

UNIVERSIDADE FEDERAL DO RIO GRANDE DO SUL  
DEPARTAMENTO DE ENGENHARIA DE MINAS  
PROJETO DE DIPLOMAÇÃO

ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE  
*Depósito de Cobre e Molibdênio.*

Dione Henrique Dias  
Gabriel Stasiak Mendez  
Rafael Serrão Vieira

Porto Alegre, 2013

Dione Henrique Dias  
Gabriel Stasiak Mendez  
Rafael Serrão Vieira

# ESTUDO DE PRÉ-VIABILIDADE

## *Depósito de Cobre e Molibdênio.*

Relatório final apresentado como requisito parcial para obtenção de aprovação na disciplina de Projeto de Diplomação do curso de Engenharia de Minas da Universidade Federal do Rio Grande do Sul.

Prof. Dr. Rodrigo de Lemos Peroni

Porto Alegre, 2013

## Sumário

Sumário .....	3
Índice de Figuras .....	6
Índice de Tabelas .....	9
Índice de Gráficos.....	10
Introdução.....	11
1. Banco de Dados .....	12
1.1. Análise do Banco de Dados.....	12
1.2. Análise Preliminar dos Dados .....	13
1.2.1. Histograma de Teores.....	13
1.2.2. Correlação entre as Amostras.....	14
1.3. Dados Litológicos.....	14
2. Formação Geológica .....	15
2.1. Processo Geológico .....	15
2.2. Petrografia e Paragênese .....	17
3. Localização.....	19
4. Modelagem Geológica.....	20
4.1. Análise de Contato.....	20
4.2. Seções Paralelas .....	21
5. Avaliação do Depósito .....	24
5.1. Regularização das amostras.....	24
5.2. Análise Exploratória dos Dados .....	25
5.2.1. Histogramas e Sumário Estatístico .....	25
5.2.2. Valores Extremos .....	26
5.2.3. Desagrupamento Amostral.....	30
5.3. Descrição de Continuidade Espacial dos Dados.....	31
5.3.1. Variograma Omnidirecional.....	31
5.3.2. Variogramas Direcionais .....	33
5.4. Modelo de Blocos.....	36
5.5. Estimativa e Validação.....	37
5.5.1. Validação – Inspeção Visual .....	38

5.5.2.	Validação - Reprodução da Média Desagrupada.....	38
5.5.3.	Validação - Reprodução das Médias Locais .....	40
5.5.4.	Validação - Frequência de Pesos Positivos .....	46
5.5.5.	Validação - Validação Cruzada .....	47
5.6.	Curva de Parametrização.....	49
6.	Classificação de Recursos.....	50
7.	Propriedades Físicas do Depósito .....	51
8.	Geomecânica.....	51
8.1.	Classificação RQD .....	53
8.2.	Classificação RMR .....	54
8.3.	Sistema Q .....	55
8.4.	Classificação MRMR .....	56
9.	Método de Lavra.....	57
10.	Análise de Mercado.....	59
11.	Definição do Teor de Corte .....	60
11.1.	Preço de <i>Commodity</i> .....	61
11.2.	Custos de Lavra.....	62
12.	Projeto de Mina .....	63
12.1.	Design de Lavra.....	64
12.2.	Suporte de Galerias .....	67
12.2.1.	Rampas de Acesso .....	68
12.2.2.	Nível de <i>Undercut</i> .....	69
12.2.3.	Nível de <i>Extraction</i> .....	69
13.	Dimensionamento de Equipamentos.....	70
13.1.	Frota de Desenvolvimento .....	71
13.2.	Frota de Desenvolvimento Produtivo .....	77
13.3.	Frota de Produção .....	78
14.	Ventilação.....	82
15.	Desmonte de Rocha.....	84
15.1.	Plano de Fogo para Galerias .....	84
15.2.	Plano de Fogo do Pré-Corte .....	85
15.3.	Plano de Fogo dos Cones de Produção .....	86
16.	Avaliação do Planejamento .....	86

17.	Beneficiamento.....	90
17.1.	Regime de operação.....	90
17.2.	Circuitos de processamento.....	91
17.2.1.	Sulfetado .....	91
17.2.2.	Oxidado .....	109
18.	Meio Ambiente.....	111
18.1.	Barragem de Contenção.....	111
18.2.	Água .....	113
18.3.	Pilha de Estéril .....	113
18.4.	Subsidência .....	114
18.5.	Gestão Ambiental .....	115
19.	Economia Mineral.....	116
19.1.	CAPEX.....	116
19.2.	OPEX.....	119
19.3.	Renovação e Revitalização de Frota .....	121
19.4.	Fluxo de Caixa .....	121
19.5.	Vida Útil.....	122
19.6.	VPL .....	122
19.7.	<i>Payback</i> .....	123
19.8.	TIR .....	123
20.	Conclusão .....	124
21.	Referências .....	125

## Índice de Figuras

Figura 1 - Mapa de localização dos furos de sondagem (Surfer).....	12
Figura 2 - Histograma e sumário estatístico do Cobre (%).....	13
Figura 3 - Histograma e sumário estatístico do Molibdênio (ppm).....	13
Figura 4 - Histograma molibdênio detalhado entre 0 e 2000 ppm.....	13
Figura 5 - Scatter plot cobre total, versus molibdênio.....	14
Figura 6 - Sistema geológico hidrotermal magmático plutônico profundo (Biondi, 2003).....	15
Figura 7 - Depósito apical disseminado tipo cobre pórfiro (Biondi, 2003).....	16
Figura 8 - Diagrama simplificado QAPF de rochas plutônicas.....	16
Figura 9 - Zonas de mineralização hipogênicas (Biondi, 2003).....	17
Figura 10 - Exemplo de granodiorito mineralizado.....	18
Figura 11 - Rocha alterada mineralizada.....	18
Figura 12 - Localização do depósito (Google Maps).....	19
Figura 13 - Carta geológica da Bahia (CPRM).....	20
Figura 14 - Análise de contato entre amostras de cobre sulfetado e oxidado.....	21
Figura 15 - Vista em planta da malha amostral. Seção AB.....	22
Figura 16 - Seção AB. Legenda aplicada: Litologias.....	22
Figura 17 - Perspectiva dos modelos OD, OM e SF ( <i>Studio 3</i> ).....	23
Figura 18 - Histograma do comprimento das amostras da zona oxidada.....	24
Figura 19 - Histograma do comprimento das amostras da zona sulfetada.....	24
Figura 20 - Histograma do comprimento regularizado das amostras da zona oxidada.....	25
Figura 21 - Histograma do comprimento regularizado das amostras da zona sulfetada.....	25
Figura 22 - Histograma Cobre Oxidado.....	26
Figura 23 - Histograma Cobre Sulfetado.....	26
Figura 24 - Histograma Molibdênio Oxidado.....	26
Figura 25 - Histograma Molibdênio Sulfetado.....	26
Figura 26 - Distribuição de Probabilidade de Cobre Oxidado.....	27
Figura 27 - Distribuição de Probabilidade de Cobre Sulfetado.....	27
Figura 28 - Distribuição de Probabilidade de Molibdênio Sulfetado.....	28
Figura 29 - Distribuição de Probabilidade de Molibdênio Sulfetado.....	28
Figura 30 - Histograma Cobre Oxidado <i>Capping</i> .....	29
Figura 31 - Histograma Cobre Sulfetado <i>Capping</i> .....	29
Figura 32 - Histograma Molibdênio Oxidado <i>Capping</i> .....	29
Figura 33 - Histograma Molibdênio Sulfetado <i>Capping</i> .....	29
Figura 34 - Histograma Cobre Oxidado Desagrupado.....	30
Figura 35 - Histograma Cobre Sulfetado Desagrupado.....	30
Figura 36 - Histograma Molibdênio Oxidado Desagrupado.....	31
Figura 37 - Histograma Molibdênio Sulfetado Desagrupado.....	31
Figura 38 - Variograma Omnidirecional Cobre Oxidado.....	32
Figura 39 - Variograma Omnidirecional Cobre Sulfetado.....	32
Figura 40 - Correlograma Omnidirecional Molibdênio Oxidado.....	32
Figura 41 - Variograma Omnidirecional Molibdênio Sulfetado.....	32
Figura 42 - Esquema de busca de amostras (Isatis 2012).....	33

Figura 43 - Variograma Direcional Cobre Oxidado. ....	34
Figura 44 - Variograma Direcional Cobre Sulfetado. ....	35
Figura 45 - Correlograma Direcional Molibdênio Oxidado. ....	35
Figura 46 - Variograma Direcional Molibdênio Sulfetado. ....	36
Figura 47 - Modelo de Blocos Estimado Cobre Sulfetado. ....	37
Figura 48 - Seção do Modelo de Blocos e Amostras. ....	38
Figura 49 - Histograma Krigagem Cobre Oxidado. ....	39
Figura 50 - Histograma Krigagem Cobre Sulfetado. ....	39
Figura 51 - Histograma Krigagem Molibdênio Oxidado. ....	39
Figura 52 - Histograma Krigagem Molibdênio Sulfetado. ....	39
Figura 53 - Análise de Deriva em Z, Cobre Oxidado. ....	40
Figura 54 - Análise de Deriva em X, Cobre Oxidado. ....	41
Figura 55 - Análise de Deriva em Y, Cobre Oxidado. ....	41
Figura 56 - Análise de Deriva em Z, Cobre Sulfetado. ....	42
Figura 57 - Análise de Deriva em X, Cobre Sulfetado. ....	42
Figura 58 - Análise de Deriva em Y, Cobre Sulfetado. ....	43
Figura 59 - Análise de Deriva em Z, Molibdênio Oxidado. ....	43
Figura 60 - Análise de Deriva em X, Molibdênio Oxidado. ....	44
Figura 61 Análise de Deriva em Y, Molibdênio Oxidado. ....	44
Figura 62 - Análise de Deriva em Z, Molibdênio Sulfetado. ....	45
Figura 63 - Análise de Deriva em X, Molibdênio Sulfetado. ....	45
Figura 64 - Análise de Deriva em Y, Molibdênio Sulfetado. ....	46
Figura 65 Frequência de Pesos Positivos. ....	47
Figura 66 - Validação Cruzada Cobre Oxidado. ....	48
Figura 67 - Validação Cruzada Cobre Sulfetado. ....	48
Figura 68 - Validação Cruzada Molibdênio Oxidado. ....	48
Figura 69 - Validação Cruzada Molibdênio Sulfetado. ....	48
Figura 70 - Curvas de Parametrização. ....	49
Figura 71 - Seção do Modelo de Blocos com classificação de recursos (vermelho = medido, amarelo = indicado, verde = inferido, azul = sem classificação). ....	50
Figura 72: Classificação de métodos de lavra. Interface do aplicativo <i>Mining Method Selection</i> . (Edumine, 2013) ....	58
Figura 73: Layout típico do método de <i>Block Caving</i> . ....	58
Figura 74: Valores de custo de lavra para diferentes métodos subterrâneos. (SME,2011).....	62
Figura 75: Dimensões de galeria. ....	64
Figura 76: Vista em planta das dimensões do nível de extração. ....	65
Figura 77: Vista anterior das dimensões do nível de extração. ....	65
Figura 78: Vista lateral das dimensões do nível de extração. ....	65
Figura 79: Vista em planta da distribuição dos painéis ao longo do corpo de minério. ....	66
Figura 80: Vista em perspectiva da distribuição dos painéis ao logo do corpo de minério. ....	66
Figura 81: Vista em perspectiva de rampas e poços alocados fora dos limites dos cones de influência de <i>caving</i> . ....	67
Figura 82: Layout final da mina. ....	67
Figura 83: Suportes para o nível de extração (Brady & Brown, 1993). ....	69
Figura 84: Brochura da LHD Atlas Copco, Modelo ST7. ....	73

Figura 85: LHD Atlas Copco ST7, raio ajustado à galeria. ....	74
Figura 86: Brochura do Minetruck Atlas Copco, Modelo MT2010. ....	74
Figura 87: Minetruck Atlas Copco MT2010, raio de giro ajustado à galeria. ....	75
Figura 88: Brochura da PT Atlas Copco, Modelo 235. ....	75
Figura 89: PT Atlas Copco 235, alcance e área de cobertura do equipamento. ....	76
Figura 90: Brochura do Jumbo Atlas Copco, Modelo Boomer 282. ....	76
Figura 91: Jumbo Atlas Copco Boomer 282, raio de giro ajustado à galeria. ....	76
Figura 92: Brochura da LHD Atlas Copco, Modelo ST14. ....	80
Figura 93: LHD Atlas Copco ST14, raio de giro ajustado à galeria. ....	80
Figura 94: Brochura do Simba Atlas Copco, Modelo M6 C-ITH. ....	81
Figura 95: Simba Atlas Copco M6 C-ITH, alcance do equipamento e dimensões ajustadas à galeria. ....	81
Figura 96: Circuito de ventilação equivalente do painel 12. (VentSIM, 2013) ....	82
Figura 97: Malha de perfuração para as galerias. ....	85
Figura 98: Malha de perfuração dos pré-cortes. ....	85
Figura 99: Malha de perfuração dos cones de produção. ....	86
Figura 100: Esquema da planta de britagem. ....	92
Figura 101: Curva de distribuição granulométrica dos britadores série C. ....	94
Figura 102: <i>Curva de distribuição granulométrica dos britadores cônicos série HP.</i> ....	97
Figura 103: Circuito de moagem e classificação. ....	99
Figura 104: Parâmetros do Moinho de Bolas. ....	101
Figura 105: Circuito de Flotação. ....	104
Figura 106: Dimensões das células de flotação. ....	104
Figura 107: Circuito de Espessamento e Filtração. ....	105
Figura 108: Balanço de Massa da Britagem. ....	108
Figura 109: Balanço de Massa da Moagem. ....	108
Figura 110: Balanço de Massa da Flotação. ....	109
Figura 111: Balanço de Massa do Espessamento e Filtração. ....	109
Figura 112: Desenho esquemático do sistema de lixiviação em pilha. (CATANACH, 1976).....	111
Figura 113: Desenho esquemático do método da linha central. ....	112
Figura 114: Pilha de estéril. ....	114
Figura 115: Área de subsidência em planta influenciada por 12 painéis. ....	115



## Índice de Tabelas

Tabela 1 - Volume dos sólidos modelados. ....	23
Tabela 2 - Comparativo entre <i>Nugget Effects</i> . ....	32
Tabela 3 - Modelo Variográfico Cobre Oxidado. ....	34
Tabela 4 - Modelo Variográfico Cobre Sulfetado. ....	35
Tabela 5 - Modelo Correlográfico Molibdênio Oxidado.....	35
Tabela 6 - Modelo Variográfico Molibdênio Sulfetado. ....	36
Tabela 7 - Comparação das Médias. ....	39
Tabela 8 - Valores da Curva de Parametrização. ....	49
Tabela 9 - Resultado da Classificação de Recursos. ....	50
Tabela 10: Propriedades físicas de minério e estéril. ....	51
Tabela 11: Atitudes das famílias de fratura.....	51
Tabela 12: Determinação do GSI para rochas fraturadas. ....	53
Tabela 13: Parâmetros geomecânicos do maciço. ....	53
Tabela 14: Valor de <i>Rock Quality Designation</i> (RQD). ....	54
Tabela 15: Valor de <i>Rock Mass Rating</i> (RMR). ....	55
Tabela 16: Parâmetros e índice do maciço rochoso no sistema Q. ....	56
Tabela 17: Valor de Mining Rock Mass Rating.....	57
Tabela 18: Teor de corte global e teor de corte marginal do cobre. ....	63
Tabela 19: Ciclo teórico da LHD de desenvolvimento.....	72
Tabela 20: Dimensionamento de caminhões ao longo dos dias desenvolvimento Rampa Leste. .....	72
Tabela 21: Dimensionamento de caminhões ao longo dos dias de desenvolvimento da Rampa Norte. ....	73
Tabela 22: Frota total de desenvolvimento. ....	77
Tabela 23: Ciclo teórico da LHD de desenvolvimento produtivo. ....	77
Tabela 24: Frota total de desenvolvimento produtivo. ....	78
Tabela 25: Ciclo teórico da LHD de produção. ....	79
Tabela 26: Frota total de produção. ....	81
Tabela 27: Avaliação dos painéis de lavra do <i>Block Caving</i> .....	86
Tabela 28: Descrição das operações da mina por ano.....	87
Tabela 29: Comparativo entre toneladas lavradas e reserva. Recuperação de lavra.....	90
Tabela 30: Parâmetros do Britador Primário. ....	93
Tabela 31: Parâmetros da Peneira 1. ....	95
Tabela 32: Parâmetros do Britador Secundário. ....	96
Tabela 33: Parâmetros da Peneira 2. ....	97
Tabela 34: Parâmetros do Britador Terciário. ....	98
Tabela 35: Parâmetros da Peneira 3. ....	99
Tabela 36: Parâmetros do Hidrociclone. ....	102
Tabela 37: Parâmetros do Espessador. ....	106
Tabela 38: Parâmetros do Filtro de Tambor Cu.....	106
Tabela 39: Parâmetros do Filtro de Tambor Mo. ....	107
Tabela 40: Relação de custos de equipamento de lavra.....	116

Tabela 41: Relação de custos de equipamentos de beneficiamento. ....	117
Tabela 42: Custos de investimento em infraestrutura. ....	117
Tabela 43: Custos de investimento em desenvolvimento. ....	118
Tabela 44: Custos de anual em bonificação de colaboradores. ....	119
Tabela 45: Custo de Lavra. ....	120
Tabela 46: Custo de Beneficiamento. ....	120

## Índice de Gráficos

Gráfico 1: Relação entre RQD e frequência de descontinuidade média.....	54
Gráfico 2: Ábaco de Grimstad & Barton para definição da classe de suportes de galeria.....	68
Gráfico 3: Curva de funcionamento do conjunto de ventiladores em paralelo. ....	83
Gráfico 4: Produção diária de cobre ao longo da vida útil da mina.....	89
Gráfico 5: Teores de Cu e Mo por painel de lavra. ....	89
Gráfico 6: Relação tamanho de partícula x Recuperação de cobre em procesos de flotação de minas do Chile. ....	91
Gráfico 7: Efeito do pH da recuperação do Cobre. ....	102
Gráfico 8: Tempo de flotação típicos. ....	103
Gráfico 9: Despesas e receita em US\$ por ano, compondo o fluxo de caixa. ....	122
Gráfico 10: <i>Payback</i> . ....	123

## Introdução

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

Inicialmente, foi feita a importação dos dados, verificação estatística preliminar. A seguir foi definida a formação geológica e conseqüentemente a modelagem e cubagem dos corpos.

Através do modelo geológico foi realizado o modelamento geoestatístico, que deu origem ao modelo de blocos e estimativas de reservas. Posteriormente foi escolhido o método de lavra, nesse caso subterrâneo, então se iniciou o planejamento e sequenciamento de lavra, escolha da frota necessária para todas as etapas de perfuração da rocha, carregamento e transporte, bem como o dimensionamento do circuito de beneficiamento, resolução de questões ambientais, fechamento de mina e a análise econômica.

## 1. Banco de Dados

O bando de dados consiste em arquivo do programa *Studio 3*, contendo coordenadas das amostras de cobre em porcentagem e molibdênio em parte por milhão.

Trata-se de um arquivo de linhas correspondentes às sondagens realizadas na etapa de amostragem, o arquivo contém códigos de domínios geológicos que estão incompletos e sem legenda. O arquivo contendo o modelo digital do terreno também foi fornecido.

### 1.1. Análise do Banco de Dados

O banco de dados possui 177 furos de sondagem verticais e subverticais, com comprimento médio de 420 m, contabilizando o total de 19.514 amostras, as dimensões da malha de sondagem são de 1637 m da direção norte-sul e 1497 m da direção leste-oeste, com o espaçamento médio de 100m por 100m.

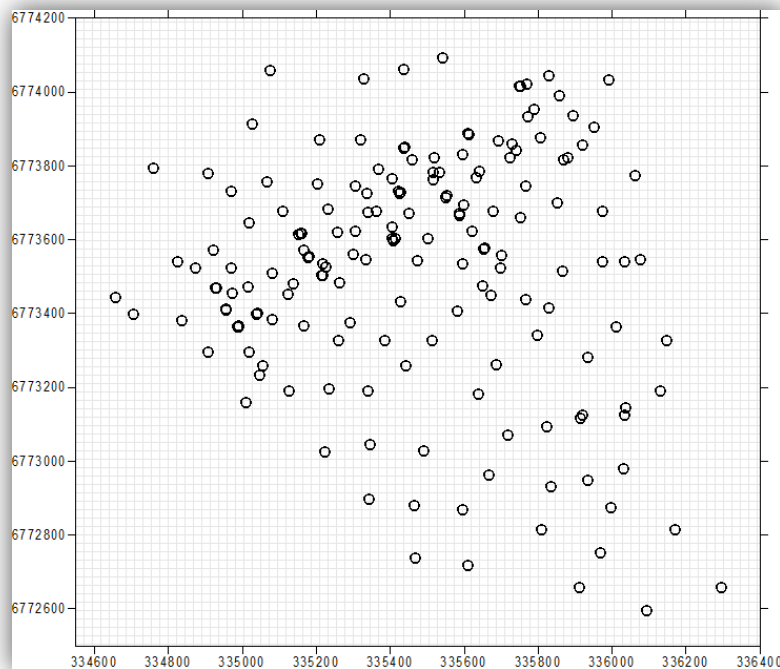


Figura 1 - Mapa de localização dos furos de sondagem (Surfer).

## 1.2. 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.

### 1.2.1. Histograma de Teores

A análise foi realizada separadamente para as duas variáveis cobre e molibdênio. Os resultados estão no sumário estatístico juntamente com histogramas dos dois elementos.

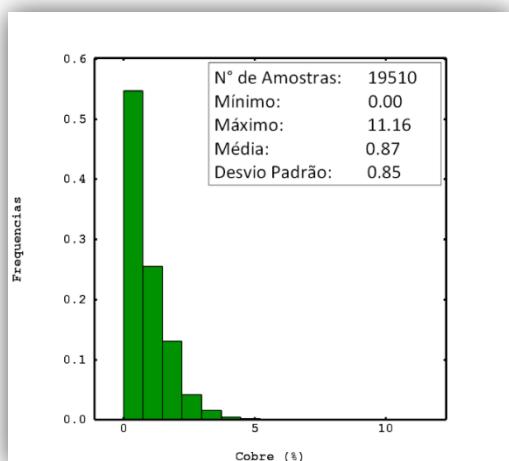


Figura 2 - Histograma e sumário estatístico do Cobre (%)

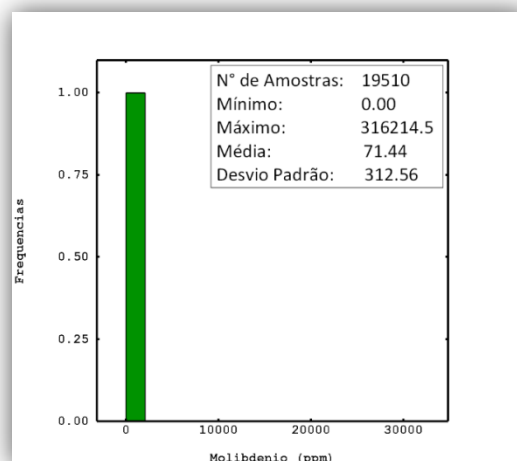


Figura 3 - Histograma e sumário estatístico do Molibdênio (ppm)

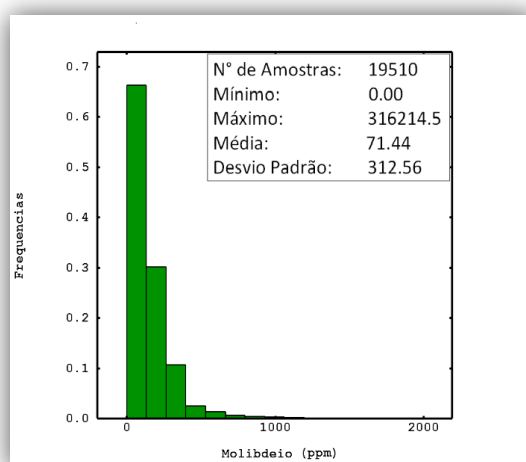


Figura 4 - Histograma molibdênio detalhado entre 0 e 2000 ppm

As amostras contendo cobre apresentaram um teor médio de 0,87%, que variaram de 0,00% até 11,16%, já as amostras de molibdênio apresentam um teor médio de 71,44 ppm, que variam entre 0,00 ppm e 31614,5 ppm.

### 1.2.2. Correlação entre as Amostras

Com a utilização da ferramenta Scatterplot foi possível verificar a falta de correlação entre as amostras, as quais apresentaram um coeficiente de correlação de 0,12. Logo, as ocorrências de altos teores de um dos minérios não significam que o outro seguirá o mesmo comportamento. A mesma verificação foi realizada para as amostras depois da verificação de valores extremos e separadamente entre as litologias e a falta de correlação também foi verificada.

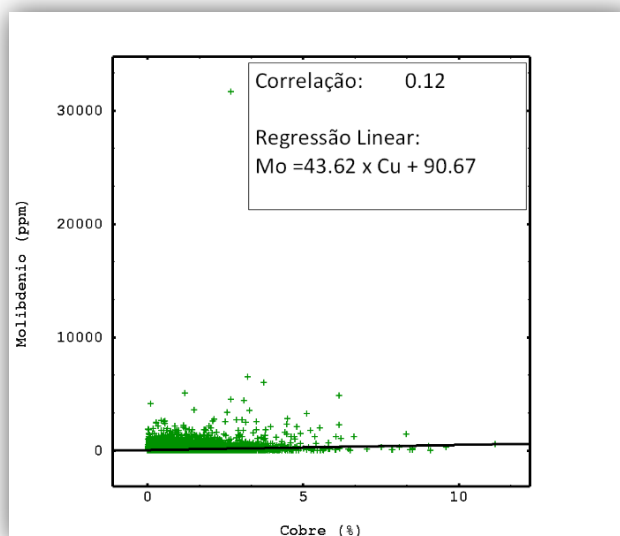


Figura 5 - Scatter plot cobre total, versus molibdênio.

### 1.3. Dados Litológicos

As amostras contem diversos códigos de classificação litológica sem a especificação de rocha ou mineralização, são os seguintes: LX, MX OV, OX, PLX, SP e SS, ainda existem diversos furos que não apresentam nenhuma classificação. Sendo assim foi criada uma nova classificação, onde foram agrupados os códigos SP e SS, como sendo uma rocha sulfetada (SF), MX e OX, com sendo rocha oxidada alto te cobre (OD), PLX como sendo rocha oxidada baixo cobre (OM), e LX e OV como sendo rocha estéril (ES).

## 2. Formação Geológica

### 2.1. Processo Geológico

Depósitos de cobre associados a molibdênio ocorrem em sistemas hidrotermais no subsistema plutônico profundo, entre 1 e 10 km de profundidade. São depósitos datados na idade Paleozóica (entre 542 milhões de anos e 245 milhões de anos), chamados de depósitos picais disseminados, ou pórfiros (Biondi, 2003).

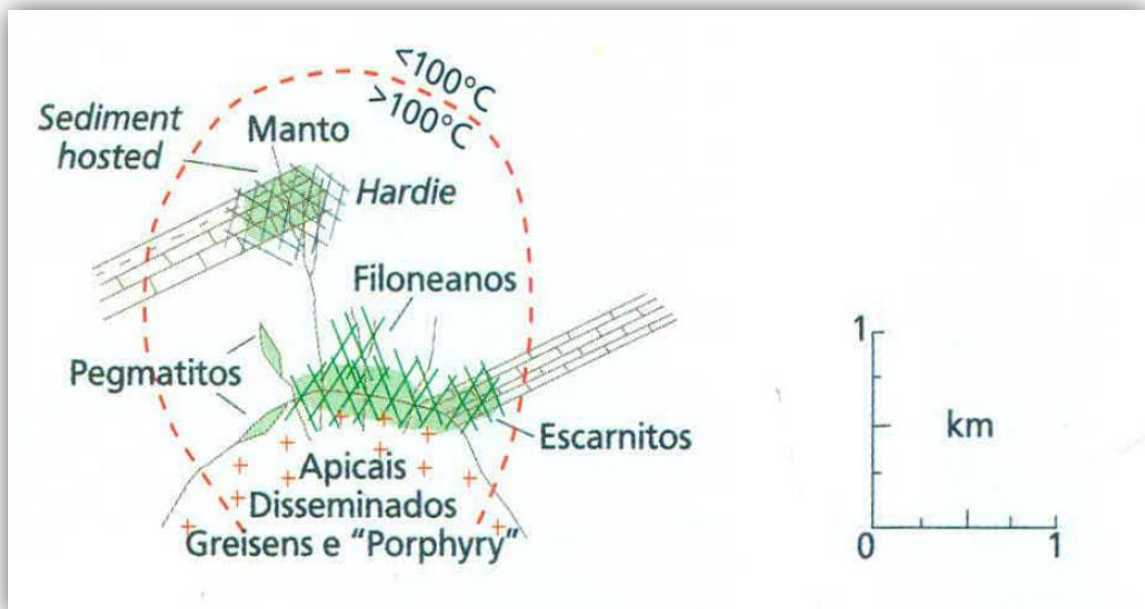


Figura 6 - Sistema geológico hidrotermal magmático plutônico profundo (Biondi, 2003).

A mineralização ocorre de forma disseminada em fraturas e brechas, e é altamente dependente do plutão que deu origem ao hidrotermalismo, por se tratar de um sistema profundo e fechado.

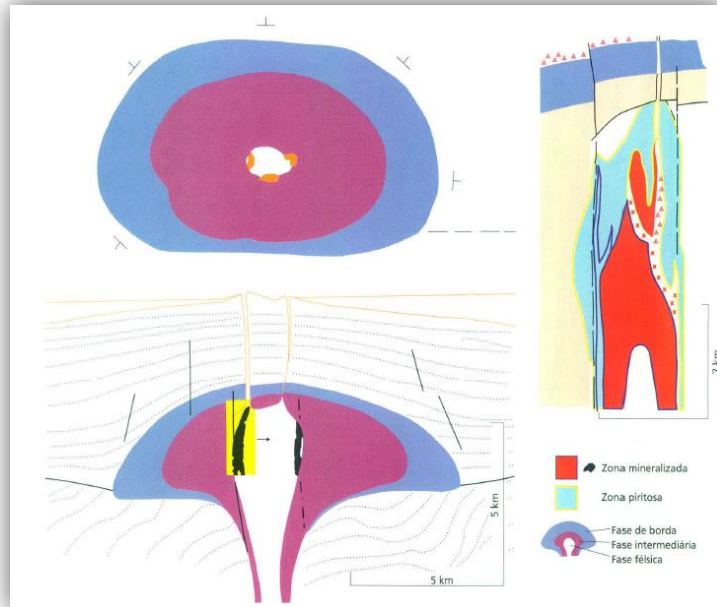


Figura 7 - Depósito apical disseminado tipo cobre pórfiro (Biondi, 2003).

As rochas que dão origem a esse tipo de mineralização são classificadas como Granitos do tipo I (Chappel & White, 1977) ou de derivação ígnea da série magmática cálcio-alcálica alto potássio, normalmente dioritos, quartzo-dioritos, tonalitos e granodioritos, conforme diagrama QAPF a seguir.

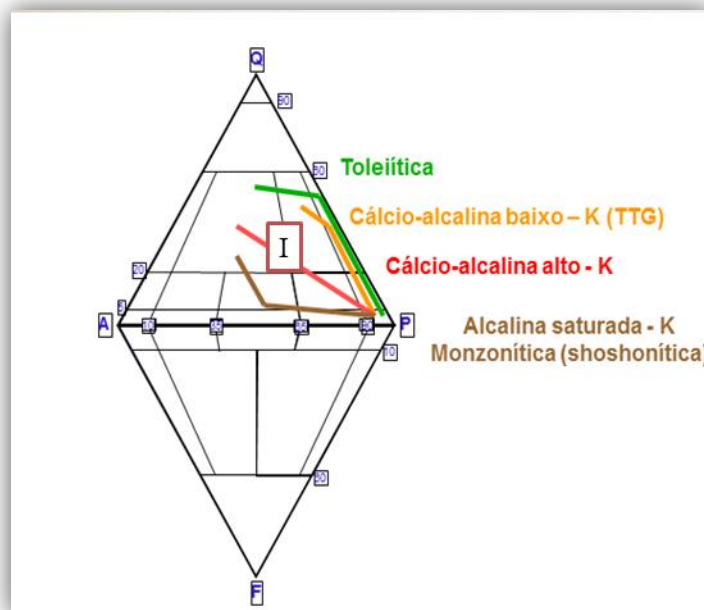


Figura 8 - Diagrama simplificado QAPF de rochas plutônicas.



Existem duas zonas de mineralização no depósito:

- Zona de Mineralização Hipogênica: Plutão de granodiorito disseminado com cobre e molibdênio sulfetados.
- Zona de Mineralização Supergênica: Concentração de minerais de minério em front de oxidação no contato superior da zona mineralizada hipogênica. Originado por hidrotermalismo posterior à entrada de água meteórica.

