

MINISTÉRIO DA EDUCAÇÃO
UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL
Escola de Engenharia
Departamento de Engenharia de Minas



PROJETO DE DIPLOMAÇÃO

Estudo de Pré-Viabilidade de um Depósito de Zinco e Cobre

Caroline Zorzi
Felipe Molina Sentinger
Jonathas Gaboardi

Porto Alegre, dezembro de 2009.

AGRADECIMENTOS

Aos professores do departamento, pela disposição;

Aos amigos e colegas, pela compreensão e ajuda;

À família, pelo apoio.

SUMÁRIO

SUMÁRIO	3
ÍNDICE DE FIGURAS	5
ÍNDICE DE TABELAS	7
ÍNDICE DE EQUAÇÕES	8
INTRODUÇÃO	9
1- BANCO DE DADOS	10
1.1- ANÁLISE DO BANCO DE DADOS	10
1.2- REGULARIZAÇÃO DOS DADOS AMOSTRAIS	11
1.3- ANÁLISE PRELIMINAR DOS DADOS.....	12
1.3.1- <i>Histogramas de Teores</i>	12
1.3.2- <i>Correlação entre variáveis</i>	12
1.4- ANÁLISE POR LITOLOGIA	13
1.4.1- <i>Agrupamento das litologias</i>	14
2- MODELAGEM GEOLÓGICA	16
3- AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO	18
3.1- ANÁLISE EXPLORATÓRIA	18
3.1.1- <i>Desagrupamento de dados</i>	19
3.2- CORRELOGRAFIA DO ZINCO.....	20
3.2.1- <i>Correlogramas</i>	21
3.3- MODELO DE BLOCOS	23
3.4- ESTIMATIVA DE TEORES DE ZINCO	24
3.4.1- <i>Validação das estimativas – Análise de deriva</i>	25
3.4.2- <i>Validação das estimativas – Validação Cruzada</i>	25
3.4.3- <i>Validação das estimativas – Análise do histograma</i>	27
3.5- ESTIMATIVA DO COBRE	27
3.6- QUANTIFICAÇÃO DE RECURSOS	28
4- GEOLOGIA	28
4.1- RIOLITO	29
4.2- ARENITO ARCÓSIO	30
4.3- FOLHELHO NEGRO	31
4.4- FOLHELHO BANDADO E ARCÓSIO	32
5- GEOMECÂNICA	33
5.1- CARACTERÍSTICAS GEOMECÂNICAS DO MACIÇO	33
5.2- ESTABILIDADE DE TALUDES.....	34
5.3- TIPOS DE RUPTURA.....	36
5.3.1- <i>Ruptura em cunha</i>	36
5.3.2- <i>Ruptura Planar</i>	36
5.3.3- <i>Ruptura por tombamento</i>	37
5.4- ANÁLISE DE ESTABILIDADE E DIMENSIONAMENTO DE TALUDES.....	37
6- DESENHO DE CAVA	45
6.1- CAVA ÓTIMA	45
6.2- CAVA OPERACIONAL.....	48
6.3- SEQÜENCIAMENTO	49
6.4- CAVA ÓTIMA VERSUS CAVA FINAL	53
7- DESMONTE DE ROCHAS	54
8- REGIME DE TRABALHO	55
8.1- REGIME DE TRABALHO NA OPERAÇÃO DE LAVRA.....	55

8.2- REGIME DE TRABALHO NA OPERAÇÃO DE BENEFICIAMENTO	56
8.3- REGIME DE TRABALHO NO SETOR ADMINISTRATIVO	57
9- DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS PARA LAVRA.....	58
9.1- DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS DE PERFURAÇÃO E DESMONTE	58
9.2- EQUIPAMENTO DE CARREGAMENTO DE MINÉRIO	60
9.3- EQUIPAMENTOS DE CARREGAMENTO DE ESTÉRIL	61
9.4- EQUIPAMENTO DE TRANSPORTE.....	63
9.5- VEÍCULOS DE APOIO	64
10- BENEFICIAMENTO.....	66
10.1- CIRCUITO DE BRITAGEM.....	66
10.2- CIRCUITO DE MOAGEM.	67
10.3- CIRCUITO DE FLOTAÇÃO.	68
10.4- MEMÓRIA DE CÁLCULO	71
10.4.1- Britadores	71
10.4.2- Moinhos	72
10.4.3- Hidrociclones	73
11- AVALIAÇÃO ECONÔMICA	75
11.1- ESTUDO DE MERCADO.....	75
11.2- DADOS DE ENTRADA	77
11.3- DEFINIÇÃO DOS CUSTOS CAPITAIS	78
11.4- DEFINIÇÃO DOS CUSTOS OPERACIONAIS	78
11.5- RESULTADOS DA AVALIAÇÃO ECONÔMICA	78
11.6- FLUXO DE CAIXA E ANÁLISE DE SENSIBILIDADE.....	79
12- MEIO AMBIENTE	83
12.1- PILHA DE ESTÉRIL.....	83
12.2- BARRAGEM DE REJEITOS.....	85
12.4- CONTROLE DE VIBRAÇÕES E SOBREPRESSÃO ACÚSTICA	86
12.5- FECHAMENTO DA MINA.....	86
13- CONCLUSÃO	89
14- REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS	90

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 - Mapa de localização dos furos de sondagem	11
Figura 2 - Distribuição de frequência do comprimento amostral	11
Figura 3 - Histogramas dos teores de Zn e Cu	12
Figura 4 - Mapa de Correlação Zinco e Cobre.....	13
Figura 5 - Histogramas de frequência para zinco equivalente.....	15
Figura 6 - Litologias agrupadas.....	16
Figura 7 - Exemplo de uma seção paralela	16
Figura 8 - Wireframe do corpo	17
Figura 9 - Topografia e o modelo geológico	17
Figura 10 - Mapa de localização dos teores dentro do corpo mineralizado	18
Figura 11 - Histogramas de teores de zinco e cobre	19
Figura 12 - Correlação de zinco e cobre	19
Figura 13 - Representação do método de desagrupamento por células móveis	19
Figura 14 - Histogramas dos teores de zinco e cobre declusterizados	20
Figura 15 - Correlograma experimental das três direções preferenciais	21
Figura 16 – Correlograma ajustado na direção de maior alcance (N158)	22
Figura 17 - Correlograma ajustado na direção de menor alcance (N248)	22
Figura 18 - Correlograma ajustado na direção de médio alcance (D90).....	22
Figura 19 – Seções do Modelo de blocos Krigado	24
Figura 20 - Modelo de Blocos	24
Figura 21 - Análise de deriva para o zinco nas três direções	25
Figura 22 - Validação Cruzada, valor real x valor estimado	26
Figura 23 - Histograma dos dados estimados de zinco.....	27
Figura 24 - Histograma dos dados interpolados de cobre	27
Figura 25 - Exemplo de Riolito.....	30
Figura 26 - Exemplo de Arenito Arcóσιο	31
Figura 27 - Arenito Arcóσιο na natureza. Uluru, segundo maior monolito do mundo	31
Figura 28 - Exemplo de Folhelho Negro	32
Figura 29 - Ocorrência de Folhelho Negro na natureza	32
Figura 30- Distribuição espacial das Famílias de descontinuidades	34
Figura 31 - Setorização da cava	35
Figura 32 - Exemplo de ruptura em cunha.....	36
Figura 33 - Exemplo de ruptura planar	36
Figura 34 – Exemplo de ruptura por tombamento	37
Figura 35 - Verificação do ângulo global do talude.....	38
Figura 36 – Setor 30° (ruptura em cunha)	39
Figura 37- Ângulo de Talude do setor 30° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha.....	39
Figura 38 - Setor 60° (ruptura em cunha)	40
Figura 39 - Ângulo de Talude do setor 60° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha.....	40
Figura 40 - Setor 90° (ruptura em cunha)	41
Figura 41 - Ângulo de Talude do setor 90° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha.....	41
Figura 42 - Setor 120° (ruptura em cunha e ruptura planar).....	42
Figura 43 - Ângulo de Talude do setor 120° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha.....	42

Figura 44 - Ângulo de Talude do setor 120° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura planar.....	43
Figura 45 - Setor 150° (ruptura em cunha)	43
Figura 46 - Ângulo de Talude do setor 150° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha.....	44
Figura 47 - Vista em planta da cava ótima.....	47
Figura 48 - Vista Norte-Sul da cava ótima	48
Figura 49 - Vista em perspectiva da cava ótima	48
Figura 50 - Cava final	49
Figura 51 - Ano 1.....	50
Figura 52 - Ano 5.....	50
Figura 53 - Ano 10.....	51
Figura 54 - Ano 15.....	51
Figura 55 - Ano 20.....	52
Figura 56 - Ano 23 (Cava Final)	52
Figura 57 - Cava ótima vs cava final – seção N-S	53
Figura 58 – Plano de fogo para uma bancada.....	54
Figura 59 - ROC D9 - ATLAS COPCO	59
Figura 60 - ROC D9 - ATLAS COPCO	59
Figura 61 - Caminhão de ANFO	60
Figura 62 - Caminhão de ANFO	60
Figura 63 - Espaço de Trabalho da escavadeira	61
Figura 64 - Dimensões da Escavadeira	61
Figura 65 - Dimensões da Carregadeira de Estéril.....	62
Figura 66 - Especificações da Carregadeira de Estéril.....	62
Figura 67 - HITACHI EH1100.....	64
Figura 68 - Especificações do caminhão HITACHI EH1100.....	64
Figura 69 - Motoniveladora Komatsu GD825A	65
Figura 70 - Especificações da motoniveladora GD825A	65
Figura 71 - Caminhão Mercedes Benz 2726 equipado com tanque de 20.000 l.....	65
Figura 72 - Veículo de apoio - Nissan Frontier SE 4X4	65
Figura 73 - Circuito de Britagem	69
Figura 74 - Circuito de Moagem.....	70
Figura 75 - Circuito de Flotação.....	70
Figura 76 - Posição da cava, pilhas de estéril e planta de beneficiamento	71
Figura 77 - Produção de zinco no mundo versus Produção de zinco no Brasil	75
Figura 78 - Exportação versus Importação de Zinco	76
Figura 79 - Variação histórica do preço da tonelada de minério de Zinco	77
Figura 80 - Tempo de payback do investimento	80
Figura 81 - Fluxo de Caixa do cenário Sem Empréstimo para dif. taxas de atualiz.	80
Figura 82 - de Caixa do cenário Com Empréstimo para diferentes taxas de atualização.....	80
Figura 83 - Análise de sensibilidade para cenário sem empréstimo.	81
Figura 84 - Análise de sensibilidade para cenário com empréstimo.	81

ÍNDICE DE TABELAS

Tabela I - Distribuição de teores nas litologias	14
Tabela II - Características do Modelo Geológico	17
Tabela III - Comparação das médias com médias declusterizadas	20
Tabela IV - Parâmetros utilizados na geração dos correlogramas	21
Tabela V – Resultado da classificação dos recursos	28
Tabela VI - Principais características do maciço rochoso	33
Tabela VII - Famílias de descontinuidades	34
Tabela VIII - Comparativo Cava ótima vs. Cava Final	53
Tabela IX - Dados técnicos de desmonte	54
Tabela X - Dias trabalhados por ano na Operação de Lavra	55
Tabela XI - Horas de trabalho na Operação de Lavra	55
Tabela XII - Número de trabalhadores para a Operação de lavra	55
Tabela XIII - Dias trabalhados por ano na Planta de Beneficiamento	56
Tabela XIV - Horas de trabalho na Planta de Beneficiamento	56
Tabela XV - Número de trabalhadores para a Planta de Beneficiamento	56
Tabela XVI - Pessoal do Setor Administrativo	57
Tabela XVII - Especificações técnicas da perfuratriz D9 - Atlas Copco	58
Tabela XVIII - Dados para cálculo do Net Smelt Return	77
Tabela XIX - Dados de entrada no software Mafmo	77
Tabela XX - Custos Capitais	78
Tabela XXI - Custos Operacionais	78
Tabela XXII - Dados Econômicos	79
Tabela XXIII - Resumo de parâmetros econômicos dos cenários estudados	82

ÍNDICE DE EQUAÇÕES

Equação 1 - Cálculo do Cut Off Grade	46
Equação 2 - Capacidade Nominal de Britadores	72
Equação 3 - Capacidade Tabelada de Britadores	72
Equação 4 - Potência de Moinhos Tubulares	73

INTRODUÇÃO

O objetivo deste trabalho é realizar o estudo de pré-viabilidade técnica e econômica para a abertura de um empreendimento mineiro em um depósito de zinco e cobre. O departamento de Engenharia de Minas forneceu o banco de dados para o desenvolvimento dos estudos.

Primeiramente, foi executada a importação, verificação e análise estatística dos dados primários. A seguir, foi feita a modelagem geológica, através da definição dos limites do corpo, interpretação de seções geológicas e construção do sólido.

Baseado nas definições iniciais foi então realizada a geoestatística e estimativa de reservas. Com isso foi efetuada a escolha do método de mineração, nesse caso mina a céu aberto, já que o corpo mineralizado é aflorante. Após, iniciou-se o seqüenciamento de lavra, escolha dos pontos chave para a localização dos objetos de desenvolvimento da mina, escolha da frota necessária para todas as etapas de perfuração da rocha, carregamento e transporte, bem como o dimensionamento do circuito de beneficiamento e a análise econômica que se faz responsável pela escolha do prosseguimento e implantação do projeto.

Cabe salientar que não foi informado o local onde foi executada a etapa de sondagem, o que nos dá liberdade para essas escolhas, podendo assim impactar nas tomadas de decisões.

1- BANCO DE DADOS

O banco de dados foi fornecido pelo DEMIN - Departamento de Engenharia de Minas da UFRGS - correspondente a um depósito de zinco com ocorrência de cobre. Não foi passada nenhuma informação sobre a localização da jazida, assim como geomecânica e dados hidrogeológicos. Desta forma, decisões sobre esses tópicos ficaram pela interpretação das litologias fornecidas.

1.1- Análise do Banco de Dados

O banco de dados contém quatro planilhas referentes a 763 furos de sondagem, com as informações sobre:

ASSAY: Contém a identificação do furo, FROM e TO do intervalo analisado, teores de zinco e cobre e densidade do material.

COLLAR: Contém a identificação do furo e as coordenadas X, Y e Z correspondentes.

SURVEY: Contém a identificação do furo, azimuth e mergulho.

GEOLOGY: Contém a identificação do furo, FROM e TO do intervalo analisado e a litologia de cada intervalo.

Os dados foram importados para o software Datamine®, e através da rotina *HOLE3D* foi gerado um relatório de erros de consistência dos dados. Os erros encontrados foram de sobreposição de dados (FROM/TO), descontinuidades (FROM>TO), dados duplicados e a ausência de dados de collar de um furo de sondagem. A correção dos erros foi feita via software Excel diretamente no banco de dados original. Os dados de teores e densidade não informados foram substituídos pelo valor “-99”.

Após a reimportação do banco de dados corrigido, foi gerado um mapa de localização da boca dos furos de sondagem (figura1).

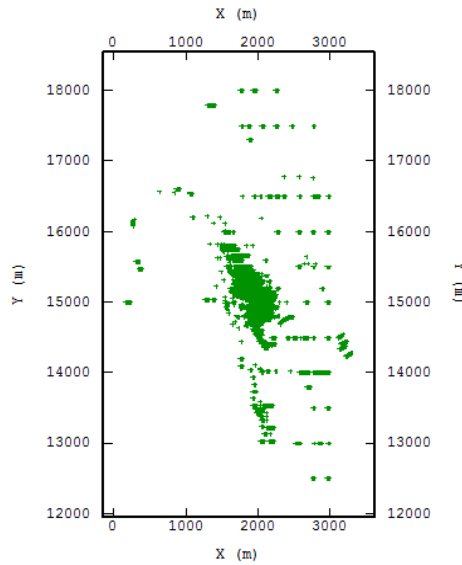


Figura 1 - Mapa de localização dos furos de sondagem

1.2- Regularização dos Dados Amostrais

O banco de dados não segue o mesmo suporte amostra, ou seja, as amostras possuem diferentes comprimentos. Para que uma avaliação estatística possa ser realizada, deve ser feita uma regularização para um tamanho padrão.

O critério utilizado para a escolha do comprimento padrão para a regularização foi a moda de comprimento entre as 34104 amostras, apresentada na figura 2.

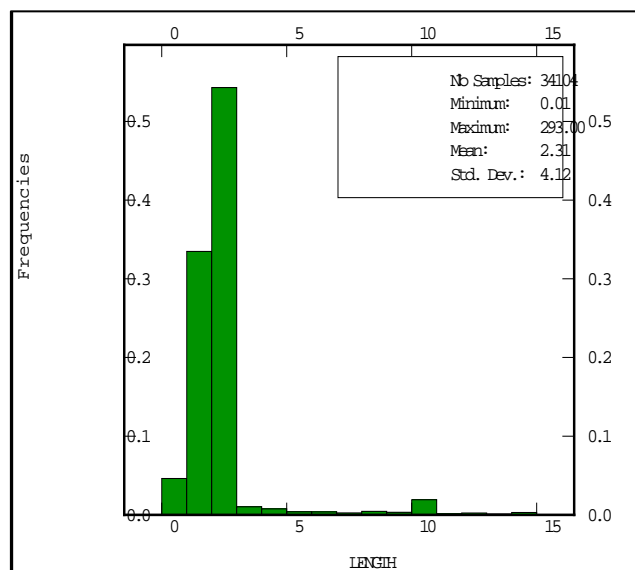


Figura 2 - Distribuição de frequência do comprimento amostral

A regularização dos furos foi realizada com a rotina *COMP DH* (Composite Down Drillholes) do Datamine®, utilizando o valor padrão de 2 metros.

1.3- Análise preliminar dos dados

A análise estatística preliminar dos dados é de grande importância, pois possibilita a verificação de médias, correlações, existência de diferentes populações, entre outros. E também auxilia na interpretação das seções do depósito.

1.3.1- Histogramas de Teores

A análise foi realizada separadamente para as duas variáveis, zinco e cobre, como mostra a figura 3. Os dados utilizados foram aqueles previamente compositados.

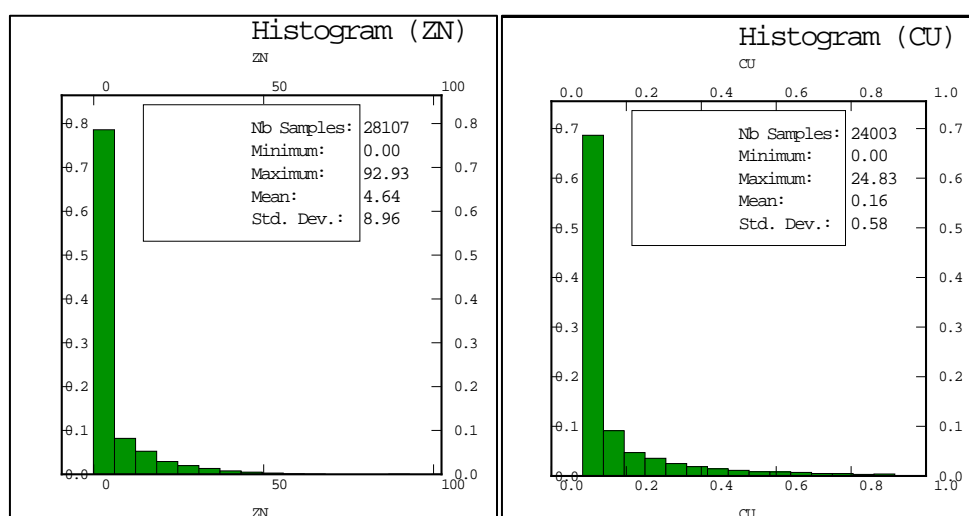


Figura 3 - Histogramas dos teores de Zn e Cu

As amostras contendo zinco possuem um teor médio de 4.64%, sendo considerável em primeira análise como sendo um valor lavrável. Já a média de teores de cobre apresentou uma média de 0.16%, um valor aparentemente baixo. Estudos mais aprofundados serão realizados para avaliar o interesse na jazida de cada tipo de minério.

1.3.2- Correlação entre variáveis

Como o banco de dados possui duas variáveis, foi realizado um mapa de correlação de teores entre zinco e cobre.

Como se pode notar na figura 4, não há correlação entre zinco e cobre. Logo, as ocorrências de altos teores de um dos minérios não significam que o outro seguirá o mesmo comportamento.

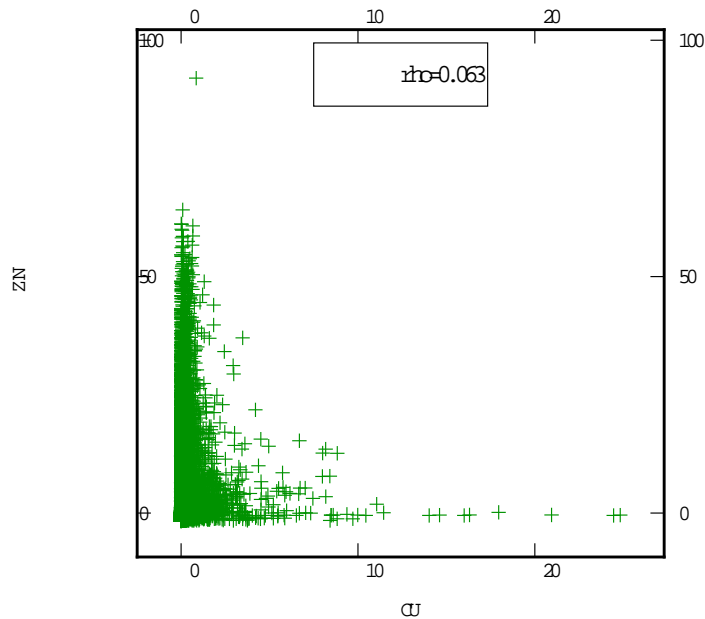


Figura 4 - Mapa de Correlação Zinco e Cobre

1.4- Análise por litologia

Como o banco de dados fornecido possui as litologias das amostras, é possível fazer a verificação da distribuição dos teores. As camadas foram separadas no software Isatis® e após foi verificado o histograma de cada domínio.

Através de pesquisa de empresas mineradoras de zinco e cobre, podemos constatar que apenas quatro litologias teriam teores com interesse econômico para ambos os minérios, como mostra a tabela I.

Tabela I - Distribuição de teores nas litologias

LITOLOGIA	Teor Zn (%)	Teor Cu (%)
Amphibole	0.73	0.15
Arkose	7.26	0.27
Banded Shale and Arkose	10.69	0.21
Chloristic Schist	0.74	0.02
Calc-Arenite	0.94	0.01
Gossan	0.00	0.00
Limestone	0.76	0.01
Overburden	0.38	0.02
Quartz Biotite Schist	0.34	0.02
Quartz Sericite Schist	0.66	0.15
Quartz	0.00	0.00
Rhyolite	1.33	0.22
Black Shale	2.83	0.17
Sheared Sericite Schist	0.98	0.03

Para que seja possível reunir as quatro litologias que apresentam teores mais altos, considerando-as como minério, primeiramente precisamos constatar se elas são estatisticamente semelhantes.

