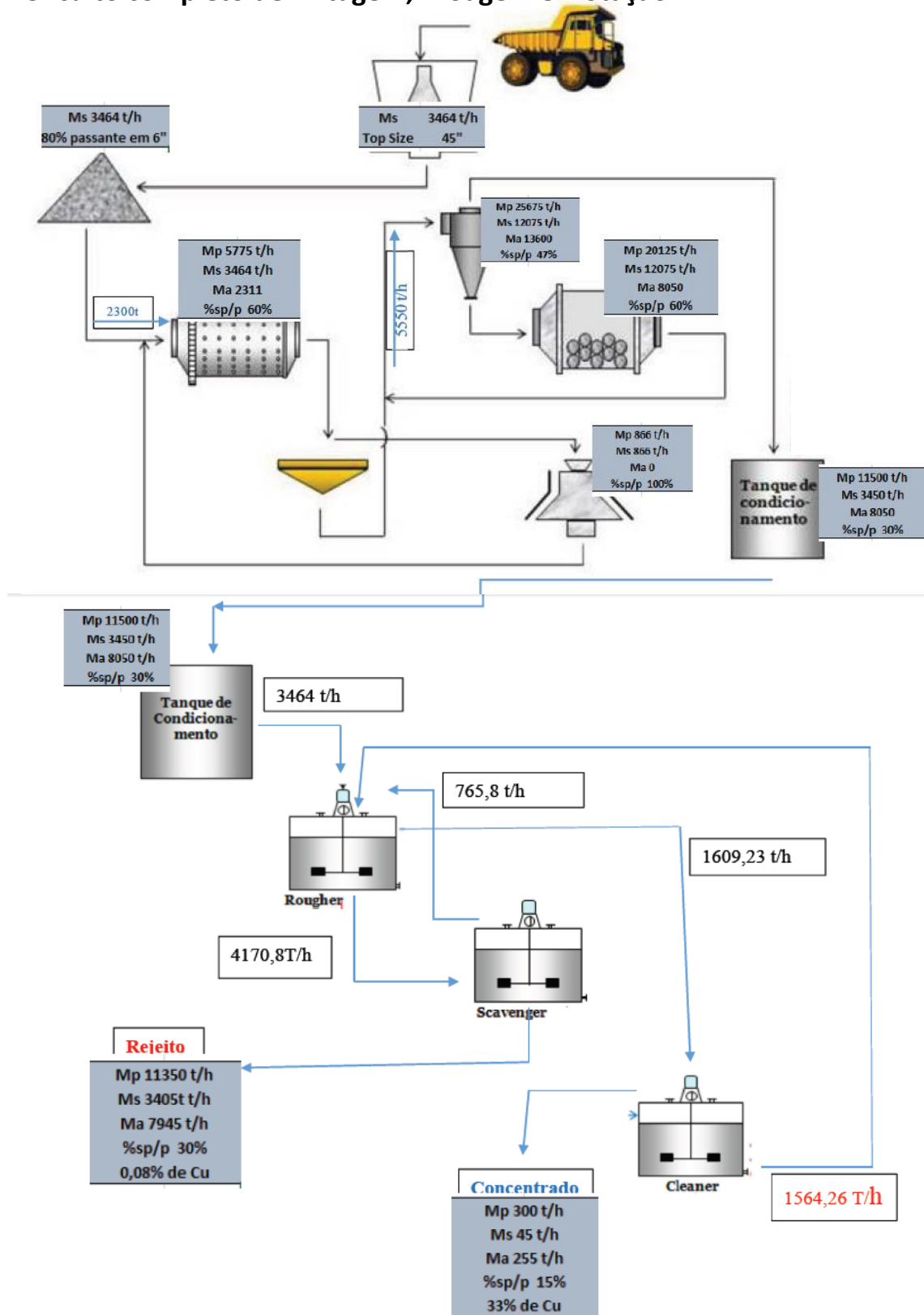
Índice de Tabelas

<i>Tabela 1 Resumo estatístico das litologias</i>	14
<i>Tabela 2 Parâmetros do Correlograma Experimental do Cobre (Isatis)</i>	26
<i>Tabela 3 Valores de Cut off para tonelagem e teor médio.</i>	39
<i>Tabela 4. Densidade e empolamento.</i>	40
<i>Tabela 5 Classificação geomecânica</i>	42
<i>Tabela 6. Orientação das fraturas</i>	42
<i>Tabela 7. Análise cinemática para ângulo de face de 50°.</i>	43
<i>Tabela 8. Análise cinemática para ângulo de face de 55°.</i>	43
<i>Tabela 9. Análise cinemática para ângulo de face de 60°.</i>	43
<i>Tabela 10 . Análise cinemática para ângulo de face de 65°</i>	43
<i>Tabela 11. Análise cinemática para ângulo de face de 70°.</i>	43