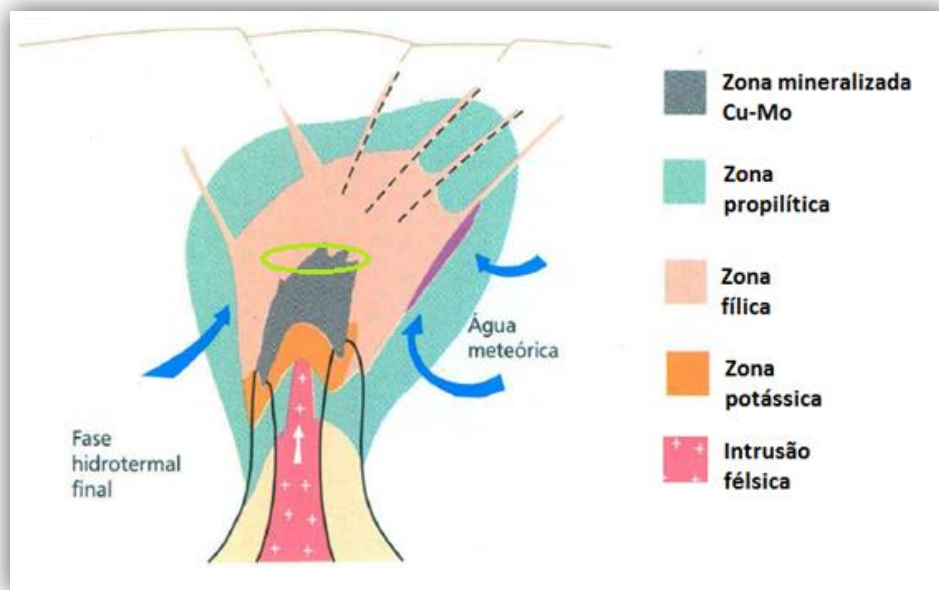


Figura 9 - Zonas de mineralização hipogênicas (Biondi, 2003).

## 2.2. Petrografia e Paragênese

A petrologia e paragênese das rochas do depósito foram definidas conforme o processo mineralizador abordado anteriormente.

Rocha mineralizada hipogênica. Granodiorito mineralizado com:

- Calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$  – 34,6% de Cu);
- Bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$  – 63,3 % de Cu);
- Covellita ( $\text{CuS}$  – 66,4% de Cu);
- Molibdenita ( $\text{MoS}_2$  – 60% de Mo).



Figura 10 - Exemplo de granodiorito mineralizado.

Rocha mineralizada supergênica. Granodiorito sericitizado mineralizado com:

- Malaquita ( $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$  - 57,5% de Cu);
- Azurita ( $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$  - 55,3% de Cu);
- Cuprita ( $\text{Cu}_2\text{O}$  - 88,8% de Cu);
- Tenorita ( $\text{CuO}$  - 79,8% de Cu);
- Powellita ( $\text{CaMoO}_4$  - 48% de Mo).



Figura 11 - Rocha alterada mineralizada.

As rochas encaixantes foram definidas como granitos, granodioritos, e gnaisses.

### 3. Localização

A localização do depósito foi definida como sendo no município de Remanso, BA, que se enquadra geologicamente no modelo escolhido para explicar o depósito.

As coordenadas aproximadas são 42°35' W, 9° 40' S, próximas à BR-235, cerca de 30 km da barragem da hidroelétrica de Sobradinho.

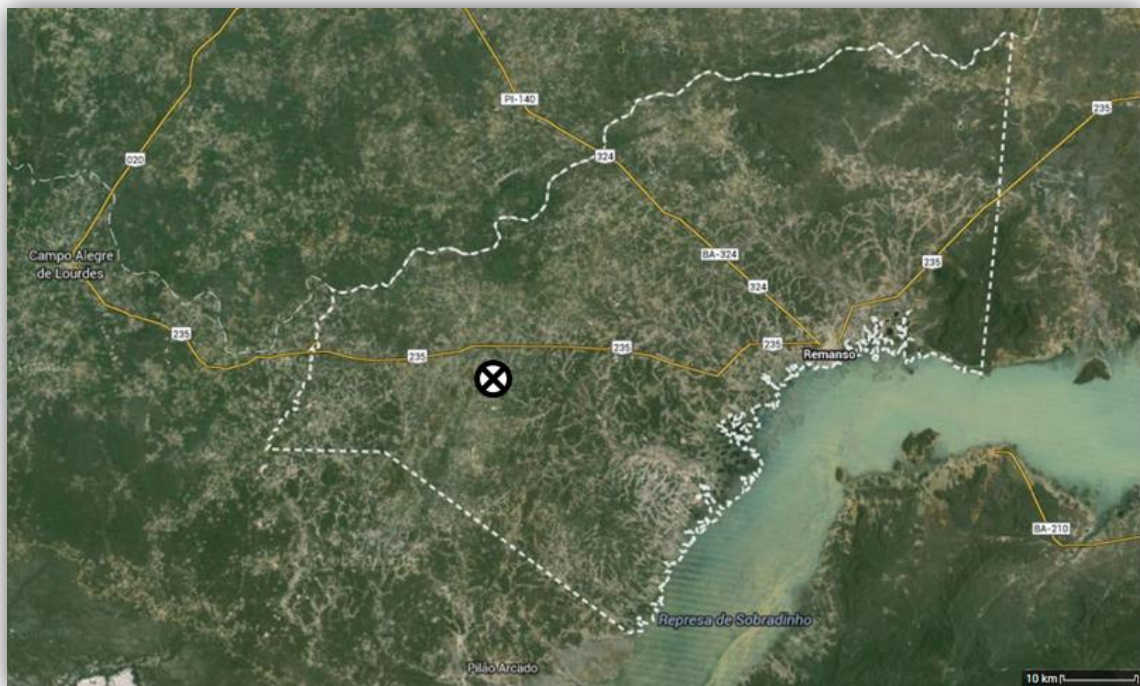


Figura 12 - Localização do depósito (Google Maps).

A região apresenta uma geologia resumida em granitos e granodioritos gnaissificados, de composição cálcio-alcálica e alto potássio.

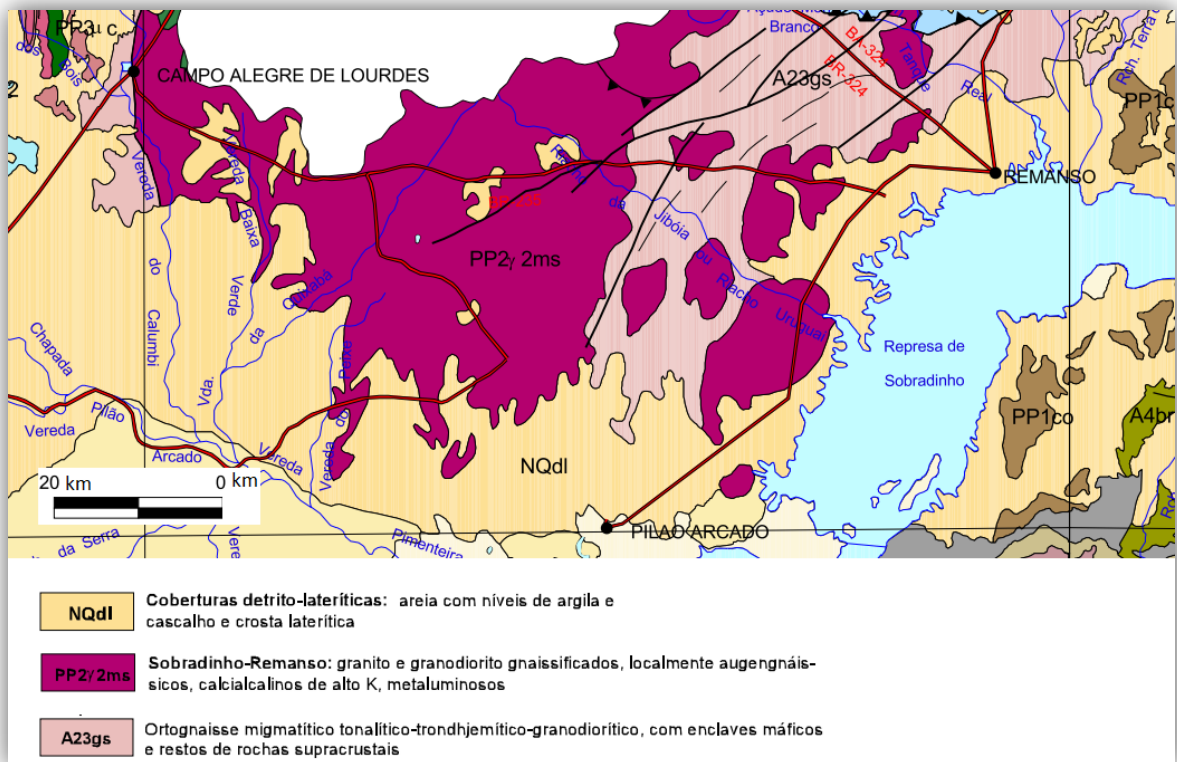


Figura 13 - Carta geológica da Bahia (CPRM).

## 4. Modelagem Geológica

### 4.1. Análise de Contato

Previamente à modelagem foi realizado o estudo de análise de contato entre as amostras de cobre referentes à rocha sulfetada e as amostras de cobre da rocha oxidada. A análise consiste em comparar teores entre as duas litologias e suas variações conforme a distância entre o contato das mesmas. A análise foi realizada no software Isatis 201, utilizando quatro lags de 3 m e uma tolerância angular de 45°. É evidente a mudança abrupta de teores de uma litologia para outra conforme gráfico da Figura 13.

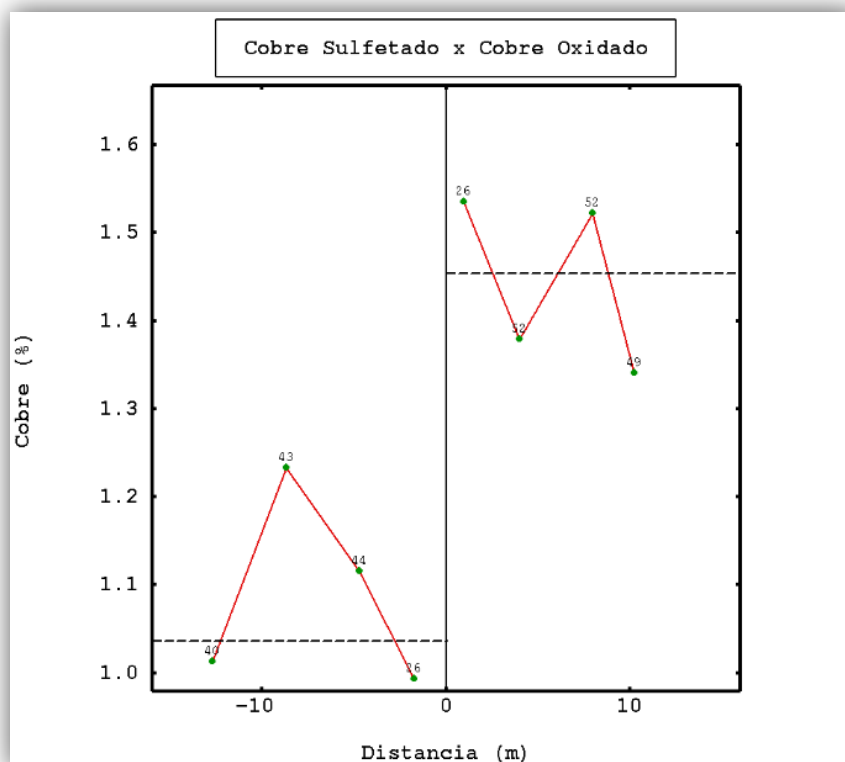


Figura 14 - Análise de contato entre amostras de cobre sulfetado e oxidado.

## 4.2. Seções Paralelas

A modelagem geológica foi realizada pelo método das seções paralelas, conforme agrupamento litológico informado anteriormente (rocha sulfetada SF, rocha oxidada alto teor de cobre OD, rocha oxidada baixo teor de cobre OM). Com a utilização do software *Studio 3*, foram criadas linhas de contato entre as litologias (strings). As seções foram orientadas conforme direção dos furos de sondagem como mostra a Figura 15.

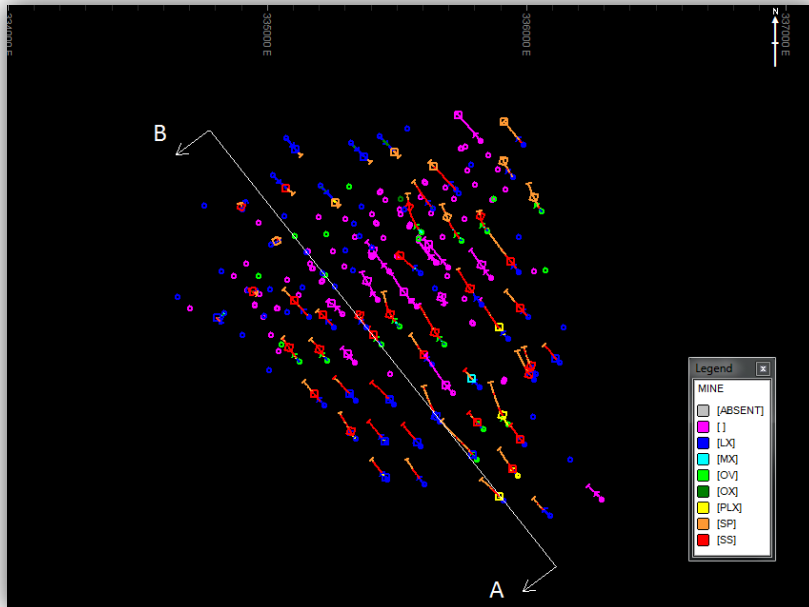


Figura 15 - Vista em planta da malha amostral. Seção AB.

Para exemplificar temos a seção AB mostrada em planta na Figura 15, e em perfil na Figura 16. Após a construção de todas as seções, as mesmas foram interligadas a fim de criar os sólidos (wireframes) de cada corpo.

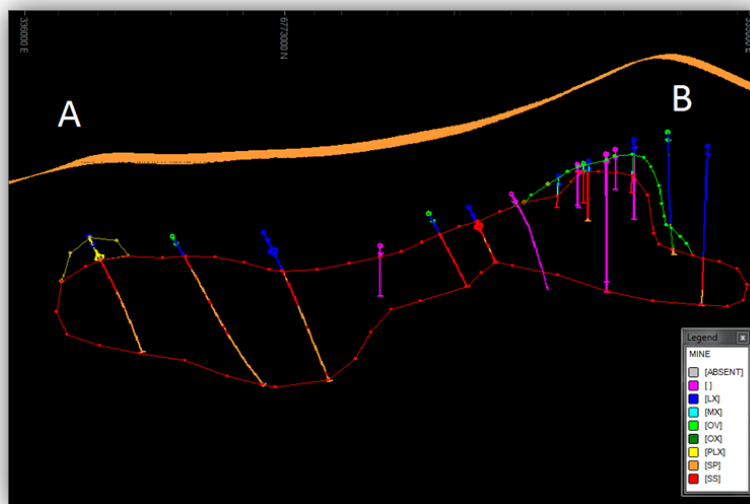


Figura 16 - Seção AB. Legenda aplicada: Litologias.

Com a ferramenta SELTRI do *Studio 3*, foi possível agrupar todas as amostras com diferentes códigos ou sem código em uma só litologia.

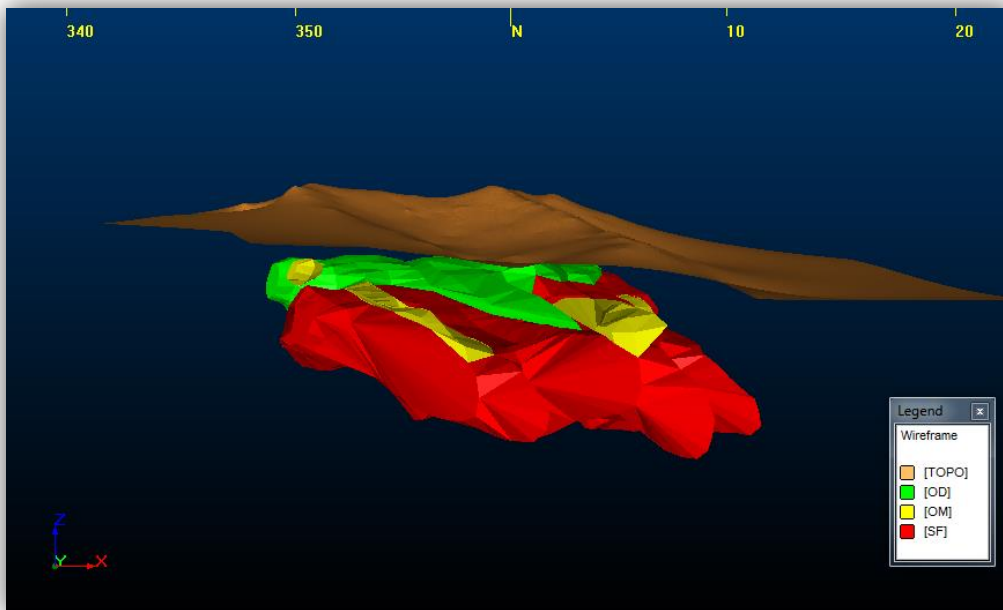


Figura 17 - Perspectiva dos modelos OD, OM e SF (Studio 3).

Com os sólidos construídos é possível determinar o volume dos sólidos e realizar uma estimativa de tonelagem preliminar conforme Tabela 1.

Tabela 1 - Volume dos sólidos modelados.

Corpo	Volume (m³)	Densidade (t/m³)	Massa (Mt)	Teor de Cobre (%)	Teor de Molibdênio (ppm)
Oxidado Baixo Cobre	7,572,433	2.65	20.07	0.23	152.71
Oxidado Alto Cobre	34,685,132	2.65	91.92	1.34	76.69
Sulfetado	362,211,950	2.7	977.97	1.03	151.54

O volume total encontrado foi de aproximadamente 404.472.515 m<sup>3</sup>, outras considerações podem ser feitas: a espessura média da cobertura é de cerca de 200m e os corpos mineralizados estão orientados com a direção de mergulho de Az 140° e ângulo de mergulho de 10° a 15°.

## 5. Avaliação do Depósito

Foram utilizados para essa parte do estudo somente os corpos referentes à zona sulfetada e a zona oxidada alto cobre que são as zonas de maior representatividade.

A avaliação do depósito consiste na estimativa dos teores em um modelo de blocos utilizando ferramentas geoestatísticas. Para isso foi realizada a regularização do suporte amostral, análise exploratória dos dados, verificação de agrupamento preferencial, variografia, krigagem ordinária, e estimativa de recursos e reservas.

### 5.1. Regularização das amostras

Para uma estimativa de teores é necessário uma uniformidade do suporte amostral, isto é as amostras devem ter o mesmo tamanho.

As amostras apresentam em sua maioria 2 m de comprimento que foi o tamanho utilizado da regularização. Um ponto a se considerar é a porcentagem de amostras maiores que o tamanho do suporte escolhido, que para as amostras oxidadas é de 0,23% e para as amostras sulfetadas é de 0,07%. Ambos os casos apresentam baixos valores que não necessitam de atenção especial.

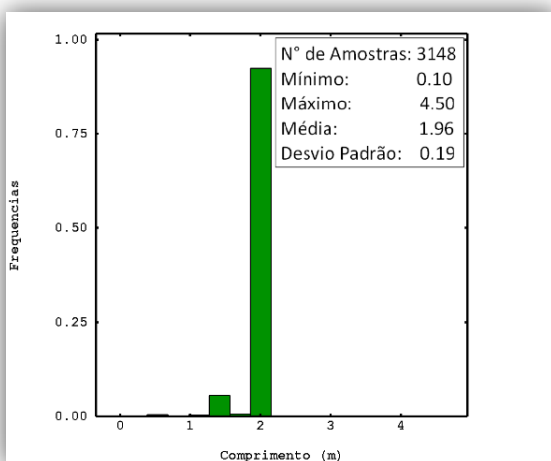


Figura 18 - Histograma do comprimento das amostras da zona oxidada.

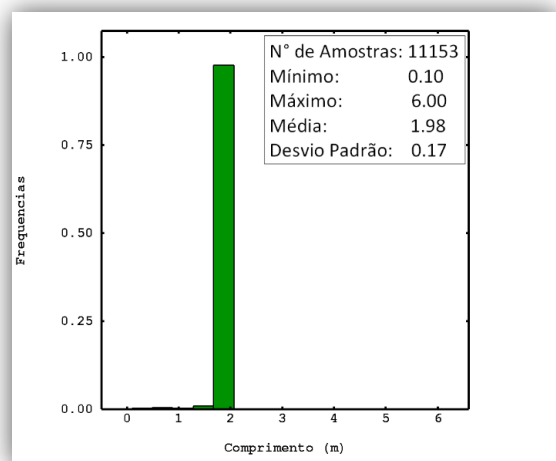


Figura 19 - Histograma do comprimento das amostras da zona sulfetada.



Para a regularização, foi utilizada a ferramenta COMPDH, do software *Studio 3* que dividiu as amostras maiores de 2 m, e agrupou as amostras menores, utilizando média ponderada pelo comprimento. O resultado da regularização obtido foi de amostras com tamanho máximo de 2 m em ambos os casos. O número de amostras na zona oxidada diminuiu de 3148 para 3080 com o tamanho mínimo de 1,75 m, e na zona sulfetada de 11.153 para 11.039 com o tamanho mínimo de 1 m.

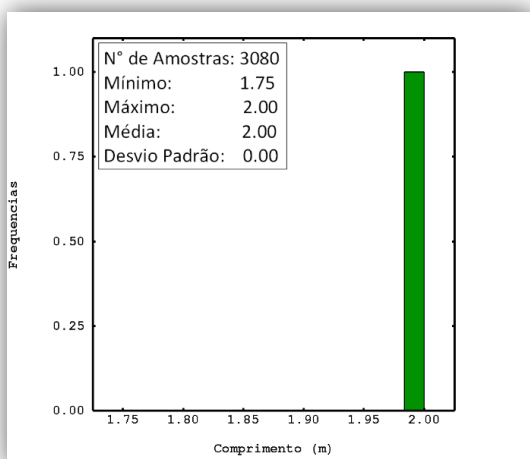


Figura 20 - Histograma do comprimento regularizado das amostras da zona oxidada.

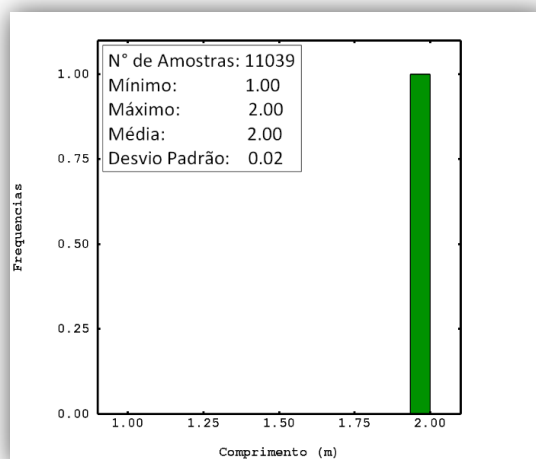


Figura 21 - Histograma do comprimento regularizado das amostras da zona sulfetada.

## 5.2. Análise Exploratória dos Dados

### 5.2.1. Histogramas e Sumário Estatístico

Os histogramas e sumários estatísticos dão uma noção básica do comportamento das amostras em questões de simetria de dados, variabilidade, e possíveis valores extremos.

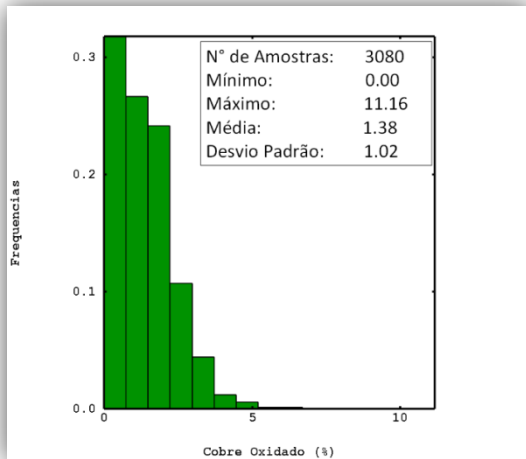


Figura 22 - Histograma Cobre Oxidado.

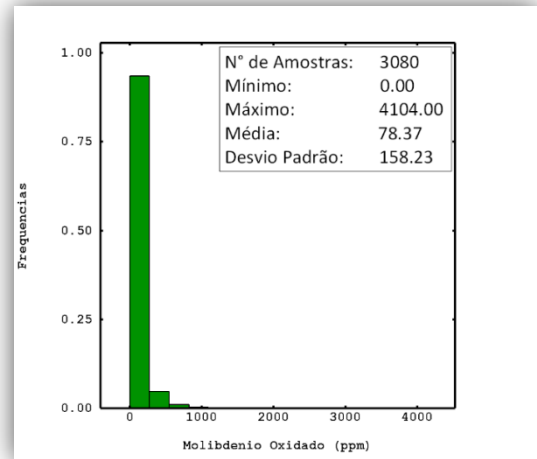


Figura 24 - Histograma Molibdênio Oxidado.

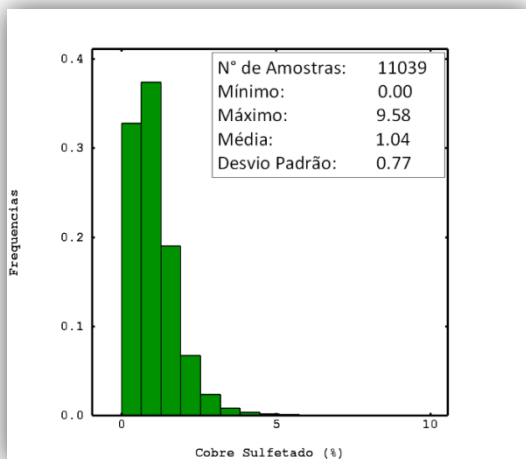


Figura 23 - Histograma Cobre Sulfetado.

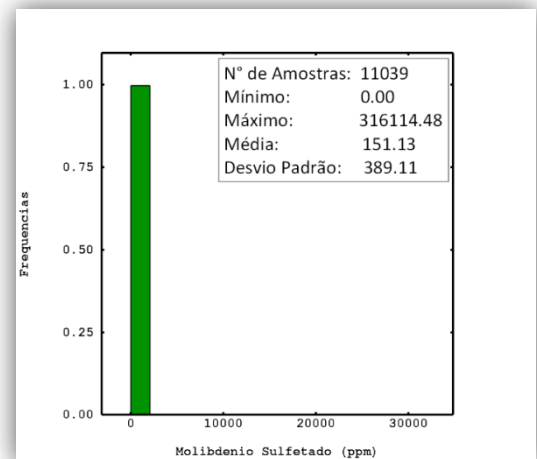


Figura 25 - Histograma Molibdênio Sulfetado.

### 5.2.2. Valores Extremos

São valores erráticos que pertencem à solução do problema e devem ter impacto significativo na estimativa. Tais valores podem pertencer a outra população de amostras. Para o estudo foi utilizada a ferramenta histprob do pacote Gslib90, para identificação destes valores. Em seguida, foi realizado capping nas amostras.

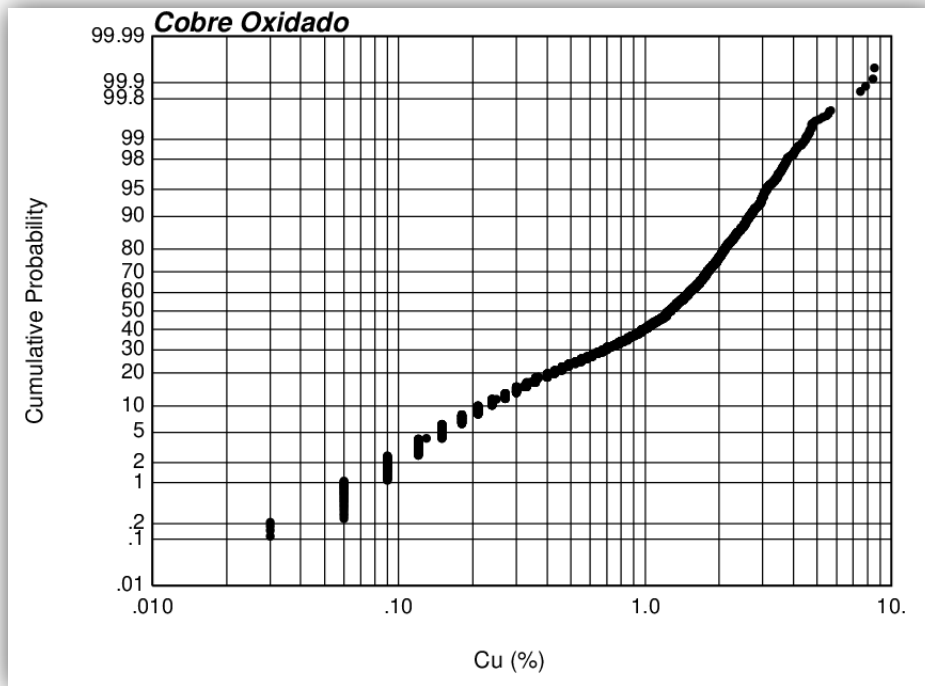


Figura 26 - Distribuição de Probabilidade de Cobre Oxidado.

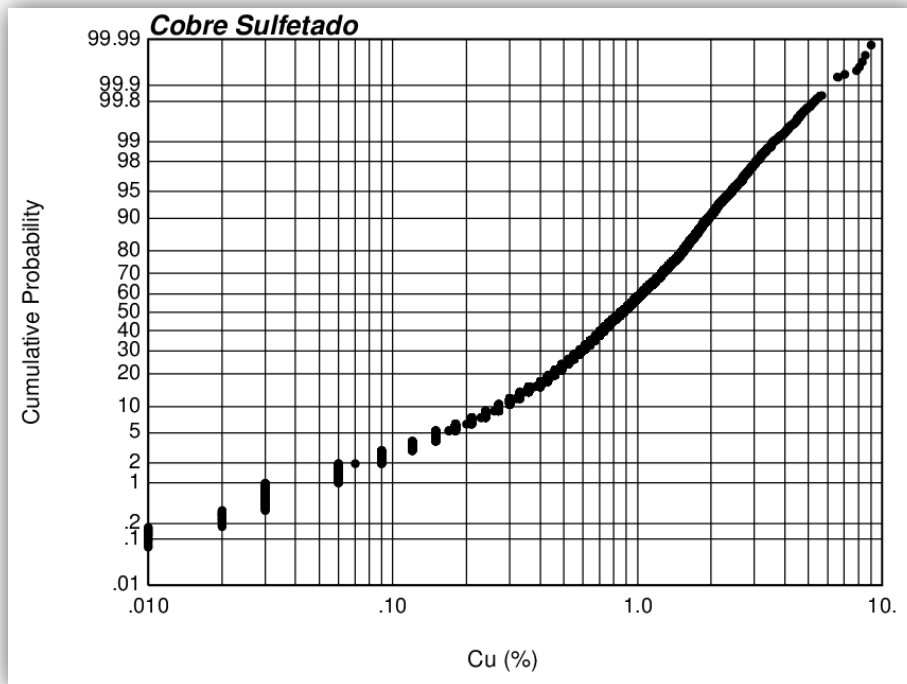


Figura 27 - Distribuição de Probabilidade de Cobre Sulfetado.

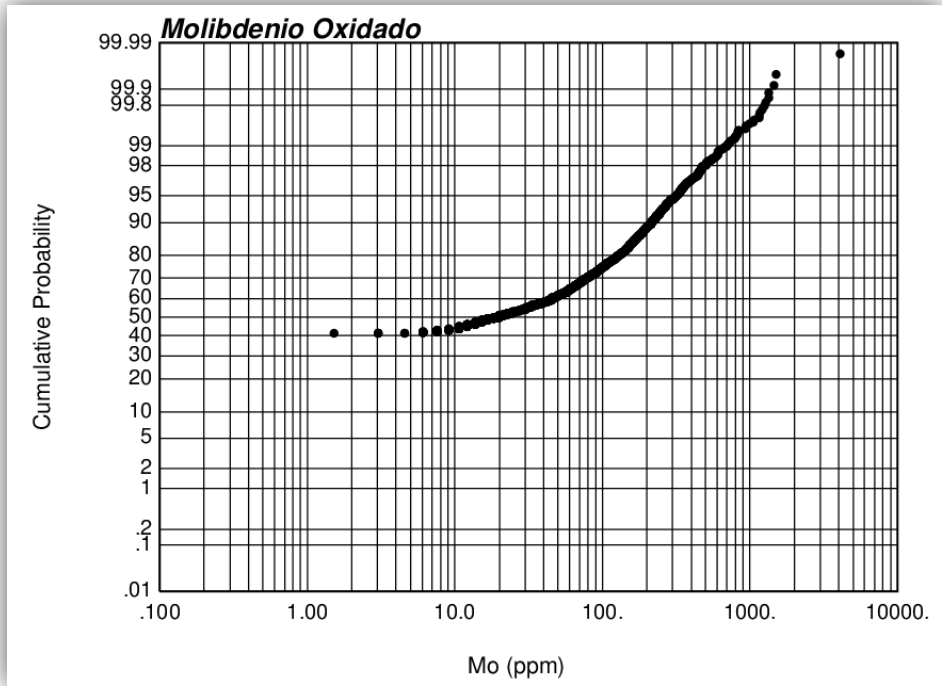


Figura 28 - Distribuição de Probabilidade de Molibdênio Sulfetado.