1.4.1- Agrupamento das litologias

Para a simplificação da análise das variáveis, realizou-se a transposição dos teores de Cobre para teores de Zinco. Para isso utilizou-se o conceito de teor equivalente; com esse artifício pode-se analisar e agrupar as litologias da jazida em função do teor equivalente de zinco em cada amostra. Esse conceito considerou a relação de preços dos dois metais na “London Metal Exchange LME”. Os valores obtidos no dia 24/08/2009 foram:

Zinco: 1800 U\$/ton

Cobre: 6000 U\$/ton

Com a transposição dos valores realizada, podemos verificar o comportamento estatístico das litologias *Arkose*, *Banded Shale*, *Rhyolite* e *Black Shale*.

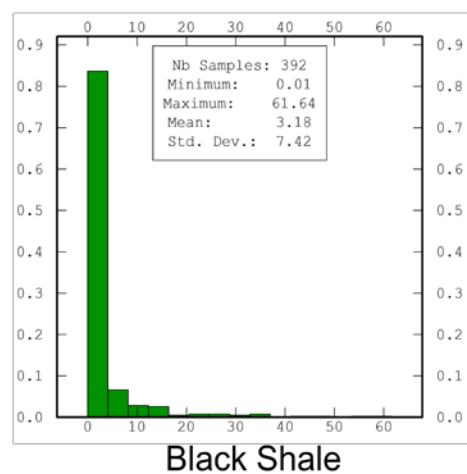
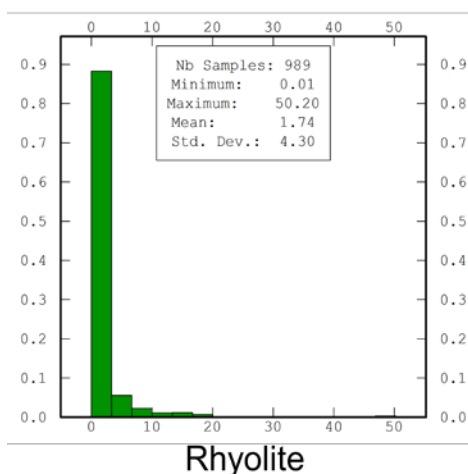
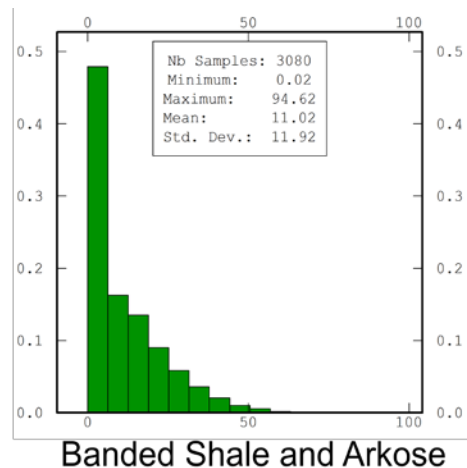
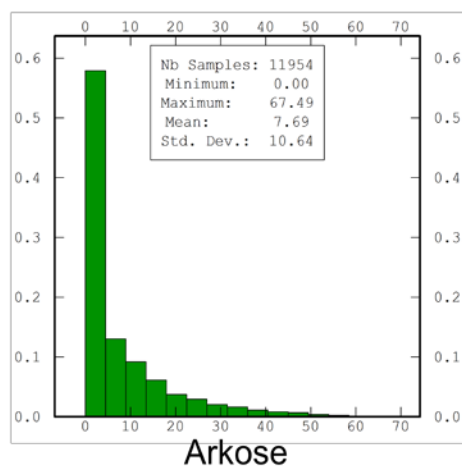


Figura 5 - Histogramas de frequência para zinco equivalente

Podemos assim verificar que as quatro litologias apresentam apenas uma população de Zn, com alta frequência nos teores mais baixo e um comportamento parecido, assim tornando possível seu agrupamento.

Desta forma foram criados dois novos domínios geológicos que abrangem:

Minério – Composto por (quatro) litologias: Arkose, Rhyolite, Black Shale e Banded Shale. Os teores médios variam de 1,74% a 11,02% de zinco equivalente.

Estéril – Composto pelas 10 litologias restantes.

2- MODELAGEM GEOLÓGICA

O modelo geológico foi realizado considerando as litologias ricas do depósito, como mostra a figura 6.

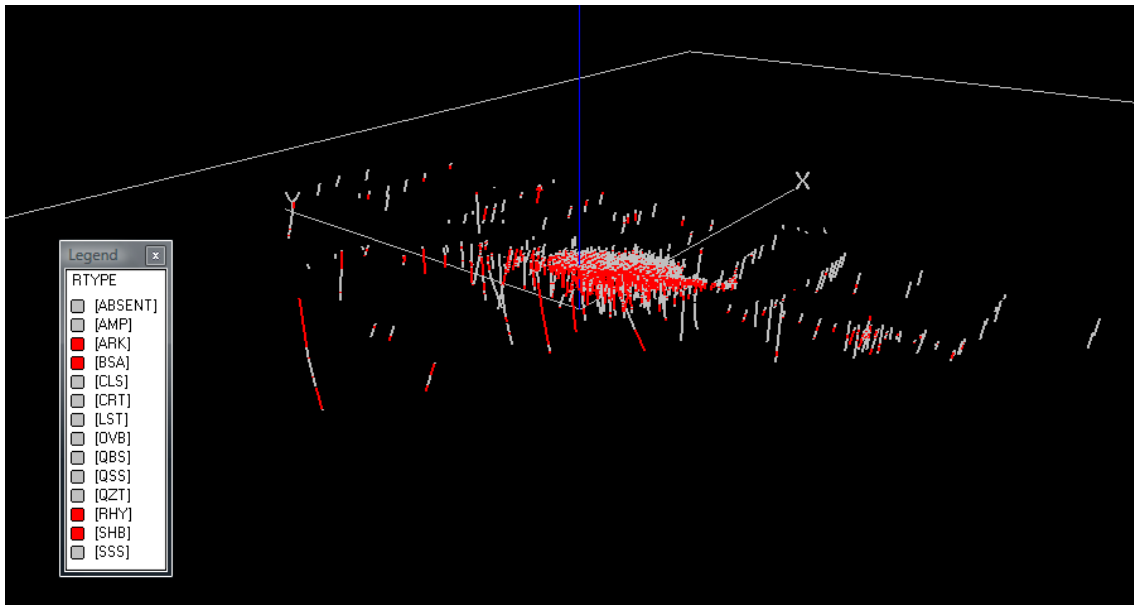


Figura 6 - Litologias agrupadas

O modelo foi construído no software Datamine® através do método das seções paralelas, com seções a cada 50 metros.

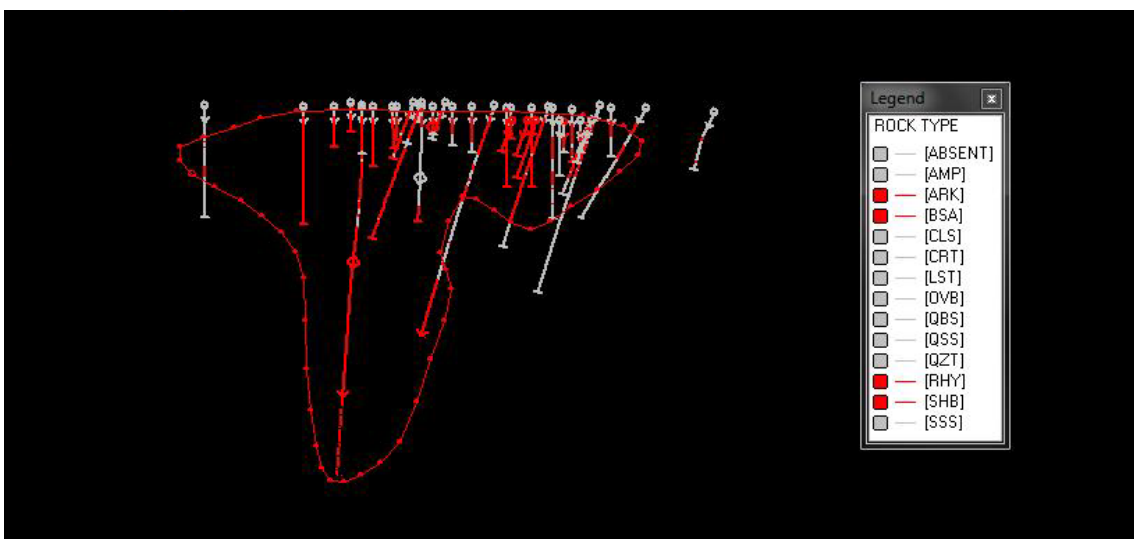


Figura 7 - Exemplo de uma seção paralela

Após a construção de todas as seções, foi realizada a linkagem para a geração da WIREFRAME, que representa o sólido geológico da zona mineralizada.

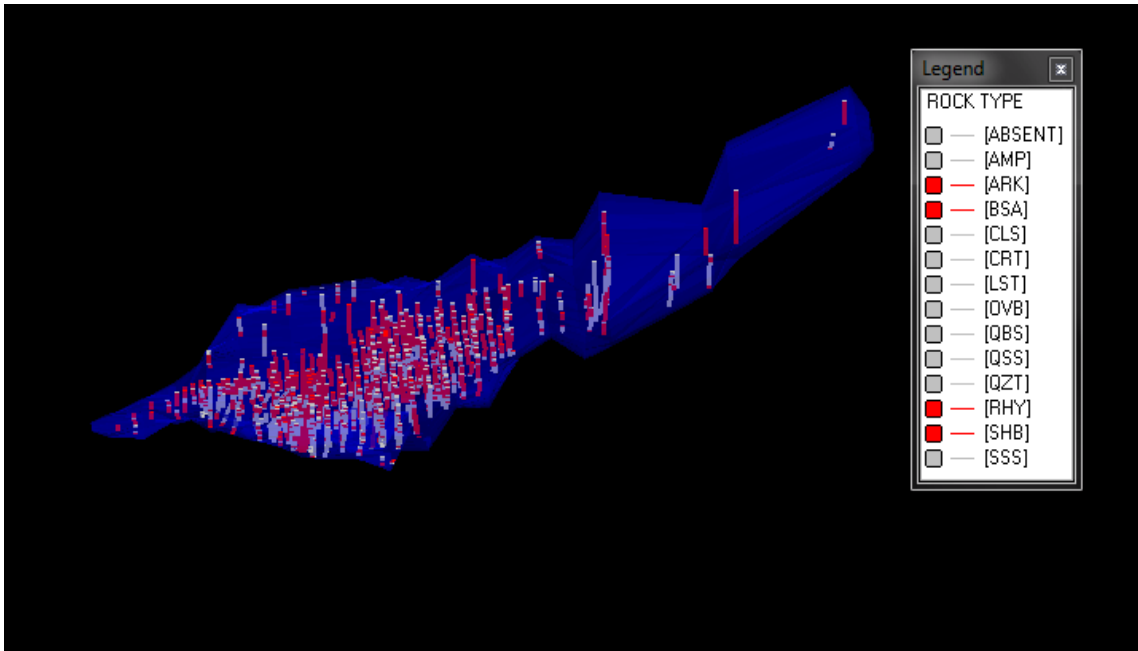


Figura 8 - Wireframe do corpo

Tabela II - Características do Modelo Geológico

Densidade (t/m ³)	Volume (m ³)	Toneladas (t)
2.23	132.326.062	295.087.120

A topografia foi gerada a partir dos dados de COLLAR dos furos no software Surfer® e importada para o Datamine®, já que a mesma não foi fornecida.

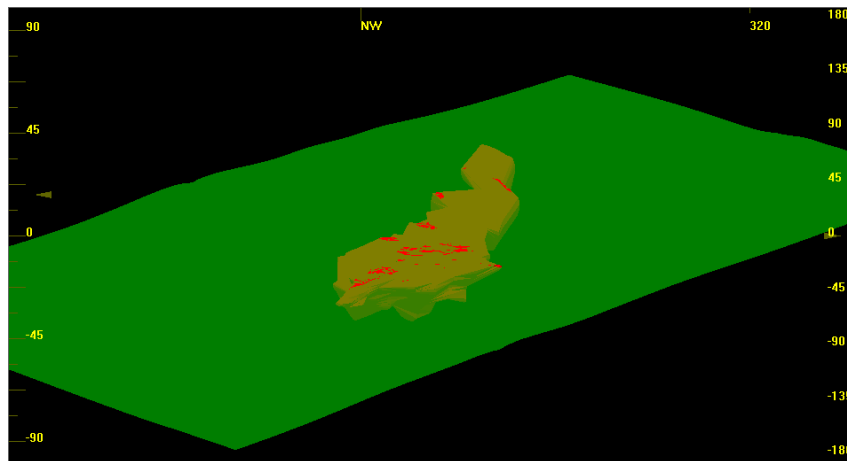


Figura 9 - Topografia e o modelo geológico

3- AVALIAÇÃO DO DEPÓSITO

Após a modelagem geológica baseada nas litologias e considerando que os valores dentro do corpo representam a região mineralizada do depósito, iniciou-se a avaliação do depósito. A figura 10 apresenta o mapa de localização das amostras utilizadas para a avaliação do depósito.

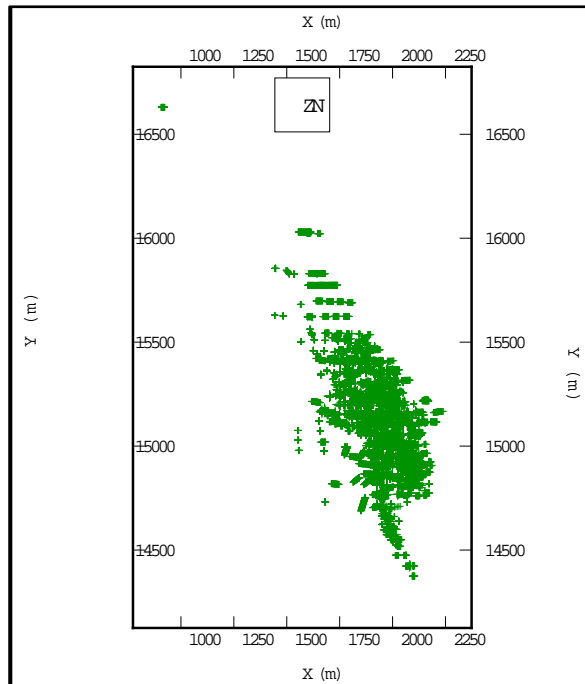


Figura 10 - Mapa de localização dos teores dentro do corpo mineralizado

3.1- Análise exploratória

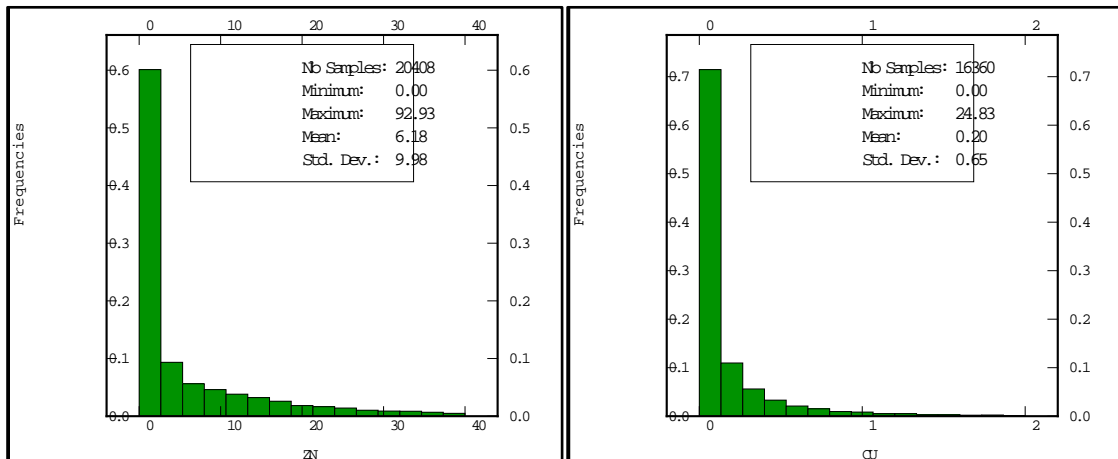


Figura 11 - Histogramas de teores de zinco e cobre

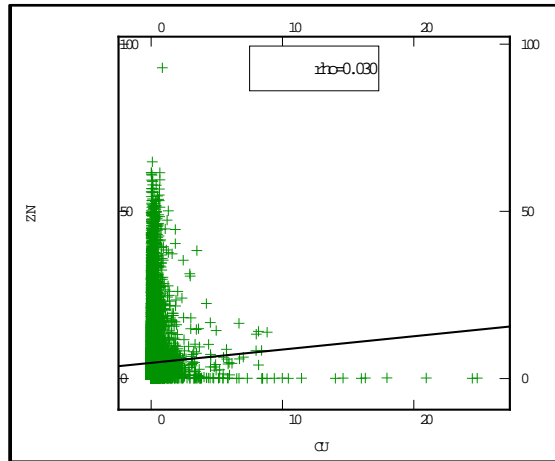


Figura 12 - Correlação de zinco e cobre

3.1.1- Desagrupamento de dados

O desagrupamento de dados nos familiariza melhor com o banco de dados estudado, com ele é possível o entendimento do teor que teremos na área sem a utilização de dados de uma área restrita da prospecção.

Para realizar o desagrupamento foi utilizado o método das células móveis, originalmente proposto por Journel (1983) e Deutsch (1989), onde a área total é dividida em regiões retangulares chamadas de células. Cada amostra recebe um peso inversamente proporcional ao número de amostras que caem dentro da mesma célula. Amostras agrupadas, de maneira geral, receberão pesos baixos com esse método, pois as células nas quais elas estão localizadas conterão diversas outras amostras, conforma a figura 13.

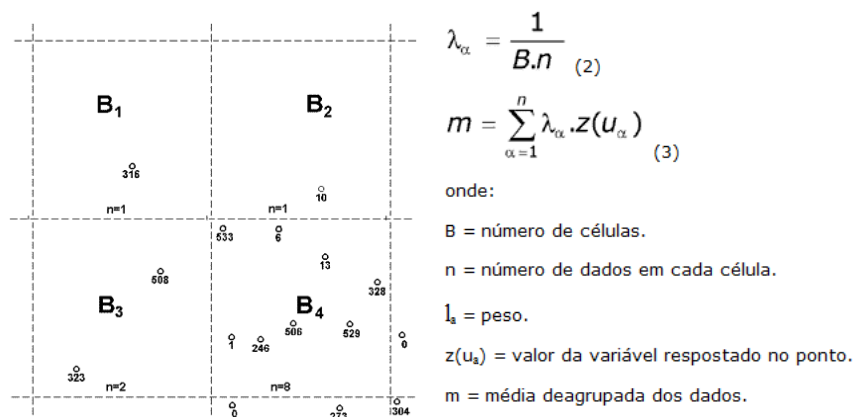


Figura 13 - Representação do método de desagrupamento por células móveis

Após a obtenção do melhor tamanho para a célula utilizando a ferramenta Declus do pacote GSLib®, os dados foram introduzidos no Isatis® para gerar os teores desagrupados.

Para as amostras de zinco, o tamanho de célula obtido foi de 335 x 335 x 70. E para as amostras de cobre, o tamanho de célula obtido foi de 200 x 200 x 40.

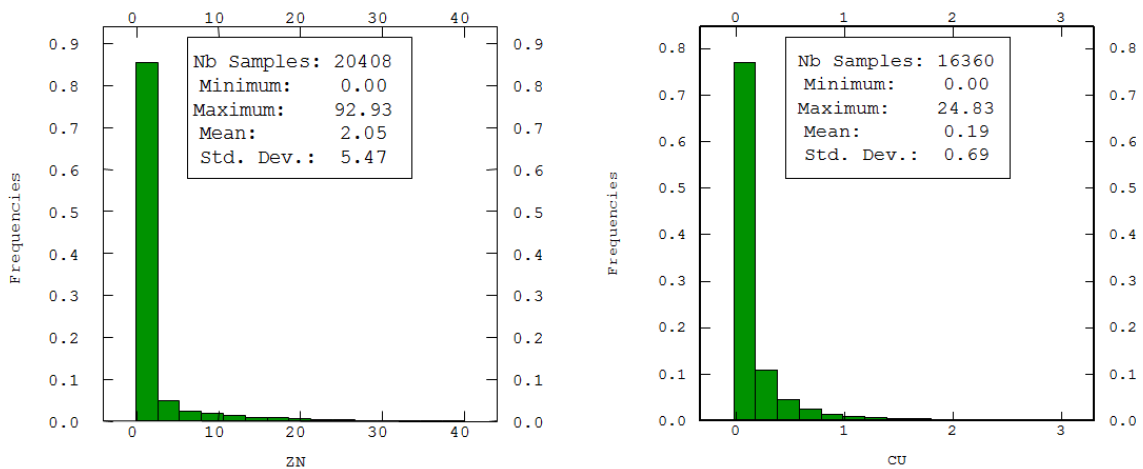


Figura 14 - Histogramas dos teores de zinco e cobre declusterizados

Com a obtenção desses dados, podemos comparar os teores médios dos histogramas e dos histogramas declusterizados. Podemos notar o impacto gerado pelo desagrupamento nas amostras de zinco, revelando assim a média real presente no depósito.

Tabela III - Comparação das médias com médias declusterizadas

Variável	Média	Média declusterizada
Zn (%)	6,18	2,05
Cu (%)	0,20	0,19

3.2- Correlografia do zinco

No caso estudado, devido à alta variabilidade dos dados amostrais, teve que se buscar um modelo mais robusto do que o variograma, porém com o mesmo princípio: o correlograma. A correlografia tem o mesmo objetivo da variografia e os parâmetros encontrados através dela podem ser transformados sem perda de confiança em parâmetros variográficos.

3.2.1- Correlogramas

Foram realizados correlogramas em oito direções na horizontal e na vertical. Os parâmetros utilizados na geração estão na tabela IV.

Tabela IV - Parâmetros utilizados na geração dos correlogramas

Separação do lag (m)	50
Tolerância do lag (m)	25
Nº de direções	8
Tolerância angular (°)	22,5
Número de lags	10
Largura da banda vertical (m)	6

A direção de maior alcance encontrada foi a N158, direção de menor alcance a N248 e direção de médio alcance a D90.