<i>Tabela 12. Análise de diversos ângulos de face para fraturas secas e saturadas, para a família 1 de fraturas</i>	44
<i>Tabela 13. Análise de diversos ângulos de face para fraturas secas e saturadas, para a família 2 de fraturas</i>	44
<i>Tabela 14. Análise de diversos ângulos de face para fraturas secas e saturadas, para a família 2 de fraturas</i>	45
<i>Tabela 15. Regime de trabalho.</i>	49
<i>Tabela 16. Parâmetros utilizados para obtenção da cava operacional</i>	53
<i>Figura 51. Cava operacional.</i>	54
<i>Tabela 17. Dados das cavas</i>	56
<i>Tabela 18. Tempos da escavadeira e fatores</i>	59
<i>Tabela 19. Tempos dos caminhões</i>	59
<i>Tabela 20. Incremento médio anual, tempo total e número de caminhões para o minério</i>	59
<i>Tabela 21. Incremento médio anual, tempo total e número de caminhões para o estéril</i>	60
<i>Tabela 22. Propriedades do desmonte</i>	65
<i>Tabela 23. Propriedades do desmonte</i>	65
<i>Tabela 24. Propriedades dos desmonte</i>	65
<i>Tabela 26. Produção (t/h) de diversos modelos do britador Metso MK II. Atentar para aquele escolhido neste processo, modelo 50-65 de APA 6".</i>	70
<i>Tabela 27. Dimensões e especificações do SAG utilizado no projeto</i>	71
<i>Tabela 28. Dados utilizados no dimensionamento das peneiras utilizadas na britagem</i>	72
<i>Tabela 29. Modelo e especificações de peneiras da linha Metso</i>	73
<i>Tabela 30. Metodologia Utilizada na determinação da capacidade real do rebritador</i>	73
<i>Tabela 31. Capacidades dos Britadores Cônicos série MP conforme APF</i>	74
<i>Tabela 32. Balanço de massas no hidrociclone</i>	76
<i>Tabela 32. Cálculo do D50</i>	76
<i>Tabela 33. Cálculo do diâmetro e Vazão do Hidrociclone</i>	76
<i>Tabela 34. Dimensionamento dos Hidrociclones</i>	77
<i>Tabela 35. Wi de algumas minas de sulfeto de cobre ao redor do mundo</i>	78
<i>Tabela 36. Recuperação de cobre em função do tamanho de partículas em algumas jazidas</i>	79
<i>Tabela 37. Determinação do moinho de bolas</i>	80
<i>Tabela 38. Número de células e seus volumes por etapa da flotação</i>	83
<i>Tabela 39. Levantamento do material oriundo da planta de concentração</i>	86
<i>Tabela 40. Produção de estéril acumulado</i>	88
<i>Tabela 41. Diretrizes construtivas da pilha padrão</i>	90
<i>Tabela 42. Visão panorâmica do dimensionamento das pilhas de estéril</i>	90

<i>Tabela 43. Estatísticas brasileira de produção e comercialização de cobre</i>	90
<i>Tabela 44 Flutuação do Preço do cobre nos últimos 13 anos</i>	91
<i>Tabelas 45. Dados de Entrada no Software MAFMINE</i>	94
<i>Tabela 46. Custos de capital na mina</i>	94
<i>Tabela 47. Custos de capital da usina</i>	95
<i>Tabela 48. Custos de Capital em Infraestrutura</i>	95
<i>Tabela 49. 15% Para Custos de Capital de Giro</i>	95
<i>Tabela 50. Custos operacionais estipulados pelo Mafmine</i>	95
<i>Tabelas 51. Custos de investimentos no projeto de mina</i>	96
<i>Tabelas 52. Que levantam custos operacionais e número de funcionários (efetivo) para a operação</i>	97

Circuito completo de Britagem, Moagem e Flotação



Bibliografia

- A Flotação no Brasil/ Arthur Pinto Chaves – São Paulo: Signus Editora, 2009 (Coleção teoria e prática do tratamento de minérios; v 4) 4° Edição.
- Arthur Pinto Chaves, Teoria e prática do tratamento de minérios, volume 2, 3° Ed, editora Signus,
- Arthur Pinto Chaves, Teoria e prática do tratamento de minérios, volume 3, 3° Ed, editora Signus,
- Deliberação Normativa COPAM nº 117, de 27 de junho de 2008,
- Goovaerts, P. “Geostatistics for natural resources evaluation”.
- Howard, L. Hartman, “SME Mining Engineering Handbook” 3rd Edition. 2011
- Krige, D. "Essential basic concepts in mining geostatistics and their links with geology and classical statistics", SAIMM
- Manual de Britagem Metso, 6° edição, publicação técnica Metso Minerals, 2005
- Olofsson, S.A. “Applied Explosives Technology for Construction and Mining” 2nd Edition. 1990
- Tratamento de Minérios -5° Edição/Ed. Adão Benvindo da Luz, João Alves Sampaio e Silvia
- BIONDI, João Carlos, *Processos metalogênicos e os depósitos minerais brasileiros*, São Paulo: Oficina de Textos, 2003.
- Western Mining Engineering Inc., *Mining Cost Service*, 2004.
- Bienawski, Z.T. Engineering Rock Mass Classification
- Rodrigues, Aline R. Estudo de caso: Moagem semi-autógena e de bolas, Ouro Preto, 2010.
- Coeli, Regina C. e Correia, Julio César G. Tratamento de Minérios, Rio de Janeiro: CETEM, 2004.
- Impacto do agrupamento preferencial de amostras na inferência estatística: aplicações em mineração. Rem, Rev. Esc. Minas v.54 n.4 Ouro Preto out./dez. 2001