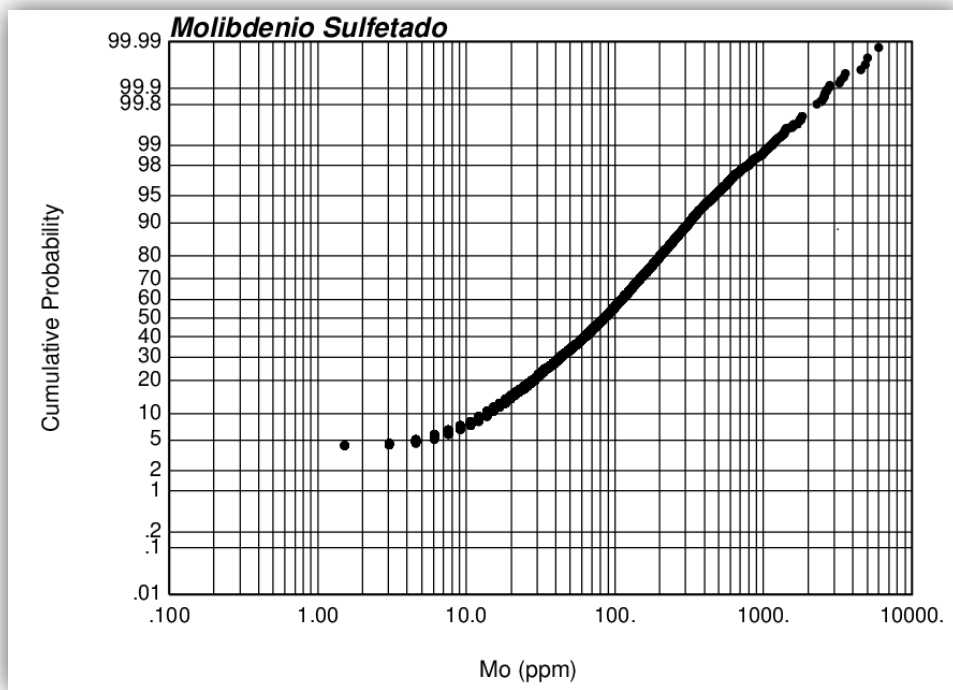


Figura 29 - Distribuição de Probabilidade de Molibdênio Sulfetado.

Podem-se verificar valores extremos pertencentes nos quatro casos, não superior a 1% do total de amostras, portanto o capping foi realizado conforme as distribuições de probabilidade aproximadamente em 6% para o Cobre e 2000 ppm para o molibdênio, gerando novos histogramas e sumários estatísticos, conforme a seguir:

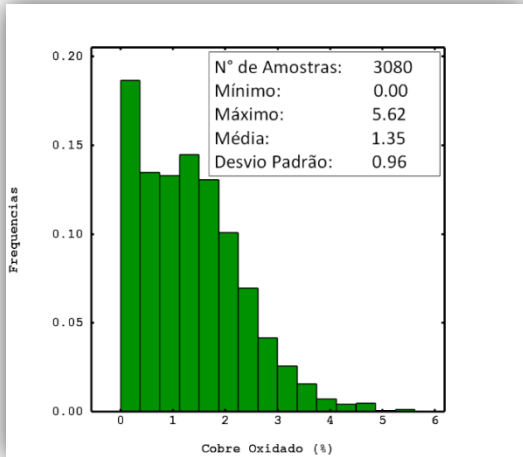


Figura 30 - Histograma Cobre Oxidado *Capping*.

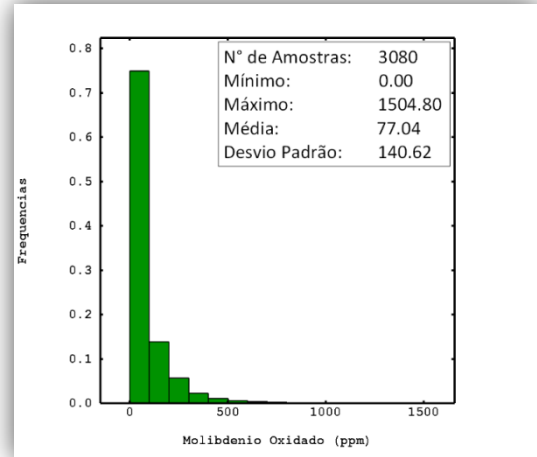


Figura 32 - Histograma Molibdênio Oxidado *Capping*.

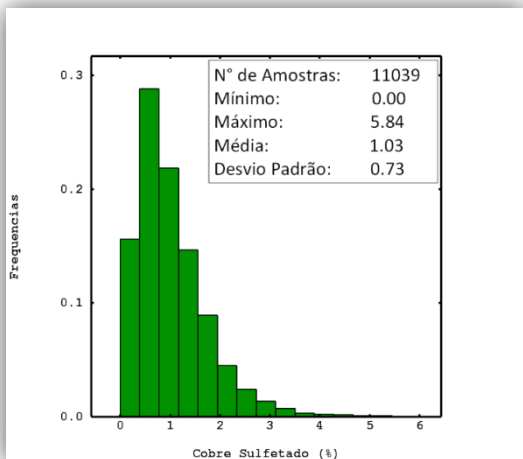


Figura 31 - Histograma Cobre Sulfetado *Capping*.

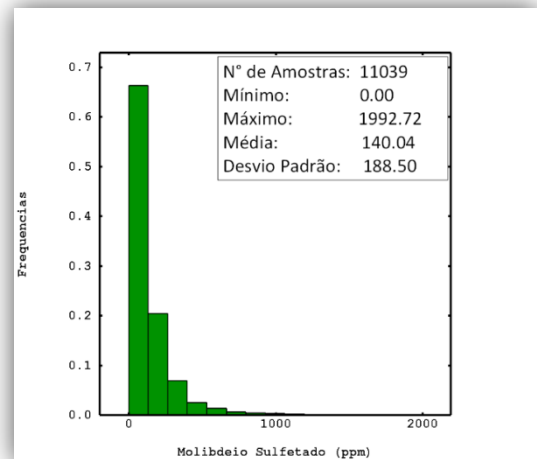


Figura 33 - Histograma Molibdênio Sulfetado *Capping*.

### 5.2.3. Desagrupamento Amostral

Durante o processo de exploração mineral é normal o adensamento da malha amostral em regiões de alto teor, tal adensamento deve ser levado em consideração na análise exploratória, pois mascara a verdadeira média dos dados. O desagrupamento foi realizado utilizando o método das células móveis, 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.

O tamanho de célula escolhido foi aquele que minimizou a média das amostras, que foi 210m x 210m para as amostras sulfetadas e 140m x 140m para as amostras oxidadas. Sendo assim foi possível identificar a média das amostras mais próximas da realidade.

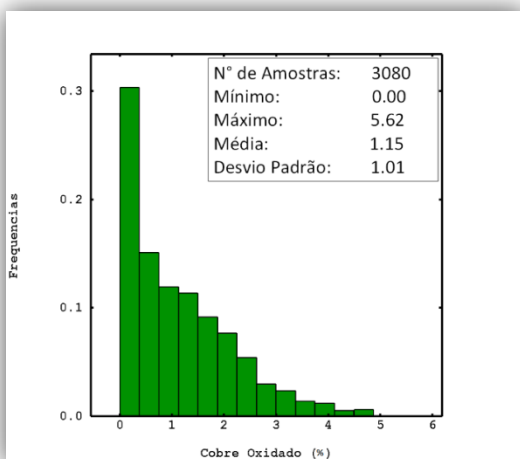


Figura 34 - Histograma Cobre Oxidado Desagrupado.

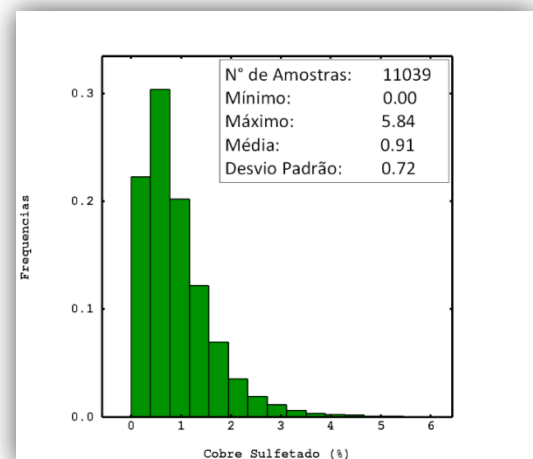


Figura 35 - Histograma Cobre Sulfetado Desagrupado.

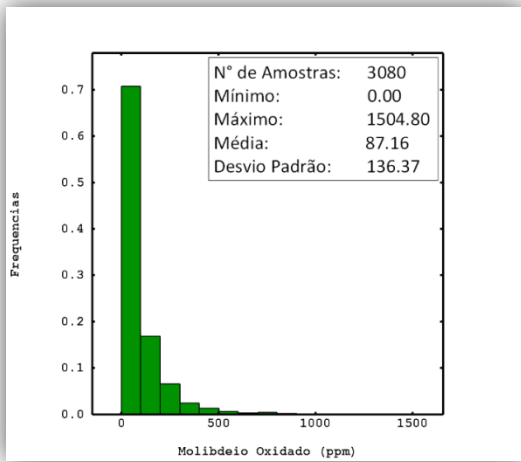


Figura 36 - Histograma Molibdênio Oxidado Desagrupado.

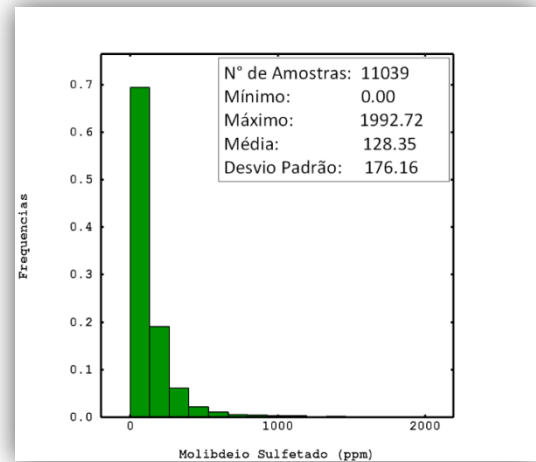


Figura 37 - Histograma Molibdênio Sulfetado Desagrupado.

### 5.3. Descrição de Continuidade Espacial dos Dados

A variografia é uma ferramenta utilizada para medir a continuidade espacial das amostras de um banco de dados em diferentes direções, a qual foi realizada no software Isatis 2012. Os variogramas são representações gráficas das funções de distribuição de teores, estas representações expressam o aumento da variância com o incremento da distância na amostragem, com a variação máxima sendo a variância das amostras (Sill). Logo, pontos próximos têm variância menor que pontos mais distantes. Com as direções (Azimute, Dip, e Rake) e os Ranges, é possível construir o elipsoide de anisotropia para as estimativas posteriores.

#### 5.3.1. Variograma Omnidirecional

O variograma omnidirecional será utilizado para definir o valor do nugget effect, o efeito pepita. O efeito pepita revela a descontinuidade do variograma para distâncias menores do que a menor distância entre as amostras, onde também, parte da descontinuidade pode ser decorrente de erros de medição. Em casos 3D, as menores distâncias são na direção dos furos de sondagem, logo o Variograma Omnidirecional é feito nessa direção (down-the-hole).

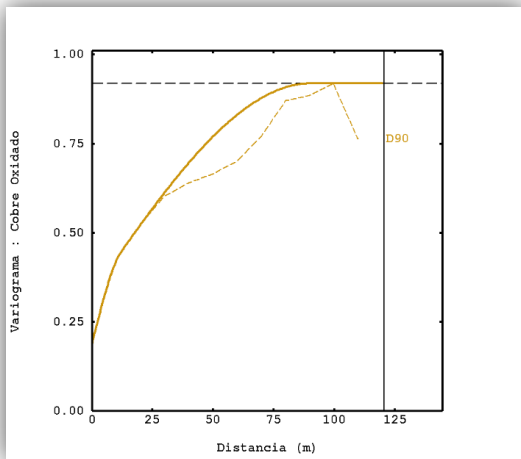


Figura 38 - Variograma Omnidirecional Cobre Oxidado.

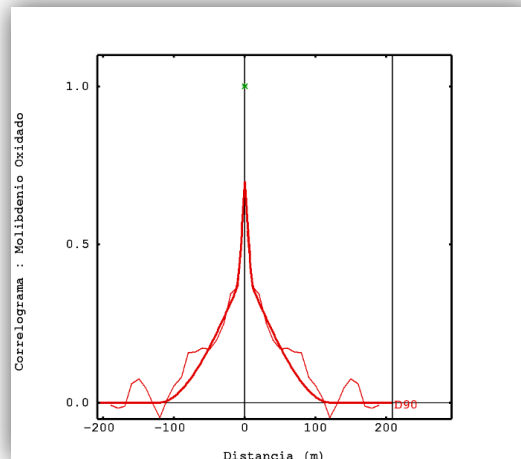


Figura 40 - Correlograma Omnidirecional Molibdênio Oxidado.

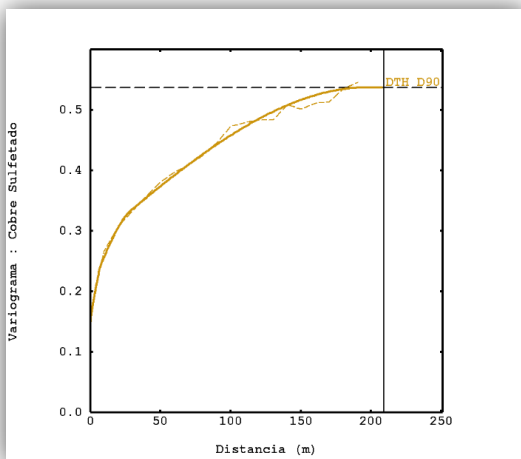


Figura 39 - Variograma Omnidirecional Cobre Sulfetado.

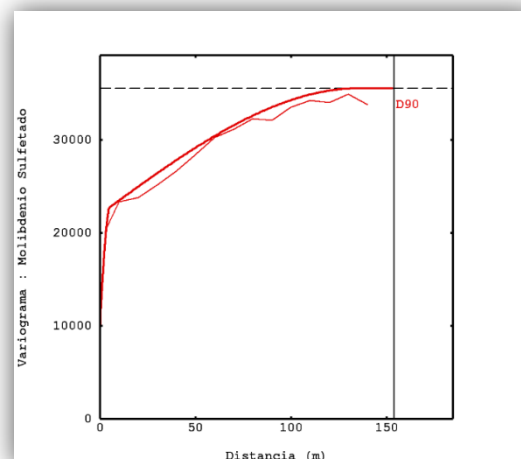


Figura 41 - Variograma Omnidirecional Molibdênio Sulfetado.

Tabela 2 - Comparativo entre *Nugget Effects*.

Amostras	Média Declus	Variância	Nugget Effect
Cu Oxi	1.15	1.02	0.19
Cu Sulf	0.91	0.52	0.15
Mo Oxi	87.16	18596.78	0.3*
Mo Sulf	128.26	31032.34	10000

\*valor estandarizado da correlografia



### 5.3.2. Variogramas Direcionais

Os variogramas direcionais foram realizados em oito direções no plano horizontal para determinação do azimute da maior direção, mais oito direções na direção de maior continuidade para identificação do dip direction, e mais oito direções perpendiculares na maior direção para determinação do rake. Sendo assim, foi possível realizar o modelo variográfico tridimensional. Foram utilizados os seguintes parâmetros para realizar os variogramas experimentais.

- Lags: 120m;
- Tolerância angular: 22,5°;
- Tolerância do lag: 50%;
- Banda lateral: 60m;
- Banda vertical: 4m.

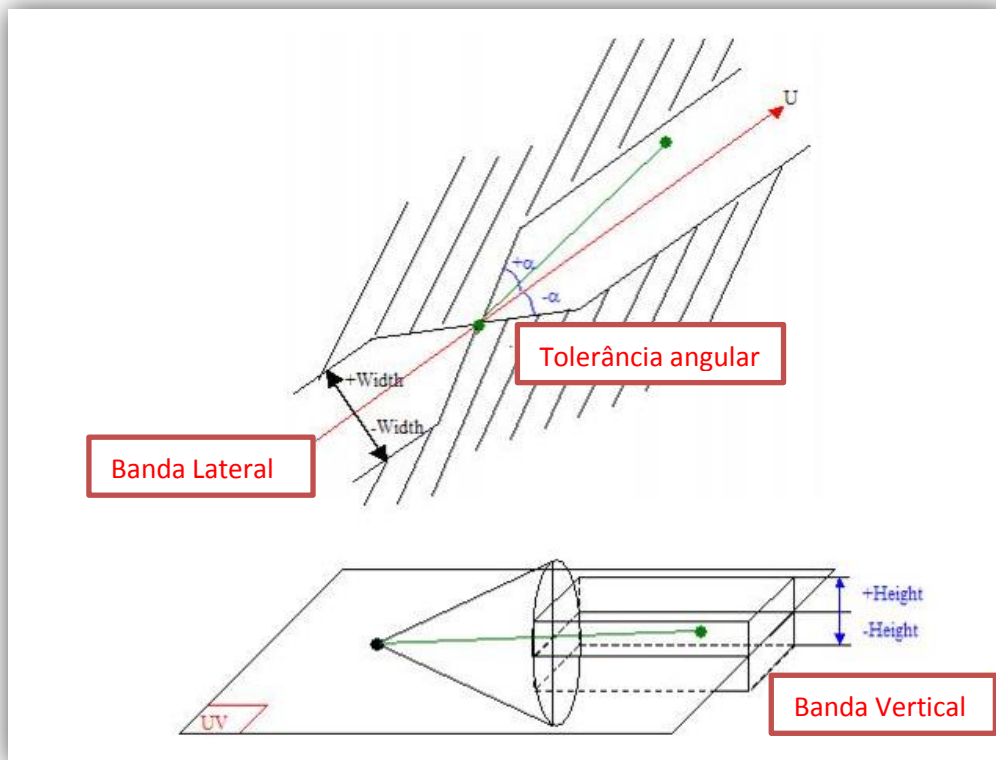


Figura 42 - Esquema de busca de amostras (Isatis 2012).

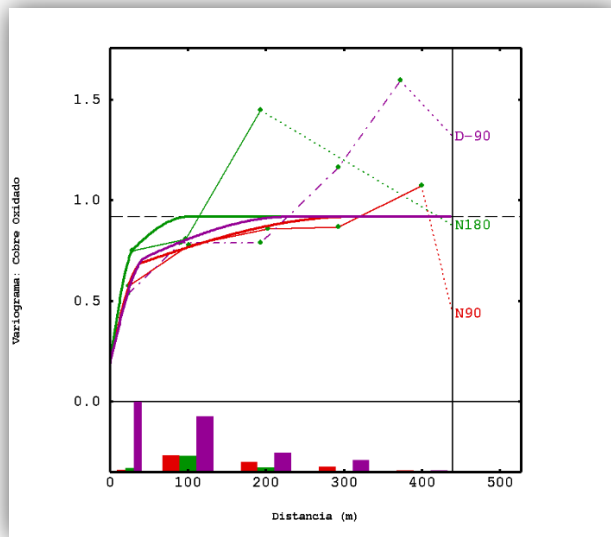


Figura 43 - Variograma Direcional Cobre Oxidado.

Tabela 3 - Modelo Variográfico Cobre Oxidado

Estrutura	Sill	Range (m)		
		N90	D-90	N180
Negget Effect	0.19	-	-	-
Esférica	0.445	40	45	30
Esférica	0.284	310	230	100

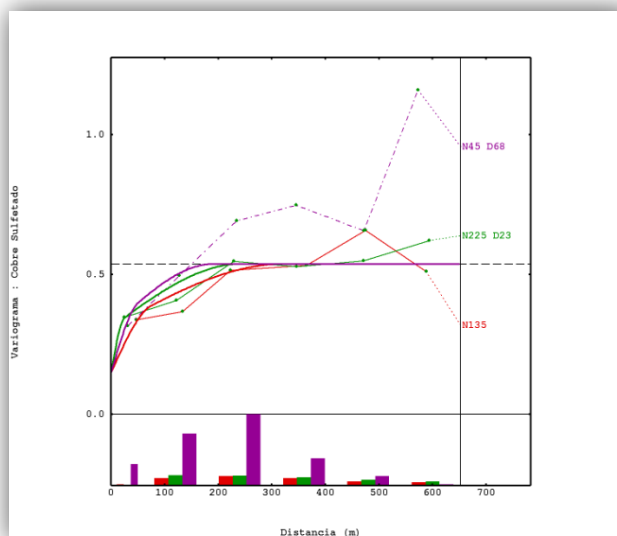


Figura 44 - Variograma Direcional Cobre Sulfetado.

Tabela 4 - Modelo Variográfico Cobre Sulfetado.

Estrutura	Sill	Range (m)		
		N135	N225 D23	N45 D68
Negget Effect	0.15	-	-	-
Esférica	0.16	75	25	50
Esférica	0.227	320	240	190

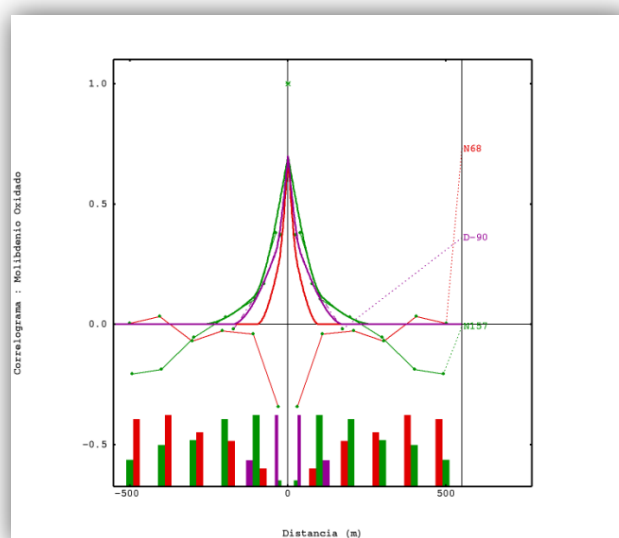


Figura 45 - Correlograma Direcional Molibdênio Oxidado.

Tabela 5 - Modelo Correlográfico Molibdênio Oxidado.

Estrutura	Sill	Range (m)		
		N68	N157	D-90
Negget Effect	0.3	-	-	-
Esférica	0.26	275	40	30
Esférica	0.44	110	180	100

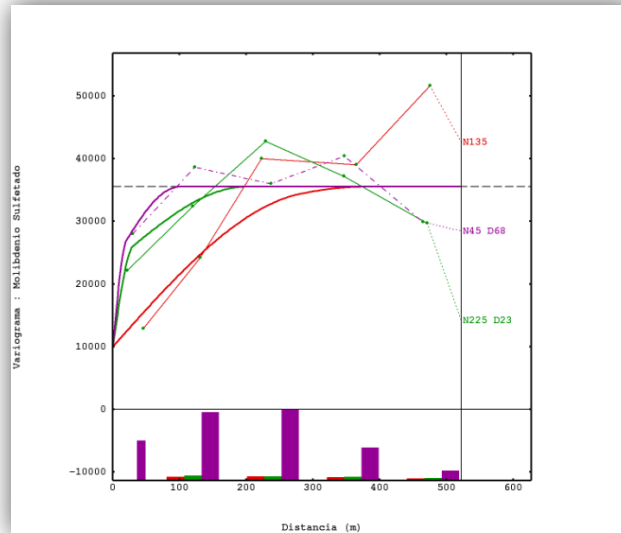


Figura 46 - Variograma Direcional Molibdênio Sulfetado.

Tabela 6 - Modelo Variográfico Molibdênio Sulfetado.

Estrutura	Sill	Range (m)		
		N135	N225 D23	N45 D68
Negget Effect	10000	-	-	-
Esférica	12250	380	200	100
Esférica	13280	280	30	20

#### 5.4. Modelo de Blocos

Inicialmente foi criado um modelo de blocos no software Isatis 2012, que abrangesse totalmente a malha amostral. As dimensões escolhidas para a elaboração do modelo foram referentes à ¼ da malha amostral, aproximadamente 100m x 100m, logo os blocos são de 25m x 25m em X e Y, e 10m em Z. O tamanho do bloco em Z foi escolhido levando em consideração o tamanho dos equipamentos comumente utilizados em operações de carregamento. Posteriormente esse modelo foi importado para o *Studio 3*, onde uma sub-blocagem foi estabelecida, de no mínimo 2,5m x 2,5m x 2,5m, com a intenção de proporcionar uma aderência entre o modelo geológico e o modelo de blocos.

## 5.5. Estimativa e Validação

A estimativa de teores foi realizada por krigagem ordinária, através do software Isatis 2012. A krigagem tem como objetivo estimar os teores nas regiões onde não há amostras, para isso é necessário o conhecimento da continuidade espacial do fenômeno, que já foi realizado anteriormente pela variografia. A grande diferença entre a krigagem e os métodos clássicos é que estes atribuem pesos para as amostras conforme a distância geométrica do ponto que se deseja estimar até a amostra. Já a krigagem atribui pesos conforme a distância estatística dos nós do grid à amostra, ou seja, recebem maiores pesos os nós nas direções de maior continuidade do fenômeno em questão.

A elipse de busca foi gerada considerando o alcance máximo e orientação dos variogramas e correlograma em cada direção, a estratégia de busca utilizou quadrantes com um número mínimo de quatro amostras por quadrante.

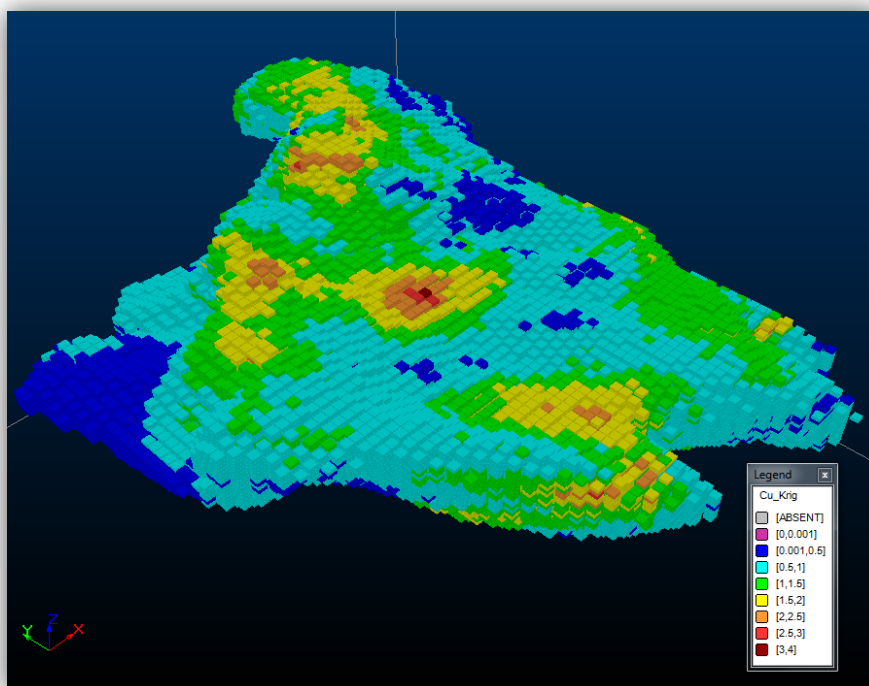


Figura 47 - Modelo de Blocos Estimado Cobre Sulfetado.

### 5.5.1. Validação – Inspeção Visual

Uma comparação visual e análise estatística são essenciais para a validação das nossas estimativas, conforme vamos analisar a seguir.

Aplicando a mesma escala de cores, foi possível notar a semelhança dos teores krigados com os teores dos furos da malha amostral. A correspondência de localização de altos teores e baixos teores comprova a princípio que a krigagem foi bem executada.

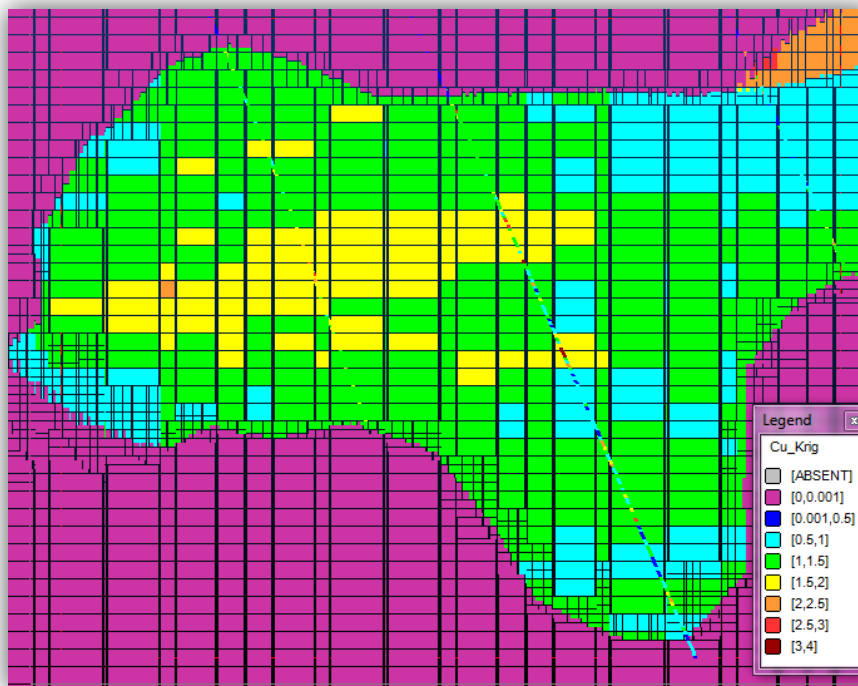


Figura 48 - Seção do Modelo de Blocos e Amostras.

### 5.5.2. Validação - Reprodução da Média Desagrupada

Plotamos o histograma dos dados dos blocos krigados, a fim de avaliar a proximidade das variáveis estatísticas dos dados desagrupados com os dados krigados.

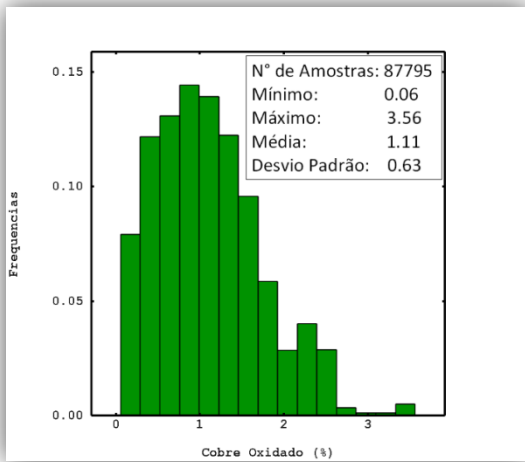


Figura 49 - Histograma Krigagem Cobre Oxidado

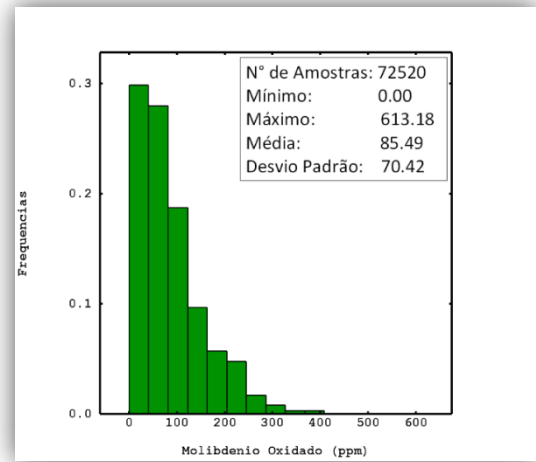


Figura 51 - Histograma Krigagem Molibdênio Oxidado

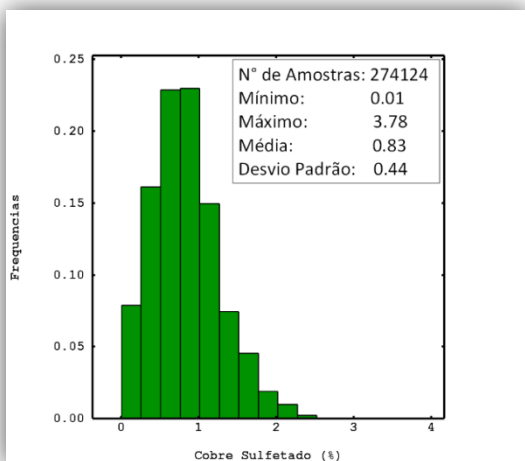


Figura 50 - Histograma Krigagem Cobre Sulfetado

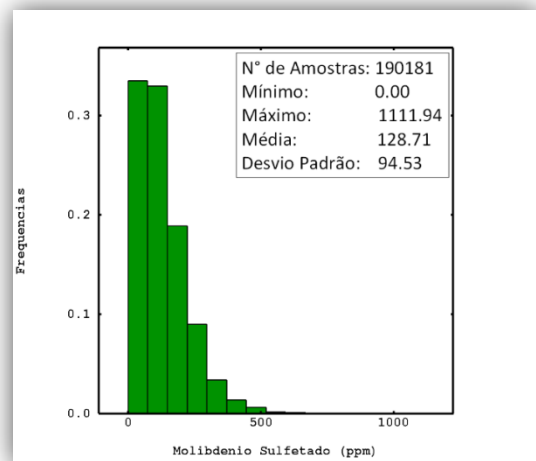


Figura 52 - Histograma Krigagem Molibdênio Sulfetado

Tabela 7 - Comparação das Médias

Dados	Média			
	Amostras	Capping	Declus	Krig
Cu Oxi	1.38	1.35	1.15	1.11
Cu Sulf	1.04	1.03	0.91	0.83
Mo Oxi	78.37	77.04	87.16	85.49
Mo Sulf	151.13	140.04	128.35	128.71

### 5.5.3. Validação - Reprodução das Médias Locais

Com a finalidade de observar a aderência do modelo de blocos krigados com a realidade amostrada em termos locais e não somente na média global da área, foi efetuada uma análise de deriva entre os dados krigados e os dados amostrados. A análise de deriva consiste na análise gráfica das médias locais entre os dados verdadeiros e os dados estimados. A proximidade entre as linhas prova a aderência da krigagem com a realidade amostrada. Para esta análise é utilizada a comparação entre o modelo de blocos com a estimativa da Krigagem, e o mesmo modelo de blocos com estimativas utilizando o método do vizinho mais próximo, que remove os fatores de agrupamento amostral.