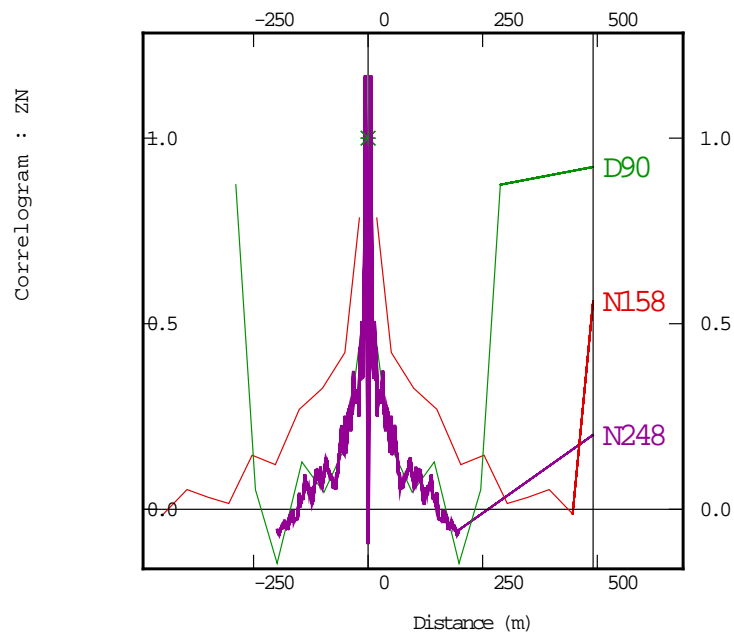
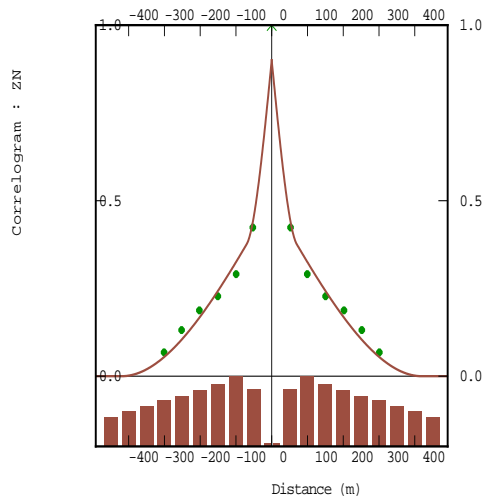
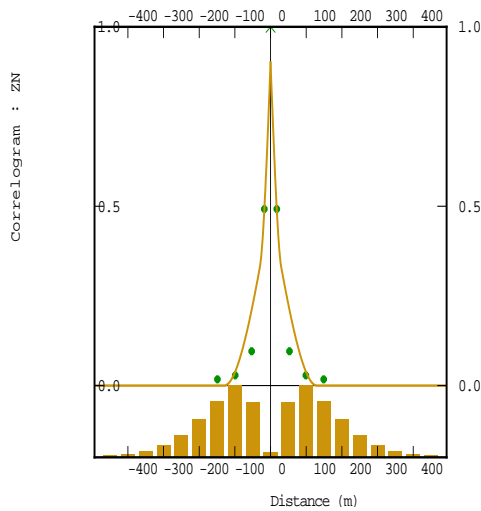


Figura 15 - Correlograma experimental das três direções preferenciais



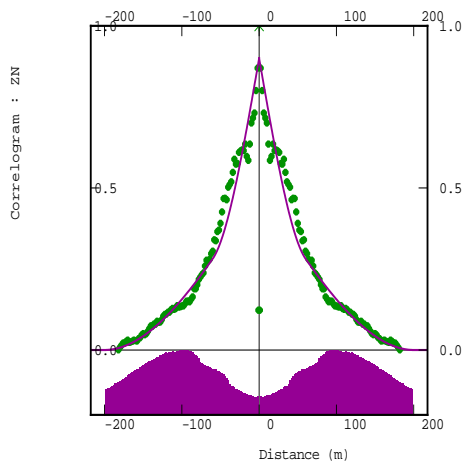
	Valor	Modelo
c0	0,1	Nugget
c1	0,4	Esférico
c2	0,5	Esférico
a1	70	
a2	420	

Figura 16 – Correlograma ajustado na direção de maior alcance (N158)



	Valor	Modelo
c0	0,1	Nugget
c1	0,4	Esférico
c2	0,5	Esférico
a1	30	
a2	130	

Figura 17 - Correlograma ajustado na direção de menor alcance (N248)



	Valor	Modelo
c0	0,1	Nugget
c1	0,4	Esférico
c2	0,5	Esférico
a1	60	
a2	200	

Figura 18 - Correlograma ajustado na direção de médio alcance (D90)

3.3- Modelo de blocos

Para que seja possível dividir o corpo de minério em pequenos pedaços é aplicado o método de modelo de blocos. O modelo de blocos nada mais é do que um valor ou característica atribuída para um pequeno bloco que compõe um extenso corpo de minério referenciado em um sistema de coordenadas cartesianas.

As dimensões escolhidas para a elaboração do modelo foram referentes à metade da malha amostral. A malha na área mais adensada é de 25 x 25 metros, logo os blocos terão dimensões de 12,5 metros para X e Y, e 10 metros em Z. O tamanho do bloco em Z foi escolhido levando em consideração o tamanho dos equipamentos comumente utilizados em operações de carregamento.

3.4- Estimativa de teores de Zinco

A estimativa de teores foi realizada por krigagem ordinária, através do software Isatis®. A elipse de busca foi gerada considerando o alcance máximo dos correlogramas em cada direção. A figura 19 mostra um corte em seção do modelo de blocos, mostrando as regiões mais ricas do corpo. A figura 20 apresenta uma representação de todo o modelo de blocos.

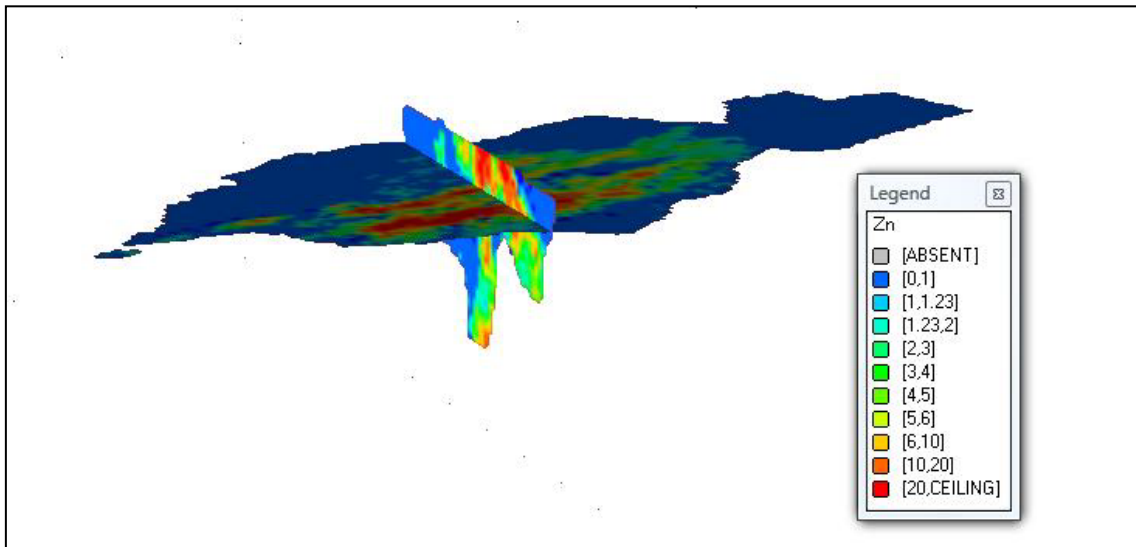


Figura 19 – Seções do Modelo de blocos Krigado

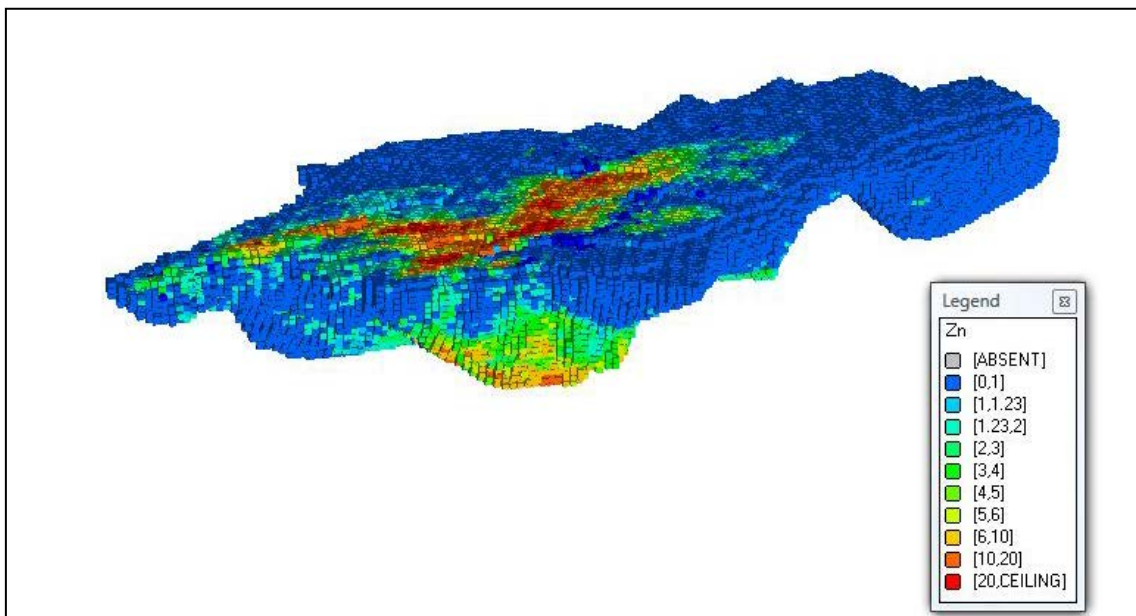


Figura 20 - Modelo de Blocos

3.4.1- Validação das estimativas – Análise de deriva

A análise de deriva serve como um comparativo entre os dados amostrais e os dados krigados. Nas figuras abaixo é possível observar que a aderência entre a linha vermelha (dados amostrais) e a linha preta (dados krigados).

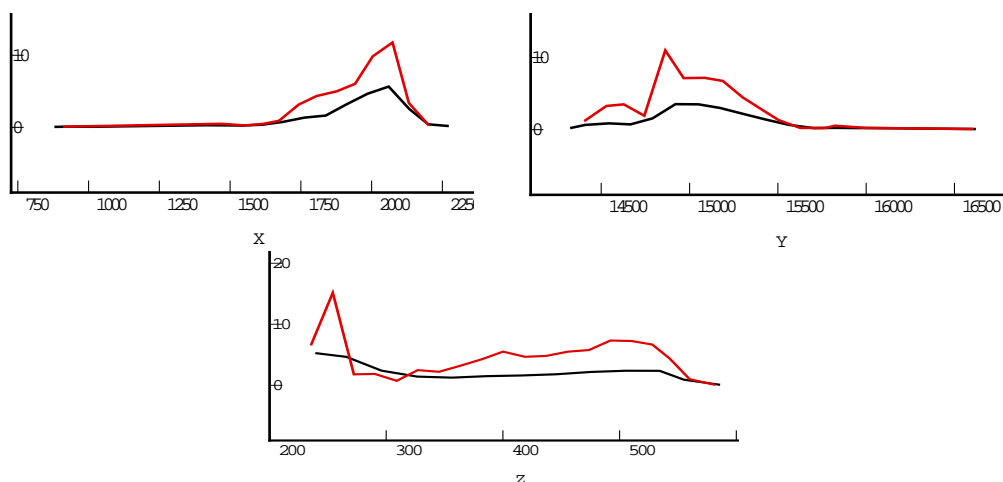


Figura 21 - Análise de deriva para o zinco nas três direções

3.4.2- Validação das estimativas – Validação Cruzada

A validação cruzada (cross validation) mostra a correlação entre os valores reais e os valores estimados pela krigagem em um mesmo ponto. O valor no ponto amostrado é removido e estimado por meio de krigagem ordinária puntual, considerando os valores amostrais circunvizinhos e o modelo de anisotropia ajustado. O valor estimado é adicionado ao banco de dados original para estimativa do ponto seguinte. Esse procedimento é repetido em todos os pontos amostrados. Uma vez concluída a estimativa, os valores estimados são comparados com os valores reais. A Figura 22 mostra a validação cruzada para o depósito estudado.

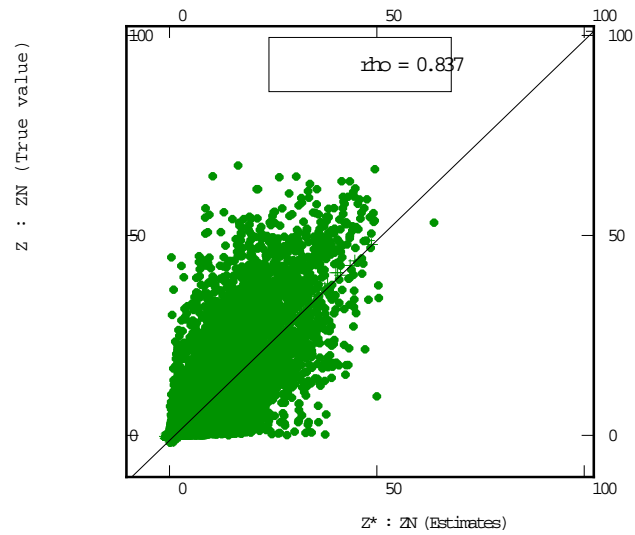


Figura 22 - Validação Cruzada, valor real x valor estimado

Os valores reais apresentam uma correlação de 0.837 em relação aos valores estimados. Valores acima de 0.7 são considerados como padrão de boa correlação.

3.4.3- Validação das estimativas – Análise do histograma

Uma maneira de

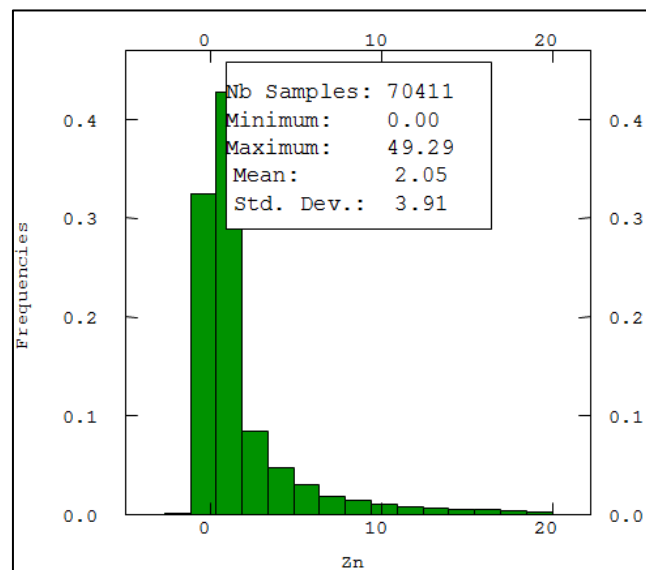


Figura 23 - Histograma dos dados estimados de zinco

Podemos constatar que a média dos dados estimados é igual à média dos dados declusterizados.

3.5- Estimativa do cobre

Para realizar a estimativa do cobre foi utilizado um método de interpolação simples, já que esse elemento é de interesse secundário do depósito. O interpolador escolhido foi o Inverso do Quadrado da Distância (IQD).

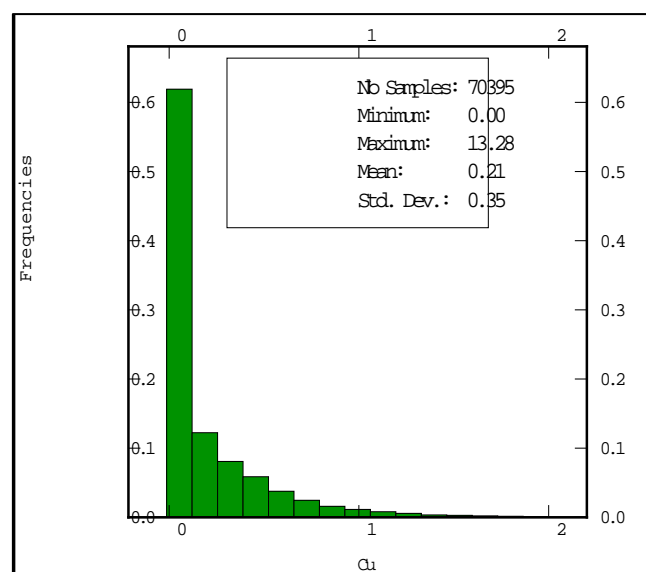


Figura 24 - Histograma dos dados interpolados de cobre

3.6- Quantificação 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. O grau dessa correlação tem sido freqüentemente utilizado para classificar recursos. A partir do modelo de Froidevaux (1982), propuseram-se três classes de classificação:

Blocos dentro da área amostrada e estimados com amostras dentro do raio de influência definido pelo alcance do variograma;

Blocos dentro da área amostrada, mas estimados com amostras além do raio de influência do variograma (para efeito prático, 1.5 vezes o alcance);

Blocos do mesmo depósito, mas com grande distância dos dados (incluindo blocos extrapolados).

A abordagem define que as categorias de recursos como baseadas nos valores de patamar (sill). Foi definido que, apenas blocos compreendidos no alcance do variograma correspondente a 2/3 do valor do patamar poderiam ser classificados como medidos, uma vez o valor do patamar como indicado e 1,5 vezes o valor do patamar como inferido. Através da rotina RESCAT do Datamine®, chegamos ao resultado presente na tabela V.

Tabela V – Resultado da classificação dos recursos

Classificação	Porcentagem de blocos	Tonelagem aproximada
Medido	18%	51.875.907
Indicado	45%	133.003.229
Inferido	21%	62.208.608
Restante	16%	47.999.374

A grande quantidade de blocos indicados e inferidos se explica pela grande distância dos furos de sondagens encontrados fora da área mais adensada.

4- GEOLOGIA

A geologia detalhada do depósito, assim como sua localização, não foram fornecidas para o desenvolvimento do estudo. A referência utilizada sobre a litologia foi obtida na planilha *Geology*, presente no banco de dados

fornecido, o qual informa apenas o tipo de rocha e densidade de algumas amostras. Tal fato nos permitiu uma total liberdade na hora de analisar as características geomecânicas, hidrogeológicas e estruturais do maciço.

Foram discriminadas 14 litologias. A fim de auxiliar no processo de análise e planejamento da mineração, os litotipos foram agrupados da seguinte forma:

Minério: Folhelho bandado e arcósio, folhelho negro, arenito arcósio, riolito.

Estéril: Anfibolito, arenito, clorita-xisto, calcarenito, chapéu de ferro, calcário, quartzo-biotita-xisto, quartzo-sericita-xisto, quartzito e sericita-xisto.

4.1- Riolito

Riolito é uma rocha ígnea vulcânica, correspondente extrusiva do granito. É densa e possui uma granulação fina. Também é chamado de quartzo-pórfito. A sua composição mineral inclui geralmente quartzo, feldspatos alcalinos e plagioclásio. Os minerais acessórios mais comuns são a biotita e o piroxênio. Sua cor é cinza avermelhada, rosada, podendo ser até preta. A sua textura varia de afanítica a porfírica, possuindo em alguns casos um certo arranjo orientado como consequência do movimento da lava. Dá-se a este aspecto o nome de textura fluidal. Os fenocristais são normalmente de quartzo e feldspatos. Em relação aos basaltos, também rochas extrusivas, possuem uma ocorrência muito menor, não chegando a formar grandes corpos.



Figura 25 - Exemplo de Riolito

4.2- Arenito Arcósio

Os arenitos arcosianos ou arcósios contêm mais de 25% de feldspato de origem detrítica. O arcósio típico é uma rocha de granulação grossa e coloração cinza ou róseo-avermelhada, esta última atribuída a fragmentos de feldspatos potássicos.

Esta rocha é formada pelo intemperismo de rochas ígneas ricas em feldspato (comumente granitos), rochas metamórficas e até mesmo sedimentares. Sua gênese se dá pela rápida deposição de sedimentos em ambientes frios ou áridos, para que o feldspato possa não sofrer significativo intemperismo químico e físico; por isso o arenito arcósio é descrito com uma rocha sedimentar texturalmente imatura.

O arenito arcósio é confundido, muitas vezes, a um olhar mais rápido, com rochas graníticas, devido a sua aparência maciça em afloramentos. Este litotipo revela processos de erosão de terrenos graníticos e gnáissicos em áreas tectonicamente instáveis.



Figura 26 - Exemplo de Arenito Arcósio



Figura 27 - Arenito Arcósio na natureza. Uluru, segundo maior monólito do mundo

4.3- Folhelho Negro

Variedade de folhelho que contém matéria orgânica abundante, pirita e, às vezes, nódulos ou camadas de carbonato e, em alguns locais, concentrações de cobre, níquel, urânio e vanádio. Fósseis são raros e ou são substituídos por pirita ou são preservadas como um filme de grafite. Folhelhos Negros podem ocorrer em leitos finos em muitas áreas e em várias profundidades. Eles foram depositados sob condições anaeróbicas, mas o modo exato de origem é debatido. O principal processo identificado na formação do folhelho é a compactação. Lamitos são normalmente depositados em ambientes com pouca ou nenhuma turbidez, como lagos, deltas fluviais e planícies aluvionares. Estas rochas também podem ser originadas em paleoambientes de plataforma continental, com águas mais calmas e relativamente profundas.



Figura 28 - Exemplo de Folhelho Negro



Figura 29 - Ocorrência de Folhelho Negro na natureza

4.4- Folhelho Bandado e Arcósio

Bandas de folhelho e arcósio são acamadamentos dessas duas rochas já descritas anteriormente. Nesta litologia foram encontrados os maiores teores de zinco da sondagem.

5- GEOMECÂNICA

O estudo de estabilidade dos taludes é de extrema importância para o projeto, planejamento e desenvolvimento da mina. Esses fatores influenciam diretamente na economicidade do projeto, pois aumentando a inclinação dos taludes grande quantidade de dinheiro pode ser poupada, reduzindo a quantidade de material extraído. Mas por outro lado, isso pode levar a falta de segurança, ocasionando em deslizamentos e acidentes.

É necessário que se façam minuciosas análises de fatores, como estado de alteração, fraturamento, qualidade das fraturas, e de parâmetros como resistência a compressão, ângulo de atrito interno e coesão das rochas presentes.

A possibilidade de colapso em um talude está ligada à existência de um plano para escorregamento. Esse plano, geralmente, consiste em descontinuidades geológicas (fraturas, juntas, planos de fraqueza). Analisa-se então a situação da altura, direção e mergulho dos taludes em relação à direção e mergulho das descontinuidades.

5.1- Características Geomecânicas do maciço

Para definir as características da rocha MINÉRIO, foram utilizados os valores médios da litologia Folhelho, sendo esta a que apresenta menor resistência geomecânica. A classificação do maciço rochoso foi realizada com o auxílio do aplicativo RocData, desenvolvido pela Rocscience. RocData é uma ferramenta versátil de análise de rochas e solos. Através dele podem-se determinar parâmetros físicos e mecânicos de rocha.

Tabela VI - Principais características do maciço rochoso

Parâmetros	Folhelho
Compressão uniaxial, MPa	75
GSI	70
Coesão, MPa	2.22
Ângulo de atrito interno	30°
Fator de empolamento	1,5

Também foram definidos os valores de densidade considerando os

valores médios contidos no banco de dados. Para o minério o valor encontrado foi de 2.23 t/m³ e para o estéril de 2.4 t/m³.

5.2- Estabilidade de Taludes

A inexistência de informações no banco de dados sobre descontinuidades geológicas levou à criação de um sistema de descontinuidades. A tabela VII apresenta as famílias de descontinuidades.