A análise de deriva foi realizada no software Isatis 2012, no plano XY com seções de 50m e nos planos XZ e YZ com seções de 100m.

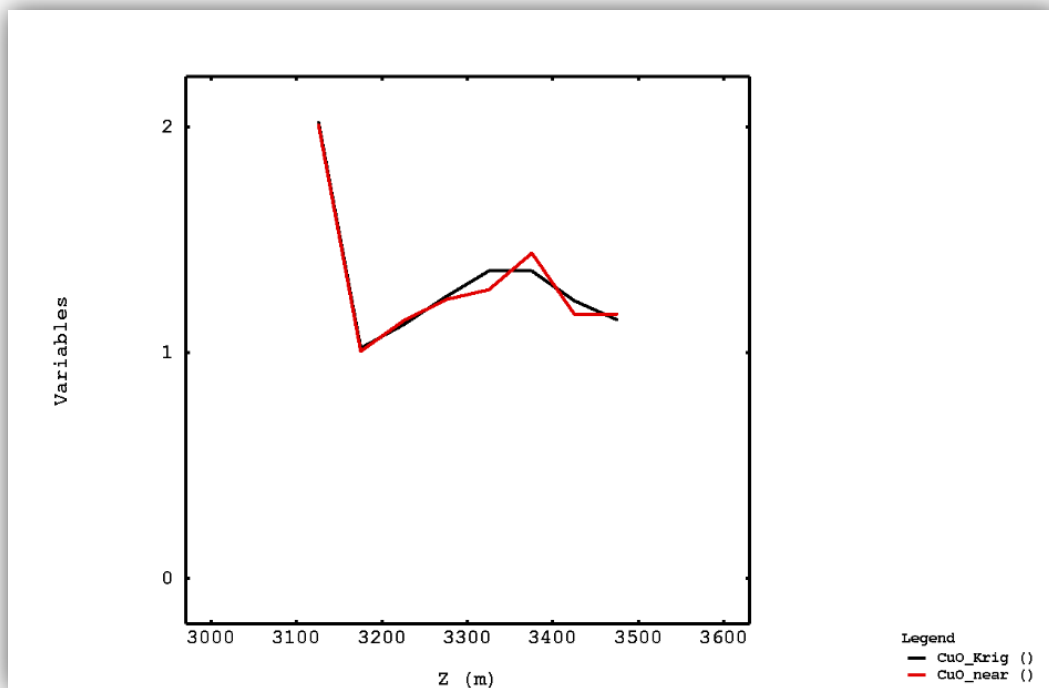


Figura 53 - Análise de Deriva em Z, Cobre Oxidado.



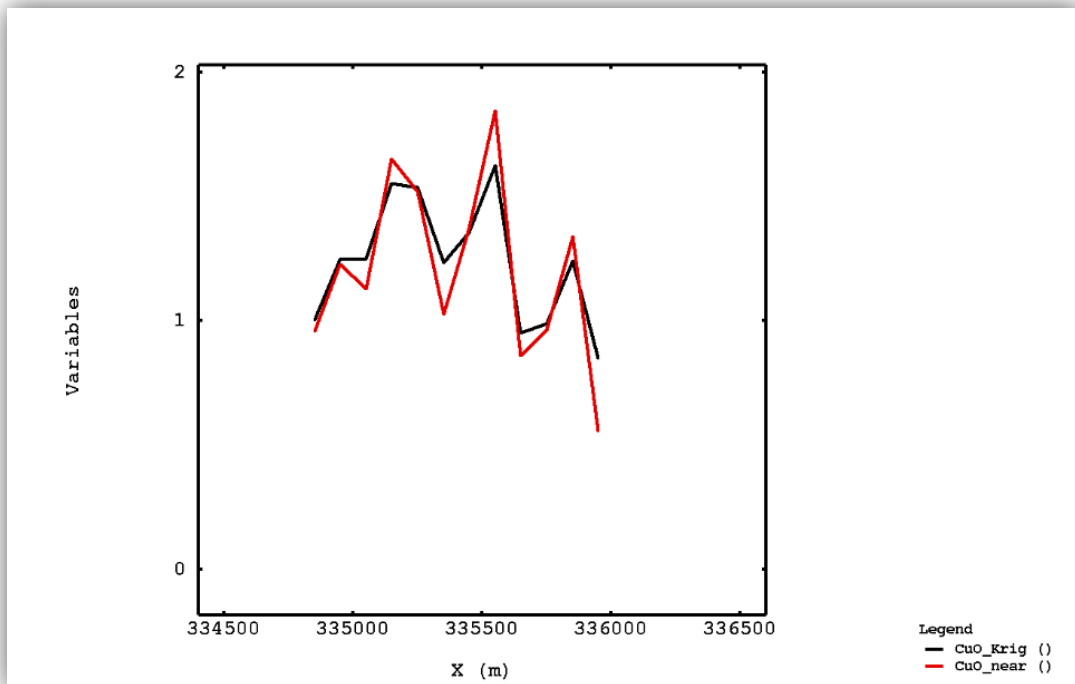


Figura 54 - Análise de Deriva em X, Cobre Oxidado.

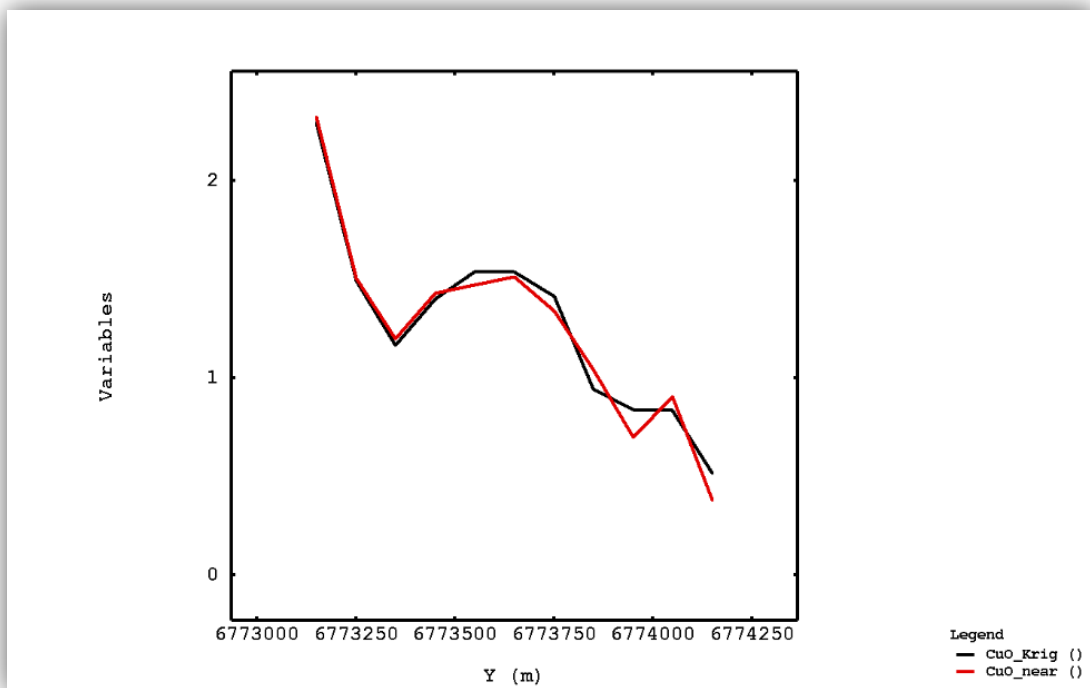


Figura 55 - Análise de Deriva em Y, Cobre Oxidado.

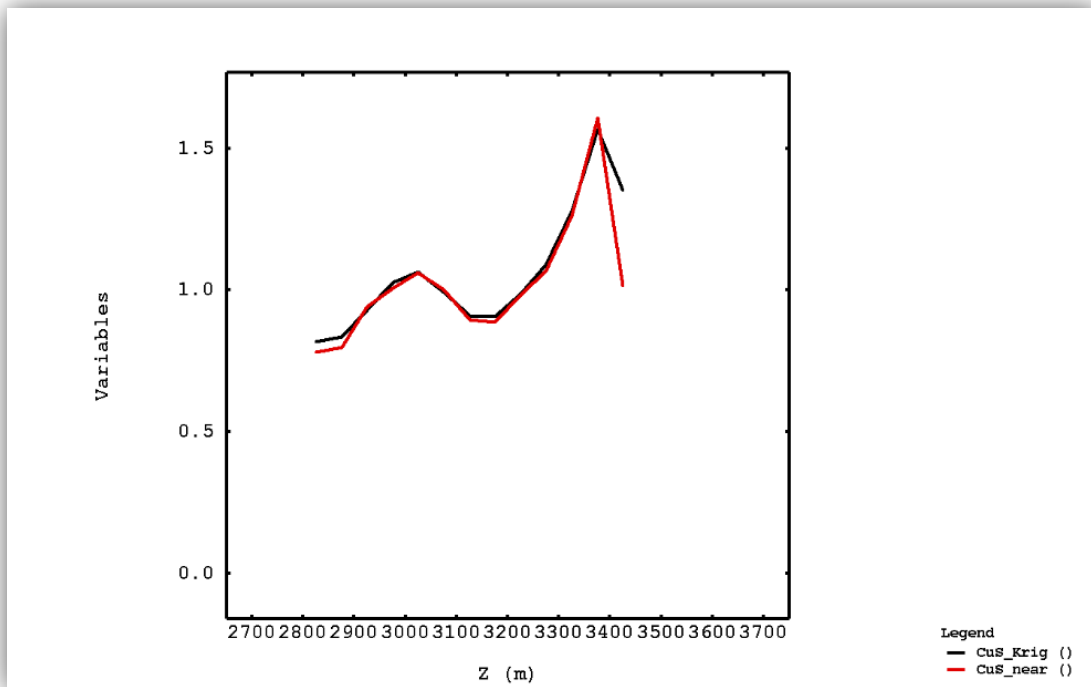


Figura 56 - Análise de Deriva em Z, Cobre Sulfetado.

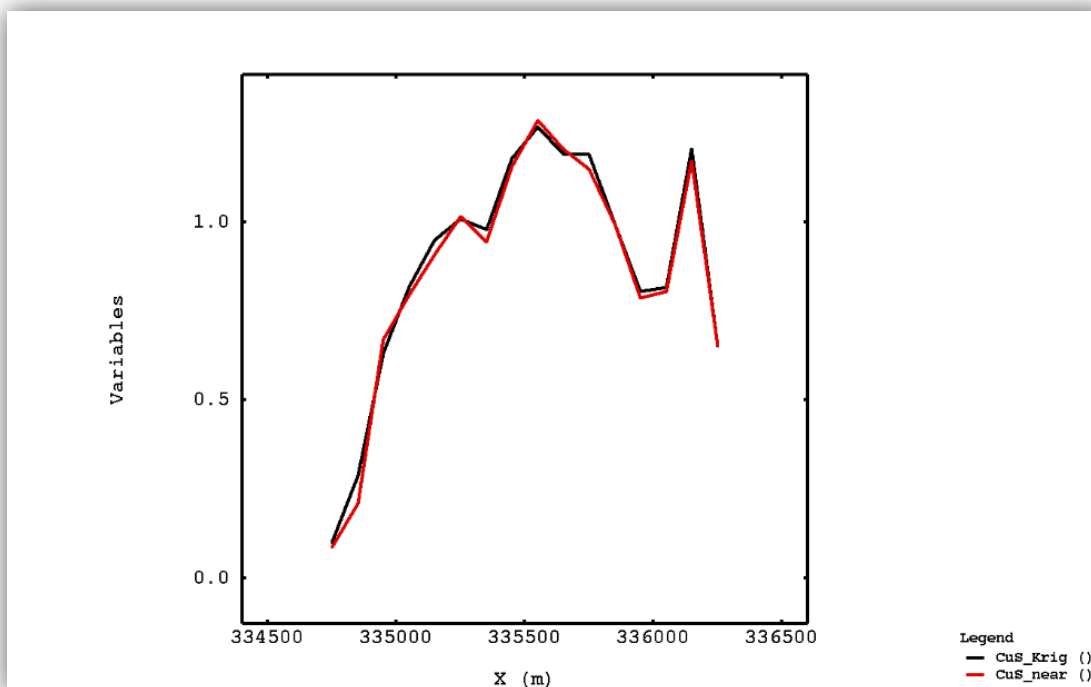


Figura 57 - Análise de Deriva em X, Cobre Sulfetado.

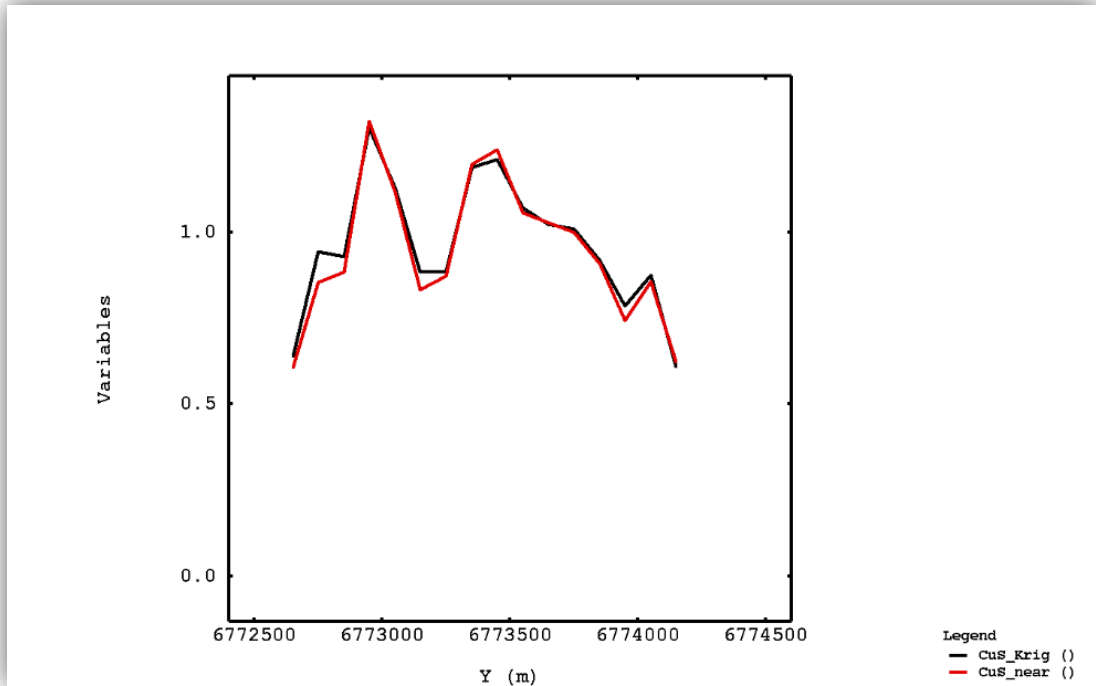


Figura 58 - Análise de Deriva em Y, Cobre Sulfetado.

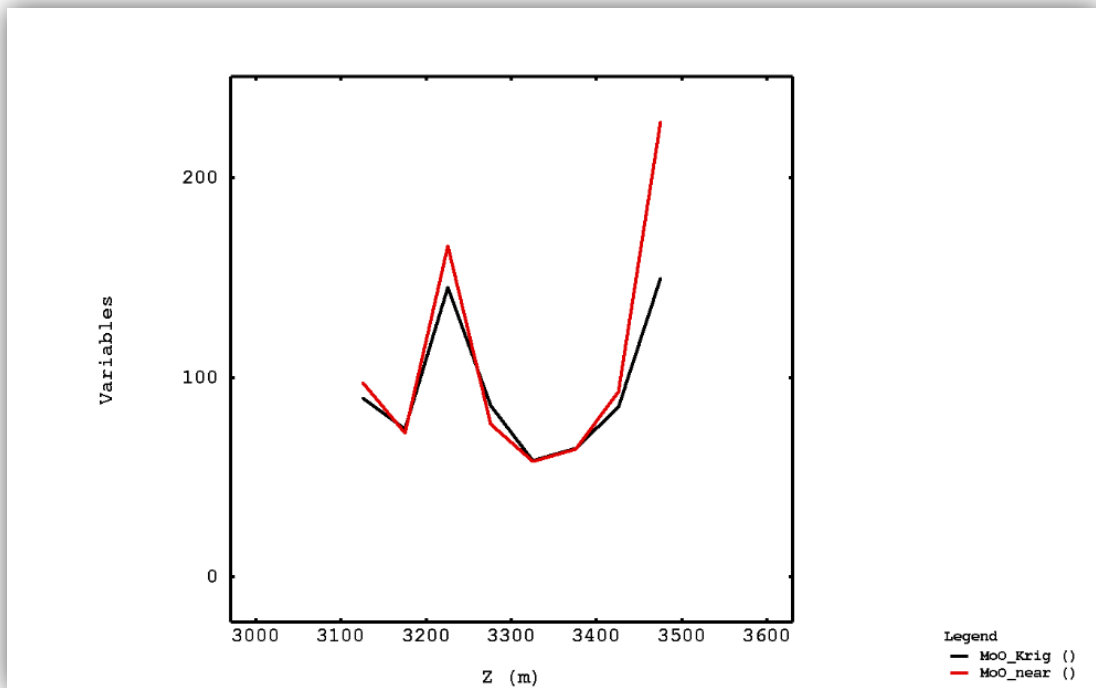


Figura 59 - Análise de Deriva em Z, Molibdênio Oxidado.

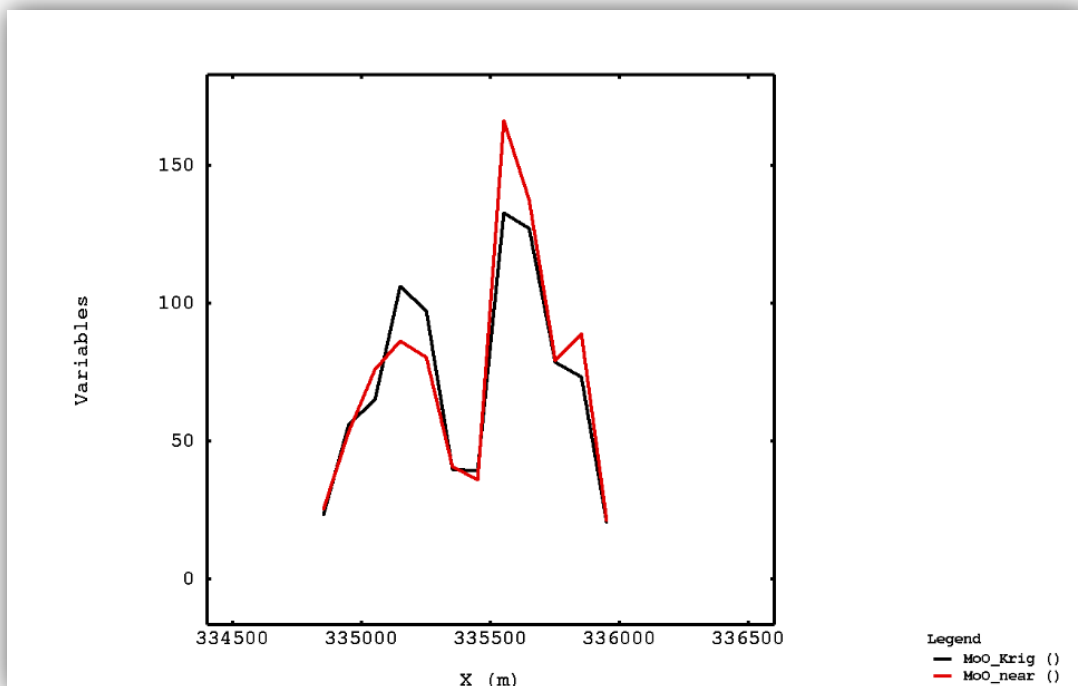


Figura 60 - Análise de Deriva em X, Molibdênio Oxidado.

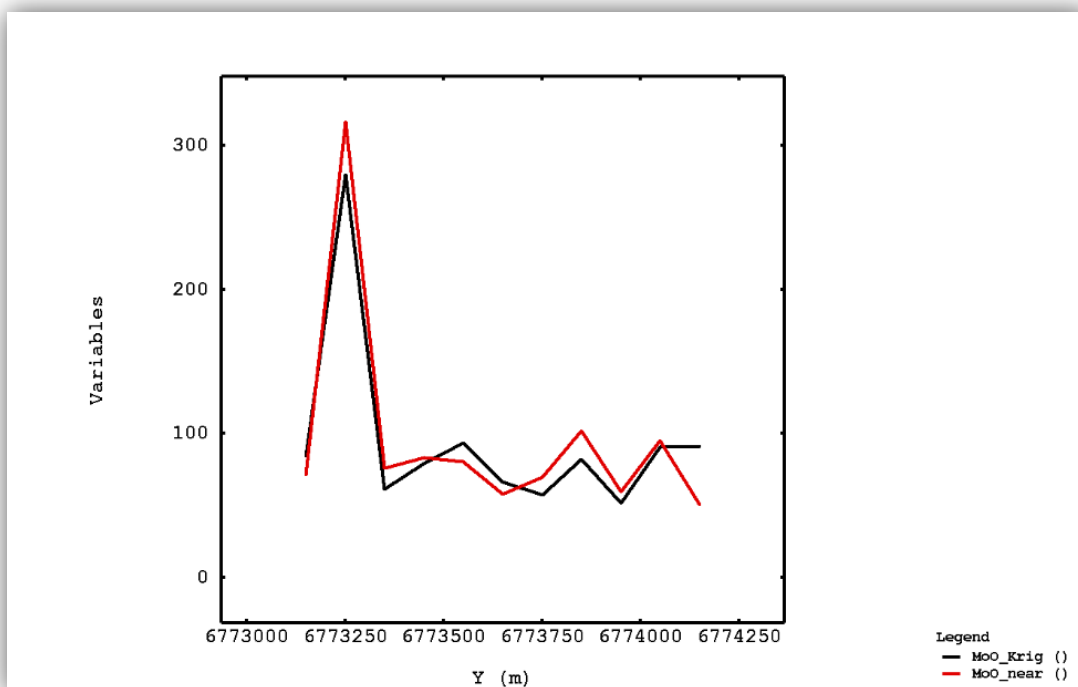


Figura 61 Análise de Deriva em Y, Molibdênio Oxidado.

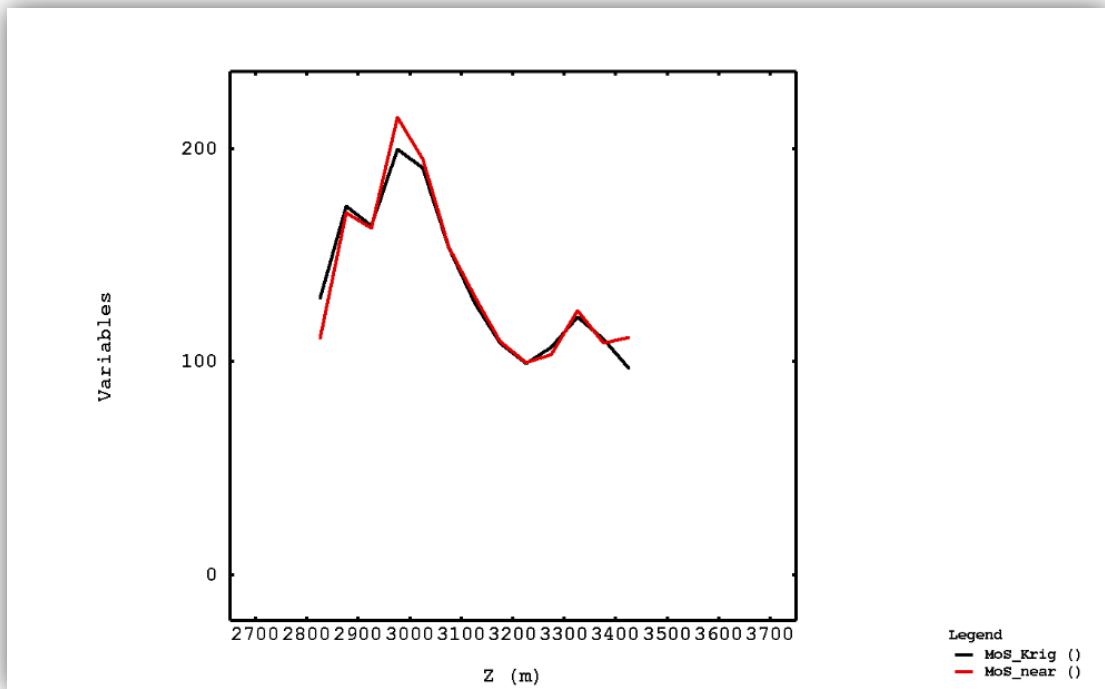


Figura 62 - Análise de Deriva em Z, Molibdênio Sulfetado.

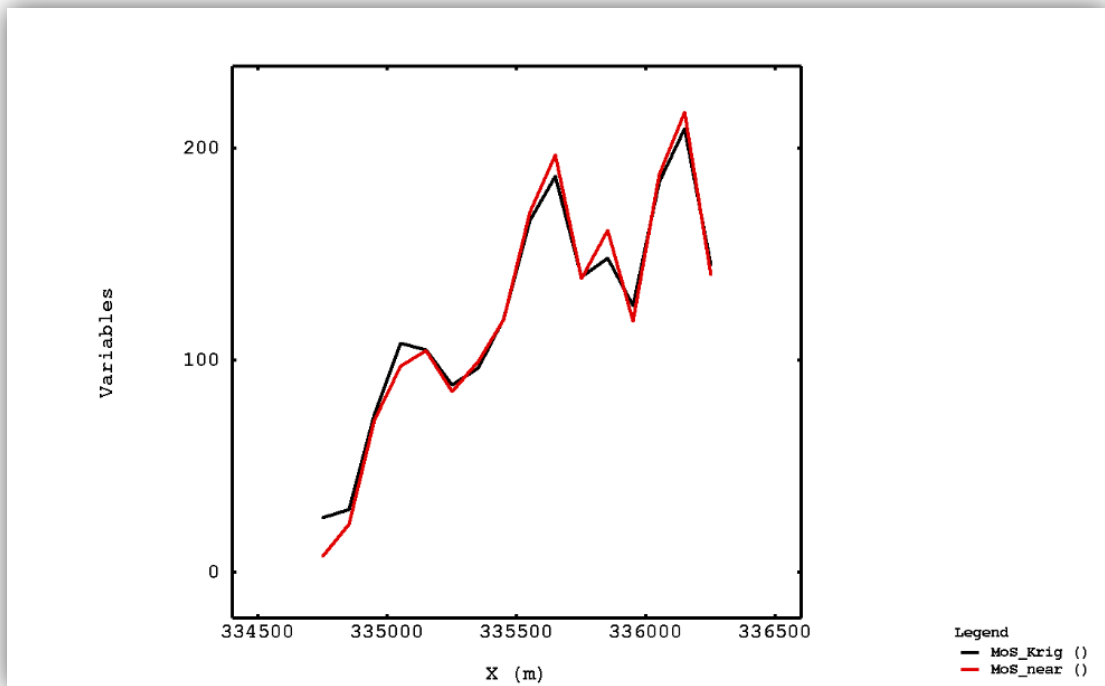


Figura 63 - Análise de Deriva em X, Molibdênio Sulfetado.

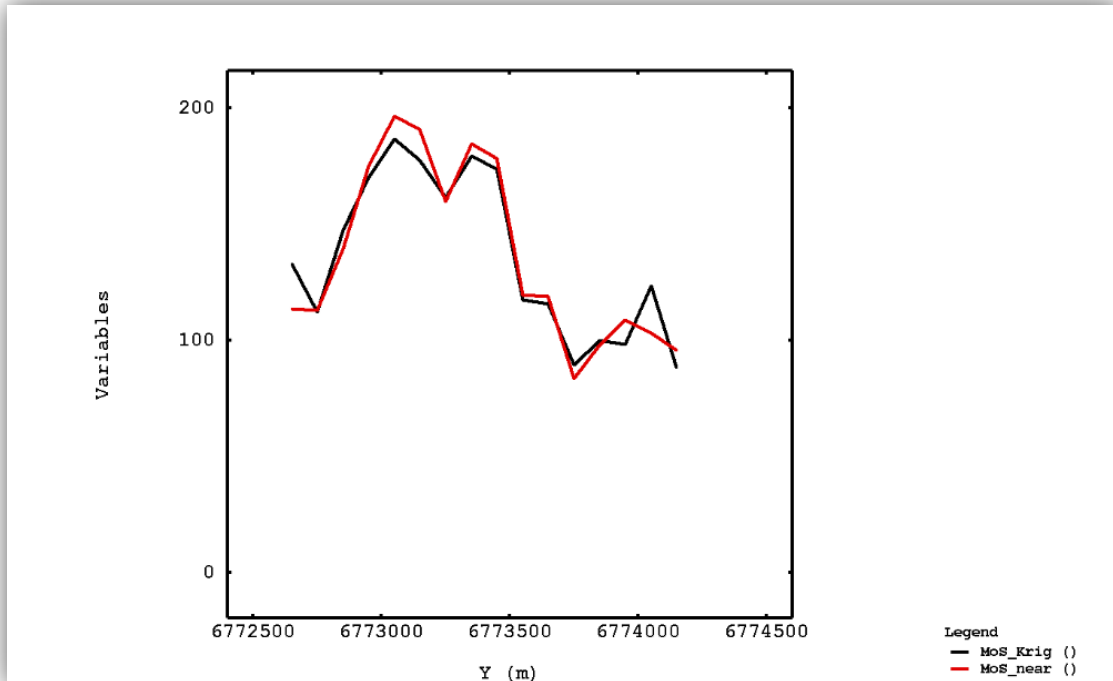


Figura 64 - Análise de Deriva em Y, Molibdênio Sulfetado.

#### 5.5.4. Validação - Frequência de Pesos Positivos

Durante a krigagem ordinária, amostras podem acabar recebendo mais importância devido a sua maior proximidade do ponto estimado e acabam filtrando a influência de outras amostras próximas. Logo, essas amostras acabam recebendo pesos maiores devido a sua maior influência em relação às outras, isso gera o aparecimento de pesos negativos nas amostras filtradas e esses pesos devem ser minimizados. A estratégia de busca de amostras gerou mais de 95% de pesos positivos em todas as estimativas, o que é uma boa proporção.

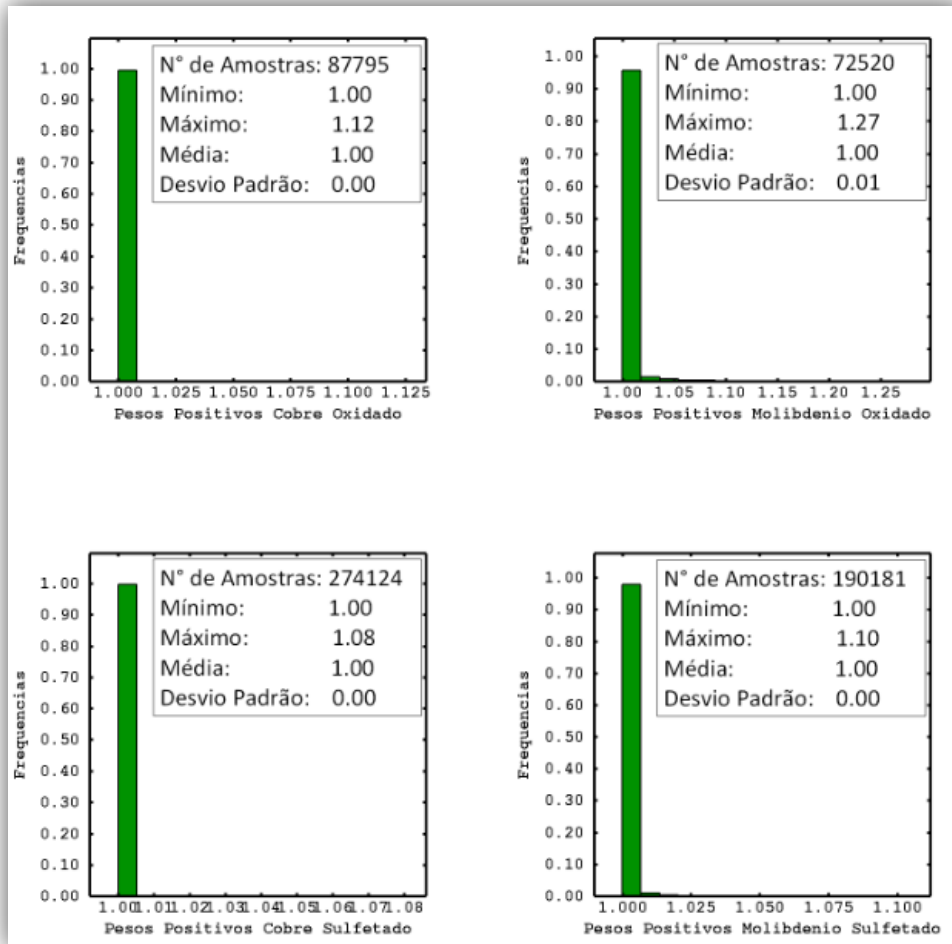


Figura 65 Frequência de Pesos Positivos.