Tabela VII - Famílias de descontinuidades

	Dip	Dip Direction	Preenchimento	Água	Coesão (t/m ²)	Ângulo de atrito
Família 1	30	115	Argila/Sílica	Não	4	15
Família 2	75	170	Argila/Sílica	Não	2	30

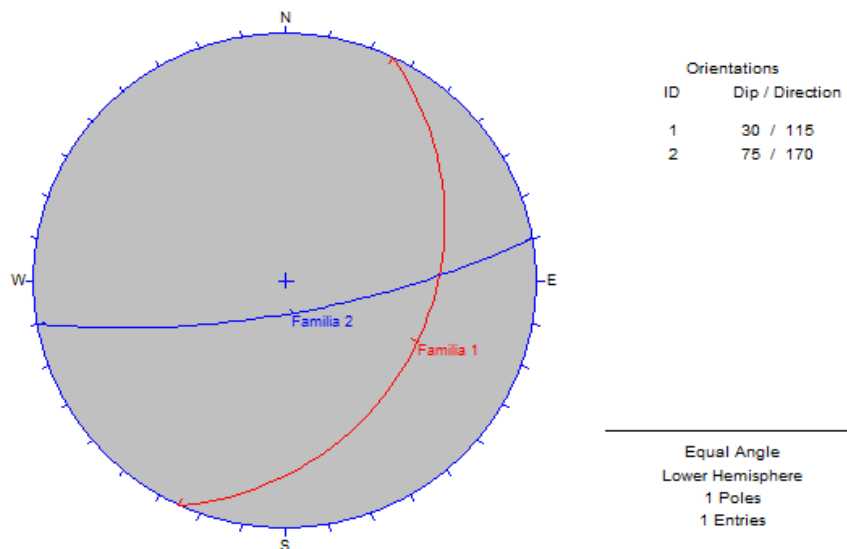


Figura 30- Distribuição espacial das Famílias de descontinuidades

Para a análise, foram criados setores na cava a cada 30°, como mostra a figura 31.

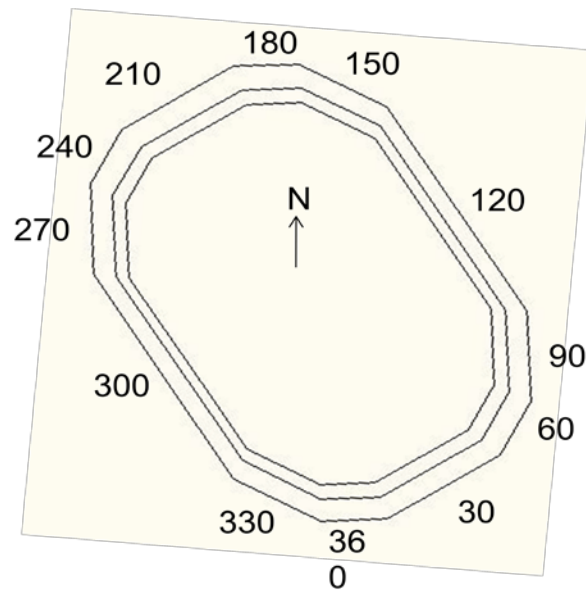


Figura 31 - Setorização da cava

A análise das distribuições de descontinuidades foi feita com auxílio do aplicativo Dips, desenvolvido pela Rocscience. Esse aplicativo realiza análise gráfica da distribuição espacial das descontinuidades, facilitando a verificação e visualização de regiões que possam apresentar problemas.

Utilizando as projeções estereográficas juntamente com o método de análise proposto por Goodman estudou-se a possibilidade de ocorrer colapso nos taludes devido à ruptura circular, em cunha e planar.

5.3- Tipos de ruptura

5.3.1- Ruptura em cunha

A ocorrência de ruptura de taludes em forma de cunha está relacionada com o encontro de duas descontinuidades que formam uma cunha que mergulha de encontro à face do talude. Para que o deslizamento da cunha ocorra, o ângulo de atrito interno da descontinuidade deve ser menor que seu mergulho. A figura 32 mostra uma ruptura em cunha.

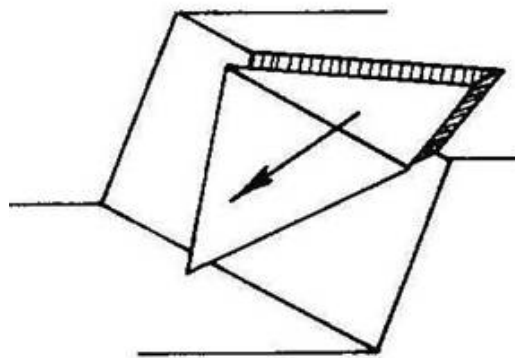


Figura 32 - Exemplo de ruptura em cunha

5.3.2- Ruptura Planar

A condição para ocorrência de ruptura planar está ligada à existência de descontinuidades que mergulhem a favor da inclinação do talude e sejam paralelas à face do talude. Assim como nas outras situações, o ângulo de atrito interno da descontinuidade deve ser menor que seu mergulho. A figura 33 apresenta um exemplo de ruptura planar.

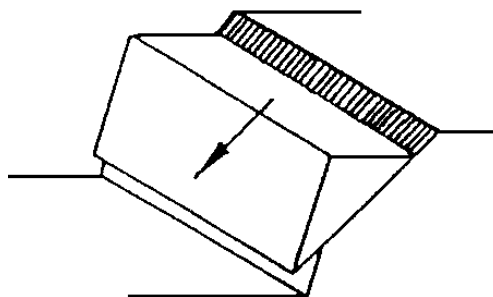


Figura 33 - Exemplo de ruptura planar

5.3.3- Ruptura por tombamento

Ruptura por tombamento é mais comum em escavações em rochas sedimentares estratificadas e metamórficas esfoliadas, desde que as direções das estratificações sejam paralelas entre si mergulhando em sentido oposto à face do talude. A figura 34 apresenta um exemplo.

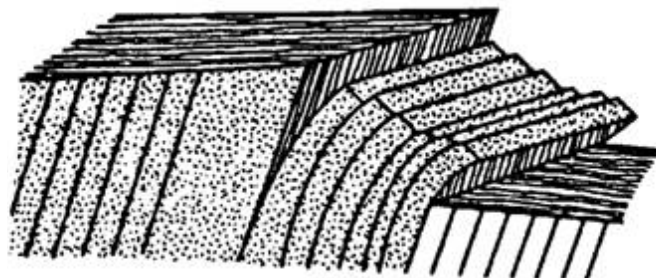


Figura 34 – Exemplo de ruptura por tombamento

5.4- Análise de estabilidade e dimensionamento de taludes

O objetivo da análise de estabilidade é determinar um ângulo de talude seguro e econômico ao projeto. Para essa análise foram utilizados os aplicativos *Swedge* e *RocPlane*.

O Fator de Segurança (FS) corresponde a um valor mínimo a ser atingido e varia em função do tipo do empreendimento que está sendo realizado. Nesse estudo foi adotado FS de 1.2 para o talude global, baseado na bibliografia. Adotando-se esse FS e conhecendo a profundidade da cava, pode-se encontrar um ângulo de talude final ótimo.

Globalmente, existe a possibilidade de surgimento de um plano de escorregamento devido ao campo tensional atuante na rocha. Esse plano de descontinuidade ocorre em todas as direções do pit, e seu mergulho pode ser calculado através da fórmula $\psi_p = 1/2 (\psi_f + \phi)$ (Rock Slope Engineering, pág 169), onde ψ_p é o ângulo de mergulho do plano formado, ψ_f é o ângulo global de talude e ϕ é o ângulo de atrito interno da rocha.

O plano de descontinuidade formado apresenta risco de ruptura do tipo planar. Desta forma, pode-se encontrar um ângulo global de talude que atenda o FS de 1.2. Utilizando o aplicativo *RocPlane* foram realizadas iterações na busca desse ângulo.

A geometria encontrada foi: ângulo global de talude de 55°, descontinuidade com ângulo de mergulho de 43°, ângulo de atrito interno da rocha de 30°.

Deterministic Input Data

Geometry | Strength | Forces

Slope

Angle (deg): 55

Height (m): 340

Unit Weight (t/m3): 2.23

Failure Plane

Angle (deg): 43

Waviness (deg): 0

*Waviness = [Avg. Angle] - [Min. Angle]

Tension Crack

Angle (deg): 90

Minimum FS Location

Specify Location

Distance from Crest (m): 0

Upper Face

Angle (deg): 0

Bench Analysis

Width (m): 126.535

Safety Factor = 1.89245
Wedge Weight = 47969.3 tonnes/m
Normal Force = 35082.6 tonnes/m
Resisting = 61911.4 tonnes/m
Driving = 32715 tonnes/m

Distance in meters
Force in Tonnes (1000 kg)

OK Cancelar Aplicar

Figura 35 - Verificação do ângulo global do talude

Os locais com possibilidade de ocorrência de ruptura em cunha e ruptura planar são explicitados nas figuras a seguir, para que se evidenciem as possibilidades, conforme estereogramas, seguidos da análise no *software* Swedge ou Rocplane, que assegura que os coeficientes de segurança estejam acima de 1,2, mínimo estabelecido.

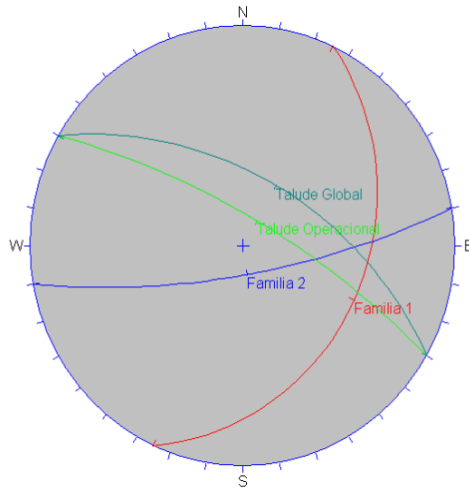


Figura 36 – Setor 30° (ruptura em cunha)

Deterministic Input Data ? ▲ X

Geometry | Forces

	Dip (deg)	Dip Direction (deg)	Cohesion (t/m ²)	Friction Angle (deg)
Joint Set 1	30	115	4	15
Joint Set 2	75	170	2	30
Upper Face	0	30		
Slope Face	75	30		

Tension Crack

Dip (deg)

Dip Direction (deg)

Trace Length (m)

Slope Properties

Slope Height (m)

Unit Weight (t/m³)

Bench Width (m)

Overhanging

Safety Factor = 1.93982
 Wedge Weight = 278.485 tonnes
 Sliding on Joint 1

Distance in meters
 Force in Tonnes (1000 kg)

OK Cancelar Aplicar

Figura 37- Ângulo de Talude do setor 30° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha

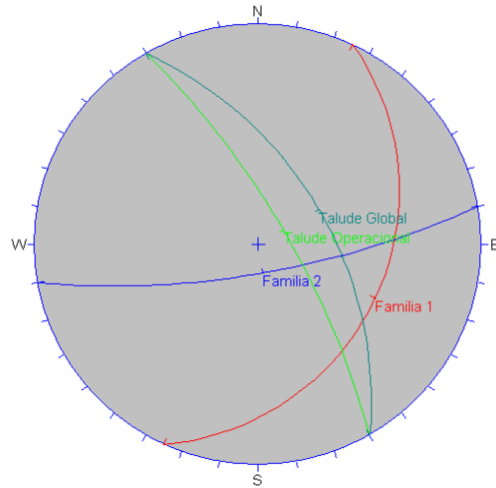


Figura 38 - Setor 60° (ruptura em cunha)

Deterministic Input Data ? ▲ X

Geometry | Forces

	Dip (deg)	Dip Direction (deg)	Cohesion (t/m ²)	Friction Angle (deg)
Joint Set 1	30	115	4	15
Joint Set 2	75	170	2	30
Upper Face	0	60		
Slope Face	75	60		

Tension Crack

Dip (deg)

Dip Direction (deg)

Trace Length (m)

Slope Properties

Slope Height (m)

Unit Weight (t/m³)

Bench Width (m)

Overhanging

Distance in meters
Force in Tonnes (1000 kg)

Safety Factor = 2.74293
Wedge Weight = 832.76 tonnes
Sliding on Line of Intersection:
Trend = 87.9169 Plunge = 27.2051

OK Cancelar Aplicar

Figura 39 - Ângulo de Talude do setor 60° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha

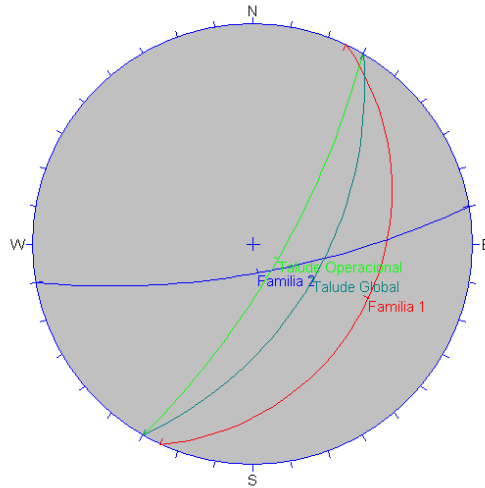


Figura 40 - Setor 90° (ruptura em cunha)

Deterministic Input Data ? ▲ X

Geometry Forces

	Dip (deg)	Dip Direction (deg)	Cohesion (t/m ²)	Friction Angle (deg)
Joint Set 1	30	115	4	15
Joint Set 2	75	170	2	30
Upper Face	0	90		
Slope Face	75	90		

Tension Crack

Dip (deg) 70
Dip Direction (deg) 165
Trace Length (m) 0

Slope Properties

Slope Height (m) 10
Unit Weight (t/m³) 2.23
 Bench Width (m) 16.7613
 Overhanging

Distance in meters
Force in Tonnes (1000 kg)

Safety Factor = 2.46905
Wedge Weight = 2055.11 tonnes
Sliding on Line of Intersection:
Trend = 87.9169 Plunge = 27.2051

OK Cancelar Aplicar

Figura 41 - Ângulo de Talude do setor 90° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha

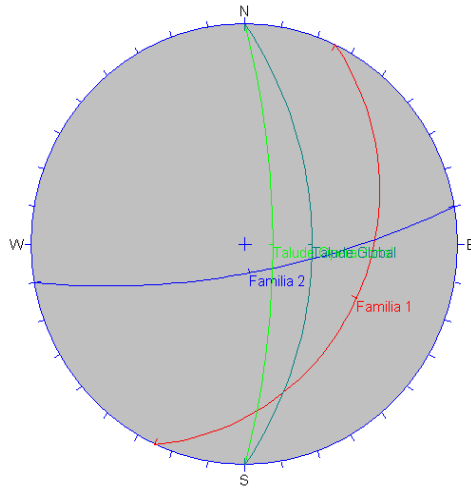


Figura 42 - Setor 120° (ruptura em cunha e ruptura planar)

Deterministic Input Data ? ▲ X

Geometry Forces

	Dip (deg)	Dip Direction (deg)	Cohesion (t/m2)	Friction Angle (deg)
Joint Set 1	30	115	4	15
Joint Set 2	75	170	2	30
Upper Face	0	120		
Slope Face	75	120		

Tension Crack

Dip (deg) 70
 Dip Direction (deg) 165
 Trace Length (m) 0

Slope Properties

Slope Height (m) 10
 Unit Weight (t/m3) 2.23
 Bench Width (m) 13.8032
 Overhanging

Distance in meters
 Force in Tonnes (1000 kg)

Safety Factor = 1.73238
 Wedge Weight = 8688.13 tonnes
 Sliding on Joint 1


OK Cancelar Aplicar


Figura 43 - Ângulo de Talude do setor 120° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha

Deterministic Input Data ? ▲ ✕

Geometry | Strength | Forces


Slope


Angle (deg): 75 

Height (m): 10 

Unit Weight (t/m3): 2.23

Tension Crack


Angle (deg): 90 

Minimum FS Location 

Specify Location

Distance from Crest (m): 0


Failure Plane

Angle (deg): 55 

Waviness (deg): 0

* Waviness = [Avg. Angle] - [Min. Angle]

Upper Face

Angle (deg): 0 

Bench Analysis

Width (m): 4.32258

Safety Factor = 1.92398
 Wedge Weight = 48.1968 tonnes/m
 Normal Force = 27.6446 tonnes/m
 Resisting = 75.9596 tonnes/m
 Driving = 39.4805 tonnes/m

Distance in meters
 Force in Tonnes (1000 kg)

OK Cancel Apply

Figura 44 - Ângulo de Talude do setor 120° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura planar

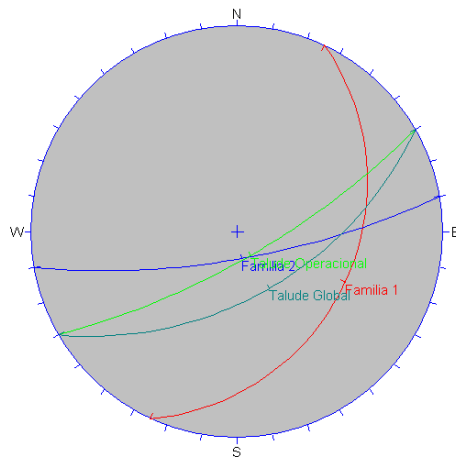


Figura 45 - Setor 150° (ruptura em cunha)

Deterministic Input Data

Geometry | Forces

	Dip (deg)	Dip Direction (deg)	Cohesion (t/m ²)	Friction Angle (deg)
Joint Set 1	30	115	4	15
Joint Set 2	75	170	2	30
Upper Face	0	150		
Slope Face	75	150		

Tension Crack

Dip (deg) 70
Dip Direction (deg) 165
Trace Length (m) 0

Slope Properties

Slope Height (m) 10
Unit Weight (t/m³) 2.23
 Bench Width (m) 6.42853
 Overhanging

Distance in meters
Force in Tonnes (1000 kg)

Safety Factor = 1.86212
Wedge Weight = 641.355 tonnes
Sliding on Joint 1

OK Cancelar Aplicar

Figura 46 - Ângulo de Talude do setor 150° para Fator de Segurança Mínimo para ruptura em cunha

6- DESENHO DE CAVA

6.1- Cava Ótima

Após a variografia realizada no modelo de blocos, foi elaborada a cava ótima. Ela é obtida através de algoritmos de otimização, que resultam na situação de maior lucro possível, mensurado pelo NPV (Net Present Value), e com o aproveitamento do material de maior valor.

O formato da cava ótima depende dos seguintes fatores:

- Preço de venda;
- Ângulo de talude (parâmetros geométricos);
- Custos operacionais;
- Recuperação metalúrgica do material de valor;

Para a geração da cava ótima, foi utilizado o programa NPV Scheduler®, que utiliza o algoritmo de *Lerch Grossman*, que por sua vez, calcula a cava ótima conforme o valor de cada bloco do modelo de blocos. Para tanto, foi necessário construir uma função benefício que atribuísse valor a cada bloco, conforme a quantidade total de minério neste. A função benefício é a seguinte:

FUNÇÃO BENEFÍCIO = Receitas – Custos

E as variáveis utilizadas para a geração da função benefício da jazida são as seguintes:

- Preço de venda ⁽¹⁾: 641.43 US\$ por tonelada;
- Dimensões do bloco: 12,5 x 12,5 x 10 m – as mesmas do modelo de blocos krigado;
- Densidade média do minério: 2,23 t/m³;
- Densidade média do estéril: 2,4 t/m³;
- Custo de Lavra ⁽²⁾: 2,55 US\$ por tonelada movimentada;
- Custo de Beneficiamento ⁽²⁾: 4,41 US\$ por tonelada tratada;
- Recuperação Global: 88%;
- Cut off Grade: 1,23% Zn;

(1) O preço de venda será comentado no capítulo de Economia Mineral;

(2) Os custos de lavra e beneficiamento foram retirados da “*Cost Models Section*” (*Western Mining, 2004*).

Para o cálculo do cut off grade, foi utilizada a fórmula do Break Even Cut Off Grade, conforme apresentado na equação I.

Equação I - Cálculo do Cut Off Grade

$$COG = \frac{(2,55 + 4,41)}{(0,88 \times 641,43)}$$

$$COG = 1,23\%$$

A partir destas informações foi possível inserir os campos “BENEFIT”, “MIN ORE”, “P ORE”, no modelo de blocos através do comando *extra* do Datamine Studio 3®, e estes campos são descritos a seguir:

BENEFIT – Valor em US\$/t do bloco – se o teor de Zn no bloco for **menor** que 1,23%:

- BENEFIT = -2,55. (Isto quer dizer que os blocos com teor inferior ao COG são considerados como estéril gerando somente custos de movimentação para serem enviados à pilha de estocagem de estéril).

Se o teor de Zn bloco for **maior** do que 1,23%:

- BENEFIT = (%ZN*641,43*0,88)-(2,55+4,41).

MIN ORE – Fração do bloco que contém minério.

P ORE – Massa de minério do bloco.

Estes campos foram inseridos no modelo de blocos, para serem utilizados pelo NPV Scheduler® para o cálculo do valor do bloco, onde se multiplica o campo BENEFIT pela massa de minério do bloco.

Com isto tudo feito, foi então gerada a cava ótima, que é apresentada nas figuras 47, 48 e 49. As cores apresentadas são referentes a profundidade da cava, cores mais quentes representam elevações maiores.