### 5.5.5. Validação - Validação Cruzada

A validação cruzada é a técnica que permite a comparação entre valores reais e estimados. Nessa técnica, as opções de estimativa são testadas nas localizações de amostras existentes. Uma vez que a estimativa tenha sido obtida, podemos compará-la com o valor verdadeiro. Assim podemos fazer um scatterplot, onde uma boa estimativa apresenta um coeficiente de correlação mais próximo de 1 e a média do erro próximo de zero.

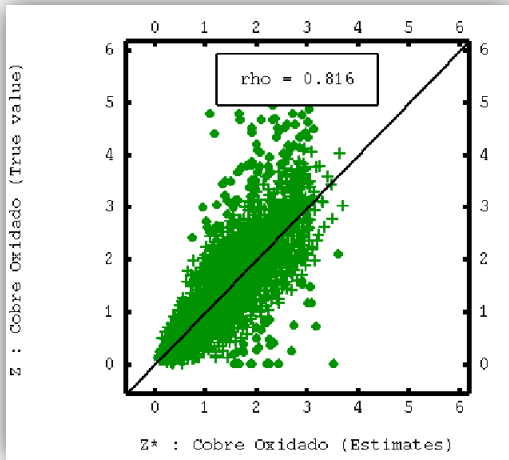


Figura 66 - Validação Cruzada Cobre Oxidado.

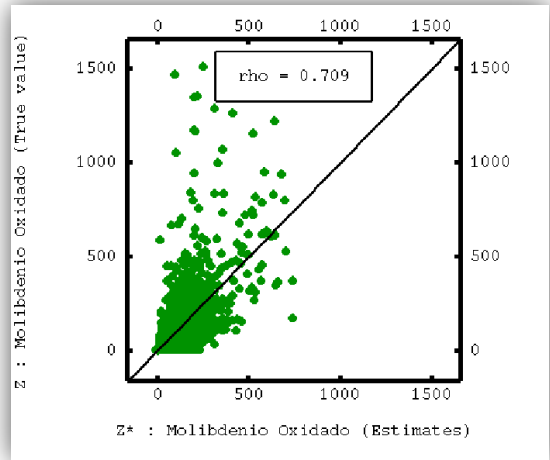


Figura 68 - Validação Cruzada Molibdênio Oxidado.

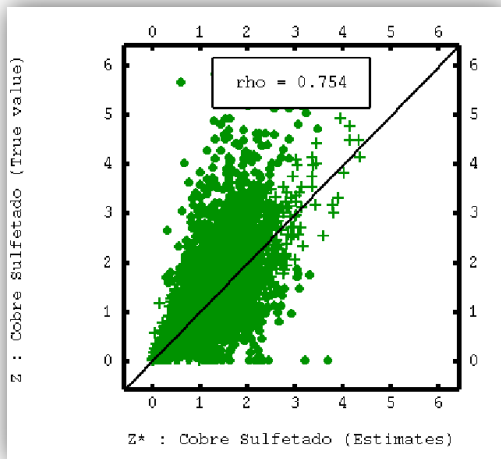


Figura 67 - Validação Cruzada Cobre Sulfetado.

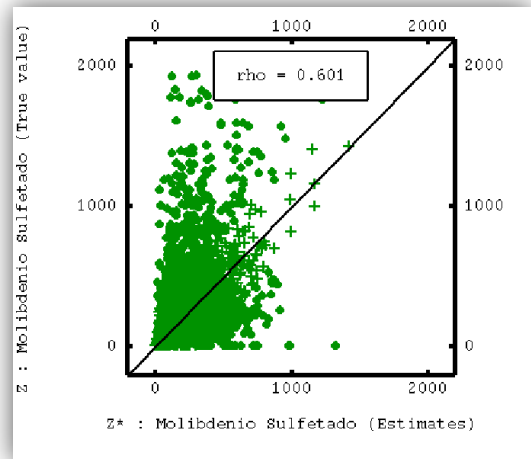


Figura 69 - Validação Cruzada Molibdênio Sulfetado.



## 5.6. Curva de Parametrização

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

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

A construção da curva de parametrização é fundamental para a caracterização da jazida e conseqüente planejamento de lavra, pois tanto para planejamentos de curto, médio ou longo prazo, é de suma importância o conhecimento do teor de corte, dependente do valor do minério, que determina a tonelagem e o teor médio da jazida.

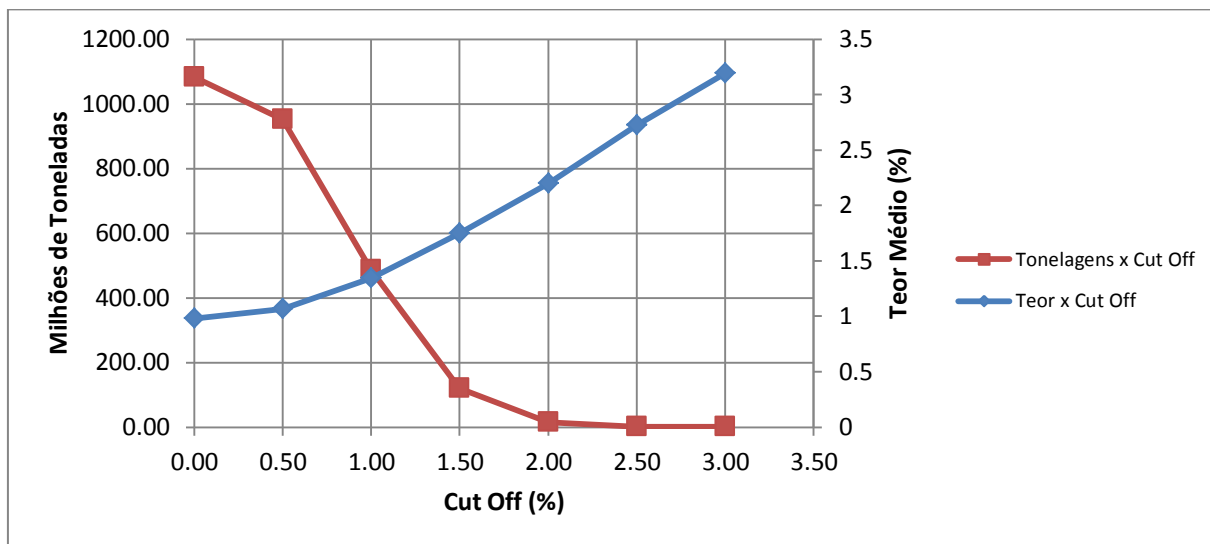


Figura 70 - Curvas de Parametrização.

Tabela 8 - Valores da Curva de Parametrização.

Cut Off (%)	Mt	Teor Médio (%)
0	1082.34	0.98
0.5	952.42	1.06
1	486.63	1.34
1.5	120.03	1.75
2	14.96	2.2
2.5	1.15	2.72
3	0.17	3.19

## 6. Classificação de Recursos

Para quantificar os recursos na estimativa, utilizou-se o método do variograma. De acordo com Souza (2007) essa ferramenta permite uma indicação do nível de correlação que os dados amostrais apresentam em uma dada zona mineralizada. O grau dessa correlação tem sido frequentemente utilizado para classificar recursos. Foram propostas três classes de classificação:

1. Blocos medidos que se encontram em até 50% do alcance total do variograma.
2. Blocos indicados que se encontram entre 50% e 75% do alcance do variograma.
3. Blocos Inferidos que de encontram além de 75% do alcance do variograma.

A classificação foi realizada do no *Studio 3*, com a utilização da ferramenta ESTIMATE, onde os parâmetros de variografia, busca e krigagem foram imputados, gerando um modelo de blocos de acordo com a classificação.

Tabela 9 - Resultado da Classificação de Recursos.

Recursos	%	Mt	Cu (%)	Cu (Mt)	Mo (ppm)	Mo (t)
Medido	97.57%	1056	0.98	10.39	137.89	145607.6
Indicado	2.25%	24.4	0.72	0.18	120.09	2930.12
Inferido	0.18%	1.91	0.62	0.01	64.04	122.24
Total	100%	1082.31	0.98	10.58	137.35	148660

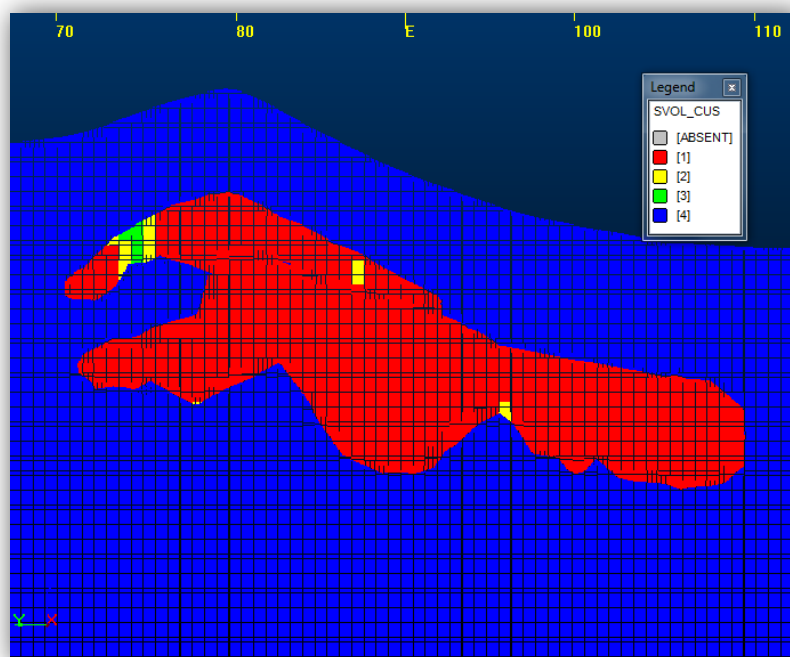


Figura 71 - Seção do Modelo de Blocos com classificação de recursos (vermelho = medido, amarelo = indicado, verde = inferido, azul = sem classificação)

## 7. Propriedades Físicas do Depósito

As definições geológicas do depósito se deram pela classificação de Chappel & White, 1977, onde rocha encaixante e minério são granitos altamente fraturados e do tipo I (derivação ígnea). O minério é composto por uma família de granitos alterados e altamente fraturados, com densidade de 2.7 t/m<sup>3</sup>, à medida que a rocha estéril (*hanging wall*) também é composta por uma família de granitos, mas não alterados, com densidade de 2.65 t/m<sup>3</sup> e bastante fraturados. A densidade de rocha é um fator determinante para o dimensionamento dos equipamentos de lavra e do desmonte envolvido nas operações. Portanto, é importante definir um fator de empolamento da rocha, ou seja, um valor de desconto da densidade da rocha após ser desmontada, visto que essa apresenta menor massa por volume após ser detonada pelo desmonte do que quando apresentava *in situ*. Os valores utilizados para o dimensionamento e cálculo de reservas lavráveis do depósito estão abaixo descritos.

Tabela 10: Propriedades físicas de minério e estéril.

Rocha	Densidade (t/m <sup>3</sup> )
Minério	2.70
Estéril	2.65
Material empolado	2.00
Fator de empolamento	35%

## 8. Geomecânica

Apesar de bastante fraturado, o granito apresenta resistência à compressão intacta alta, o que poderia prejudicar o método de lavra determinado posteriormente. Sendo assim foram definidas três famílias de fraturas, duas sub-verticais cruzadas e uma horizontal, desenvolvendo-se o cenário ideal para o processo de *caving* do minério (Brady & Brown, 1993). As atitudes das famílias de fraturas estão mostradas na tabela a seguir, seguido do estereograma.

Tabela 11: Atitudes das famílias de fratura.

Família	Dip	Dip direction
F1	80°	10°
F2	70°	80°
F3	20°	220°

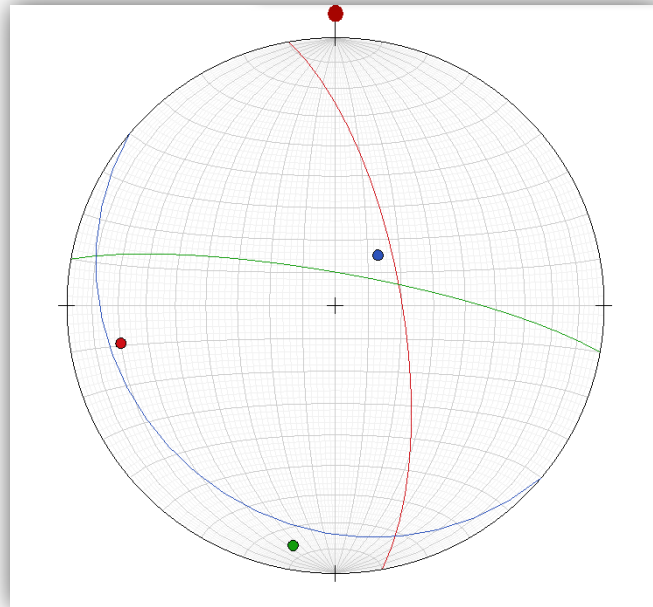








Figura 19: Estereograma das três famílias principais de fraturas.

Há várias classificações geomecânicas utilizadas na previsão do *caving* e fragmentação do minério. Os parâmetros geomecânicos, portanto, são fundamentais para a lavra subterrânea, pois a partir deles são dimensionados os comprimentos dos parafusos, a malha de escoramento, além do dimensionamento de galerias e escolha dos tipos de suporte do maciço.

Os métodos mais comuns e que foram usados na classificação do maciço rochoso do depósito foram o sistema RMR – *Rock Mass Rating* (Bieniawski, 1976), o sistema MRMM – *Mining Rock Mass Rating* (Laubscher, 1984) e o sistema Q (Barton, 1974).

Com auxílio do software *RocData*, foram definidos o ângulo de atrito, a coesão, a resistência global e uniaxial do maciço, tendo como valores de entrada o GSI – *Geological Strength Index* – e a constante MI de Hoek & Brown no valor de 32 (definido para rochas graníticas). Na determinação do valor de GSI foi utilizada a Tabela 12 para rochas fraturadas (after Hoek, 2003).

Tabela 12: Determinação do GSI para rochas fraturadas.

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40		
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				30	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes				20	
		N/A	N/A			10

Portanto, o valor de GSI é de 55 e os valores finais obtidos estão listados abaixo:

Tabela 13: Parâmetros geomecânicos do maciço.

RocData			
Input		Output	
Resistência compressão intacta	250MPa	Ângulo de atrito	42°
GSI	55	Coesão	18 MPa
MI	32	Resistência global maciço	85 MPa
		Resistência uniaxial maciço	20.1 MPa
		Módulo de Young	13 GPa

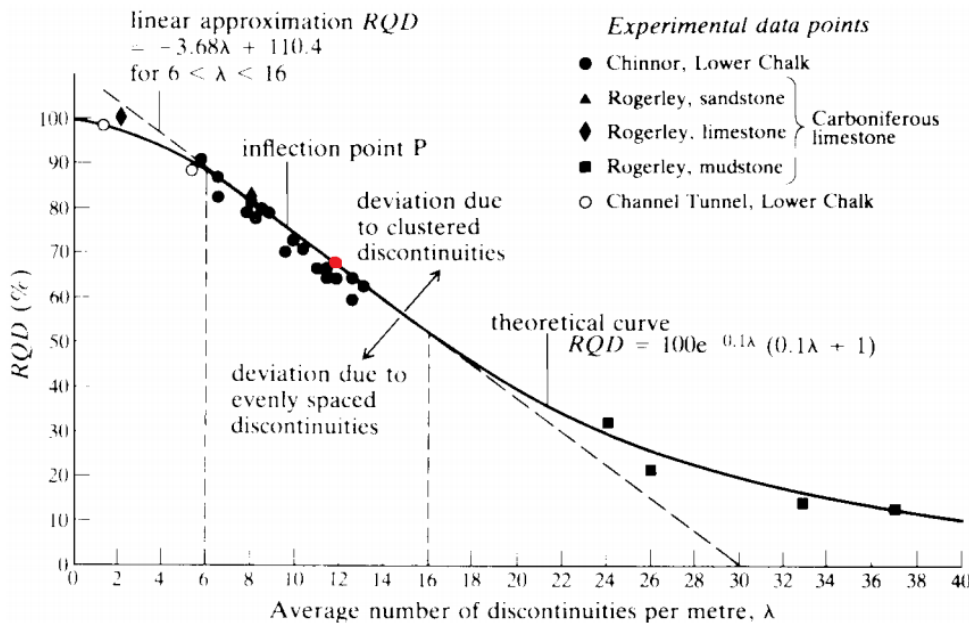
### 8.1. Classificação RQD

O *Rock Quality Designation* (RQD) é um índice classificatório do maciço rochoso que leva em conta apenas o fraturamento da rocha, sendo utilizado na determinação de outros índices de classificação mecânica da rocha, como o RMR e o sistema Q. Priest and Hudson (1976) descobriram que uma estimativa de RQD pode ser obtida através da medida de frequência de descontinuidade,  $\lambda$ . Para valores de  $\lambda$  entre 6 e 16m, uma boa aproximação de valores de RQD é dada pela relação linear (Brady & Brown, 1993):

$$RQD = -3.68\lambda + 110.4$$

Considerando que o espaçamento entre as três famílias de fraturas ficou definido em 4m, obtivemos um valor final de  $\lambda$  igual a 12m. Portanto o valor final de RQD foi obtido pelo gráfico abaixo que relaciona o RQD e a frequência de descontinuidade média entre fraturas (after Priest and Hudson, 1976).

Gráfico 1: Relação entre RQD e frequência de descontinuidade média.



Por fim, o valor de RQD obtido está abaixo descrito:

Tabela 14: Valor de Rock Quality Designation (RQD).

RQD	Qualidade da Rocha
66%	Fraca

## 8.2. Classificação RMR

A classificação do maciço rochoso é realizada de acordo com seis parâmetros listados por Bienawski, onde no final se obtém o valor de classificação da rocha, o RMR. Os parâmetros que relacionam as características da rocha a valores numéricos de classificação estão listados abaixo:

- RQD (*Rock Quality Designation*);
- Espaçamento entre descontinuidades;
- Resistência à compressão uniaxial da rocha;
- Qualidade das descontinuidades;
- Presença de água no maciço rochoso;
- Orientação das descontinuidades em relação à orientação da escavação.

De acordo com cada parâmetro, o maciço recebe uma pontuação, sendo a soma de todos os critérios o valor final de *Rock Mass Rating* (RMR).

**Tabela 15: Valor de *Rock Mass Rating* (RMR).**

RMR	Qualidade da Rocha
52	Moderada

### 8.3. Sistema Q

Desenvolvido por Barton, Lien e Lunde (1974), a classificação do sistema Q surgiu como um meio de estimativa de suportes necessários para rochas duras em túneis da Escandinávia em função de um índice de qualidade do maciço rochoso (Brady & Brown, 1993). Os parâmetros que definem a classificação do sistema Q são os seguintes:

- RQD (*Rock Quality Designation*);
- Número de família de juntas;
- Rugosidade da descontinuidade mais desfavorável;
- Grau de alteração ou preenchimento na descontinuidade mais fraca (mais desfavorável);
- Presença de água (fluxo de água);
- Estado de tensões.

O índice de qualidade da rocha pelo sistema Q varia entre 0.001 e 1000 em

escala logarítmica, e é definido pela equação:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot \frac{J_w}{SRF}$$

Onde,

- $J_n$  = número de famílias de juntas;
- $J_r$  = número para a rugosidade da descontinuidade;
- $J_a$  = número para o grau de alteração da descontinuidade;
- $J_w$  = valor de desconto devido à presença de água;
- SRF = fator de redução devido ao estado de tensões.

Os valores utilizados para a classificação no sistema Q, portanto, foram os seguintes:

**Tabela 16: Parâmetros e índice do maciço rochoso no sistema Q.**

Sistema Q (Barton, 1974)	$J_n$	12
	$J_r$	1.2
	$J_a$	6
	$J_w$	1
	SRF	1
	TOTAL	1.1040

#### 8.4. Classificação MRMR

A aplicação do sistema MRMR (*Mining Rock Mass Rating*) envolve pontuações ao maciço rochoso de acordo com parâmetros geológicos medidos (Laubscher, 1984). As pontuações são definidas em relação a sua importância, com um valor final de no máximo 100. O sistema MRMR basicamente usa o valor de RMR e ajusta de acordo com a tensão in situ, as tensões induzidas, mudanças de tensões, efeitos do desmonte, presença de água e método de escavação, sendo um método que tem seus parâmetros derivados de operações em métodos de lavra por *caving*. Os valor final obtido de MRMR está demonstrado na tabela abaixo:



Tabela 17: Valor de Mining Rock Mass Rating.

MRMR	Qualidade da Rocha
50	Moderada

## 9. Método de Lavra

A escolha do método de lavra passa por uma análise criteriosa de fatores relacionados à estrutura do depósito, sua forma e continuidade, teores, mergulho e espessura. Desde o início do trabalho, com a modelagem geológica do depósito, sabe-se que há uma cobertura média de 200m. Portanto, as definições e classificações aplicadas de mecânica de rochas já vinham sendo direcionadas para a escolha de um método de lavra subterrâneo, o que se efetivou ao serem analisados três principais fatores:

- Corpo maciço extenso: dimensões 1400m x 1800m;
- Minério muito fraturado: três principais famílias de fraturas e classificação RQD = 66% (Rocha fraca);
- Corpo em profundidade de 200m com encaixante e minério friáveis.

Um método de lavra que se aplicaria exatamente nessas características é o de *Block Caving*, um método capaz de estabelecer altas produções a baixos custos por tonelada, aplicável em corpos extensos com dimensão vertical superior a 100m (Brady & Brown, 1993). Ainda assim, como ferramenta auxiliar, foi utilizado o aplicativo *Mining Method Selection* disponível no site [www.edumine.com/tools](http://www.edumine.com/tools), que, de acordo com valores de entrada como espessura, ângulo e distribuição dos teores no depósito, classificação RMR da rocha e altura de *overburden*, resulta em uma classificação entre os melhores métodos de lavra a serem aplicados a esses dados. O resultado está ilustrado na figura abaixo:

Orebody Characteristics	Orebody Cartoon	Mining Method Rankings
<b>Geometry and Grade Distribution</b> General Shape: Massive Ore Thickness: Very Thick (more than 100m) Ore Plunge: Flat (less than 20deg) Grade Distribution: Uniform Depth: Intermediate (100-600m)		(best) Block Caving (37) Open Pit (35) Sublevel Caving (29) Sublevel Stopping (25) Top Slicing (21) Cut and Fill Stopping (19) Square Set Stopping (16) Room and Pillar (-32) Longwall Mining (-68) Shrinkage Stopping (-85) (worst)
<b>Rock Mass Rating</b> <small>(after Bieniawski 1973)</small> Ore Zone: Medium (40-60) Hanging Wall: Medium (40-60) Footwall: Medium (40-60)		
<b>Rock Substance Strength</b> <small>(unconfined compressive strength : principal stress)</small> Ore Zone: Very Weak (less than 5) Hanging Wall: Very Weak (less than 5) Footwall: Very Weak (less than 5)		

Figura 72: Classificação de métodos de lavra. Interface do aplicativo *Mining Method Selection*. (Edumine, 2013)

Com bases na análise dos três principais fatores do depósito e do resultado de *Block Caving* como sendo o método de maior pontuação na ferramenta do Edumine, tivemos embasamento suficiente para escolher o método de *Block Caving* para aplicação no depósito de cobre e molibdênio. O método tem como princípio básico a movimentação do minério por abatimento (*caving*) à cavidade de extração (*drawpoint*). Furação e desmonte são aplicados no desenvolvimento do realce inicial (nível de *undercut*), de onde é induzido o abatimento do minério que é posteriormente removido um nível abaixo, no nível de extração.

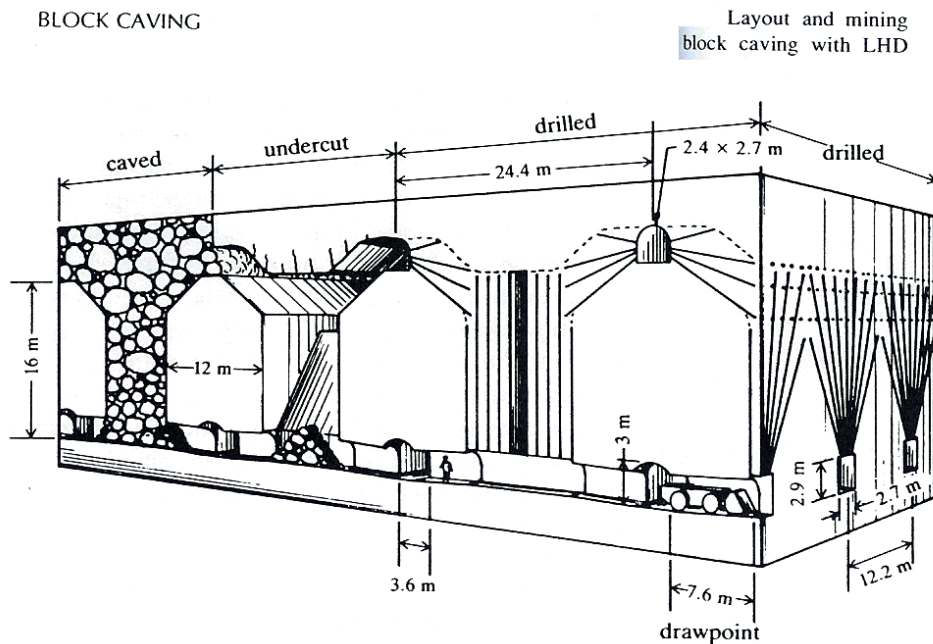
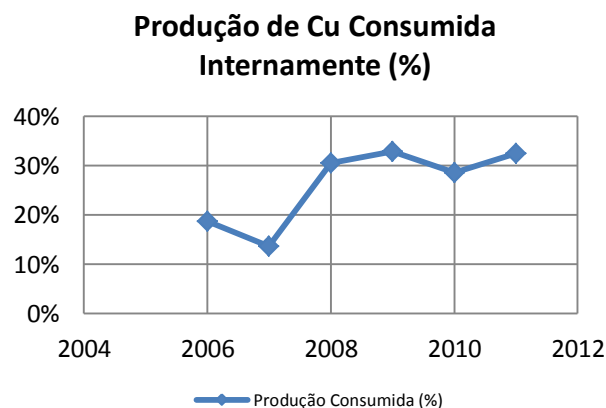
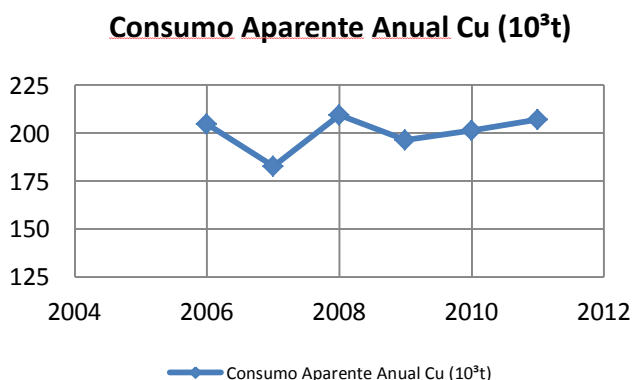
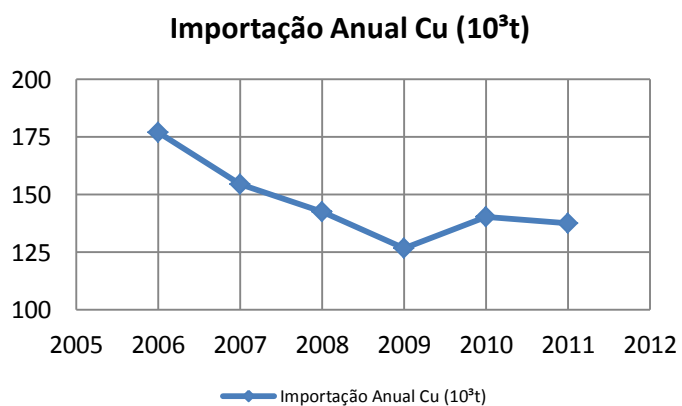
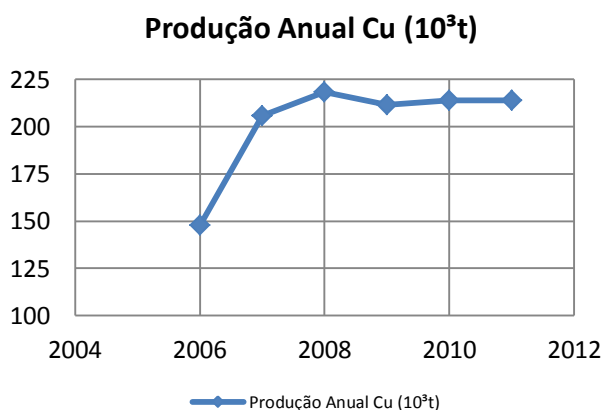


Figura 73: Layout típico do método de *Block Caving*.

## 10. Análise de Mercado

A considerar a produção de ROM (*Run of Mine*) de cobre e molibdênio total por ano, é preciso estabelecer rotas de escoamento do produto final da mina. A análise de mercado envolve traçar estratégias de venda do concentrado de cobre ou molibdênio ao mercado local ou exportação do produto, em função da demanda de mercado consumidor. Portanto, a análise teve foco no estudo da produção anual, importação anual, consumo aparente e produção consumida internamente do cobre e molibdênio, tendo como base dados divulgados pelo Departamento Nacional de Produção Mineral no intervalo do ano 2006 ao ano 2011.

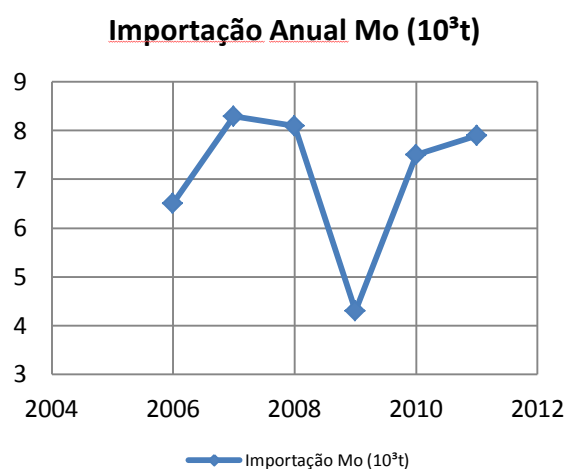
Os quatro gráficos a seguir ilustram a situação do mercado brasileiro de cobre:



Em relação à produção anual de cobre, na faixa de 215 mil toneladas, apenas

30% vêm sendo consumido pelo mercado interno, o mesmo mercado que importa em média 130 mil toneladas do metal para consumo direto. Conclui-se que a produção anual de 91 mil toneladas de cobre da mina tem mercado interno e poderia cobrir um percentual do produto que é importado.

O molibdênio, que tem produção interna desconsiderável, é importado conforme a demanda de mercado consumidor, como é ilustrada nas variações do gráfico abaixo. Como é subproduto da mineração de cobre, o molibdênio extraído seria suficiente para cobrir 100% da importação anual.



## 11. Definição do Teor de Corte

Por definição, teor de corte global, é o teor acima do qual o material mineralizado é economicamente viável de ser extraído e processado pela planta de beneficiamento, pagando os custos financeiros e indiretos envolvidos na sua extração, ou seja, materiais abaixo desse valor são considerados estéreis. O teor de corte de equilíbrio (*break-even cutoff grade*) é geralmente aceito para cálculo de estimativa de reservas e pode ser calculado através da equação a seguir (Noble, 1993):

Equação 1

$$BCOG = \frac{C_{Lavra} + C_{Benef.} + C_{G\&A}}{Rec_{Planta} * (Commodity_{Cu} - Custo_{Venda e Refino})}$$

Por outro lado, entende-se por teor de corte marginal, o teor mínimo do material mineralizado que apenas paga os custos de seu beneficiamento, além dos custos administrativos e financeiros, sendo opção o seu transporte à pilha de estéril ou à usina de beneficiamento, não obtendo lucro nem prejuízo. É definido de acordo com a equação:

Equação 2

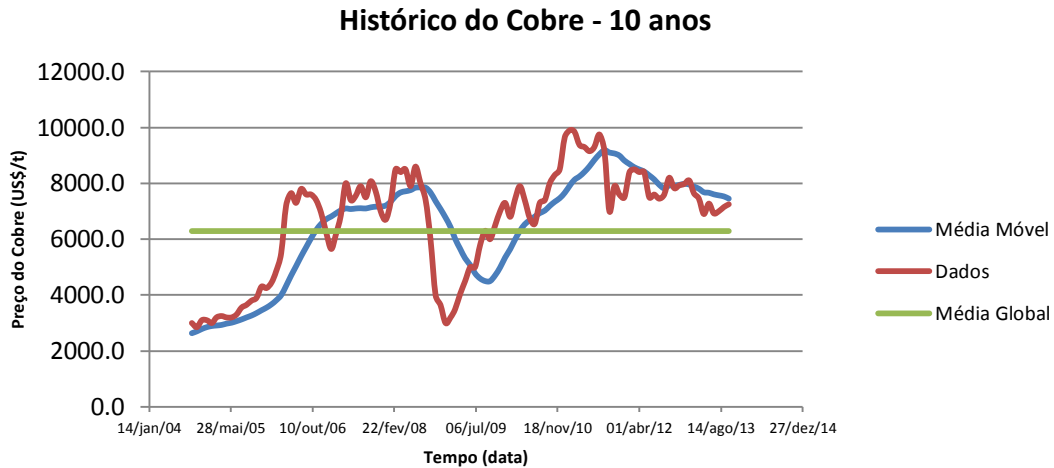
$$MCOG = \frac{C_{Benef.} + C_{G\&A}}{Rec_{Planta} * (Commodity_{Cu} - Custo_{Venda e Refino})}$$

O passo seguinte para o cálculo dos teores de corte global e marginal foi a definição de algumas premissas envolvidas nas equações 1 e 2:

- Preço de Venda do Cobre (*Commodity*).
- Custo de Lavra;
- Custo de Beneficiamento;
- Custos Gerais e Administrativos;
- Recuperação de Planta;

### 11.1. Preço de *Commodity*

A definição do preço de venda do cobre foi realizada através da análise de média móvel considerando um histórico de dez anos da commodity no mercado. Através desta análise puderam-se visualizar as tendências e os ciclos aos quais o preço da *commodity* esteve exposto e, assim, definir um preço coerente com as variações ao longo dos anos. Sendo assim, foi gerado um gráfico plotando as curvas de preço do cobre ao longo de dez anos, a curva de média móvel e a reta de média global.



O valor de média global ficou fixado em US\$ 6291.25 por tonelada, enquanto o valor atual (dia 01 de outubro, 2013) é de US\$ 7250.00 por tonelada. De acordo com o gráfico é possível determinar que a curva de média móvel é decrescente, mas está acima da curva de dados, o que significa que há uma tendência na queda do preço, embora essa queda tenha certa resistência em acontecer. Considerando que 63% dos valores estão acima da média global, o valor fixado para a *commodity* foi de **6500 US\$/t**.

## 11.2. Custos de Lavra

Na estimativa inicial de um valor de custo de lavra, foi utilizada a tabela do *SME Mining Engineering HandBook* que estabelece o custo de operação de três minas de *Block Caving* que utilizam acesso por poços, o que será o caso da mina deste estudo de pré-viabilidade.

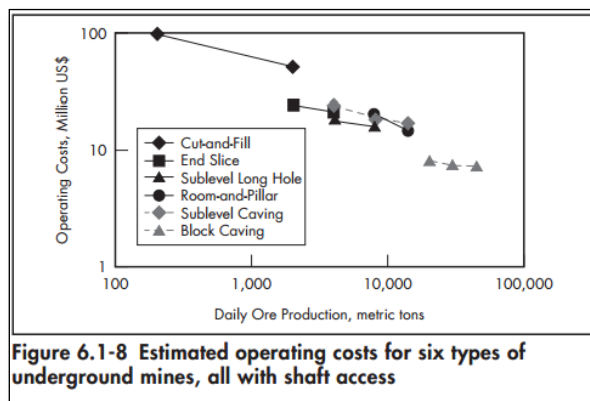


Figura 74: Valores de custo de lavra para diferentes métodos subterrâneos. (SME,2011)

Logo, o valor definido de custo de lavra foi de **8.5 US\$/t**.

Os custos gerais e administrativos e os custos de beneficiamento foram estimados utilizando a ferramenta de estimativa de custos *Mafrmine*, um software em modelo computacional de nuvem, que utilizado os modelos matemáticos desenvolvidos por T. Alan O'Hara a fim de facilitar a análise econômica em nível de estudos de pré-viabilidade para projetos. Portanto, os valores de output obtidos foram os seguintes:

- Custo de beneficiamento: **12 US\$/t**;
- Custos gerais e administrativos: **0.5 US\$/t**;
- Recuperação de planta: **80%**

Na posse destes dados, então, foram calculados os teores de corte global e marginal:

**Tabela 18: Teor de corte global e teor de corte marginal do cobre.**

	Teor de Cobre (%)
BCOG	0.32
MCOG	0.16

## 12. Projeto de Mina

O início de layout da mina passa pelo dimensionamento correto das galerias com adequado fator de segurança. O método para determinação das dimensões de galeria a serem usadas inclui o cálculo de tensões às quais o maciço está submetido nas laterais da galeria  $\sigma_A$ , e as tensões no teto  $\sigma_B$ . Os cálculos foram feitos de acordo com as duas equações (Brady & Brown, 1993):

$$\sigma_A = p \left( 1 - K + \sqrt{2W/\rho_A} \right)$$

$$\sigma_B = p \left( K - 1 + K\sqrt{2H/\rho_B} \right)$$

Onde,

- p = carga vertical ao qual a galeria está submetida, 10.7 MPa;

- $K = 0.3p$ , 3.21 MPa;
- $\rho_A$  = raio de curvatura do ponto A (lateral) do perfil da galeria;
- $\rho_B$  = raio de curvatura do ponto B (teto) do perfil da galeria;
- $W$  = largura de galeria;
- $H$  = altura de galeria.

Realizando-se os cálculos, os valores obtidos para  $\sigma_A$  e  $\sigma_B$  foram, respectivamente, 15.2 Mpa e -0.17 Mpa. Sabendo que no teto o maciço tende a romper por tração e nas laterais das galerias por compressão, o cálculo do fator de segurança envolve, para o teto, a resistência uniaxial da rocha de 20.1 MPa, enquanto para as laterais da galeria envolve a resistência à tração da rocha de -0.27 MPa. Portanto, para o perfil abaixo ilustrado, o fator de segurança para o teto é de 1.53, ao passo que para as laterais é de 1.32, valores coerentes para a operação e desenvolvimento da mina.

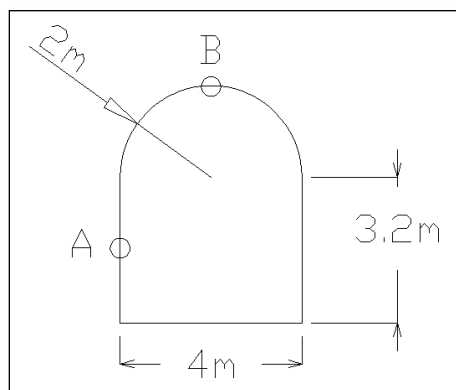


Figura 75: Dimensões de galeria.

## 12.1. Design de Lavra

O processo de design de lavra do *Block Caving* consiste na criação de galerias de desenvolvimento de acesso aos painéis de extração do minério. O painel de extração é dividido em dois níveis, o nível de *undercut* (nível de realce), onde, na etapa de desenvolvimento, é realizado o desmonte para indução do *caving* do minério que ao ser desmontado, preenche o vazio das galerias de realce, e o nível de extração, onde, na etapa de produção, são detonados cones em direção às galerias de realce, a fim de que o minério fragmentado seja movimentado por gravidade para os pontos de extração (*drawpoints*).



Com o auxílio do software *Studio 3*, o design de lavra foi realizado considerando que o transporte do ROM será feito por LHDs (*Load, Haul & Dump*), equipamentos comuns em minas subterrâneas, capazes de carregar, transportar e descarregar o material. Logo, o design e a distribuição das galerias foram configurados de maneira que possibilitassem a locomoção adequada das LHDs, tanto para o nível de *undercut* quanto para o nível de *extraction*, onde as dimensões dos acessos aos *drawpoints* devem possibilitar que o equipamento, com a sua limitação de raio de giro, possa acessar adequadamente a galeria.

As figuras abaixo ilustram o design de lavra para o nível de extração. As cotas estão em metros.

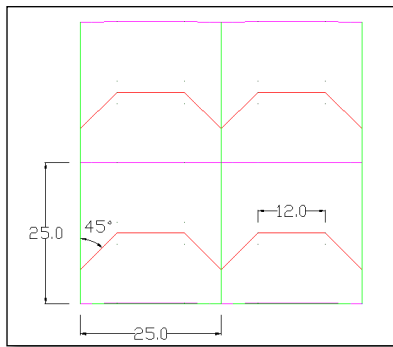


Figura 76: Vista em planta das dimensões do nível de extração.

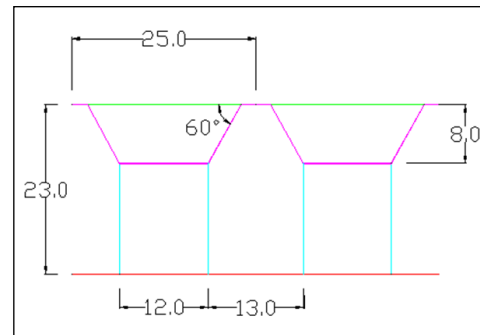


Figura 77: Vista anterior das dimensões do nível de extração.

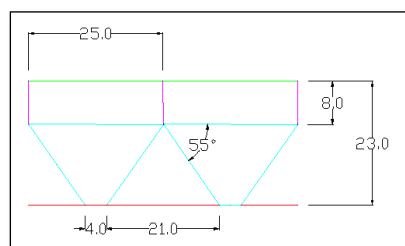


Figura 78: Vista lateral das dimensões do nível de extração.

A fim de se otimizar a recuperação de lavra buscou-se distribuir da melhor maneira os painéis ao longo do corpo de minério. Com isso, totalizaram-se doze painéis de extração, em cotas diferentes, respeitando o mergulho do corpo e sua extensão.

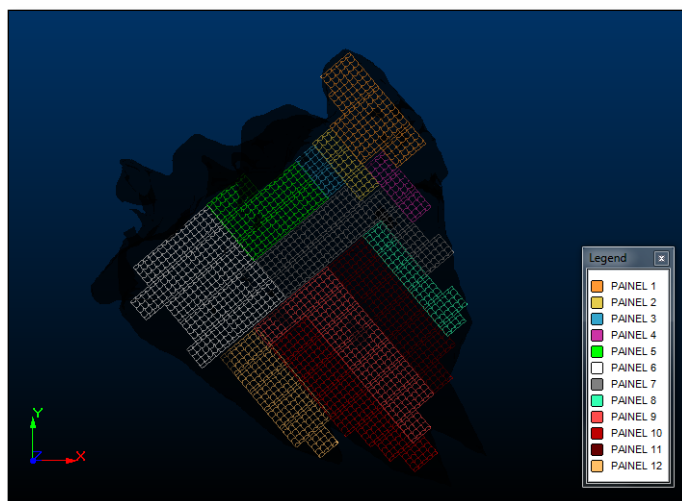


Figura 79: Vista em planta da distribuição dos painéis ao longo do corpo de minério.

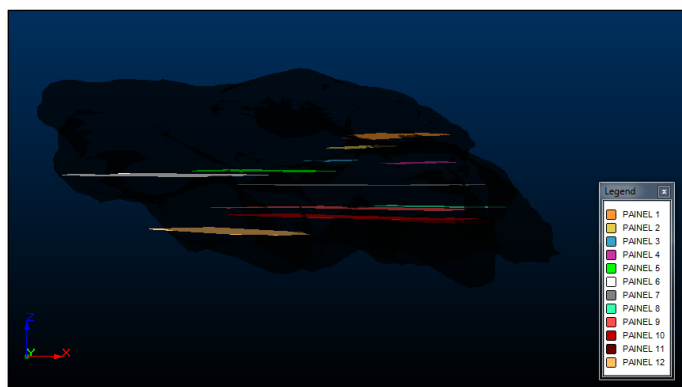


Figura 80: Vista em perspectiva da distribuição dos painéis ao logo do corpo de minério.

Em função de ser um método que induz o *caving* dos blocos de minério logo acima do nível de extração, é evidente que isso provoca a subsidência do material de superfície, portanto cada painel de extração tem uma influência de subsidência que se estende desde seu nível até à superfície seguindo  $60^\circ$  de propagação (*SME Mining Engineering Handbook*). Sendo assim, foi desenhado o cone de influência de cada um dos doze painéis e, por consequência, as rampas de acesso aos painéis, os poços e toda a infraestrutura restante da mina foram locadas fora dos limites destes cones, como mostra a Figura 79.

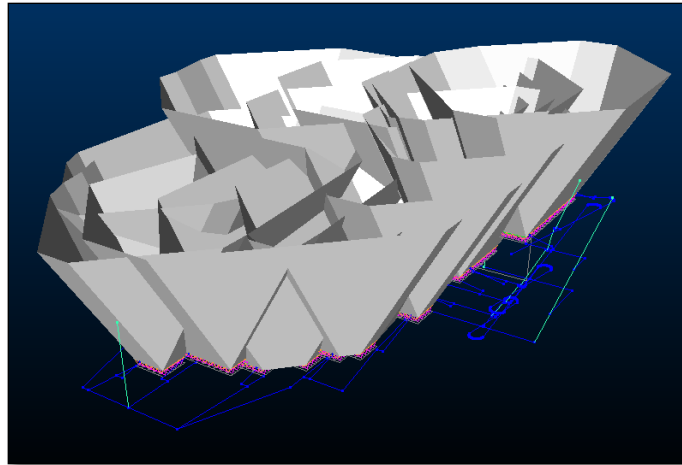


Figura 81: Vista em perspectiva de rampas e poços alocados fora dos limites dos cones de influência de *caving*.

A construção das galerias de acesso aos painéis, dos poços de ventilação, dos *orepass* e dos *drifts* dos níveis de realce e de extração podem ser visualizados na imagem abaixo.

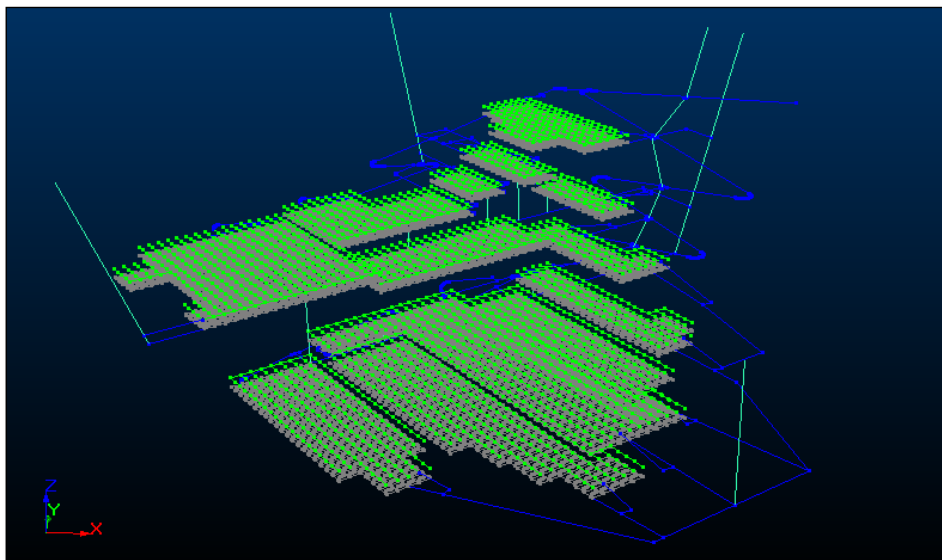


Figura 82: Layout final da mina.

## 12.2. Suporte de Galerias

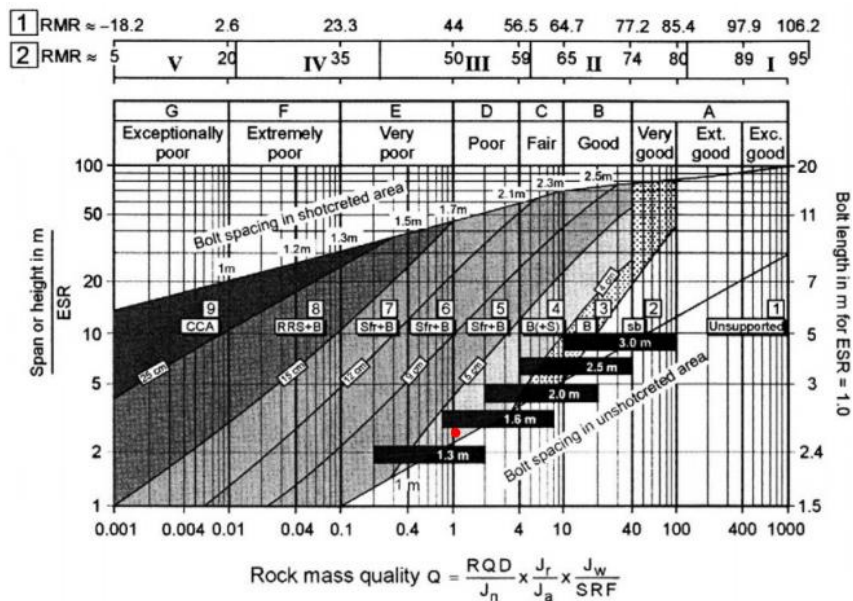
Os suportes para galerias são fatores preponderantes em minas subterrâneas, pois além de possibilitar segurança a trabalhadores, equipamentos e permitir que ocorram as operações de desmonte, transporte e ventilação em subsolo, são, no caso do *Block Caving*, instalações bastante dispendiosas, visto a grande quantidade de suportes a serem instalados para garantir segurança mínima às equipes de lavra e ao mesmo tempo não influenciarem no

processo de abatimento do minério ou ao mesmo se tornarem custos muito elevados. Dessa forma, é importante o dimensionamento correto dos suportes para galerias, levando em conta principalmente o método subterrâneo aplicado e a qualidade da rocha a ser engastada. Foram definidos diferentes tipos de suporte, de acordo com a necessidade de cada galeria, dividindo-se, assim, em três classes:

### 12.2.1. Rampas de Acesso

A definição dos suportes adequados para os acessos de rampa, que são feitos no estéril e estão alocados fora dos limites de influência do *caving* do minério, levou em consideração a classificação do maciço pelo sistema Q, definido anteriormente como 1.1040, e o índice ESR – *excavation support ratio* – definido como 1.6 para o tipo de rocha granítica altamente fraturada (after Barton, 2002).

Gráfico 2: Ábaco de Grimstad & Barton para definição da classe de suportes de galeria.



Com o auxílio do ábaco acima, definiu-se que o maciço das galerias de rampas de acesso pertence à classe quatro, o qual deve ser submetido aos seguintes suportes:

- 5 parafusos de 1.70m na abóboda, espaçados de 1.25m;
- 2x2 parafusos de 1.70m nas laterais;
- 76mm de concreto projetado.

### 12.2.2. Nível de Undercut

Para as galerias do nível de realce, onde são feitos os desmontes laterais para indução do abatimento do minério, o arranjo de suportes para as galerias é o mesmo das rampas de acesso:

- 5 parafusos de 1.70m na abóboda, espaçados de 1.25m;
- 2x2 parafusos de 1.70m nas laterais;
- Tela metálica.

A única diferença fica por conta da definição de não se utilizar concreto projetado a fim de não prejudicar a perfuração e o desmonte lateral do pré-corte.

### 12.2.3. Nível de Extraction

Os níveis de extração requerem um pouco mais de atenção quanto ao tipo e quantidade de suporte a ser utilizado, visto que o acesso aos drawpoints são pontos críticos onde há redistribuição de tensões devido às detonações dos pilares do nível de *undercut*, além de serem galerias que devem durar longos anos de produção permitindo segurança à circulação dos equipamentos de transporte. Brady & Brown definem uma criteriosa sequência de instalação de suportes para o nível de extração, conforme a figura abaixo:

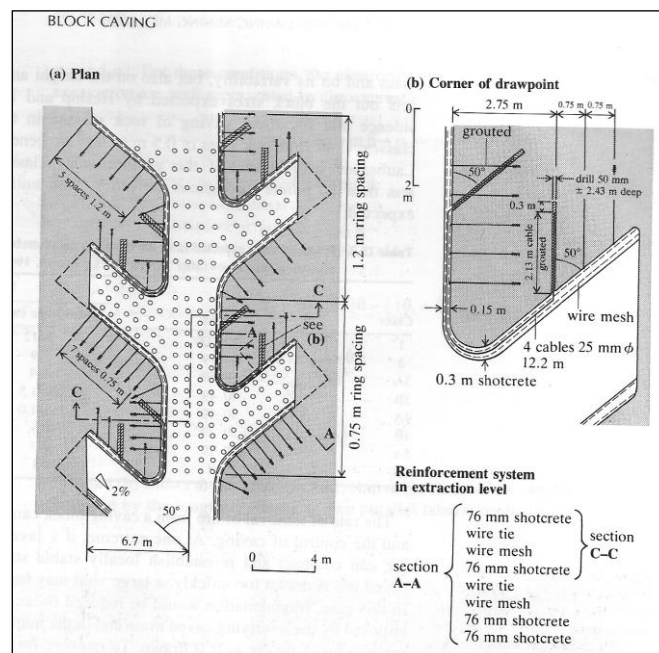


Figura 83: Suportes para o nível de extração (Brady & Brown, 1993).

A sequência de instalação de suportes divide-se em galerias (*drifts*) e pontos de extração do minério (*drawpoints*). Para os *drifts*, a sequência deve ser a seguinte:

1. Instalação da malha de parafusos;
2. 76mm de concreto projetado;
3. Instalação da tela metálica;
4. 76mm de concreto projetado.

Para os *drawpoints*, a sequência deve ser a seguinte:

1. Instalação da malha de parafusos;
2. 76mm de concreto projetado;
3. Instalação da tela metálica;
4. 76mm de concreto projetado;
5. Instalação de tela metálica;
6. 76mm de concreto projetado;
7. 76mm de concreto projetado.

### **13. Dimensionamento de Equipamentos**

A importância em se dimensionar corretamente os equipamentos de uma mina subterrânea se deve primeiramente ao fato de se buscar o cumprimento da produção estimada de ROM, o correto atrelamento entre as dimensões dos equipamentos e as dimensões de galeria e a compatibilidade entre os equipamentos de carga, transporte e ventilação visando correta operação das atividades de lavra. A partir disso, foram definidas três frotas de equipamentos ao longo da vida útil da mina:

1. Frota de Desenvolvimento

Equipe e conjunto de equipamentos responsáveis por duas frentes de serviço e pelo

desenvolvimento das rampas de acesso aos painéis, mesmo concomitante à produção de um deles.

## 2. Frota de Desenvolvimento Produtivo

Equipe e conjunto de equipamentos responsáveis pela construção dos *drifts* dos níveis de *undercut*, extração, além da construção das galerias em formato de “ferradura de cavalo” que formam os *drawpoints*, de onde o minério fragmentado será extraído. Entende-se por desenvolvimento produtivo, pois todas as operações ocorrem dentro do corpo de minério, onde esse material removido pode ser enviado à planta de processamento, agregando valor à operação.

## 3. Frota de Produção

Equipe e conjunto de equipamentos responsáveis pelo “corte” dos cones de extração do minério nos *drawpoints*.

### 13.1. Frota de Desenvolvimento

Algumas premissas foram adotadas para o dimensionamento da LHD:

- Disponibilidade Mecânica: 85%;
- Disponibilidade Operacional: 90%;
- Fator de empolamento: 35%;
- Fator de deslocamento: 90%;
- Fator de concha: 67%.

Além das premissas, criou-se um ciclo teórico da LHD, conforme mostrado na tabela abaixo:

**Tabela 19: Ciclo teórico da LHD de desenvolvimento.**

CICLO LHD	tempo (s)
Enchimento	10
Manobra	30
Carregamento	20
Retorno	20

Em função do tempo de ciclo teórico da LHD, da definição de um tempo máximo de trinta minutos para a limpeza da frente e do avanço real de 2.85m, foi calculado o volume de concha necessário para atender essa demanda. Considerando que a massa desmontada por detonação da frente é de 54.38m<sup>3</sup>, a produção da frente é de 108.76 m<sup>3</sup>/h e, portanto a capacidade da LHD deve ser de **2.5 m<sup>3</sup>**.

É importante salientar que o desenvolvimento ocorre concomitante à produção do painel, pois apenas um painel é lavrado por vez, logo, o transporte de material retirado das duas frentes de serviço ao longo do tempo será realizado por caminhões. Sendo assim, foi dimensionada a quantidade necessária de caminhões ao longo dos dias de desenvolvimento para as duas frentes, considerando o aumento da distância média de transporte em função do avanço pelo desmonte e mais um acréscimo de duzentos metros da saída do plano inclinado em superfície até a pilha de estéril. A inclinação adotada de rampa foi de 17% mais um acréscimo de 3% de resistência ao rolamento, apesar de ser um valor alto para caminhões subterrâneos trabalharem, ainda assim o modelo selecionado consegue trabalhar com a sua caçamba totalmente carregada. As tabelas a seguir mostram os resultados:

**Tabela 20: Dimensionamento de caminhões ao longo dos dias desenvolvimento Rampa Leste.**

Rampa Leste						
Dias	DMT (m)	t loaded (min)	t empty (min)	t ciclo (min)	num ciclo/h	caminhões
20	542	4.65	2.48	7.13	8.42	1
47	1003.7	8.60	4.60	13.20	4.55	2
60	1226	10.51	5.62	16.12	3.72	3
80	1568	13.44	7.18	20.62	2.91	3
100	1910	16.37	8.75	25.12	2.39	4
120	2252	19.30	10.31	29.62	2.03	4
140	2594	22.23	11.88	34.12	1.76	5
160	2936	25.17	13.45	38.61	1.55	6
180	3278	28.10	15.01	43.11	1.39	6
200	3620	31.03	16.58	47.61	1.26	7



Tabela 21: Dimensionamento de caminhões ao longo dos dias de desenvolvimento da Rampa Norte.

Rampa Norte						
Dias	DMT (m)	t loaded (min)	t empty (min)	t ciclo (min)	num ciclo/h	caminhões
13	1222.3	10.48	5.60	16.08	3.73	3
33	1564.3	13.41	7.16	20.57	2.92	3
53	1906.3	16.34	8.73	25.07	2.39	4
73	2248.3	19.27	10.30	29.57	2.03	4
93	2590.3	22.20	11.86	34.07	1.76	5
113	2932.3	25.13	13.43	38.56	1.56	6
133	3274.3	28.07	15.00	43.06	1.39	6
151	3582.1	30.70	16.41	47.11	1.27	7

Para o *match* entre a LHD e os caminhões, isto é, a correta sincronia entre os ciclos de carregamento da LHD e os ciclos de transporte dos caminhões, foi definido três como o número de passes ideais, considerando a densidade empolada do material, o caminhão deve ter capacidade de quinze toneladas. Na posse destes dados então foram selecionados os seguintes equipamentos:

- **LHD Atlas Copco ST7**
  - Capacidade de concha: 2.5 m<sup>3</sup>

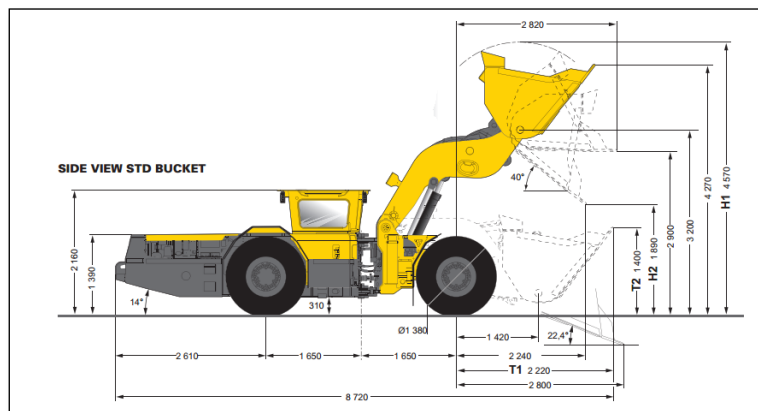


Figura 84: Brochura da LHD Atlas Copco, Modelo ST7.

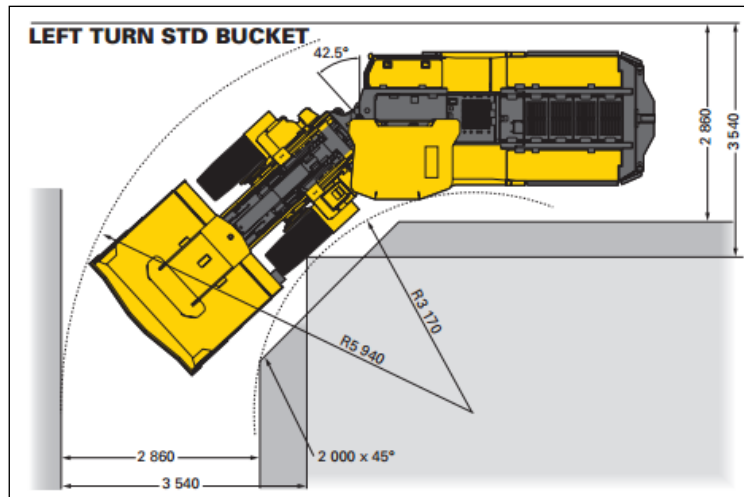


Figura 85: LHD Atlas Copco ST7, raio ajustado à galeria.

- **Minetruck Atlas Copco MT2010**
  - Capacidade de transporte de material: 20 t

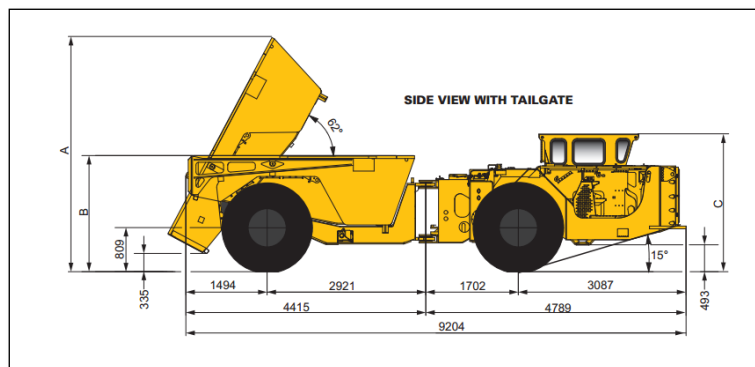


Figura 86: Brochura do Minetruck Atlas Copco, Modelo MT2010.

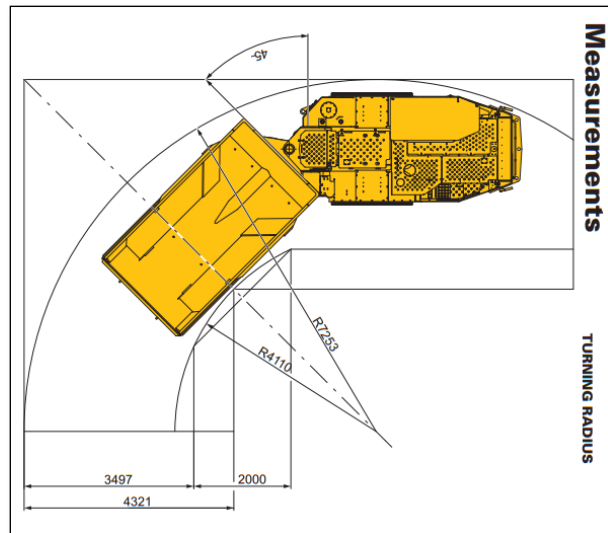


Figura 87: Minetruck Atlas Copco MT2010, raio de giro ajustado à galeria.

Outros equipamentos dimensionados dizem respeito a perfuração de frente e de teto para escoramento dos suportes. Portanto, o alcance do braço de perfuração e o diâmetro de perfuração são fatores preponderantes na seleção dos equipamentos. Abaixo seguem os equipamentos escolhidos:

- Parafusadeira de teto Atlas Copco Boltec 235

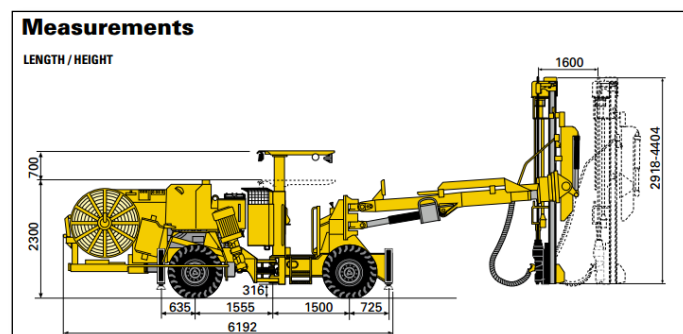


Figura 88: Brochura da PT Atlas Copco, Modelo 235.

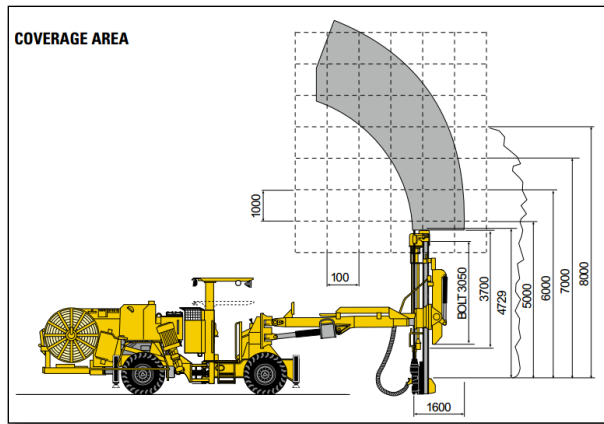


Figura 89: PT Atlas Copco 235, alcance e área de cobertura do equipamento.

- **Jumbo de desenvolvimento Atlas Copco Boomer 282**
  - Capacidade de profundidade dos furos: 3m.

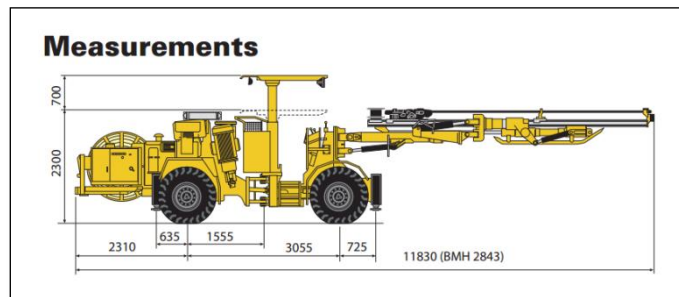


Figura 90: Brochura do Jumbo Atlas Copco, Modelo Boomer 282.