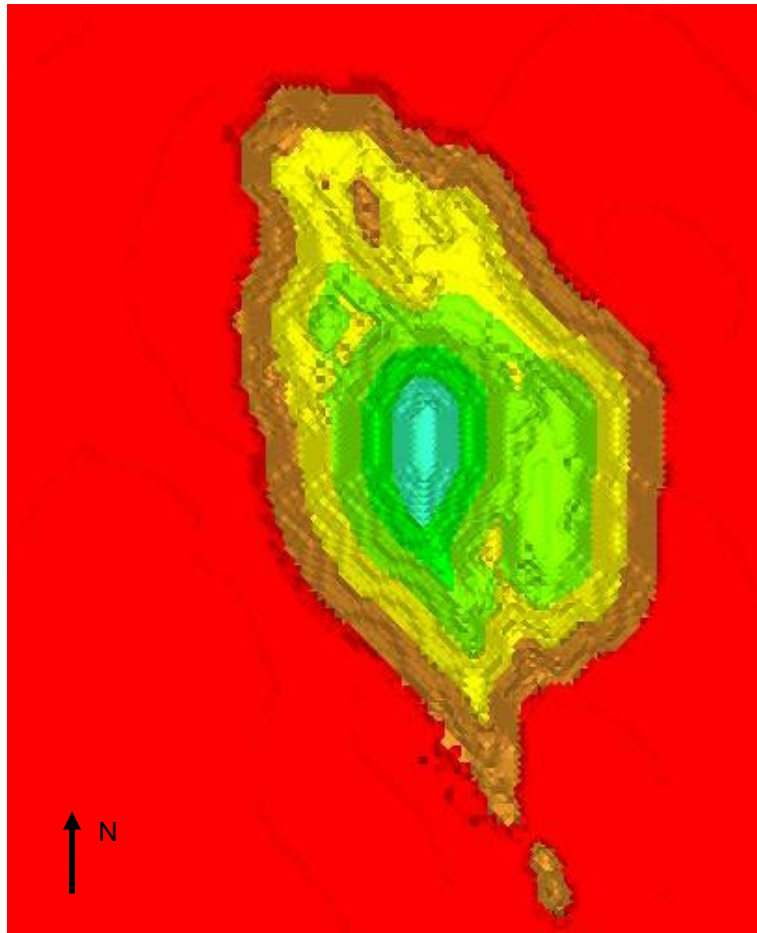


Figura 47 - Vista em planta da cava ótima

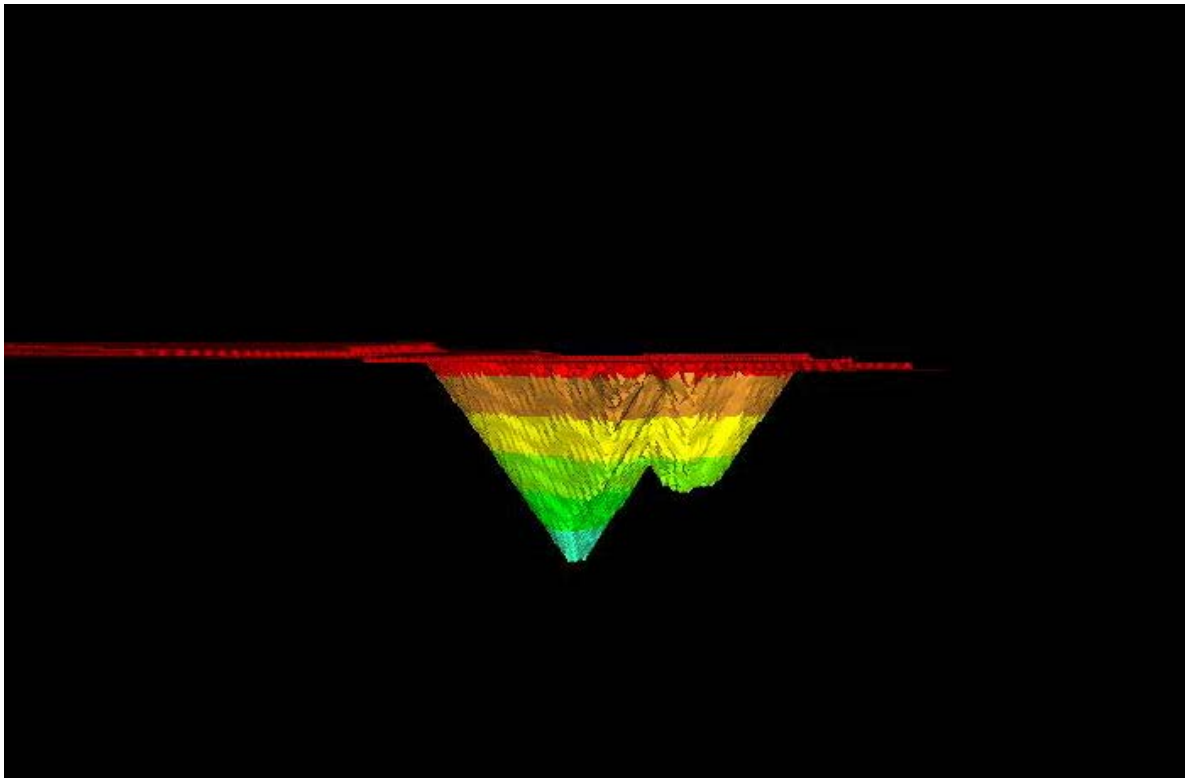


Figura 48 - Vista Norte-Sul da cava ótima

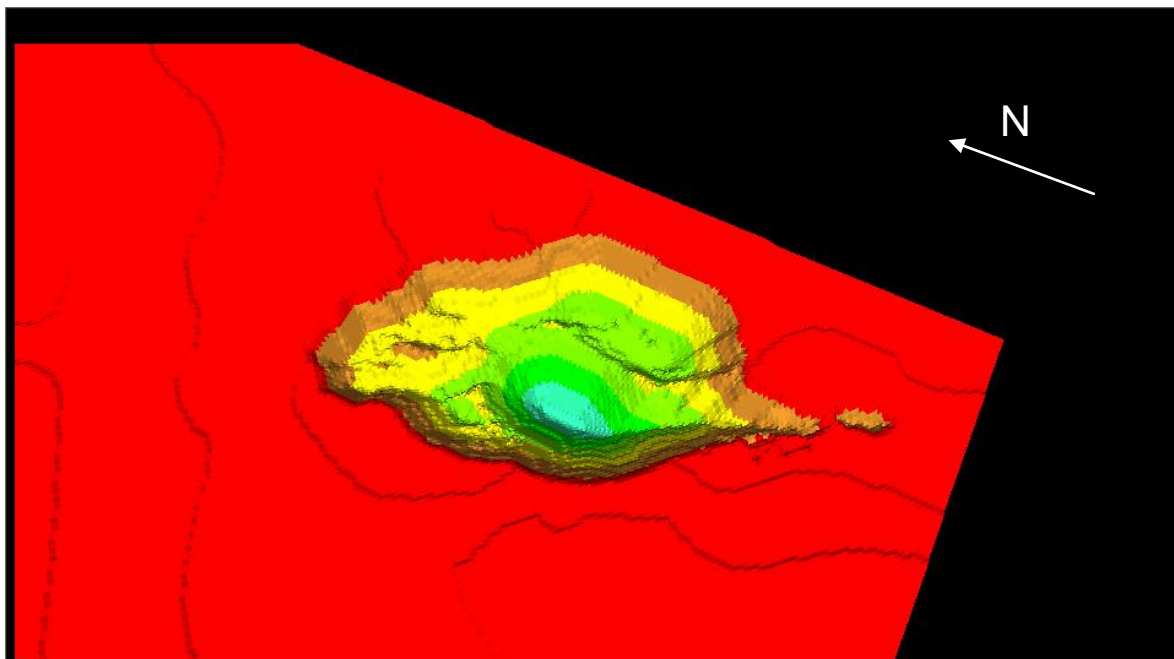


Figura 49 - Vista em perspectiva da cava ótima

6.2- Cava Operacional

A cava final foi elaborada sob os seguintes parâmetros:

Ângulo de global de talude de 55° , adotado por razões explicitadas no capítulo referente à geomecânica;

Largura de berma de 10 metros, sendo esta a berma final da cava, onde não haverá transporte e movimentação de material, somente manutenção de taludes e instrumentação.

Altura de bancada de 10 metros, em função da compatibilidade com a maioria dos equipamentos de lavra disponíveis no mercado;

Largura de rampa de 20 metros, a fim de permitir o trânsito simultâneo de caminhões nas duas direções;

Inclinação de rampas de 10%, inclinação moderada que não causa desgaste prematuro dos equipamentos, e permite que os caminhões desenvolvam velocidades adequadas quando do escoamento da produção;

Fundo de cava escolhido em função do espaço para os caminhões e carregadeiras manobrem de forma eficiente, de cerca de 30 metros na menor

dimensão;

O acesso ao pit se dará pelo norte, e a distância entre a planta de beneficiamento e a entrada do pit será de 150 metros. O resultado final (referente ao ano 23 de produção) é apresentado na figura 50.

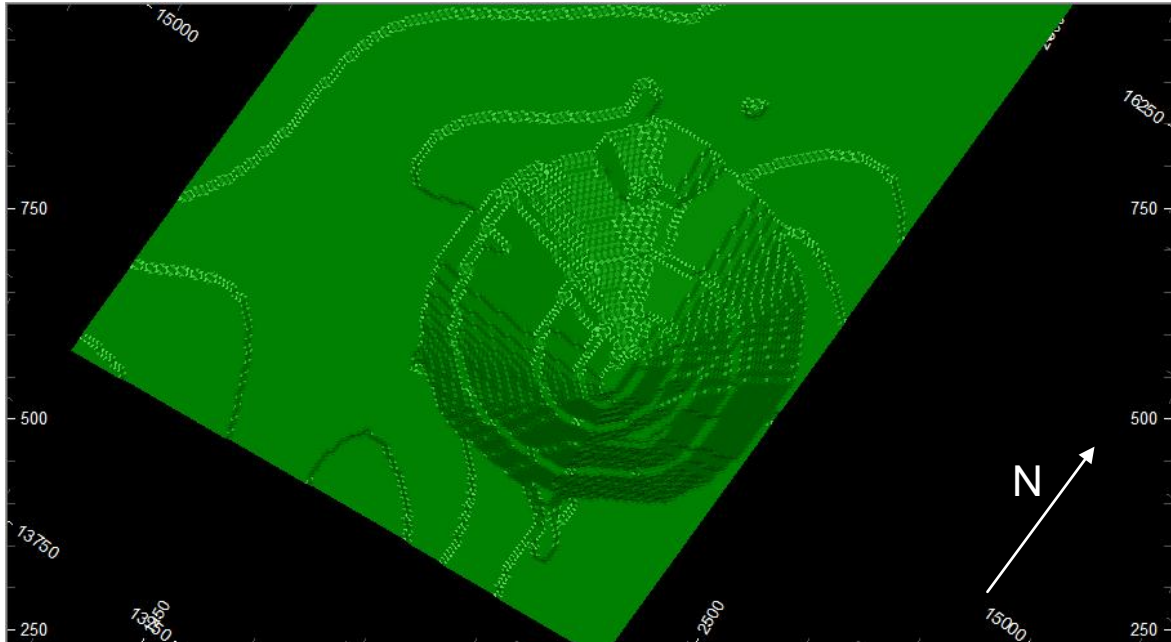


Figura 50 - Cava final

6.3- Seqüenciamento

Para o planejamento de lavra, é de vital importância a determinação dos estágios de desenvolvimento da mina, através do seqüenciamento de lavra. Os avanços operacionais são chamados de *Pushbacks*, e determinam a seqüência de extração de blocos ao longo do tempo.

São importantes, pois permitem o planejamento de curto e longo prazo da mina, onde é possível determinar a quantidade de material a ser movimentado durante certo período. Durante a fase de projeto foram elaborados *pushbacks* para todos os 23 anos, mas aqui serão apresentados com intervalos de cinco anos, apresentando mudanças significativas na profundidade da cava.



Figura 51 - Ano 1



Figura 52 - Ano 5

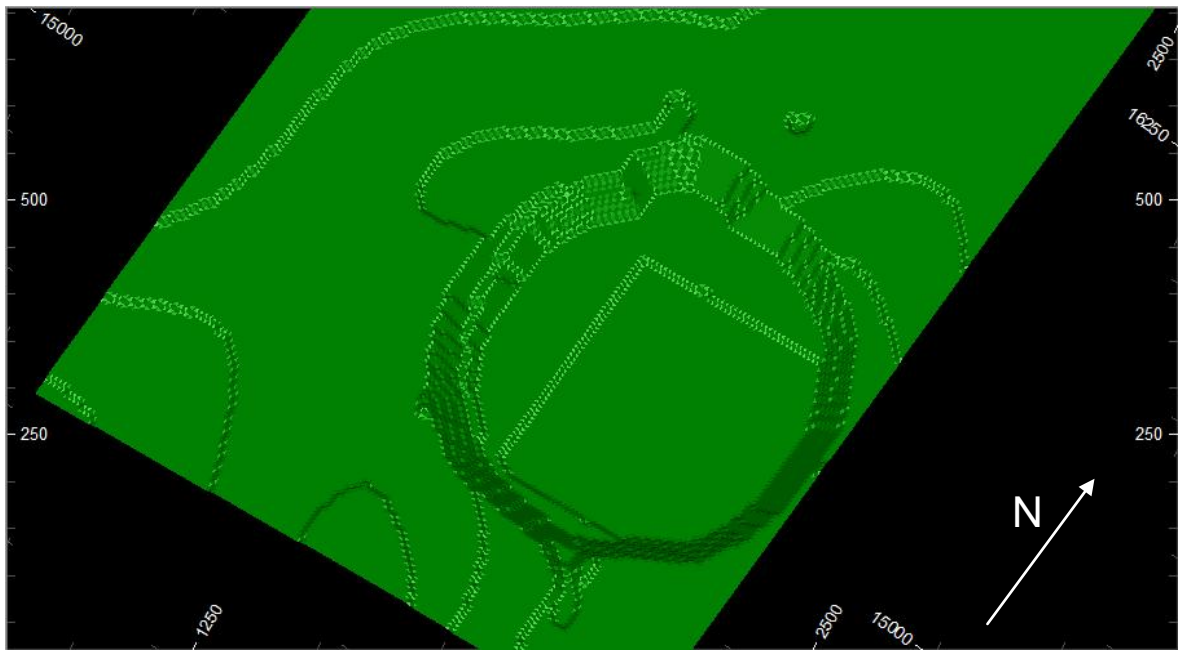


Figura 53 - Ano 10

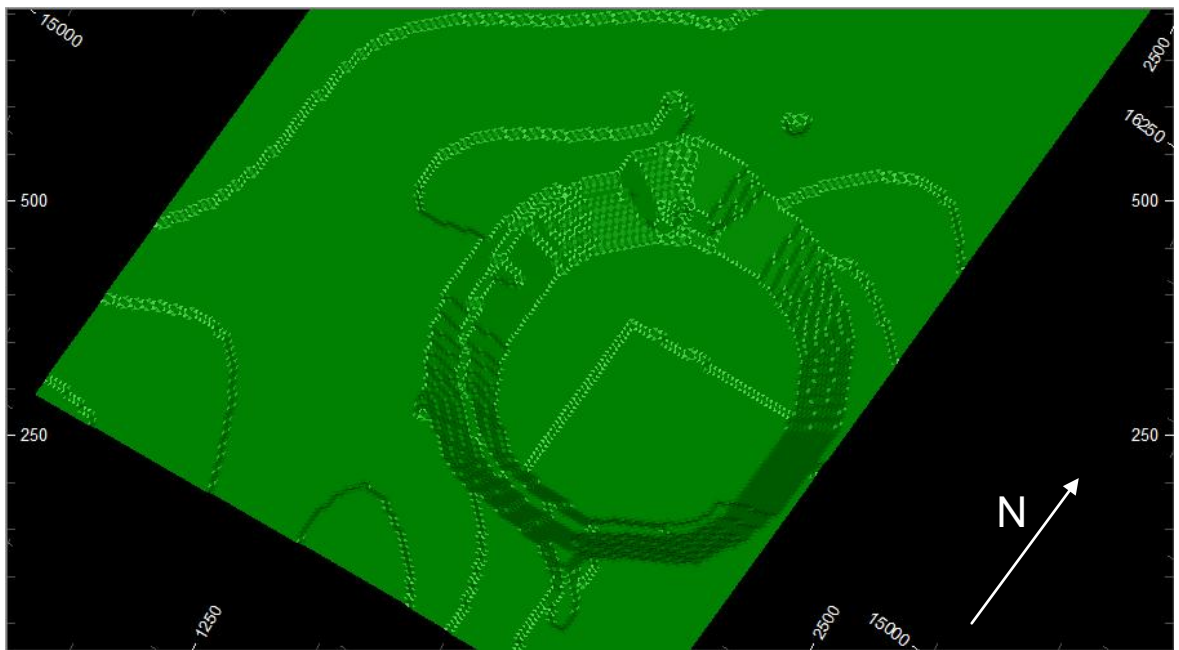


Figura 54 - Ano 15

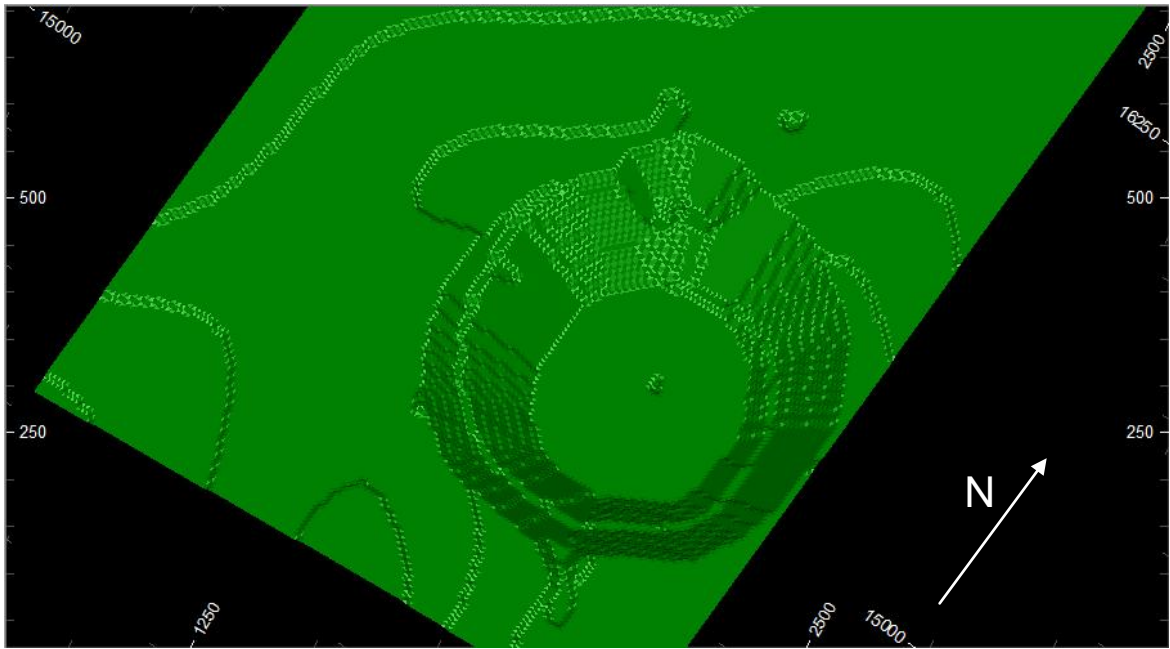


Figura 55 - Ano 20

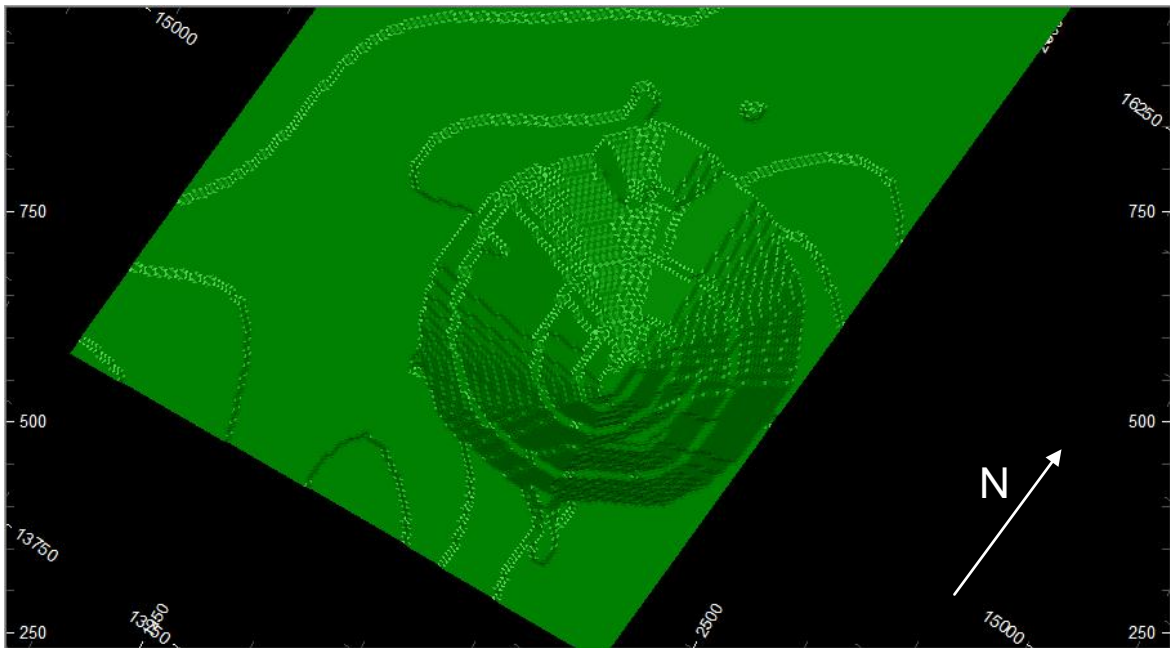


Figura 56 - Ano 23 (Cava Final)

6.4- Cava Ótima versus Cava Final

Neste item é apresentado um comparativo entre a cava ótima e a cava final, mostrado na tabela VIII.

Tabela VIII - Comparativo Cava ótima vs. Cava Final

	Cava Ótima	Cava Operacional	Diferença	Unidades
Recurso	63,672,742.86	67,681,832.61	4,009,089.76	t
Produção Anual de Minério	3,962,211.75	2,942,688.37	-1,019,523.38	t/ano
Produção Diária de Minério	15,239.28	11,318.03	-3,921.24	t/dia
Produção Anual de Minério + Estéril	3,368,276.21	7,408,512.25	4,040,236.04	t
Produção Diária de Minério + Estéril	12,954.91	28,494.28	15,539.37	t/ano
Teor Médio da Reserva Lavrável	6.085%	5.82%	-0.262%	
REM	0.85	2.5176	1.67	t/t
Vida Útil	16.07	23.00	6.93	Anos
COG		1.23%		
Preço de Venda		US\$ 643.41		
Dias trabalhados por Ano		260		
Turnos		3		
Horas por Turno		8		

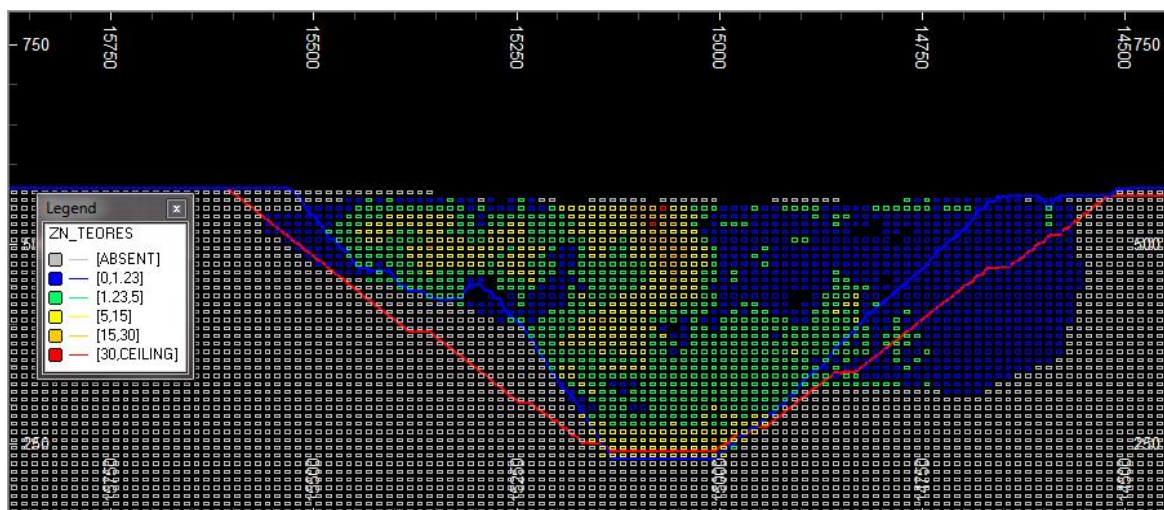


Figura 57 - Cava ótima vs cava final – seção N-S

A figura 57 mostra a aderência entre a cava final e a cava ótima, sendo esta representada pela linha azul. Também é mostrada a posição das duas em relação ao modelo de blocos.

7- DESMONTE DE ROCHAS

Foi determinado um *layout* inicial para o desmonte de rochas, a ser testado e, se necessário, ajustado após testes de produção, quando da abertura da mina.

Para a produção diária de 11318 toneladas de minério, será realizado o desmonte de três bancadas, sendo de uma para minério e duas para estéril, totalizando um total de 34520,4 toneladas de rocha.