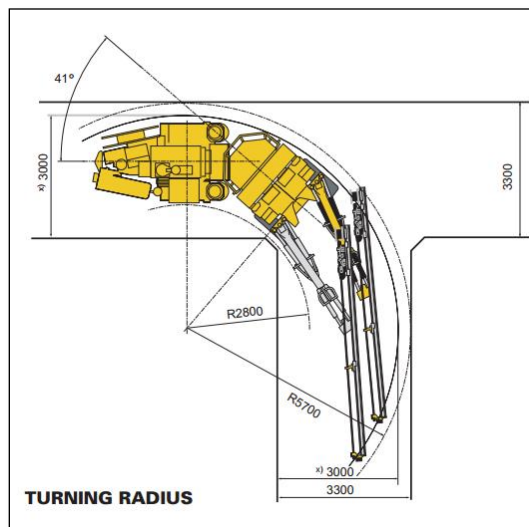


Figura 91: Jumbo Atlas Copco Boomer 282, raio de giro ajustado à galeria.

O resumo da frota de desenvolvimento, acrescentando uma LHD reserva para

questões de planejamento e manutenção do avanço, consta na tabela a seguir:

Tabela 22: Frota total de desenvolvimento.

Frota de Desenvolvimento	Quantidade
LHD Atlas Copco ST7	3
Minetruck Atlas Copco 2010	14
Parafusadeiras Boltec 235	2
Jumbos Boomer 282	2

### 13.2. Frota de Desenvolvimento Produtivo

A frota de desenvolvimento produtivo atua dentro dos painéis a serem lavrados, na construção dos *drifts* e pré-cortes. A considerar que uma frota de DP é composta por uma LHD, um Jumbo de perfuração em leque e uma parafusadeira de teto, nove *drifts* são atendidos pela mesma frota, pois as atividades de limpeza, perfuração, desmonte e escoramento podem ser realizadas em paralelo entre as galerias. Tendo em vista essa definição, estimou-se o tempo de ciclo da LHD no desenvolvimento dos *drifts* do maior painel – cenário crítico – contendo dezoito galerias por nível para, assim poder dimensionar a capacidade necessária de sua concha. A considerar que são desmontados 661 m<sup>3</sup> de rocha em nove *drifts*, sendo o transporte de minério a partir de agora realizado por correia transportadora, o ciclo de LHD para o maior painel tem as seguintes definições:

Tabela 23: Ciclo teórico da LHD de desenvolvimento produtivo.

CICLO LHD	Tempo (s)
Ida vazia	36
Enchimento	67,5
Retorno cheia	10
Manobra	20
TOTAL	133,5

Considerando que os turnos são de seis horas e o material desmontado por turno deve ser de 661 m<sup>3</sup>, o volume de concha mínimo necessário para atingir essa produção é de **4.08 m<sup>3</sup>**. Portanto, o modelo de LHD utilizado no desenvolvimento não pode ser aproveitado para o desenvolvimento produtivo, sendo necessária a seleção de outro modelo, o

que será definido mais adiante com o cálculo da frota de produção. O sumário para a frota de desenvolvimento produtivo consta na tabela abaixo, salientando que os equipamentos são multiplicados por dois, pois há o desenvolvimento produtivo do nível de realce e do nível de extração:

Tabela 24: Frota total de desenvolvimento produtivo.

Frota de Desenv. Produtivo	Quantidade
LHD	4
Parafusadeiras Boltec 235	4
Jumbos Boomer 282	4

### 13.3. Frota de Produção

A frota de produção atua tanto no nível de pré-corte (*undercut*) quanto no nível de extração. Apesar de os trabalhos de pré-corte serem realizados pela frota de produção, não se está produzindo minério de fato, e sim apenas induzindo-se o abatimento dos blocos de minério até os *drawpoints*. O que acontece, nesse caso, é o fato de que os equipamentos de produção atuam dependentes uns dos outros sempre, pois somente após serem feitos todos os pré-cortes pelas perfuratrizes em leque inicia-se a remoção do minério no nível de extração pela LHD e, somente após o painel ser exaurido é que se inicia o desenvolvimento produtivo e a indução do abatimento do minério do próximo painel, visto que se fossem atividades que acontecessem concomitantes, a influência do *caving* poderia prejudicar os suportes ou até mesmo colapsar galerias de painéis de cotas superiores ao painel em desenvolvimento.

Sendo assim, algumas premissas foram adotadas para o dimensionamento das LHDs de produção:

- Disponibilidade Mecânica: 85%;
- Disponibilidade Operacional: 90%;
- Fator de empolamento: 35%;
- Fator de deslocamento: 90%;
- Fator de concha: 67%;
- Produção anual de ROM: 9.125 Mt;
- Produção diária de ROM: 25.000 t;

- Turnos de trabalho: 3;
- Horas trabalhadas: 8;
- Dias trabalhados no ano: 365.

Novamente foi definido um ciclo de LHDs para o maior painel, considerando as distâncias médias percorridas durante o processo de produção:

Tabela 25: Ciclo teórico da LHD de produção.

		tempo (s)			
empty	ida ao dp (m)	180	43.20	v (m/s)	4.17
	entrada no dp (m)	5	1.20		
loaded	saída dp (m)	5	2.25	v (m/s)	2.22
	ida ao orepass (m)	200	90.00		
	manobra		15.00		

Considerando que as galerias do nível de extração são planas, a LHD realiza 23.74 ciclos por hora e precisa atender a produção de 385.80 m<sup>3</sup>/h de ROM. Portanto, a capacidade de concha necessária para a produção é dada pela fórmula:

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

Onde,

Q = Produção horária (m<sup>3</sup>);

C = Número de ciclos/hora;

S = Fator de giro;

A = Disponibilidade Mecânica;

O = Disponibilidade Operacional;

Bf = Fator de Concha;

P = Fator de deslocamento.

O volume de concha obtido foi de 35.41 m<sup>3</sup>, definindo-se a utilização de seis LHDs com 6.4 m<sup>3</sup> de capacidade de concha. Em virtude do volume de concha ser superior aos

4.08 m<sup>3</sup> requeridos para atender a taxa de produção do desenvolvimento produtivo, a LHD de produção já será utilizada no desenvolvimento dos níveis de realce e de extração. O modelo selecionado está abaixo ilustrado:

- **LHD Atlas Copco ST14**
  - Capacidade de concha: 6.4 m<sup>3</sup>.

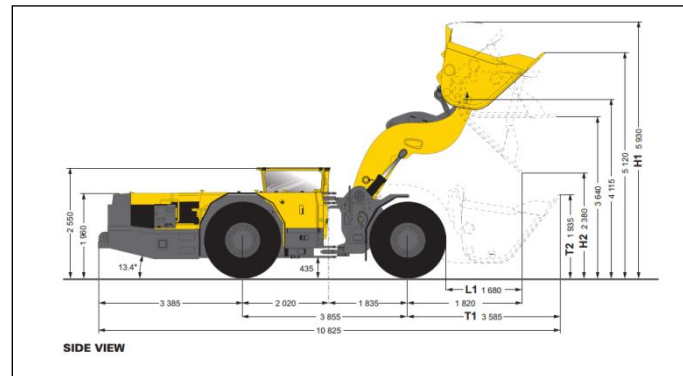


Figura 92: Brochura da LHD Atlas Copco, Modelo ST14.

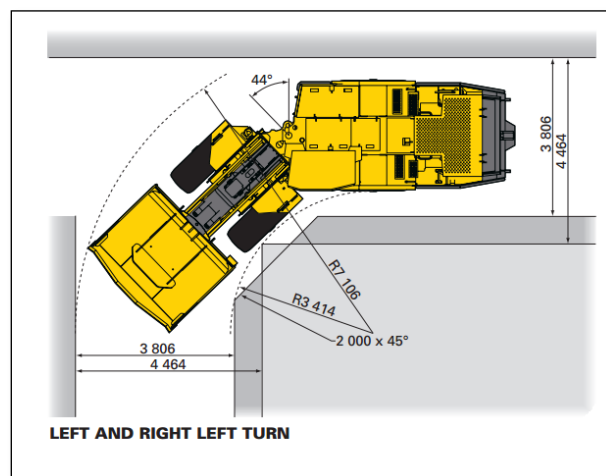


Figura 93: LHD Atlas Copco ST14, raio de giro ajustado à galeria.

Ainda na frota de produção, equipamento fundamental para a realização dos desmontes de pré-corte, etapa anterior à extração do minério, são os jumbos de perfuração em leque com capacidade de perfuração de furos longos e de grande diâmetro. O modelo selecionado foi o seguinte:



- **Simba Atlas Copco M6 C-ITH**

- Equipamento elétrico com capacidade de diâmetro de perfuração: 95 - 165mm;
- Perfuração radial de 360°;
- Perfuração mecanizada de até 51m.

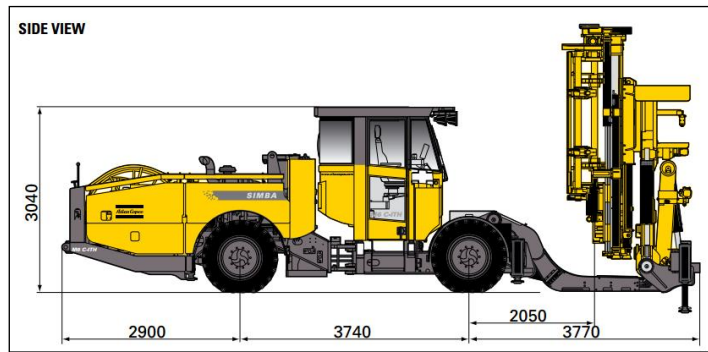


Figura 94: Brochura do Simba Atlas Copco, Modelo M6 C-ITH.

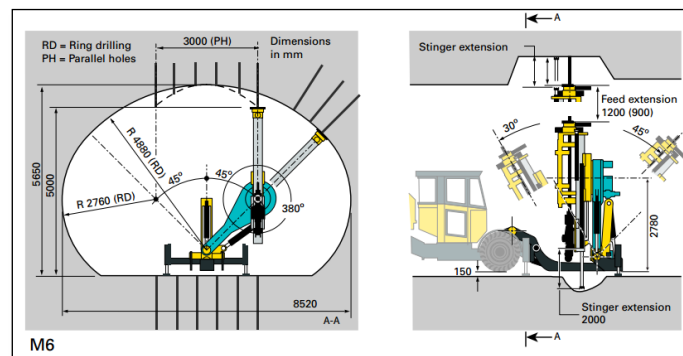


Figura 95: Simba Atlas Copco M6 C-ITH, alcance do equipamento e dimensões ajustadas à galeria.

Por fim, a frota será constituída por seis LHDs a cada nove *drifts*, o estabelece uma quantidade total de doze LHDs para o maior painel, contendo dezoito galerias, com o acréscimo de duas reservas. Cada Simba também é responsável por nove *drifts* de produção. A tabela abaixo sintetiza a frota total de produção:

Tabela 26: Frota total de produção.

Frota de Produção	Quantidade
LHD ST14	14
Simba M6 C-ITH	2

## 14. Ventilação

Os painéis distribuídos ao longo do corpo de minério apresentam diferentes características em relação à ventilação. Isso se deve ao fato de que cada painel tem sua particularidade na construção dos acessos, dos poços de escoamento do minério (*orepass*) e em consequência da circulação de ar, visto que as estratégias de ventilação serão variadas ao longo da vida útil da mina e serão definidas de acordo com o painel que está sendo lavrado em determinado momento. Portanto, para a definição de um modelo de ventilação, foi criado um circuito de ventilação crítico correspondente ao painel doze, sendo o mais extenso e mais longínquo em relação ao plano inclinado e ao poço de exaustão.

Sendo assim, foi possível determinar o fator de atrito  $k$ , as perdas de carga por turbulência  $L_x$ , as perdas de carga totais  $H_f$ , e as resistências das galerias  $R_f$  através da equação de Atkinson, dada por:

$$H_f = R_f \times Q^2 = \frac{k \times P \times (L + L_x)}{A^3} \times Q^2$$

Utilizando estes dados como entrada no software VentSIM, foi feito o design do circuito crítico para se obter as vazões necessárias para cada galeria:

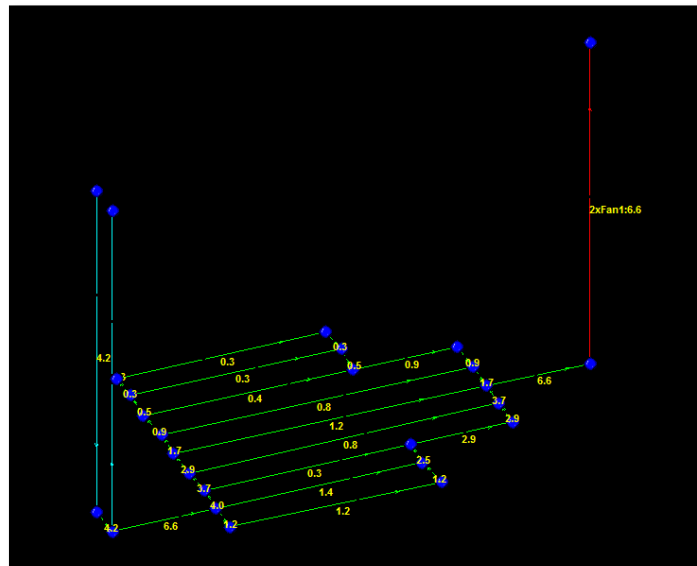


Figura 96: Circuito de ventilação equivalente do painel 12. (VentSIM, 2013)

Para determinação da vazão requerida a este cenário mais crítico da mina, usou-se da Norma Regulamentadora N°22 do Ministério do Trabalho e Emprego, que determina:

- Cálculo da vazão de ar fresco em função do número máximo de pessoas ou máquinas com motores a combustão a óleo diesel:

$$Q_T = Q_1 \cdot n_1 + Q_2 \cdot n_2 \text{ [m}^3\text{/min]}$$

Onde,

$Q_T$  = vazão total de ar fresco em m<sup>3</sup>/min;

$Q_1$  = quantidade de ar por pessoa em m<sup>3</sup>/min (2,0 m<sup>3</sup>/min);

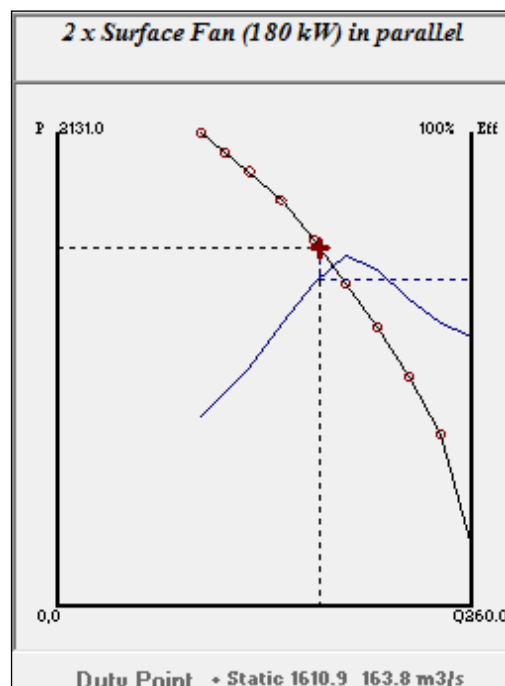
$n_1$  = número de pessoas no turno de trabalho;

$Q_2$  = 3,5 m<sup>3</sup>/min /cv (cavalo-vapor) dos motores a óleo diesel;

$n_2$  = número total de cavalo-vapor dos motores a óleo diesel em operação.

A vazão requerida final resultou em 6942 m<sup>3</sup>/min, acrescentou-se 40% em função de perdas e fugas do ar ao longo do circuito, resultando no valor final de **9719 m<sup>3</sup>/min**. A solução encontrada foi a instalação de dois ventiladores atuando por exaustão, em paralelo, com 180 kW de potência cada um. Com eficiência de 70% o conjunto atinge a vazão de 9829 m<sup>3</sup>/min e 6.6 m/s de velocidade do ar.

Gráfico 3: Curva de funcionamento do conjunto de ventiladores em paralelo.



## 15. Desmonte de Rocha

No método de *Block Caving*, o desmonte de rochas têm três principais vertentes de atuação. Primeiramente há o plano de fogo de avanço das galerias, comum há todas minerações subterrâneas, onde deve se ter o cuidado para a construção da abóboda e avanço correto respeitando as inclinações e dimensões determinadas. Já nos processos internos aos painéis de minério, o segundo tipo de plano de fogo é o de pré-corte, realizado nas laterais das galerias do nível de realce e que tem por finalidade a indução do abatimento do minério. O terceiro plano de fogo é realizado já na fase de produção, onde são detonadas fatias nos *drawpoints*, montando um cone por onde o minério fragmentado escoará até o piso do nível de extração para remoção por LHDs. Sendo assim, cada plano de fogo tem suas particularidades e, portanto, foi dimensionado a sua maneira.

### 15.1. Plano de Fogo para Galerias

Os parâmetros do plano de fogo de desenvolvimento das galerias de rampas, acessos e *drifts*, foram os seguintes:

- 44 furos de 38mm de diâmetro e 3m de profundidade;
- 1 furo de alívio central de 102 mm;
- Retardos: 200 ms entre intervalos;
- Densidade ANFO: 0.9 g/cm<sup>3</sup>;
- Área da galeria: 19.08 m<sup>2</sup>;
- Volume desmontado: 57.24 m<sup>3</sup>;
- Massa de explosivo total: 93.30 kg;
- Razão de carga: 1.63 kg/m<sup>3</sup>.

A malha de perfuração ficou com o design abaixo:

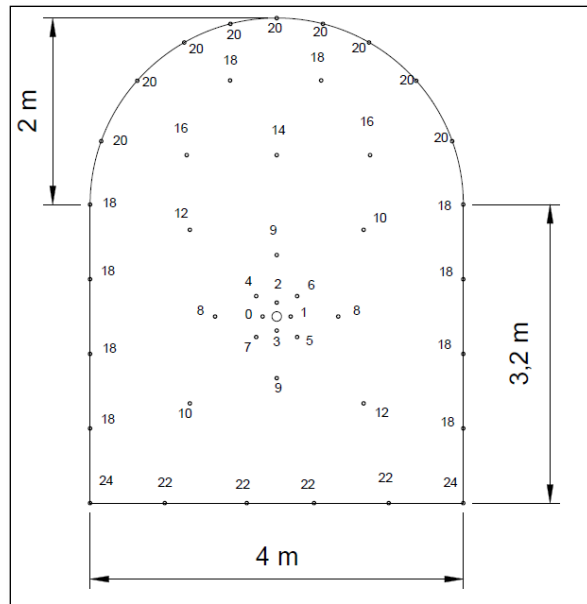


Figura 97: Malha de perfuração para as galerias.

## 15.2. Plano de Fogo do Pré-Corte

As definições para o plano de fogo realizado nas galerias do nível de *undercut* foram as seguintes:

- 10 furos de 127mm de diâmetro.
- Retardos: 200 ms entre intervalos.
- Densidade ANFO: 0.9 g/cm<sup>3</sup>
- Massa de explosivo total: 687.5 kg
- Razão de carga: 1.15 kg/m<sup>3</sup>

A distribuição dos furos e comprimentos está abaixo ilustrada:

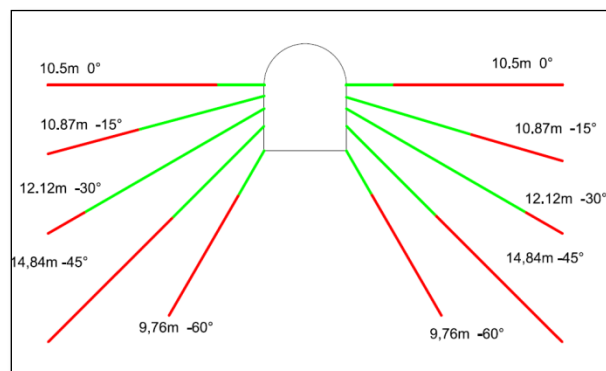


Figura 98: Malha de perfuração dos pré-cortes.

### 15.3. Plano de Fogo dos Cones de Produção

Os seguintes critérios foram adotados no dimensionamento das fatias de construção dos cones de produção:

- 7 furos de 127mm de diâmetro.
- Retardos: 200 ms entre intervalos.
- Densidade ANFO: 0.9 g/cm<sup>3</sup>
- Volume desmontado: 652.5 m<sup>3</sup>
- Massa de explosivo total: 795.56 kg
- Razão de carga: 1.22 kg/m<sup>3</sup>

As inclinações e os comprimentos dos furos estão abaixo ilustrados:

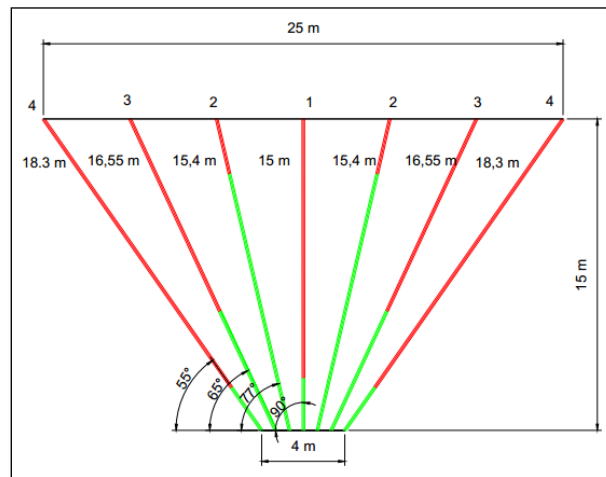


Figura 99: Malha de perfuração dos cones de produção.

## 16. Avaliação do Planejamento

Com o auxílio do software Mine2-4d foi possível avaliar a totalidade dos recursos lavrados pelas atividades de desenvolvimento, desenvolvimento produtivo e produção. Na posse destes dados, foi possível traçar a representatividade de cada painel em relação à reserva, bem como analisar os teores médios de cobre e molibdênio por painel, possibilitando traçar um planejamento de longo prazo para a mina e estabelecer a recuperação de lava obtida com o método de lava escolhido.

A primeira avaliação diz respeito ao detalhamento dos painéis, expondo as tonelagens lavradas de ROM, além dos teores médios das *commodities*.

Tabela 27: Avaliação dos painéis de lava do *Block Caving*.

Detalhamento dos Painéis					
Painel	ROM (Mt)	Teor Cu (%)	Teor Mo (ppm)	Cu (kt)	Mo (t)
1	28.43	0.89	124.71	250.96	3,506.36
2	14.80	1.21	133.67	179.32	1,978.15
3	14.59	1.08	114.03	157.00	1,663.56
4	11.67	0.77	48.76	89.46	569.05
5	70.72	1.20	75.69	847.64	5,348.52
6	109.05	1.11	94.46	1,203.76	10,287.15
7	88.83	1.18	124.34	1,042.99	11,024.54
8	30.26	1.14	195.95	343.75	5,924.82
9	79.46	1.17	203.31	926.13	16,056.68
10	52.52	0.99	157.17	516.06	8,223.60
11	71.69	1.15	246.08	1,026.75	20,013.12
12	49.72	1.27	124.92	625.46	6,162.28

Com o avanço de lavra determinado anteriormente é possível sequenciar as atividades de lavra e prever a distribuição da produção ao longo dos anos de vida útil da mina. A tabela abaixo descreve as operações por ano a partir do *start up* da mina, onde “desenvolvimento produtivo” é representado por “DP”, “produção” representada por “Prod.” e os números identificam os painéis.

**Tabela 28: Descrição das operações da mina por ano.**

Ano	Atividade
1	Rampa 1, Rampa 2, DP 1, Corte 1
2	Corte 1, Rampa 2, DP2, Rampa 3, Prod. 1
3	Prod. 1, Rampa 4-10, DP3-10
4	Prod. 1, DP 3-10
5	Prod. 1, Corte 2, Rampa 11, Prod. 2
6	Prod. 2, Rampa 12, DP 11-12
7	Prod. 2, Corte 3, Prod. 3
8	Prod. 3
9	Prod. 3, Corte 4, Prod. 4
10	Prod. 4, Corte 5, Prod. 5
11	Prod. 5
12	Prod. 5
13	Prod. 5
14	Prod. 5
15	Prod. 5
16	Prod. 5
17	Prod. 5
18	Prod. 5, Corte 6
19	Corte 6, Prod. 6
20	Prod. 6
21	Prod. 6
22	Prod. 6

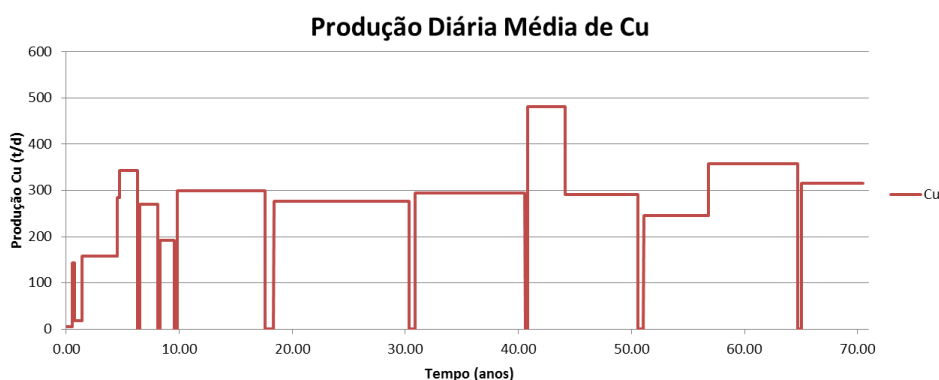
23	Prod. 6
24	Prod. 6
25	Prod. 6
26	Prod. 6
27	Prod. 6
28	Prod. 6
29	Prod. 6
30	Prod. 6
31	Prod. 6, Corte 7, Prod. 7
32	Prod. 7
33	Prod. 7
34	Prod. 7
35	Prod. 7
36	Prod. 7
37	Prod. 7
38	Prod. 7
39	Prod. 7
40	Prod. 7
41	Prod. 7, Corte 8, Prod. 8, Corte 9
42	Prod. 8, Corte 9, Prod. 9
43	Prod. 8, Prod. 9
44	Prod. 8, Prod. 9
45	Prod. 8, Prod. 9
46	Prod. 9
47	Prod. 9
48	Prod. 9
49	Prod. 9
50	Prod. 9
51	Prod. 9, Corte 10
52	Corte 10, Prod. 10
53	Prod. 10
54	Prod. 10
55	Prod. 10
56	Prod. 10
57	Prod. 10, Corte 11, Prod. 11
58	Prod. 11
59	Prod. 11
60	Prod. 11
61	Prod. 11
62	Prod. 11
63	Prod. 11
64	Prod. 11
65	Prod. 11, Corte 12
66	Corte 12, Prod. 12
67	Prod. 12



68	Prod. 12
69	Prod. 12
70	Prod. 12
71	Prod. 12

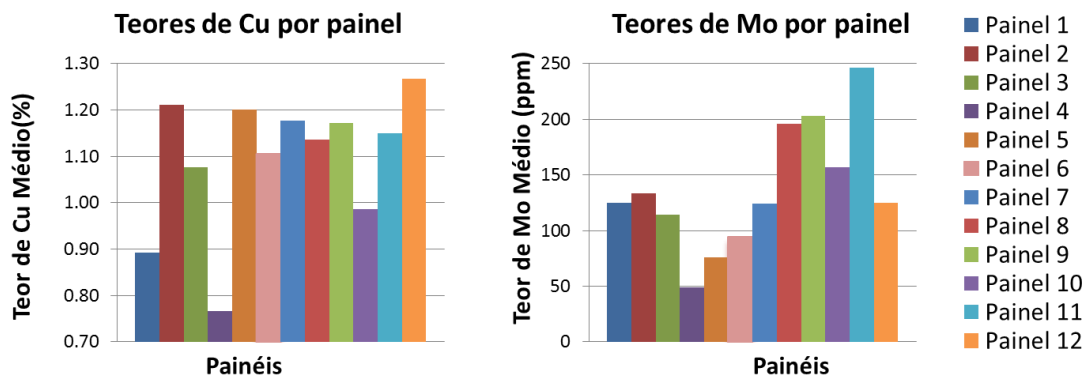
A considerar que a vida útil da mina é de 70.49 anos, o gráfico abaixo ilustra a produção de cobre ao longo dos anos:

Gráfico 4: Produção diária de cobre ao longo da vida útil da mina.



A distribuição dos teores de cobre e molibdênio para cada painel é um dado relevante para as etapas subsequentes de processamento, para que o teor de alimentação seja adequado à planta de beneficiamento dimensionada. O gráfico abaixo ilustra a variabilidade dos teores por painel:

Gráfico 5: Teores de Cu e Mo por painel de lavra.



Por fim é possível alinhar os dados de movimentação e produção totais da

mina e comparar aos dados do modelo geológico determinado, e com isso determinar se a recuperação de lavra do método de *Block Caving* atingiu valores plausíveis, sem que haja perdas exuberantes de minério e, portanto, de investimento capital. A tabela abaixo relaciona os dados finais de avaliação e os dados de avaliação do modelo geológico, comparando-os:

**Tabela 29: Comparativo entre toneladas lavradas e reserva. Recuperação de lavra.**

Comparativo	Modelo (Mt)	Lavrado (Mt)	Recuperação (%)
Recurso	1082.31	631.14	<b>58%</b>
Cu total (Mt)	10.58	7.48	<b>71%</b>
Mo total (kt)	148.7	90.76	<b>61%</b>

O índice de perda de minério está dentro do esperado, visto a irregularidade do corpo de minério e a difícil aplicação dos painéis de *Block Caving* seguindo da melhor possível a orientação do depósito. Embora, mesmo assim, as recuperações obtidas das *commodities* sejam altas e, provavelmente, viabilizem o investimento no projeto.

## 17. Beneficiamento

### 17.1. Regime de operação

Primeiramente é preciso que alguns parâmetros de produção sejam definidos. O regime de trabalho de lavra foi considerado a 365 dias do ano, 24h diárias. Por isso, um eventual equipamento de processamento mineral que trabalhe concomitantemente à lavra deverá trabalhar em mesmo regime. Já em relação à planta, foi-se optado um regime de operação de dois turnos em que se possa haver um turno de manutenção preventiva.

É possível observar a seguir as definições de regimes de operação e produção para ambos os casos:

Produção de lavra: 25.000 t de ROM/dia.

Regime concomitante à lavra: 3 turnos; 24h/dia; 1041,7 t/h.

Regime da planta de beneficiamento: 3 turnos; 24h/dia; 1041,7 t/h.

Parada para manutenção da planta: 1 dia/mês.

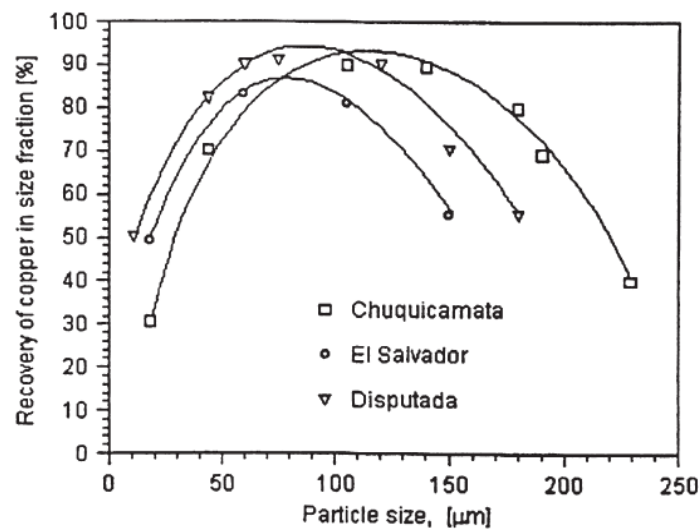
## 17.2. Circuitos de processamento

O minério ROM, como explicado previamente, é caracterizado em dois tipos: Sulfetado e Oxidado. O processo de concentração dos mesmos devem ser executados diferentemente, pois o minério oxidado não responde bem a processos de flotação tanto quanto o minério sulfetado. Por esse motivo serão descritos dois circuitos de processamento:

### 17.2.1. Sulfetado

Para o tratamento do minério sulfetado que possui teor médio de 1,10% de Cu e 142 ppm de Mo, foi escolhido o processo físico-químico de flotação. Neste processo é preciso que o mineral de minério esteja cominuído até um estado de liberação. Neste caso, o objetivo da cominuição é alcançar uma granulometria 80% passante em 0,15 mm, baseando-se em tamanhos de partículas de minas semelhantes à desse projeto como observado no gráfico abaixo.

Gráfico 6: Relação tamanho de partícula x Recuperação de cobre em procesos de flotação de minas do Chile.



O circuito de beneficiamento do minério sulfetado se resume então a: 1. Britagem; 2. Moagem e classificação; 3. Flotação; 4. Espessamento e filtração. A seguir, serão abordados aspectos de dimensionamento de equipamentos e de escolha de processos detalhadamente a cada uma das quatro etapas.

### 17.2.1.1. Britagem

O objetivo da britagem é cominuir o material a uma granulometria suficiente para alimentação do moinho que por sua vez cominuirá o material até os 0,15 mm desejados para flotação.

O sistema de britagem se resume no fluxograma abaixo.