Tabela IX - Dados técnicos de desmonte

Tipo de Explosivo	ANFO
Altura (m)	10
Diâmetro (mm)	76
Concentração carga (kg/m)	3.6
Largura da bancada (m)	86
Burden (m)	2.6
Subfuração (m)	0.8
Profundidade furo (m)	11.3
Erro de perfuração (m)	0.4
Correção do <i>Burden</i> (m)	2
Espaçamento (m)	3
Malha (m ²)	6.2
Ajuste largura (m)	28.7
Nº de espaços entre furos	29
Número de furos	30
Tampão(m)	2
Altura de carga (m)	9.1
Peso de carga (kg)	32.8
Razão de Carga (kg/m ³)	0.6
Produção total (m ³)	5160
Carga máxima por espera (kg/inst)	32.8

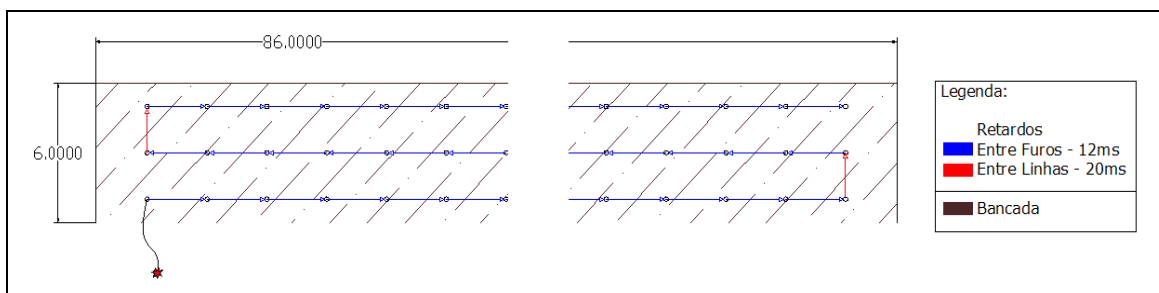


Figura 58 – Plano de fogo para uma bancada

8- REGIME DE TRABALHO

8.1- Regime de Trabalho na Operação de Lavra

O regime de trabalho na operação de lavra será dividido em três turnos de 6 horas diárias, mais 1 turno de manutenção de 3 horas. O primeiro turno do dia se estende das 6:00 as 12:00, o segundo das 12:00 as 18:00, o terceiro das 18:00 as 0:00 e o turno de manutenção será das 3:00 as 6:00.

A lavra funcionará por 260 dias no ano, de segunda a sexta-feira, parando aos finais de semana. Foram considerados os principais feriados nacionais, que em média são nove por ano.

Tabela X - Dias trabalhados por ano na Operação de Lavra

Descrição dos Dias	Dias
Dias totais	365
Finais de Semana	96
Feriados	9
Dias Efetivos	260

A quantidade de horas trabalhadas é descrita na tabela XI.

Tabela XI - Horas de trabalho na Operação de Lavra

Regime de Trabalho	
Dias totais	260
Turnos por Dia	3
Horas por Turno	6
Horas trabalhadas por Ano	4680

O número de trabalhadores necessários por turno está representado na tabela XII.

Tabela XII - Número de trabalhadores para a Operação de lavra

Trabalhadores da Lavra	
Supervisor	1
Perfuradores	4
Blasters	2
Operadores de Shovel/F.E.L.	3
Motoristas de caminhão	15
Operadores de equipamentos	3
Operadores de utilitários	7
Mecânicos	6
Trabalhadores	10
Total	51

8.2- Regime de Trabalho na Operação de Beneficiamento

O regime de trabalho na operação de beneficiamento será de regime integral, 24 horas por dia, divididos em 3 turnos de 8 horas, com pausas de 1 hora ao final de cada turno para a realização de manutenção preventiva.

A planta de beneficiamento trabalhará por 364 dias no ano. Um dia será destinado para manutenções que precisem de maior volume de trabalho.

Tabela XIII - Dias trabalhados por ano na Planta de Beneficiamento

Descrição dos Dias	Dias
Dias totais	365
Parada geral	1
Dias Efetivos	364

A quantidade de horas trabalhadas é descrita a seguir.

Tabela XIV - Horas de trabalho na Planta de Beneficiamento

Regime de Trabalho	
Dias totais	364
Turnos por Dia	3
Horas por Turno	8
Horas trabalhadas por Ano	8736

O número de trabalhadores necessários por turno fica o seguinte:

Tabela XV - Número de trabalhadores para a Planta de Beneficiamento

Trabalhadores da Planta de Beneficiamento	
Supervisores	2
Operadores	16
Técnicos	6
Controladores	6
Mecânicos	8
Trabalhadores	20
Total	58

8.3- Regime de Trabalho no Setor Administrativo

O setor administrativo trabalhará em regime de um turno diário, de segunda a sexta-feira, das 8:00 até as 18:00, com parada de 2 horas para almoço.

Tabela XVI - Pessoal do Setor Administrativo

Trabalhadores do setor administrativo	
Gerente	1
Superintendente	1
Contramestre	2
Engenheiro	2
Geólogo	2
Supervisor	4
Técnicos	5
Contador	1
Escriturário	3
Pessoal	3
Secretária	4
Segurança	3
Serviços Gerais	4
Total de pessoal	35

9- DIMENSIONAMENTO DE EQUIPAMENTOS PARA LAVRA

Para dimensionar os equipamentos a serem utilizados na lavra, foi especificada uma distância média de transporte para cada ano, e calculado o número de equipamentos para trabalhar de acordo com o avanço da cava.

As distâncias médias variam de 860 metros no ano um até 4650 metros no ano vinte e três.

A produção da mina será em média 280m³/h de minério mais 710m³/h de estéril, totalizando 990m³/h de material movimentado. A disponibilidade mecânica dos equipamentos considerada foi de 90% e o fator de empolamento de 1.5. A eficiência operacional será 81% e o fator de enchimento de 110%.

9.1- Dimensionamento de Equipamentos de Perfuração e Desmorte

Para a perfuração de furos de desmorte, utilizaremos 2 perfuratrizes do modelo D9 da atlas copco. Estas perfuratrizes são utilizadas em várias aplicações de perfuração por serem bastante versáteis. Têm grande controle sobre desvio nos furos, e trabalham com agilidade. Além disso, elas possuem cabine climatizada, o que assegura maior conforto para o operador, fazendo com que o desgaste durante o turno seja menor, e o rendimento do trabalho se mantenha constante.

Na tabela XVII, apresentamos algumas características da D9.

Tabela XVII - Especificações técnicas da perfuratriz D9 - Atlas Copco

Atlas Copco ROC D9	
Diâmetro de furo	76-115mm
Profundidade do Furo	Até 28 m
Força de Impacto Percussiva	25kw
Pressão de trabalho Rotativa	10.5 bar
Motor	Caterpillar turbo diesel C7 – 225hp

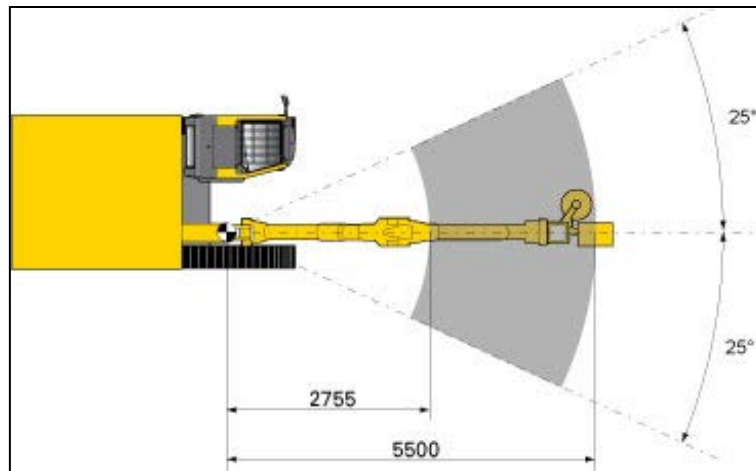


Figura 59 - ROC D9 - ATLAS COPCO

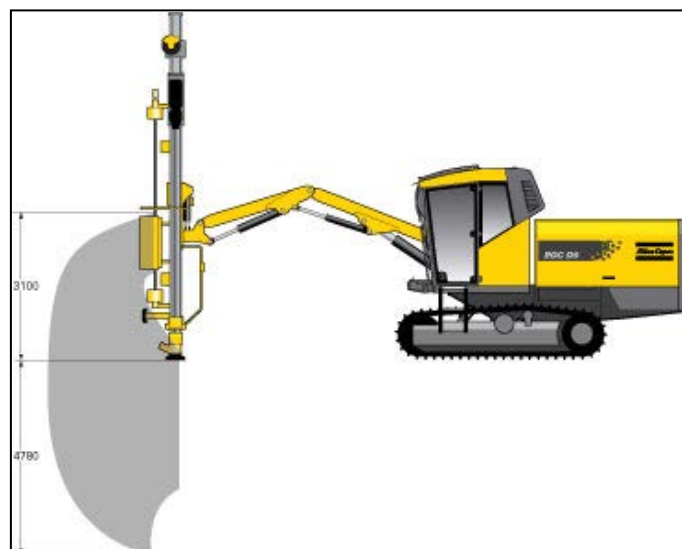


Figura 60 - ROC D9 - ATLAS COPCO

Para carregar os furos com ANFO, utilizaremos um caminhão revendido pela AAMCOR, modelo HB-09380. Com capacidade máxima para 10 toneladas de anfo. Montado sobre chassis Peterbilt. Este caminhão é provido de tanque pressurizado para explosivo, sistema de carregamento de explosivo. Carregará diretamente ANFO na bancada.

Informações técnicas sobre o caminhão:

Peterbilt 2009

Model: 367

Engine: ISX 475 HP

Transmission: Fuller RTO16908LL

Front Axle: Dana 20,000 lbs.

Rear Axle: Dana 46,000 lbs.



Figura 61 - Caminhão de ANFO



Figura 62 - Caminhão de ANFO

9.2- Equipamento de Carregamento de Minério

Para atender a demanda de $281\text{m}^3/\text{h}$, com ciclo de carregamento de 30 segundos, e 4 como número ideal de passes para se carregar o caminhão, foi dimensionada uma concha de $6,8\text{m}^3$. A carregadeira selecionada foi uma Hitachi EX-1900-5 “Backhoe”.

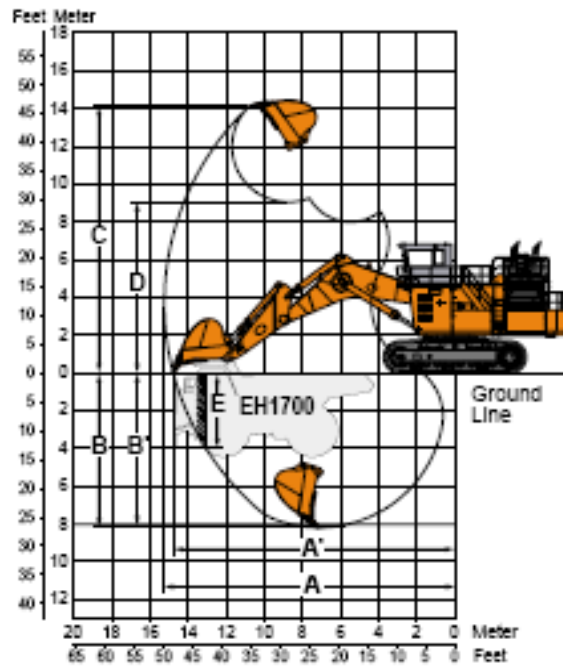


Figura 63 - Espaço de Trabalho da escavadeira

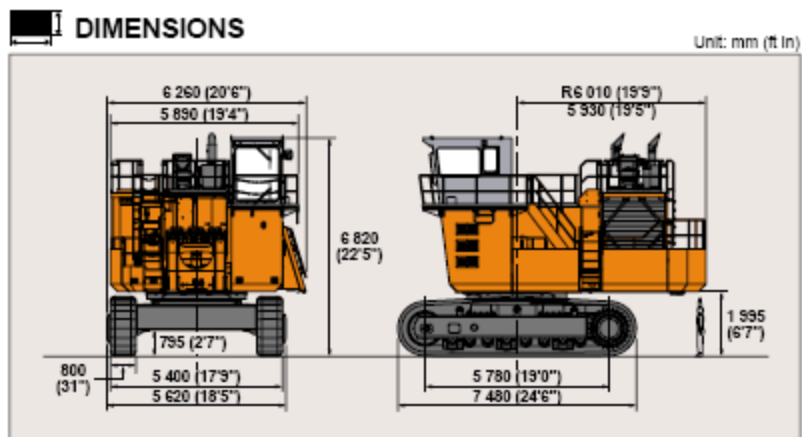


Figura 64 - Dimensões da Escavadeira

9.3- Equipamentos de Carregamento de Estéril

Para realizar o carregamento de 709m³/h de material, foi calculado o volume de concha necessário para encher um caminhão com 4 passes, foi dimensionada uma concha de 17 m³. Selecionou-se duas *Fron-End-Loader* Komatsu WA-700-3 de 8,7 m³.

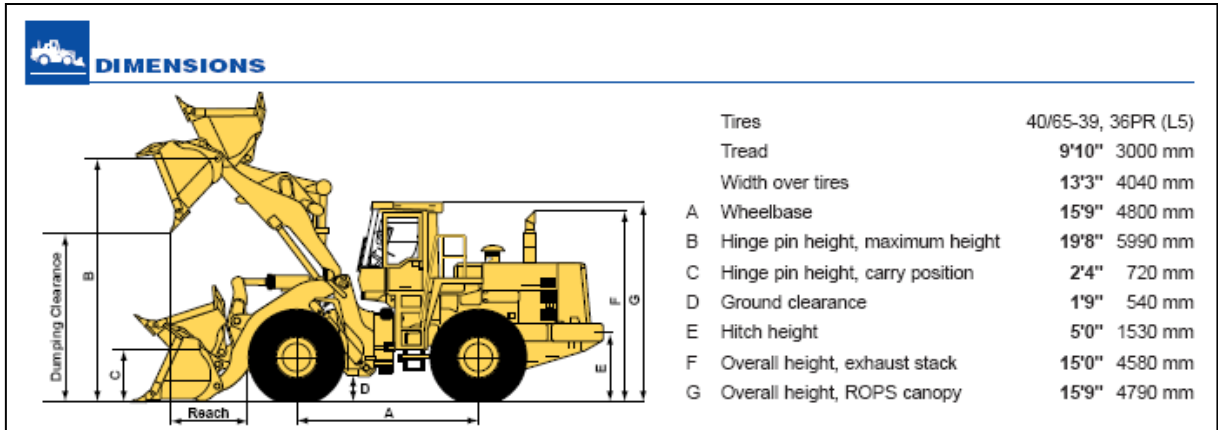


Figura 65 - Dimensões da Carregadeira de Estérel

Bucket		Straight Edge Rock With Teeth		Spade Nose Rock With Teeth	
Bucket capacity	SAE rated	11.4 yd ³	8.7 m ³	11.4 yd ³	8.7 m ³
	Struck	9.9 yd ³	7.6 m ³	9.9 yd ³	7.6 m ³
Bucket width		15'0"	4570 mm	15'0"	4570 mm
Bucket weight		14,925 lb	6770 kg	15,760 lb	7150 kg
Static tipping loads	Straight	102,290 lb	46400 kg	101,520 lb	46050 kg
	Full turn (40°)	89,790 lb	40730 kg	89,070 lb	40400 kg
Dump clearance, maximum height and 45° dump angle		14'1"	4280 mm	13'3"	4040 mm
Reach at 7' 2130 mm and 45° dump angle		9'10"	2995 mm	10'7"	3210 mm
Reach at maximum height and 45° dump angle		6'2"	1890 mm	7'0"	2135 mm
Operating height	Fully raised	26'10"	8170 mm	26'10"	8170 mm
Overall length	Bucket ground	39'11"	12160 mm	41'0"	12500 mm
Turning radius*		31'7"	9620 mm	31'6"	9615 mm
Digging depth	0°	7"	170 mm	7"	170 mm
	10°	1'8"	510 mm	1'10"	560 mm
Breakout force (bucket cylinder)		142,640 lb	64700 kg	116,180 lb	52700 kg
Operating weight		155,250 lb	70420 kg	156,090 lb	70800 kg

*Turning radius measured with bucket at carry position, outside corner of bucket with teeth.

Figura 66 - Especificações da Carregadeira de Estérel

9.4- Equipamento de Transporte

Selecionado o equipamento de carregamento, procede-se à seleção dos caminhões. Para a escavadeira selecionada, de 6,7m³ a 4 passes, dimensionou-se a caçamba dos caminhões com aproximadamente 60 toneladas, mas como o estéril utilizaria caminhões maiores, decidiu-se por aumentar o número de passes e a capacidade das caçambas dos caminhões, para que se utilize somente um tipo de caminhão, afim de que se tenha flexibilidade na lavra, quando da variação de produção. Optou-se por utilizar 5 passes de escavadeira para encher um caminhão de aproximadamente 76 toneladas. Como, não foi possível encontrar caminhão com capacidade exata, o mais próximo é o Hitachi EH1100, com capacidade de 73 toneladas. Ficará subdimensionado para o estéril, mas sem grandes problemas para a produção. Serão utilizados ao longo dos anos, 4 caminhões na lavra de minério e 11 na de estéril.



Figura 67 - HITACHI EH1100

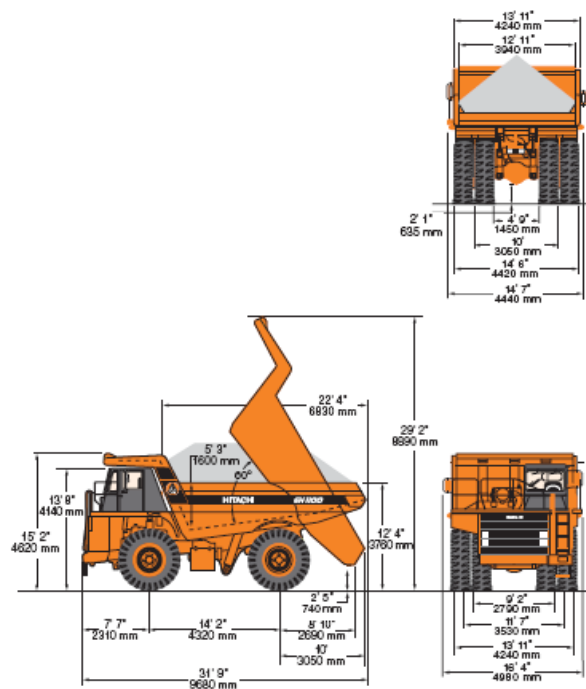


Figura 68 - Especificações do caminhão HITACHI EH1100

9.5- Veículos de Apoio

Serão adquiridas duas motoniveladoras, da marca Komatsu, modelo GD825A, com lança de 4,92m. Estas motoniveladoras serão utilizadas para manter as pistas em boas condições, sem buracos ou desníveis que possam danificar os equipamentos, principalmente os caminhões.



Figura 69 - Motoniveladora Komatsu GD825A

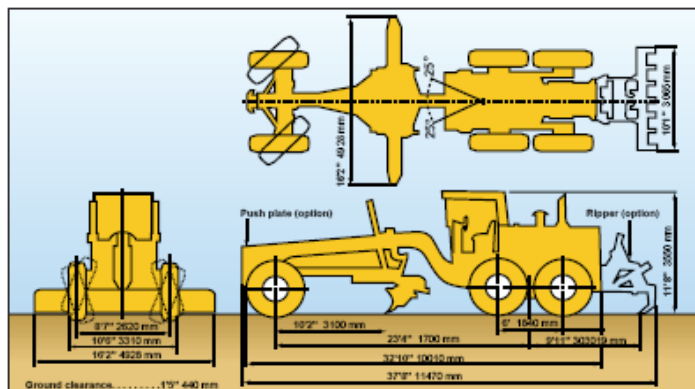


Figura 70 - Especificações da motoniveladora GD825A

Para o controle de poeiras geradas pelo trânsito de caminhões e equipamentos, será adquirido um caminhão-pipa da marca Mercedes-Benz modelo 2726-plataforma, equipado com tanque de 20.000 litros.



Figura 71 - Caminhão Mercedes Benz 2726 equipado com tanque de 20.000 l.

Ainda foram comprados mais sete veículos de apoio para movimentação de pessoal técnico dentro da mina. Os veículos em questão são 7 Nissan Frontier SE 4X4.



Figura 72 - Veículo de apoio - Nissan Frontier SE 4X4

10-BENEFICIAMENTO

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 80 cm até se obter um produto D80 de 0,044 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 5,8% para 46%. A recuperação será de 88%.

Os minerais de interesse são a Blenda (ZnS) e a Calcopirita (CuFeS₂), entretanto, após a análise cuidadosa dos dados, foi possível verificar que o teor de Cu é muito baixo, fato que tornou a recuperação econômica da Calcopirita inviável. Assim, a planta de beneficiamento foi projetada para concentrar apenas o Zn.

O regime de trabalho da planta será de 24 h/dia, 364 dias/ano. A produção diária de zinco será de 414,24 t.

10.1- Circuito de Britagem.

O ROM vindo da mina com top size de 80 cm alimentará um britador primário a uma taxa de 629 t/h, o britador primário é de mandíbulas de um eixo, da marca Metso modelo Norderberg C200, com capacidade nominal de 1048 t/h e APF de 200 mm.

O produto da britagem primária formará uma pilha de estoque, que servirá para abastecer o circuito de moagem quando não houver trabalho na mina. A uma taxa de 337 t/h, passará por uma peneira da marca Metso modelo 5x14 com área de 5,36m², onde sofrerá um corte granulométrico em 50 mm, para evitar a sobre moagem do material.

As 259 t/h de material retido na peneira primária, que corresponde a 77% do total da alimentação da mesma, alimentarão um britador secundário cônico, modelo HP 400 da marca Metso, com capacidade nominal de 432 t/h e

APF de 22 mm. As 78 t/h de material passante na peneira primária, que corresponde a 23% do total da alimentação da mesma mais a produção da moagem secundária, seguem para o peneiramento secundário, que é realizado por uma peneira da marca Metso modelo 7x20 com área de 10,46m², onde sofrerá um corte granulométrico em 13 mm.

As 152 t/h de material passante na segunda peneira que corresponde a 45% do total de sua alimentação é 100% passante em 13 mm e alimentará a etapa de moagem. As 185 t/h de material retido na mesma peneira, que corresponde a 55% de sua alimentação, serão enviadas para um britador terciário cônico, modelo HP 400 também da marca Metso, com capacidade nominal de 345 t/h e APF de 13 mm, que trabalhará em circuito fechado com uma peneira da marca Metso modelo 5x12 com área de 5 m², com um corte granulométrico em 13 mm, onde as 37 t/h de material retido, correspondentes a 20% da alimentação total da peneira (carga circulante), retornarão ao britador terciário, e as 185 t/h de material passante, correspondente a 80% da alimentação da peneira, são 100% passante em 13 mm. Este material, juntamente com o passante da peneira secundária será enviado a uma pilha do tipo chevron com retomador automático, que alimentará o circuito de moagem.

10.2- Circuito de Moagem.

A etapa de moagem, é realizada por 4 moinhos de bolas, com dimensões de 5,03m x 4,88m, diâmetro de bolas de 64,5 mm e potência de 2468 HP. A alimentação de cada moinho é de 84,25 t/h, totalizando 337 t/h, e como trabalharão em circuito fechado com hidrociclones, cada moinho receberá 210,63 t/h de minério recirculado. O produto obtido possui D80 DE 0,044 mm.

Cada moinho trabalhará em circuito fechado com 16 hidrociclones de 15,24 cm de diâmetro com apex de 2,6 cm e vortex de 6,1 cm. A polpa do overflow dos hidrociclones que alimentará o circuito de flotação contém 40% de sólidos.

Para termos o balanço de água correto, foi necessário adicionar água a dois pontos do circuito de moagem. Primeiramente serão adicionadas 224,65

t/h de água na alimentação dos moinhos, para que os mesmos possam operar com 60% de sólidos. O segundo local onde será necessária a adição de água é na alimentação dos hidrociclones, que receberão mais 80,24 t/h de água. Os hidrociclones trabalharão com 52,5% de sólidos em sua alimentação e 60% no underflow e 40% no overflow. A adição total de água será de 304,89 t/h.

10.3- Circuito de Flotação.

A polpa vinda dos hidrociclones alimentará um condicionador com volume de 22 m³ a uma taxa de 656 m³/h, onde serão adicionados os seguintes reagentes: Cal (CaO) para aumentar o pH da polpa; sulfato de cobre (CuSO₄) a uma concentração de 255 g/t para ativar a blenda; o coletor utilizado será o Isobutil Xantato com concentração de 70 g/t e o espumante Mibcol a uma concentração de 19 g/t. O tempo de condicionamento será de 2 min.

Após o condicionamento a polpa contendo o minério com teor de 5,8% de Zn, será encaminhada ao circuito de flotação que tem como primeiro estágio a etapa rougher, que é constituída por 5 células de 32 m³ cada. As células trabalharão em série e o tempo de residência será de 10 min.

O rejeito do rougher alimentará a etapa scavenger, que possui 4 células de 32 m³ cada, e o tempo de residência será de 10 min. O concentrado do scavenger retornará a alimentação do rougher, o rejeito não passará por mais nenhuma etapa de concentração e será considerado rejeito final, o teor do rejeito será de 0,8% de Zn.

O concentrado do rougher, alimentará a etapa cleaner que é composta por uma coluna com dimensões de 2 x 13, onde o tempo de residência será de 30 min. O rejeito do cleaner retornará para a alimentação do rougher, e o concentrado será o produto final com teor de 46% de Zn.

O concentrado final passará por etapa de espessamento e secagem, para se obter um produto com umidade em torno de 8% para posterior venda.

A seguir, são mostrados os fluxogramas do circuito de beneficiamento

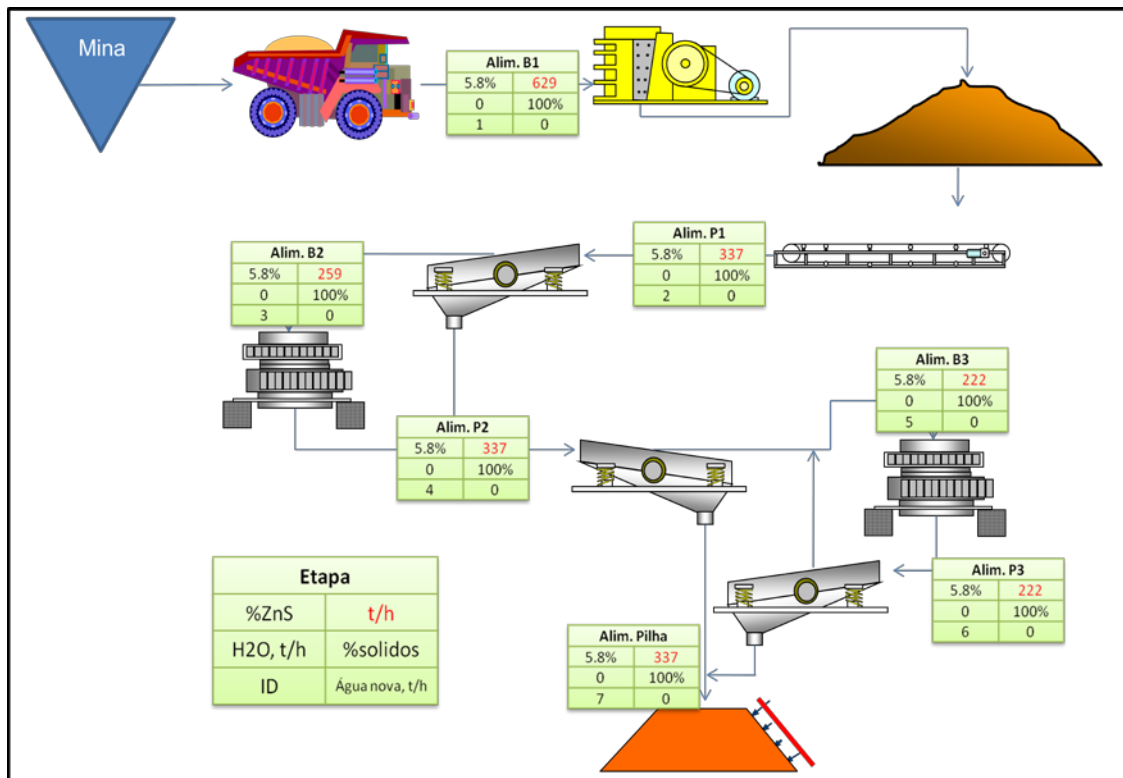


Figura 73 - Circuito de Britagem

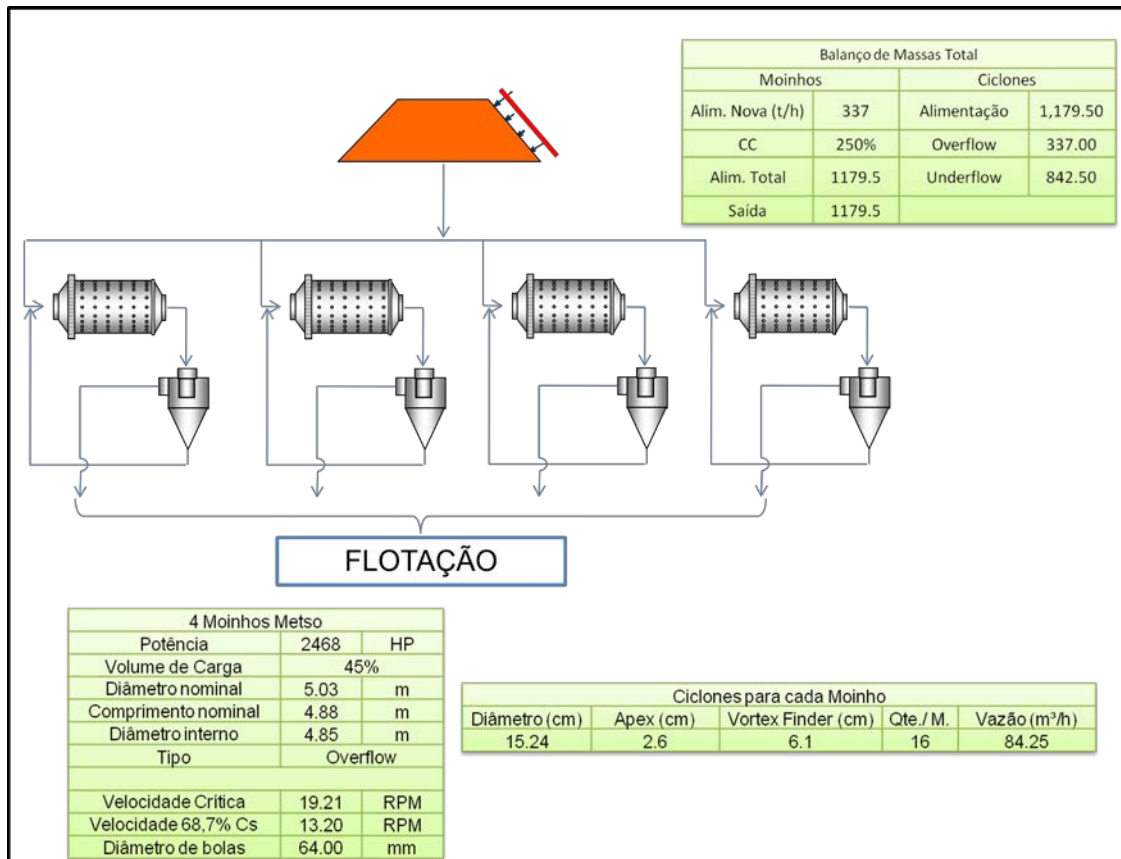


Figura 74 - Circuito de Moagem

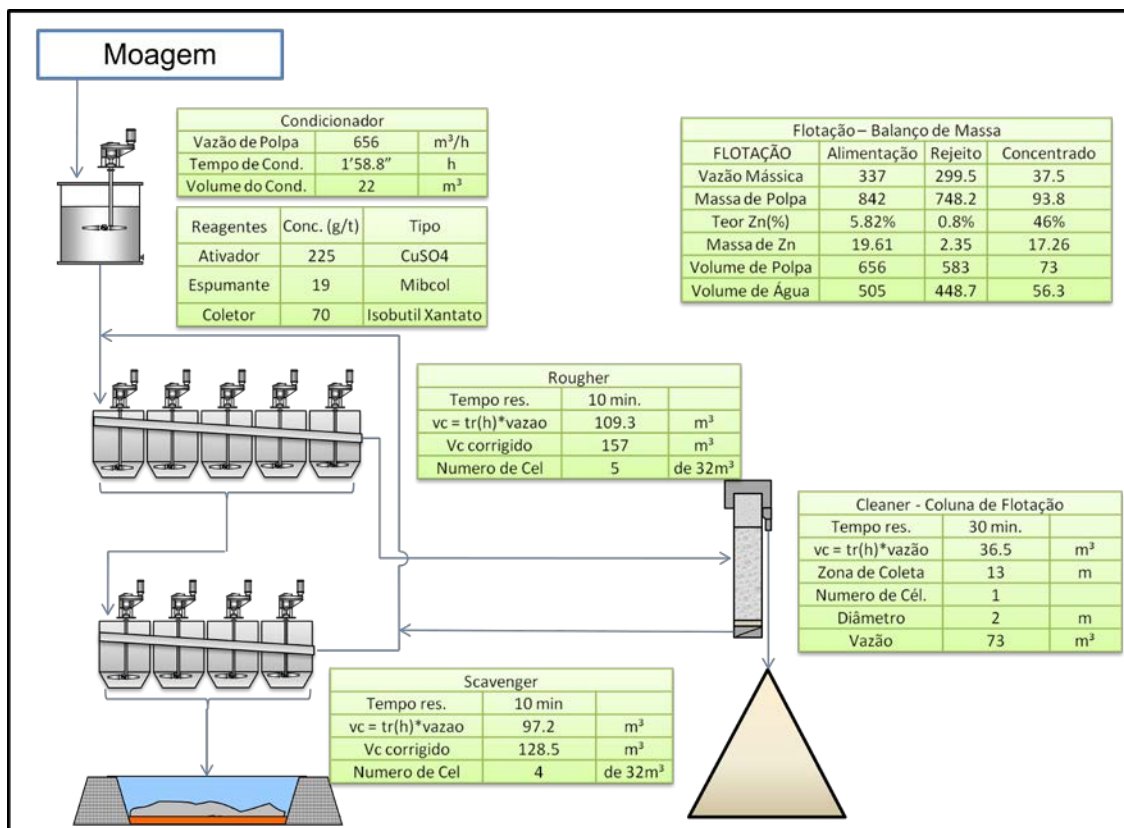


Figura 75 - Circuito de Flotação

O controle do processo de beneficiamento será realizado através de amostragens. Os pontos de amostragem serão na alimentação da usina, no concentrado final da flotação da blenda, na alimentação da flotação, bem como no rejeito final da usina. Serão compostas amostras de duas em duas horas a partir da coleta de incrementos a cada quinze minutos.

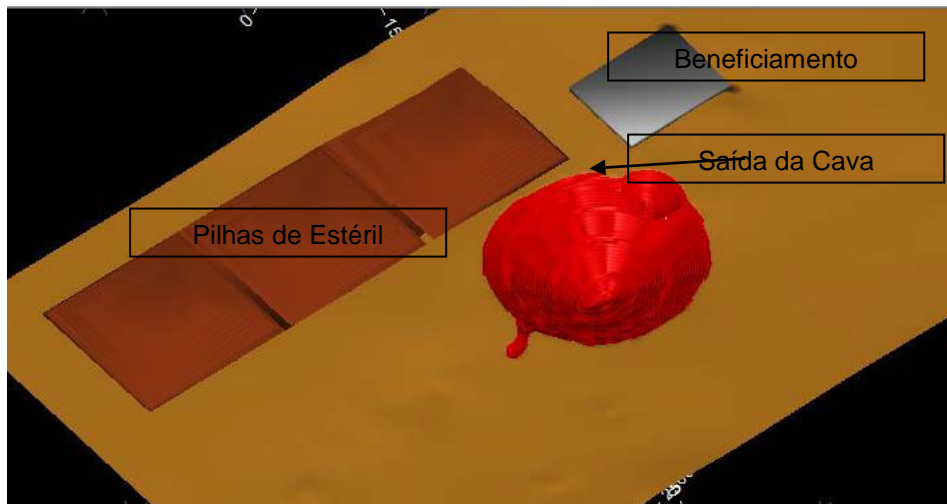


Figura 76 - Posição da cava, pilhas de estéril e planta de beneficiamento

10.4- Memória de Cálculo

Os cálculos utilizados para dimensionamento da planta são apresentados a seguir.

10.4.1 - Britadores

O cálculo do tamanho dos britadores foi feito com auxílio do livro "Manual de Britagem" da Metso Minerals. Pelo manual, calcula-se a capacidade nominal do britador e após, calcula-se a capacidade deste mesmo britador para uma densidade padrão de $1,6 \text{ t/m}^3$. Como o minério deste projeto tem densidade igual a $2,23$, calculamos a Capacidade Nominal pela fórmula:

Equação 2 - Capacidade Nominal de Britadores

$$Cn = \frac{Pa * 1,5}{H * disp.}$$

Onde:

- Pa – Produção Anual;
- H – Horas/Ano;
- Disp – Disponibilidade Mecânica.

E após, foi então calculada a capacidade tabelada padrão através da fórmula:

Equação 3 - Capacidade Tabelada de Britadores

$$Q = \frac{Cn}{A * B * C * D}$$

Onde:

- Q = Capacidade tabelada do britador;
- Cn = Capacidade Nominal;
- A = Fator de correção em função da densidade;
- B = Fator de correção em função do Work Index, que no caso do minério de zinco apresentado é igual a 12,42;
- C = Fator de correção em função do tamanho de alimentação;
- D = Fator de correção em função da umidade.

10.4.2 – Moinhos

Para o cálculo da capacidade dos moinhos foi utilizado o método de Bond, que calcula a potência necessária do moinho em função do fator de redução e do work index.

A fórmula geral para moinhos de bolas é:

Equação 4 - Potência de Moinhos Tubulares

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

Onde:

- W = Consumo de potência em kWh/t curtas;
- Wi = Work Index do material;
- P = Tamanho em micra da abertura da peneira que na qual passa 80% do produto final moído;
- F = Tamanho em micra da abertura da peneira na qual passa 80% da alimentação do moinho.

A esta potência requerida, multiplicam-se oito fatores de correção, que são os seguintes:

1. Fator de moagem por via seca;
2. Fator de circuito aberto em moinhos de bolas;
3. Fator de diâmetro;
4. Fator de alimentação com tamanho excessivo;
5. Fator de finura para moinhos de bolas;
6. Fator de taxa de redução para moinhos de barras;
7. Fator de taxa de redução para moinhos de bolas;
8. Fator de eficiência para moinhos de barras.

Como alguns fatores são para moinhos de barras, para a seleção de moinhos de bolas, eles são iguais a 1.

10.4.3 – Hidrociclones

Como o mecanismo de funcionamento de hidrociclones não é totalmente compreendido, o dimensionamento é feito através de alguns passos:

1. Calcula-se o balanço de massa para a porcentagem de sólidos

desejada no overflow do ciclone;

2. Calcula-se o d_{50} das partículas para obtenção do produto especificado, com auxílio de ábacos e da granulometria 80% passante do produto final;
3. Calcula-se o diâmetro do ciclone com o auxílio de ábacos;
4. Por fim, calcula-se o número requerido de ciclones, consultando-se um ábaco de vazão;

Todos os passos foram extraídos do capítulo de dimensionamento de hidrociclones do livro “Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares”.

11-AVALIAÇÃO ECONÔMICA

Para a avaliação econômica do projeto foram consultados dois modelos de custos conceituais, O'Hara e Western Mining, o primeiro com o auxílio do software MAFMO e o segundo através de tabelas e aproximações via equações de regressão linear. Ambos apresentaram resultados similares, entretanto adotou-se o modelo de O'Hara como padrão por contemplar custos no âmbito do tratamento de minérios (capitais e operacionais) diretamente aplicados a modelos conceituais de depósitos de minerais complexos, como o depósito alvo deste estudo.

Considerou-se a locação da Mina na cidade de Paracatu, Minas Gerais, onde se localiza a mina de Morro Agudo, para explicitar uma rota de transporte do produto e para a suposição de fatores como a distância até a captação de água, infra-estrutura, alojamento para funcionários, rede de distribuição elétrica, licenciamento ambiental, entre outros.

11.1- Estudo de Mercado

A primeira etapa dos trabalhos é a análise de mercado, que permite conhecer a produção e a demanda nacional pelo bem mineral em questão e também permite fazer projeções da produção, do preço de venda e do consumo para os próximos anos. A figura 76 mostra dados de produção de Zinco no mundo e no Brasil.

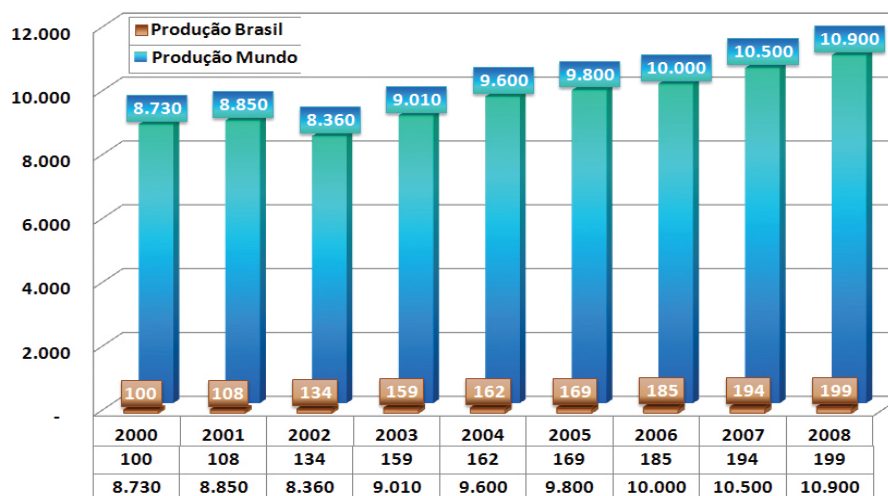


Figura 77 - Produção de zinco no mundo versus Produção de zinco no Brasil

O Brasil é o décimo segundo maior produtor de Minério de Zinco, com produção aproximada de 199 mil toneladas de concentrado, em 2008. Este

volume representa 1,8% da produção mundial, que foi de 10,9 milhões de ton. A China é a maior produtora, com 2,8 milhões de ton. em 2007 ou 26% da produção global. Na seqüência vêm Peru com 14%, Austrália com 13% e Canadá e EUA com 7% da produção total, cada um.

O Zinco tem grande variação de utilização, destacando-se o processo de galvanização (anticorrosão) na proteção de peças metálicas, principalmente aço. Esse uso corresponde por 49% do consumo nacional. Mas o Zinco também é matéria-prima para ligas metálicas, além de ser utilizado em pigmentos, pilhas secas e outros. Em 2006, segundo o Instituto Brasileiro de Siderurgia (IBS), os principais setores consumidores de chapas zincadas a quente e chapas eletro-galvanizadas foram: automobilístico (39,9%); construção civil (13,1%); utensílios domésticos e comerciais (7,6%), com destaque para os eletrodomésticos.

O Brasil importa bens primários e exporta bens semimanufaturados. A quantidade exportada em 2008 foi de 45 mil toneladas enquanto que a importada somou 200 mil toneladas aproximadamente, como mostra a figura 77.

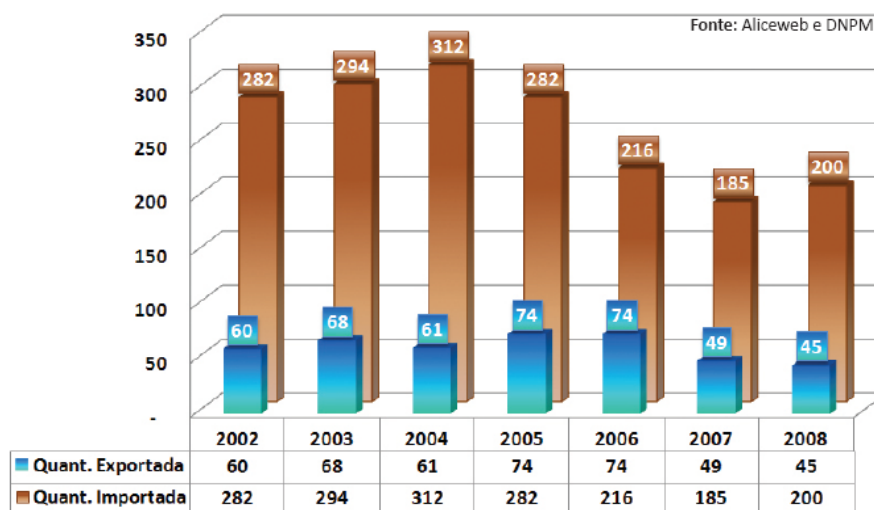


Figura 78 - Exportação versus Importação de Zinco

Para estabelecer um preço de venda do minério, foi realizada uma média dos valores históricos dos últimos 15 anos. Essa medida foi tomada para termos uma segurança frente às variações do mercado. Na figura 78 vemos a variação do preço da tonelada de minério de zinco dos últimos oito anos. Nesse período a variação foi de 54%.

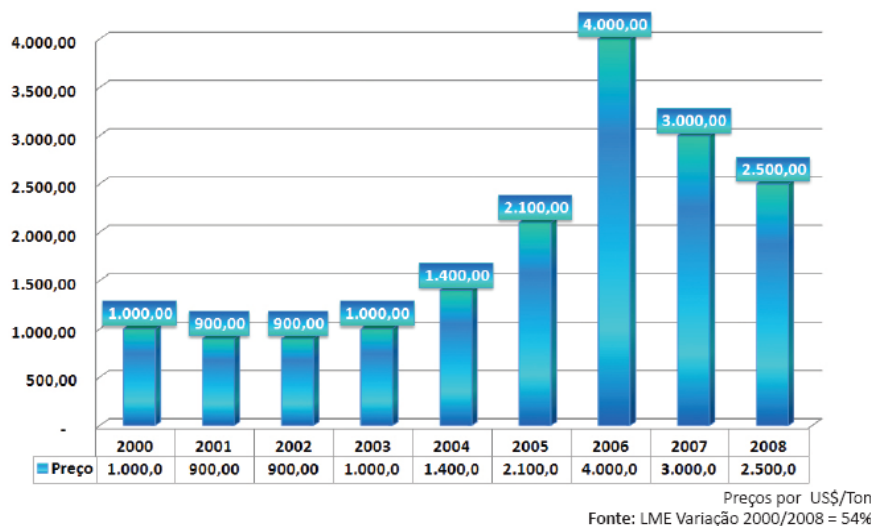


Figura 79 - Variação histórica do preço da tonelada de minério de Zinco

Admitindo um valor de venda, estipulou-se via AusIMM (1992) custos de refino e venda para calcular o *Net Smelt Return* (NSR), ou seja, o preço pago por tonelada de concentrado de zinco.

Tabela XVIII - Dados para cálculo do Net Smelt Return

Preço de venda (US\$/T)	\$ 2330.00
Teor do concentrado de ZN	46.00%
Teor Pagável	39.10%
Metal Pagável	\$ 911.03
Taxa de Tratamento	\$ -140.00
Preço de Participação	\$ -129.60
Valor do Concentrado	\$ 641.43

11.2- Dados de entrada

Os dados de entrada para a estimativa dos custos estão explicitados na tabela XIX.

Tabela XIX - Dados de entrada no software Mafmo

Dados de Entrada - MAFMO	
Recursos, Mt	68
Produção ROM, Mt/ano	2.79
Produção ROM, t/dia	11318
Teor médio da alimentação, %	5.8
Relação Estéril Minério	2.52
Recuperação Metalúrgica, %	88
Teor do Concentrado, %	46
Diluição Prevista, %	5
Dias Trabalhados - Lavra	260
Dias Trabalhados - Beneficiamento	364

11.3- Definição dos custos capitais

Os custos capitais estipulados pelo software MAFMO estão contidos na tabela 8. A maior parte dos custos diz respeito à instalação da usina de beneficiamento. Ainda são incluídos 13% do valor dos investimentos como capital de giro para dar margem de operação nos primeiros anos de funcionamento do empreendimento.

Tabela XX - Custos Capitais

Abertura da Mina (MUS\$)	63.83
Usina de Beneficiamento (MUS\$)	134.46
Infra-estrutura (MUS\$)	11.58
Capital de giro (MUS\$)	31.48
TOTAL DOS CUSTOS (MUS\$)	241.34

11.4- Definição dos custos operacionais

Os custos operacionais, encontrados em processo similar ao dos custos capitais, se encontram na tabela XXI.

Tabela XXI - Custos Operacionais

Custo de Lavra, \$/t minério	5.25
Custo de Beneficiamento, \$/t minério	1.39
Custo de Energia Elétrica, \$/t minério	0.71
Custo Eletro-Mecânico, \$/t minério	0.11
Serviços Gerais, \$/t minério	0.03
Serviços Administrativos, \$/t minério	0.09
TOTAL DOS CUSTOS (\$/T minério)	7.58

11.5- Resultados da avaliação econômica

Foram avaliados dois cenários, ambos com aplicação de impostos, entretanto um sem empréstimo e o outro com empréstimo. Foi aplicada uma taxa de atualização de 12%, sendo considerada uma taxa atualmente utilizada nos empreendimentos mineiros.

Os juros para o empréstimo foram fixados em 6%, sendo este o valor atualmente aplicado pelo BNDES para valores de CAPEX previamente estipulados no estudo. A Tabela XXII mostra os dados de entrada utilizados para a avaliação econômica e construção do fluxo de caixa.

Tabela XXII - Dados Econômicos

Dados econômicos	
Investimento inicial (M\$)	241.3
Período de investimento (anos)	3
Vida da Mina (anos)	23
Custo operacional (\$/ton. ROM)	7.58
Taxa de atualização	12%
Valor do concentrado (\$/ton.)	641.43
Teor do concentrado	46%
Empréstimo (M\$) – 40% do investimento	97
Carência do empréstimo (anos)	2
Tempo para pagamento da dívida (anos)	4
Depreciação fiscal	20%
CFEM (% faturamento líquido)	2%
Taxa empréstimo	6%
Imposto sobre lucro	30%

11.6- Fluxo de caixa e análise de sensibilidade

Com os dados previamente listados, procedeu-se a montagem do fluxo de caixa dos dois cenários estudados. Os resultados de ambos os cenários encontram-se nas figuras abaixo. A figura 79 mostra o tempo de retorno do investimento (tempo de payback). As figuras 80 e 81 mostram o fluxo de caixa para o cenário sem empréstimo e com empréstimo considerando diferentes taxas de atualização.

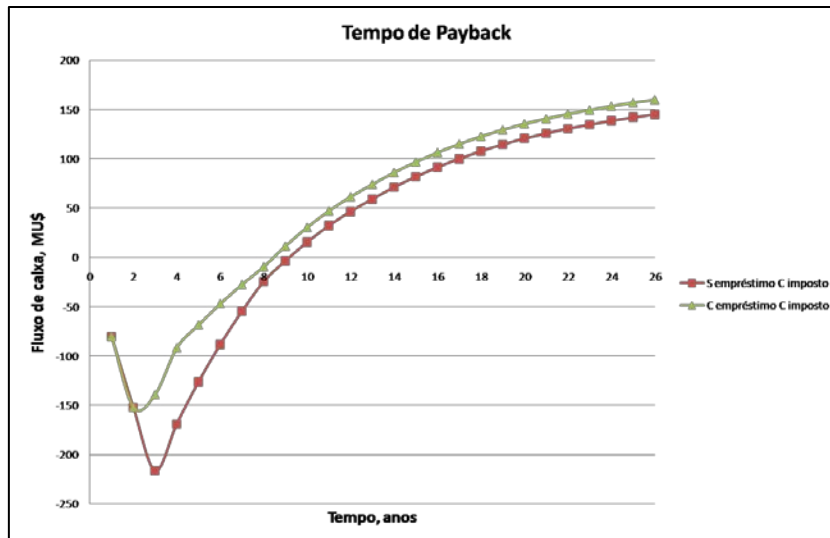


Figura 80 - Tempo de payback do investimento

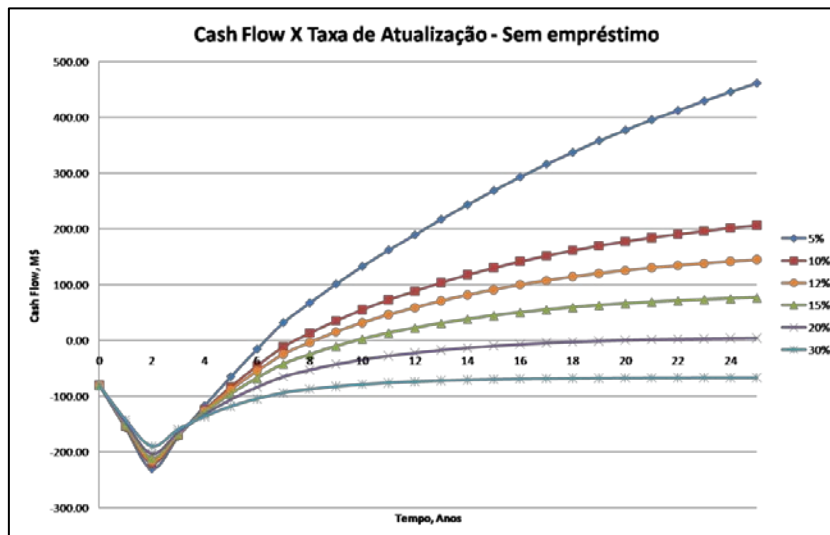


Figura 81 - Fluxo de Caixa do cenário Sem Empréstimo para dif. taxas de atualiz.

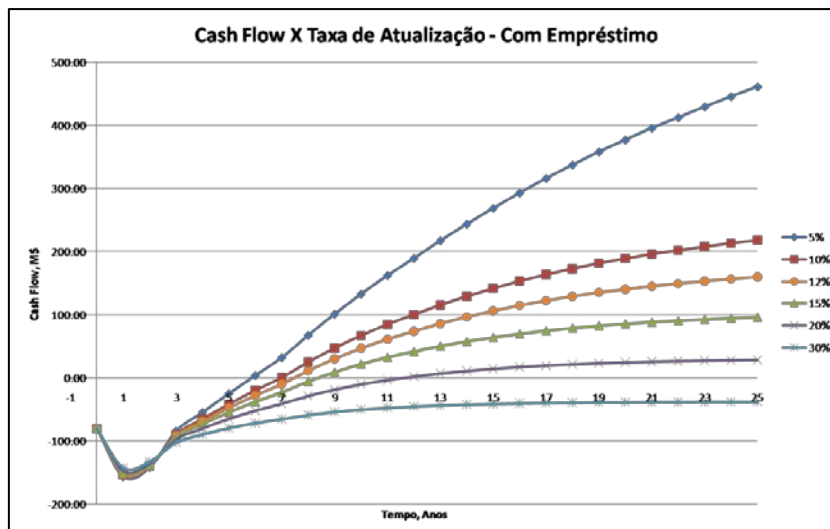


Figura 82 - de Caixa do cenário Com Empréstimo para diferentes taxas de atualização.

Outra etapa importante é a análise de sensibilidade do projeto, onde se

pode identificar o quão sensível o empreendimento é às oscilações de algumas variáveis importantes, que podem determinar a viabilidade ou não do projeto. A mostra a variação do NPV de acordo com a variação percentual de alguns parâmetros em torno do valor-base estipulado anteriormente. O 100% se refere aos valores atuais dos parâmetros em questão.

Pode-se notar que para custos operacionais acima de 19 US\$/t (2.5 vezes o custo atual), o empreendimento deixa de ser lucrativo. O mesmo acontece para investimentos que superem 480MUS\$ (2 vezes o investimento atual) ou para preços de venda abaixo de 430 US\$/t, considerando o cenário com empréstimo.

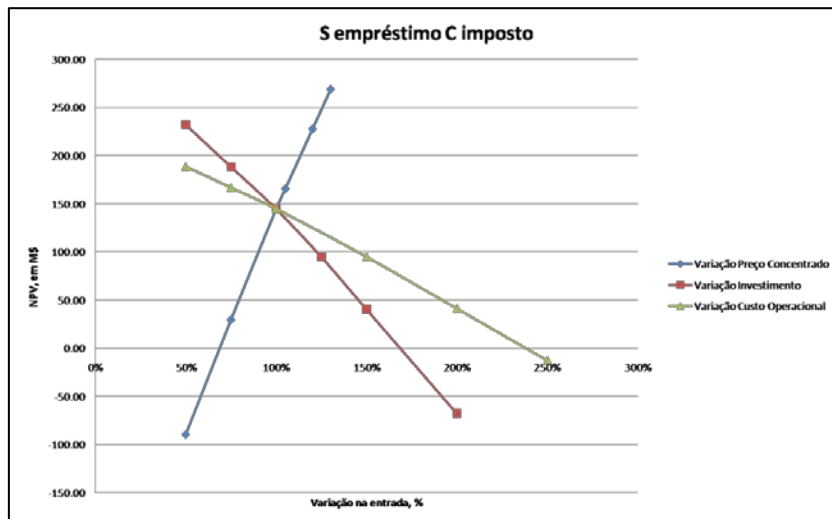


Figura 83 - Análise de sensibilidade para cenário sem empréstimo.

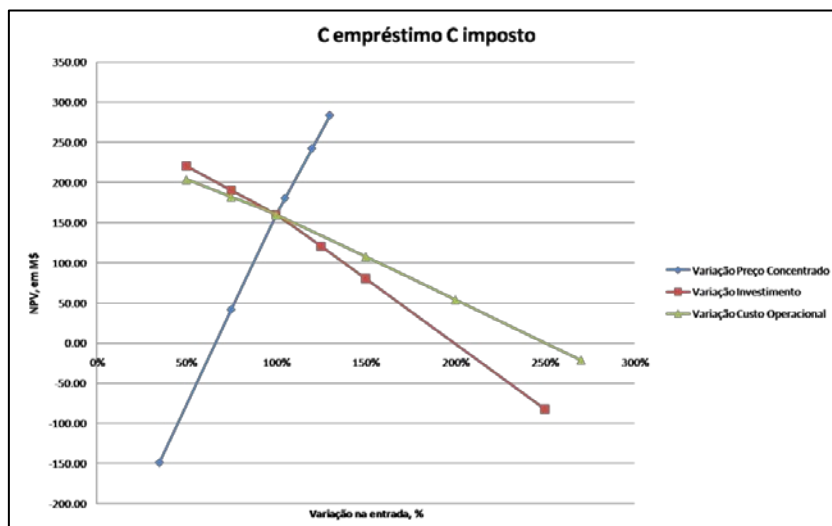


Figura 84 - Análise de sensibilidade para cenário com empréstimo.

Abaixo seguem os resultados dos dois cenários.

Tabela XXIII - Resumo de parâmetros econômicos dos cenários estudados

	Sem Empréstimo	Empréstimo – juros 6%
Taxa de Atualização (%)	12%	12%
NPV para a Taxa de Atualização aplicada	(MUS\$) 144.93	(MUS\$) 159.74
Taxa Interna de Retorno do C.P (%)	20%	23%
Intensidade de Capital	2.7	2.7
Margem (%)	76%	76%
Payback (anos)	~8	~9
Breakeven Price Variation Factor (%)	68.82%	66.18%
Cash Breakeven Price Variation Factor (%)	19.95%	17.37%

12-MEIO AMBIENTE

A atividade mineira tem sido vital para o desenvolvimento da humanidade e do crescimento industrial e tecnológico. Os minerais e metais são a base essencial dos grandes inventos e estão presentes no dia-a-dia do homem moderno. A necessidade da interferência no meio ambiente, dado à possibilidade de se conjugar as ações do homem ao meio em que vive, através da adoção de práticas ambientais que se adaptam de forma crescente, não deve ser obstáculo para o desenvolvimento da indústria mineira. Tal atividade deve consolidar-se no contexto do Desenvolvimento Sustentável, crescer com base no aproveitamento racional dos recursos, procurando o equilíbrio.

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.

12.1- Pilha de estéril

O material estéril originado da lavra será disposto em pilhas de acordo com o procedimento descrito na norma NBR 13029 (Elaboração e apresentação de projeto de disposição de estéril, em pilha, em mineração). Este procedimento visa acatar as condições de segurança, operacionalidade, economicidade e minimização dos impactos ambientais.

A pilha de estéril é formada pelo material retirado da cava com teor de Zn menor que 1.24% e densidade média de 2.4 m³/t. Como este material é constituído por rocha sulfetada, faz-se necessária a impermeabilização do solo na base da pilha, que seguirá a seguinte ordem:

Sistema de coleta do líquido percolado (solo permeável com espessura mínima de 25 cm);

Revestimento de argila com 1m de espessura e permeabilidade máxima de 10⁻⁷ cm/s;

Areia com espessura mínima de 20 cm, com função de dreno;

A norma NRM 19 também será rigorosamente respeitada, avaliando os

seguintes parâmetros:

a) alternativas para o local de disposição as quais contemplem a geologia, condições

meteorológicas, topografia, pedologia, lençol freático e implicações sociais e análise

econômica;

b) a geotecnia e hidrogeologia;

c) caracterização do material a ser disposto nas pilhas;

d) parâmetros geométricos da pilha e metodologia de construção;

e) dimensionamentos das obras civis;

f) avaliação dos impactos ambientais e medidas mitigadoras;

g) monitoramento da pilha e dos efluentes percolados;

h) medidas para abandono da pilha e seu uso futuro;

i) reabilitação superficial da pilha.

O material depositado apresenta potencialidade para geração de drenagem ácida de mina (DAM), logo serão instalados sistemas de drenagem e desvio de águas percoladas na pilha de estéril. Estas águas passam por um processo de neutralização da acidez e conseqüentemente precipitação e imobilização das espécies químicas envolvidas.

A construção da pilha será de forma ascendente e segue as orientações da NBR-13029, ou seja, com bancadas de 10 m de altura, ângulo de talude de 27°, ângulo global de 21° e bermas de segurança de 5 m com inclinação de 2° para escoamento da água das chuvas. Para ajudar na estabilidade e evitar erosão dos taludes por agentes naturais, será realizada a plantação de gramíneas.

Serão utilizadas três pilhas, com capacidade de 26.400.000 m³ (1100x800x90m) cada.

12.2- Barragem de rejeitos

As barragens de rejeito são vistas como as grandes vilãs da poluição causada pela mineração. Sempre que possível, deve-se utilizar a topografia local a fim de reduzir os custos. Para isso, será seguido criteriosamente a NRM 19, avaliando:

a) alternativas para o local da disposição do barramento as quais contemplem a bacia hidrográfica, a geologia, topografia, pedologia, estudos hidrológicos, hidrogeológicos e sedimentológicos, suas implicações sociais e análise econômica;

b) geotecnia, hidrologia e hidrogeologia;

c) garantias sobre o grau de confiabilidade da impermeabilização;

d) caracterização do material a ser retido no barramento e da sua construção;

e) descrição do barramento e dimensionamento das obras componentes do mesmo;

f) avaliação dos impactos ambientais e medidas mitigadoras;

g) monitoramento do barramento e efluentes;

h) medidas de abandono do barramento e uso futuro.

A bacia de rejeitos também seguirá a norma NBR 13028, e receberá todos os efluentes produzidos pelo processo de beneficiamento do minério. O rejeito que a bacia suporta é constituído principalmente por minerais como sulfetos de zinco e cob0065 e pelos reagentes utilizados na flotação.

A área escolhida para a construção da barragem encontra-se dentro dos limites legais do empreendimento, a uma distância de aproximadamente 1,5 km da planta de beneficiamento. Mesmo não havendo grandes desníveis no local, é possível usá-lo para a instalação da barragem.

Para a construção da bacia será utilizado o método de jusante. Este método consiste no alteamento da barragem para jusante do dique de partida, de tal forma que o eixo da crista se mova para jusante. A construção pode ser feita empregando o próprio rejeito. Este método apresenta uma solução mais

segura, visto que se pode controlar a qualidade do maciço e a posição da linha freática através da construção de um sistema contínuo de drenagem interna.

O rejeito, em forma de polpa, será lançado hidráulicamente na bacia, sendo que seu transporte se dá por meio de tubulações. O método de deposição é subaquático, sendo a forma mais atraente para rejeitos que contém sulfetos, já que podem oxidar em contato com o oxigênio e formando DAM (Drenagem Ácida de Minas).

Será feito o monitoramento do lençol freático com a instalação de piezômetros ao longo do perímetro da barragem, onde serão realizadas coletas periódicas de água para análise química.

12.4- Controle de vibrações e sobrepressão acústica

Como a mina se localiza afastada da área urbana, não se faz necessária a aplicação da ABNT 9356 como orientação para avaliação dos efeitos provocados pelo uso de explosivos nas minerações em áreas urbanas. Entretanto, serão utilizados sismógrafos para o controle de vibrações que possam causar danos a estabilidade dos taludes.

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 (britadores, compressores, etc.).

12.5- Fechamento da mina

O fechamento será realizado conforme a NRM 20. Para a suspensão das operações mineiras, após comunicação prévia, é obrigatório o pleito ao Ministro de Estado de Minas e Energia em requerimento justificativo caracterizando o período pretendido, devidamente acompanhado de instrumentos comprobatórios, nos quais constem:

- a) relatório dos trabalhos efetuados;
- b) caracterização das reservas remanescentes;
- c) plano de desmobilização das instalações e equipamentos que

compõem a infra-estrutura do empreendimento mineiro indicando o destino a ser dado aos mesmos;

d) atualização de todos os levantamentos topográficos da mina;

e) planta da mina na qual conste as áreas lavradas recuperadas, áreas impactada recuperadas e por recuperar, áreas de disposição do solo orgânico, estéril, minérios e rejeitos, sistemas de disposição, vias de acesso e outras obras civis;

f) programa de acompanhamento e monitoramento relativo a:

sistemas de disposição e de contenção;

taludes em geral;

comportamento do lençol freático;

drenagem das águas;

g) plano de controle da poluição do solo, atmosfera e recursos hídricos, com caracterização de parâmetros controladores;

h) plano de controle de lançamento de efluentes com caracterização de parâmetros controladores;

i) medidas para impedir o acesso à mina de pessoas estranhas e interditar com barreiras os acessos às áreas perigosas;

j) definição dos impactos ambientais nas áreas de influência do empreendimento levando em consideração os meios físico, biótico e antrópico;

l) aptidão e intenção de uso futuro da área;

m) conformação topográfica e paisagística levando em consideração aspectos sobre a estabilidade, controle de erosões e drenagens;

n) relatório das condições de saúde ocupacional dos trabalhadores durante a vida útil do empreendimento mineiro e

o) cronograma físico e financeiro das atividades propostas.

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.

As pilhas de material estéril serão cobertas com solo fértil e iniciada uma revegetação com gramíneas e arbustos. A cava será isolada e inundada e ao redor serão cultivadas espécies nativas.

13-CONCLUSÃO

O estudo da jazida de zinco e cobre, mostrou-se interessante com relação à lavra do zinco. Já o cobre, no decorrer do estudo não apresentou benefícios que cobrissem seus custos de beneficiamento, visto que o processo se tornaria mais complexo, com maiores investimentos.

Ao final da análise de pré-viabilidade técnica e econômica concluiu-se que o empreendimento é considerado viável nos cenários estudados. Assim, sugere-se a realização de estudos mais aprofundados e detalhados na jazida de zinco.

14-REFERÊNCIAS BIBLIOGRÁFICAS

HOEK, E. & BRAY, J. W. Rock Slope Engineering. Rev. 3rd ed. London: Institution of Mining and Metallurgy, 1997. 358 p.

PARISEU, W. G. Design Analysis in Rock Mechanics. London: Taylor & Francis, c2007. xiii, 560 p.

YANAMOTO, J. K. Avaliação e Classificação de Reservas Minerais, 2001.

HARTMAN, H. L. SME Mining Engineering Handbook. Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 1992.

CHAVES, A. P. Teoria e prática do tratamento de minérios. Volumes 1, 2 e 3. São Paulo: Signus Editora, 1996.

Caterpillar Performance Handbook, 23rd Edition, Reno: Caterpillar Inc. 1992

AUSTRALASIAN INSTITUTE OF MINING AND METALLURGY (AusIMM). Cost Estimation Handbook for the Australian Mining Industry. Sidney, 1992.

WESTERN MINE ENGINEERING. Mine Cost Model. [A. do livro] Western Mine Engineering. Mine and Mill Equipment Cost - An Estimator's Guide. Washington, USA : Western Mine, 2003, Vol. Cost Model.

SOUZA, L. E. DE. Proposição Geoestatística para a Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores. PPGEM, Universidade Federal do Rio Grande do Sul. Porto Alegre, RS : UFRGS, 2007. Tese de Doutorado.

Manual de Britagem - Metso minerals – 6º edição, 2005.

J. L. BERALDO, Moagem de Minérios em Moinhos Tubulares, São Paulo, Edgard Bluncher, 1987.

Website da Atlas Copco - Perfuratrizes:

http://pol.atlascopco.com/SGSite/Default_prod.asp?View=XXX&LanguageID=Yes&plid=PT&slid=ENGetonBoard=Yes&cookie_test=1

Website da AAMCOR – Caminhão tanque para ANFO:

<http://www.aamcor.com/HB09380.html>

Website da Mercedes-Benz Caminhões:

<http://www.mercedes-benz.com.br/modeloDetalhe.aspx?categoria=110&conteudo=12215&produto=27>