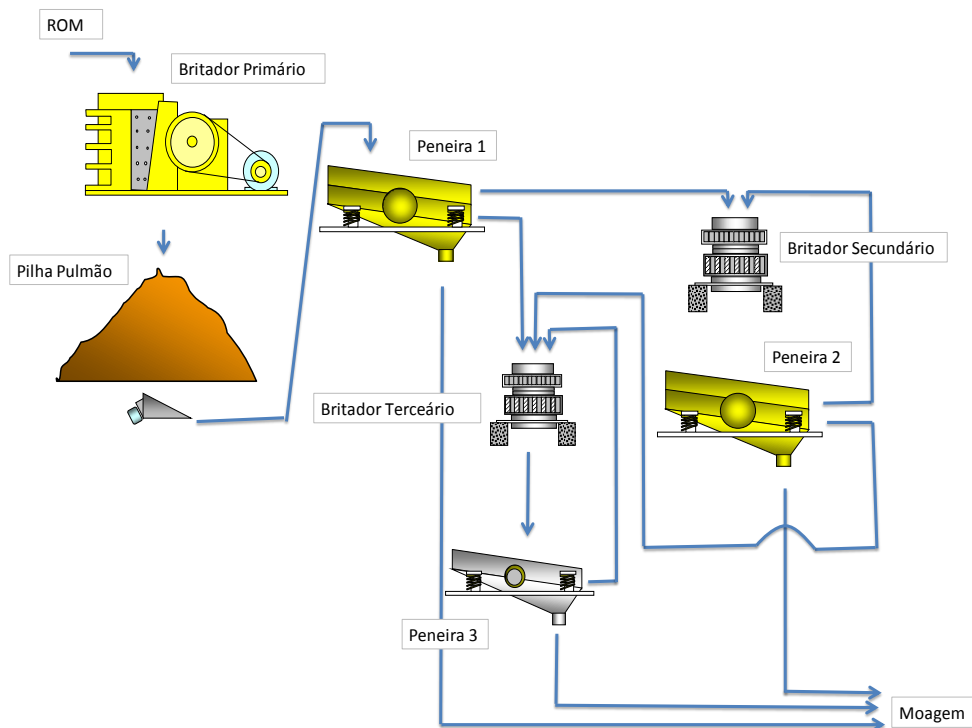


Figura 100: Esquema da planta de britagem.

#### 17.2.1.1.1. Britador Primário

Inicialmente, o material transportado pelas LHDs dos drawpoints à correia transportadora pode possuir grande granulometria, impossibilitando seu transporte por correia. Por esse motivo, a britagem primária foi locada dentro da mina nos pontos de descarga da LHD, trabalhando em um regime de operação concomitante à lavra, a 24 horas por dia e a

uma produção de 1041,7 toneladas por hora.

Um britador de mandíbulas foi escolhido para a função primária. O dimensionamento do britador primário, e dos britadores subsequentes, se deu segundo *Manual de Britagem Metso*, da seguinte forma:

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

Onde,

$Q$  = capacidade do britador, t/h;

$Q_T$  = capacidade de catálogo, t/h;

$A$  = fator densidade,  $A = 1,25$  para densidade aparente =  $2,0 \text{ t/m}^3$ ;

$B$  = fator  $W_i$ ,  $B = 1$  para  $W_i = 14 \text{ kW/st}$ ;

$C$  = fator tamanho de alimentação,  $C = 1$  para alimentação 10% menor que a metade de APF e topsize de 75% de APA.

Portanto, foi escolhido o seguinte britador primário:

**Tabela 30: Parâmetros do Britador Primário.**

Britador Primário	
C200	
APF (mm)	225
APA	2000 x 1500 mm
Alimentação (t/h)	1041.7
Capacidade (t/h)	1181
Potência (kW)	400
Produto 100% passante (mm)	350

O produto do britador primário apresenta uma curva de distribuição granulométrica de 225 mm de APF como observado na Figura 99.

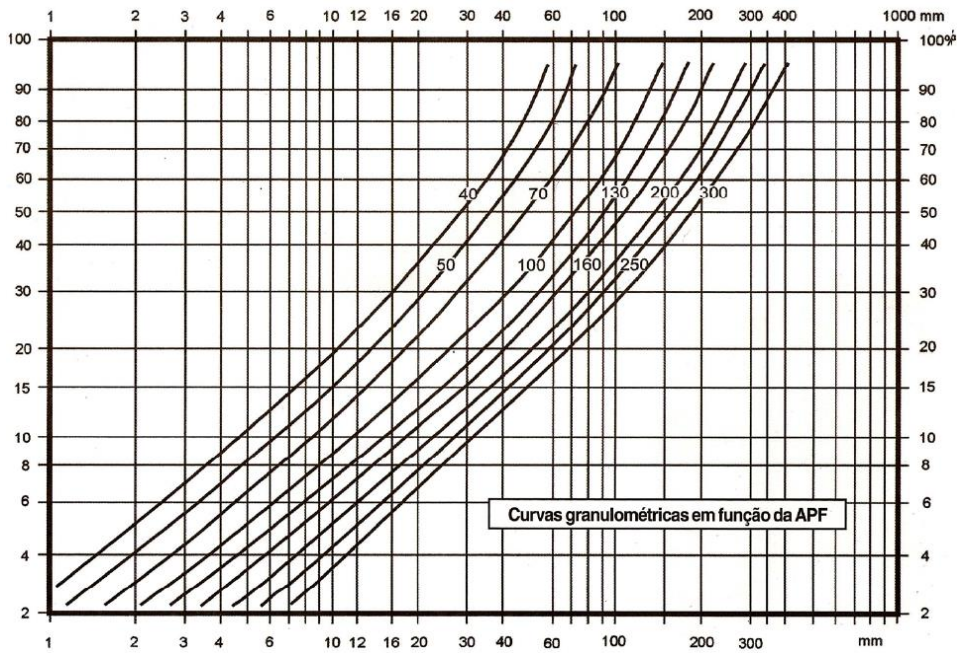


Figura 101: Curva de distribuição granulométrica dos britadores série C.

Posteriormente a uma pilha pulmão, o material segue à planta de britagem a qual opera em regime de 24h como pode ser observado no fluxograma da Figura 98.

Cominuindo o material até a granulometria de entrada do moinho, que por sua vez levará o material a um toptsize de 0,15 mm, foi definido que o produto da planta de britagem, material de entrada do moinho, não teria partículas maiores que meia polegada ( $\frac{1}{2}$ " ) que é equivalente a 12,5 mm. A partir desta condição, a planta foi dimensionada.

#### 1.1.1.1.1. Peneira 1

Posteriormente à pilha pulmão, o material atinge uma primeira peneira a 1041,7 t/h antes de passar pela britagem secundária. Essa peneira foi posta para segregar o material já menor de  $\frac{1}{2}$ " e encaminhá-lo ao moinho, diminuindo assim a alimentação do britador secundário e evitando a circulação de material que não precisa ser cominuído. Um segundo deque possibilitando um corte em 2" também foi considerado, conduzindo o material intermediário a  $\frac{1}{2}$ " e 2" à britagem terciária.

O dimensionamento desta e das seguintes peneiras segue a relação, segundo *Manual de Britagem Metso*:

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

Onde,

$A$  = área da peneira, m<sup>2</sup>;

$T$  = alimentação, m<sup>3</sup>/h;

$P$  = fator de certeza,  $P = 1$  para alta certeza,  $P = 1,2$  foi utilizado;

$C$  = fator capacidade;

$M$  = fator de material retido;

$K$  = fator de correção;

Com isso, a peneira 1 foi dimensionada e escolhida da seguinte forma:

**Tabela 31: Parâmetros da Peneira 1.**

Peneira 1	
10 x 24	
Corte 1 (")	2
Corte 2 (")	0.5
Ângulo (graus)	19
Alimentação Total (t/h)	1041.7
Quantidade	1
Capacidade Individual (m <sup>3</sup> /h)	390.6
Área requisitada 1 (m <sup>2</sup> )	22.1
Área requisitada 2 (m <sup>2</sup> )	2.4
Área da peneira (m <sup>2</sup> )	22.3
Eficiência	90%

Uma peneira de dois deques com 10 por 24 pés de área constitui o primeiro peneiramento. Segundo a curva granulométrica da saída do britador primário, 83% da alimentação da peneira ficam retidos no primeiro deque, correspondente a 864.6 t/h, conduzidos ao britador secundário; 12% ficam retidos no segundo deque de meia polegada, correspondente a 125 t/h, conduzidos ao britador terciário; e 5% representam o montante passante no segundo corte, igual a 52 t/h, que é conduzido diretamente ao moinho.

### 17.2.1.1.2. Britador Secundário

O material produto do britador primário que fica retido no deque de 2" da peneira 1 é conduzido a dois britadores secundários. O britador secundário foi definido como do tipo cônico e trabalhará em circuito fechado com uma peneira de 2".

O britador secundário resultante foi dado como:

**Tabela 32: Parâmetros do Britador Secundário.**

Britador Secundário	
HP 400	
APF (mm)	45
AA (mm)	353
Alimentação Nova (t/h)	864.6
Carga Circulante (t/h)	216.1
Alimentação Total (t/h)	1080.7
Quantidade	2
Alimentação individual (t/h)	540.3
Capacidade (t/h)	410-560
Potência (kW)	600
Produto 100% passante (mm)	60
p82 (mm)	50.8

O produto do britador secundário HP 400, a uma APF de 45 mm apresenta uma curva de distribuição granulométrica conferida na figura a seguir.

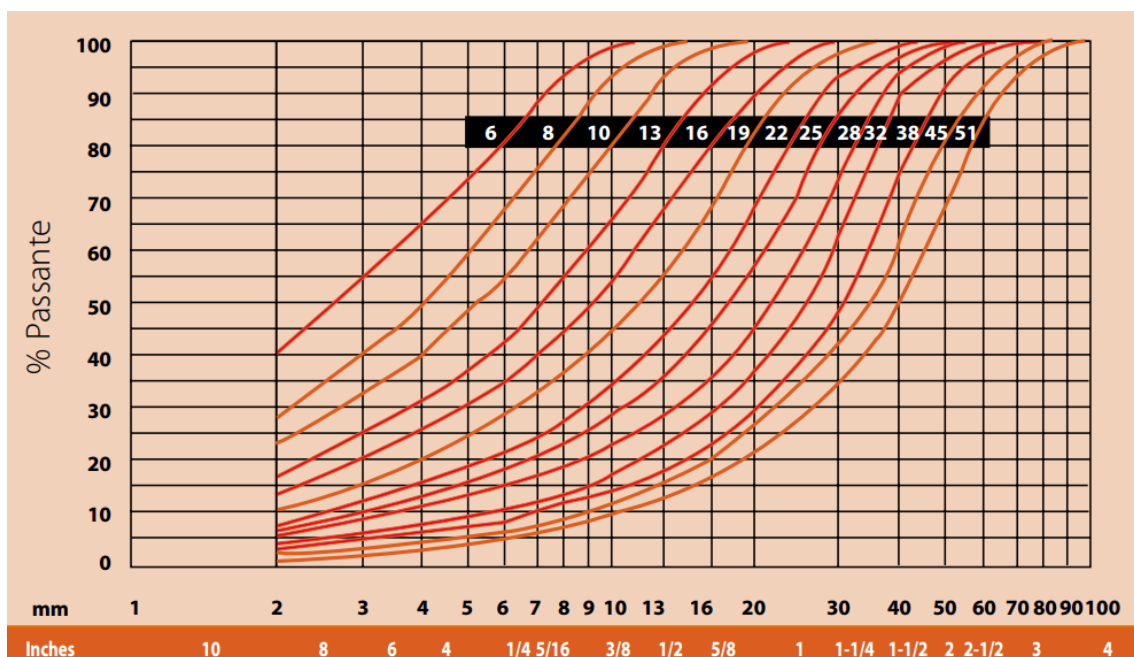




Figura 102: Curva de distribuição granulométrica dos britadores cônicos série HP.

Como os britadores secundários se encontram em circuito fechado com uma peneira de 2", 18% da alimentação fica retido em 2" (50,8 mm) gerando uma carga circulante de 20% da alimentação inicial como pode ser confirmado na Tabela 32, onde 50,8 mm representa o p82 do produto deste britador. Essa carga circulante em regime representa aproximadamente 216,1 t/h, para uma peneira com eficiência de 90%.

A alimentação nova do britador secundário, de 864,6 t/h, somada à carga circulante de 216,1 t/h resulta numa alimentação total de 1080,7 t/h. Por tanto, a carga de material teve de ser dividida em dois britadores HP 500 de 560 t/h de capacidade.

#### 17.2.1.1.3. Peneira 2

A segunda peneira do circuito de britagem, que fecha circuito com o britador secundário, foi dimensionada segundo a mesma relação citada no dimensionamento da peneira 1. Com um primeiro deque de abertura igual a 2" e um segundo deque de abertura de ½" com o objetivo de separar uma porção do material destinada diretamente ao moinho, a peneira 2 foi definida da seguinte forma:

Tabela 33: Parâmetros da Peneira 2.

Peneira 2	
8x16	
Corte 1 (")	2
Corte 2 (")	0.5
Ângulo (graus)	19
Alimentação (t/h)	1080.7
Quantidade	2
Capacidade Individual (m <sup>3</sup> /h)	540.3
Área requisitada 1 (m <sup>2</sup> )	10.9
Área requisitada 2 (m <sup>2</sup> )	9.4
Área da peneira (m <sup>2</sup> )	11.9
Eficiência	90%

Duas peneiras de dois deques com 8 por 16 pés de área constituem o segundo peneiramento. Segundo a curva granulométrica da saída do britador secundário, 20% da alimentação da peneira ficam retidos no primeiro deque, correspondente a 216,1 t/h,

recirculando ao britador secundário; 69% ficam retidos no segundo deque de meia polegada, correspondente a 743,5 t/h, conduzidos ao britador terciário; e 11% representam o montante passante no segundo corte, igual a 121,0 t/h, que é conduzido diretamente ao moinho.

#### 17.2.1.1.4. Britador Terciário

A alimentação nova da britagem terciária é proveniente do passante em 2" e retido em ½" das peneiras 1 e 2, o que corresponde respectivamente a 125 t/h e 743,5 t/h, totalizando 868.5 t/h. Este britador, assim como o secundário, será do tipo cônico:

**Tabela 34: Parâmetros do Britador Terciário.**

Britador Terciário	
HP 500	
APF (mm)	13
Alimentação 1 (t/h)	125
Alimentação 2 (t/h)	743.5
Alimentação Nova (t/h)	868.5
Carga Circulante (t/h)	246.5
Alimentação Total (t/h)	1115
Quantidade	4
Capacidade Individual (t/h)	230-290
Potência (kW)	600
Produto 100% passante (mm)	25
p79 (mm)	12.5

O britador terciário HP500 trabalha em circuito fechado com uma peneira de abertura de ½". É possível visualizar na Figura 04 que o produto do britador terciário, com APF de 13 mm, é 79% passante em 12,5 mm (1 polegada). O retido na peneira de ½", correspondente a 21% da alimentação nova, gera uma carga circulante de 22% em regime que representa 246,5 t/h. Sendo assim, a alimentação total da britagem terciária é de 1115 t/h distribuídas em 4 britadores cônicos HP 500 com capacidade de 290 t/h cada.

#### 17.2.1.1.5. Peneira 3

A peneira 3 recebe alimentação total de 1115 t/h do britador terciário. Com uma abertura de ½" ela circula uma carga de 22% em regime da alimentação nova do britador

terciário. O seu dimensionamento se deu igualmente segundo o *Manual de Britagem Metso*:

Tabela 35: Parâmetros da Peneira 3.

Peneira Terciário	
8x20	
Corte (mm)	12.5
Corte (")	0.5
Alimentação (t/h)	1115
Quantidade	2
Capacidade Individual (m <sup>3</sup> /h)	557.5
Área requisitada (m <sup>2</sup> )	13.9
Área da peneira	14.9
Eficiência	0.95

O produto do britador terciário que é passante na peneira 3, representando 78% da alimentação, é conduzido ao moinho. Esta vazão de material é quantificada em 868,5 t/h.

### 17.2.1.2. Moagem e Classificação

O circuito de moagem e classificação se resume a moinhos de bolas em circuito fechado com hidrociclones, no sistema há a entrada de água e de reagentes de flotação. A figura abaixo ilustra o circuito:

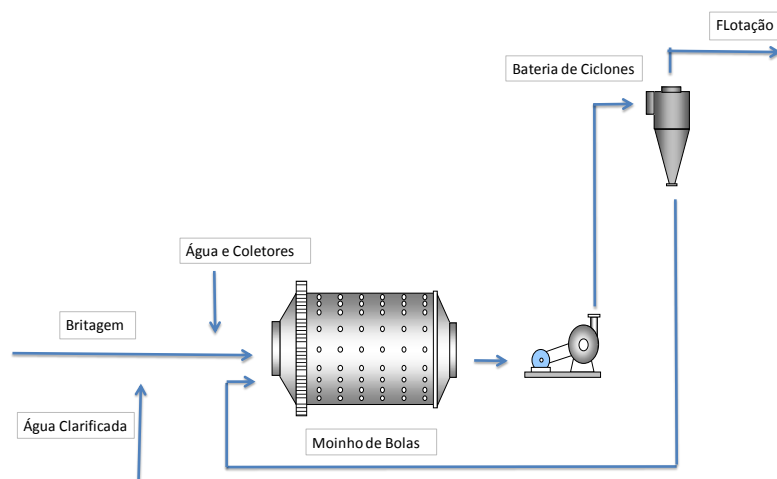


Figura 103: Circuito de moagem e classificação.

#### 17.2.1.2.1. Moinho

Partimos da consideração que o moinho será um moinho de bolas com descarga do tipo diafragma. A alimentação nova do moinho se dá pelo conjunto do material passante das três peneiras, o que resulta numa vazão de 1041,7 t/h. Cominuindo até um p80 de 0,15 mm, 20% do produto que possui granulometria maior que 0,15 mm retornarão ao moinho por processo de classificação. Essa carga circulante alcançará em regime um valor de 297,6 t/h, 28,6% da alimentação nova, resultando em uma alimentação total de 1339,3 t/h. O dimensionamento do moinho foi realizado seguindo a equação de Bond:

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

Onde,

$W$  = energia em precisa para moer uma tonelada curta de rocha, kW/st;

$W_i$  = Work Index, kW/st; utilizado  $W_i = 14$  kW/st;

$P$  = tamanho do p80 do produto moído,  $\mu\text{m}$ ;  $P = 150$   $\mu\text{m}$ ;

$F$  = tamanho do p80 da alimentação do moinho,  $\mu\text{m}$ ;  $F = 9500$   $\mu\text{m}$ ;

O resultado desta equação foi uma energia  $W = 11$  kW para moer uma tonelada métrica de material. Este valor deve ser corrigido com fatores referentes às condições de trabalho da moagem.

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

Onde,

$W_{\text{corrigido}}$  = valor corrigido de  $W$ , kW/t;

$EF1$  = fator de via seca,  $EF1 = 1$ ;

$EF2$  = fator de circuito aberto,  $EF2 = 1$ ;

$EF3$  = fator diâmetro,  $EF3 = 0,85$ ;

$EF4$  = fator granulometria da alimentação,  $EF4 = 1,16$ ;

$EF5$  = fator finos,  $EF5 = 1$ ;

$EF6$  = fator para moinho de barras,  $EF6 = 1$ ;

$EF7$  = fator se redução for menor que 6 vezes,  $EF7 = 1$ ;

$EF8$  = fator para moinho de barras,  $EF8 = 1$ ;

Assim,

$$W_{\text{corrigido}} = 10,88 \text{ kW/t}$$

Entrando na alimentação 1339,3 t/h, são requisitados então 14572,9 kW de potência para moagem. Distribuindo esta potência em moinhos *Metso* de 5,49 m de diâmetro, 5,49 m de comprimento e 3961 hp (2954 kW), é obtido o número de 4,9 moinhos. Arredondando esta quantia, temos 5 moinhos com os seguintes parâmetros.

Moinho de Bolas	
Alimentação 1 (t/h)	52.1
Alimentação 2 (t/h)	121.0
Alimentação 3 (t/h)	868.5
Alimentação Nova (t/h)	1041.7
Carga Circulante (t/h)	297.6
Alimentação Total (t/h)	1339.3
Diâmetro (m)	5.49
Comprimento (m)	5.49
Potência (HP)	3961
Alimentação 100% passante (")	0.5
Alimentação 80% passante (mm)	9.5
Produto 80% passante (mm)	0.15
Bola utilizada (")	4.5

Figura 104: Parâmetros do Moinho de Bolas.

Ao moinho também são adicionados água e reagentes. A água é adicionada até o material apresentar uma característica de polpa com 30% de sólidos. Este volume de água é de 3125 m<sup>3</sup>/h na entrada do moinho.

#### 17.2.1.2.2. Hidrociclones

Os hidrociclones têm o objetivo de separar o produto do moinho em 0,15 mm, onde os produtos menores deste valor provenientes do overflow seguem para a flotação e os produtos maiores provenientes do underflow retornam para o moinho para remoagem.

Os hidrociclones foram dimensionados segundo Plitt com os seguintes parâmetros:

Tabela 36: Parâmetros do Hidrociclone.

Hidrociclones	
Corte (fração produto moinho)	20%
Corte (mm)	0.15
Alimentação Total (t/h)	1339,3
p80 alimentação	150
d50	0.1875
Número de ciclones	24
Eficiência	0.9
Diâmetro C (m)	1.56

Portanto, foram dimensionados 24 ciclones de 1,56 m de diâmetro. Uma bateria de 3 ciclones por moinho.

### 17.2.1.3. Flotação

Após a moagem, o minério sulfetado (1,10% de cobre e 142 ppm de molibdênio) alimenta o circuito de moagem, onde é adicionado água, alguns reagentes já são adicionados nesse ponto, óleo diesel que funciona como coletor para o molibdênio e xantatos como coletor para o cobre.

O pH precisa ser corrigido, pois a flotação dos minerais ocorre com maior recuperação entre pH 10 e 11. O tempo de flotação é de 6 a 8 min.

Gráfico 7: Efeito do pH da recuperação do Cobre.

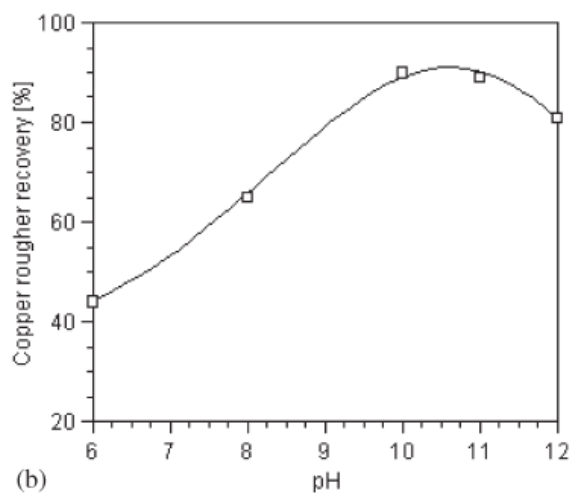
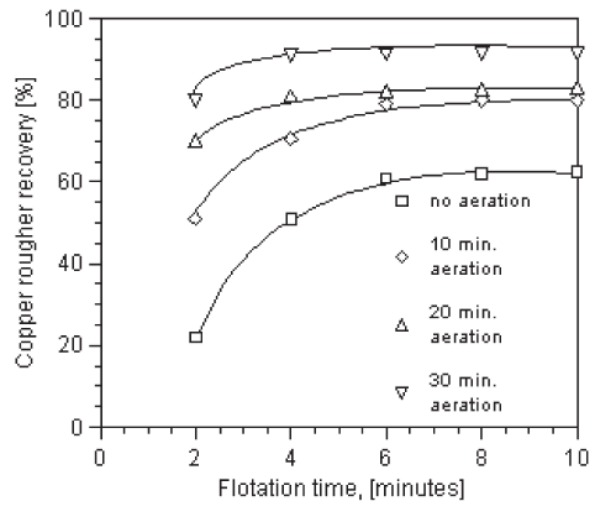


Gráfico 8: Tempo de flotação típicos.



A polpa avança para as células de flotação. Imediatamente antes da etapa *rougher* são adicionados mais coletores e espumantes, no caso, óleo de pinho. O material flotado da etapa *rougher* com um teor de aproximadamente 5,5% de Cu e 0,078% de Mo se junta com o flotado à etapa *scavenger* e alimentam a etapa *cleaner*. Nessa etapa ocorre a maior concentração dos minerais, que gera a alimentação da planta de separação Cu e Mo. O rejeito do *cleaner* ainda rico em Cu e Mo, volta para a etapa *rougher*.

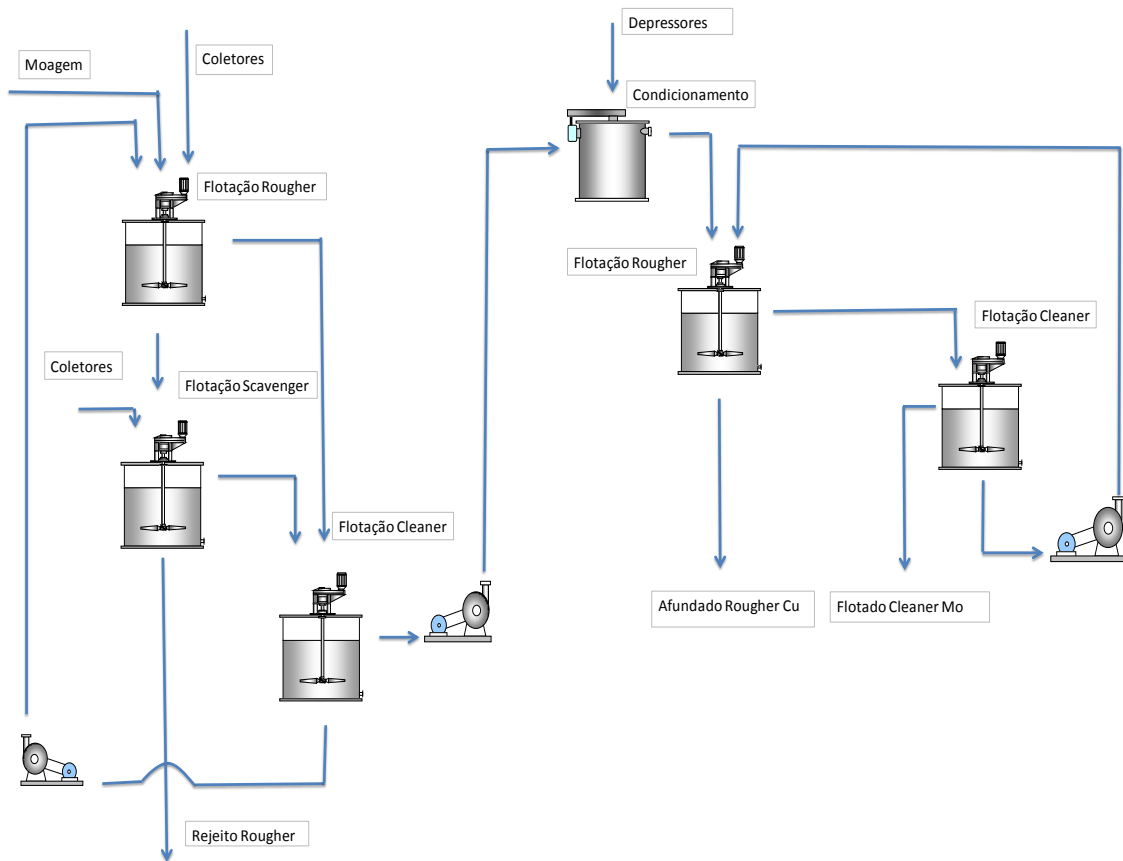


Figura 105: Circuito de Flotação.

O concentrado, que é agora apresenta cerca de 30% de Cu e 0,35% Mo, é bombeado para a unidade de molibdênio, onde o sulfeto de molibdênio é separado do sulfeto de cobre. Depressores são adicionados à polpa para reduzir a flutuação dos minerais de cobre, no caso é utilizado  $\text{Na}_2\text{S}$  permitindo que os minerais de molibdênio flocem. O afundado da planta de molibdênio é o concentrado de cobre final (normalmente superior a 30% de cobre). Posteriormente, o flotado passa por um estágio *cleaner*, e um concentrado final de molibdênio é produzido, com aproximadamente 55% de Mo.

Quanto ao dimensionamento dos bancos de células de flotação, o número de células seguido de seu volume pode ser observado na tabela abaixo.

Bancos de Células	N	V (m <sup>3</sup> )
Rougher	12	3
Scavenger	12	2.5
Cleaner	10	1.3
Rougher Mo	2	1
Cleaner Mo	1	0.7

Figura 106: Dimensões das células de flotação.



#### 17.2.1.4. Espessamento e Filtração

Dos produtos da flotação, o cobre e o molibdênio respectivamente afundado e flotado devem passar por processos de separação sólido-líquido. Portanto para o concentrado de cobre, o qual apresenta uma grande vazão mássica, foi dimensionado um espessador e um filtro, enquanto para o concentrado de molibdênio foi dimensionado apenas um filtro.

O resumo do circuito pode ser observado na figura seguinte:

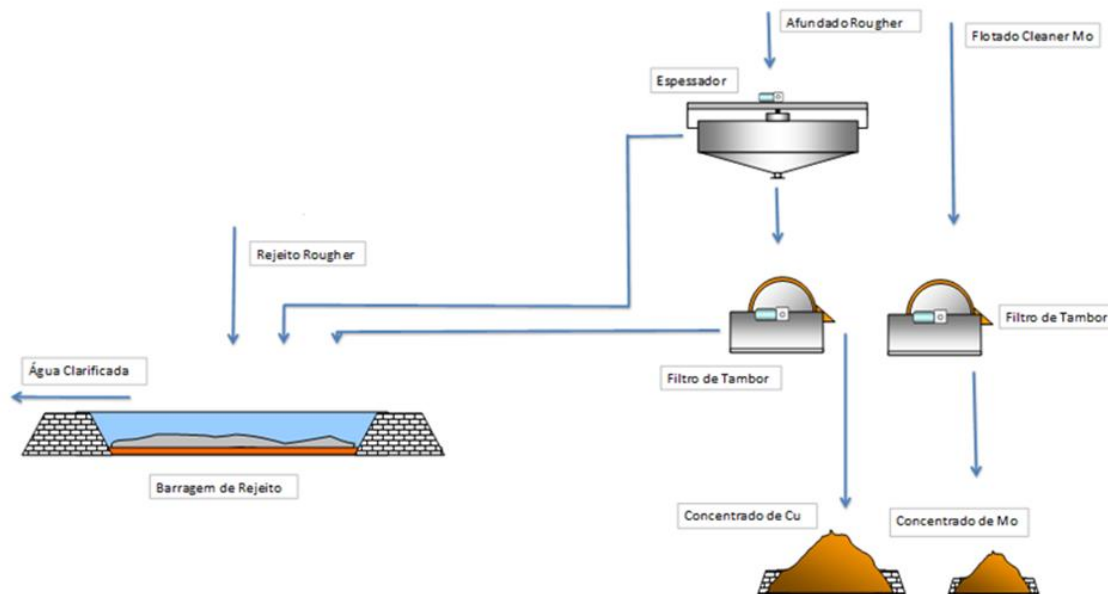


Figura 107: Circuito de Espessamento e Filtração.

##### 17.2.1.4.1. Espessador

Com uma alimentação mássica de 33,3 t/h de sólidos a uma polpa de 30% de sólidos, o espessador foi dimensionado baseado no método de Talmage & Fitch.

Tabela 37: Parâmetros do Espessador.

Espessador	
Alimentação de Sólidos (t/h)	33.3
Vazão de Polpa Alimentação (m <sup>3</sup> /h)	90
Velocidade Terminal (m/h)	0.5
Área Unitária (m <sup>2</sup> h/t)	3.34
Área de Espessamento (m <sup>2</sup> )	111.3
Diâmetro Equivalente (m)	11.9
Diâmetro Fabricação (m)	12
Altura Fabricação (m)	3
Vazão de Polpa Overflow (m <sup>3</sup> /h)	55.6
Vazão de Polpa Underflow (m <sup>3</sup> /h)	34.4
% Sólidos Underflow	60%
Quantidade	1

O espessador foi dimensionado a um diâmetro de 12 m e altura de 3,0 m. A vazão de água clarificada na saída do overflow é de 55,6 m<sup>3</sup>/h. A tabela de construção do espessador é proveniente da *Metso Minerals*.

#### 17.2.1.4.2. Filtração

Foram dimensionadas duas filtragens. Primeiramente, filtragem com filtros de tambor giratório para o concentrado de cobre. E posteriormente, filtros do mesmo tipo para o concentrado de molibdênio.

Tabela 38: Parâmetros do Filtro de Tambor Cu.

Filtro	
Rotary Drum	
Alim. Total (t/h)	33.3
Alim. Total (lbs/h)	73414
Vazão Sólidos (m <sup>3</sup> /h)	11.1
Alimentação Polpa (m <sup>3</sup> /h)	34,4
Φ (% sólidos)	60%
Eficiência filtragem	95%
V filtrado por h (m <sup>3</sup> /h)	21
Produção Tabela (lbs/h)	20460.0
Quantidade	4
Diâmetro (m)	3.0
Comprimento (m)	6.1
Área Filtrante (m <sup>2</sup> )	57.6

Quatro filtros de tambor giratório foram definidos para o concentrado de cobre. O modelo de filtro possui 3 metros de diâmetro e 6,1 metros de comprimento. Sua área filtrante atinge os 57,6 metros quadrados.

Para o concentrado de molibdênio um filtro de tambor foi dimensionado, como mostra a tabela a seguir:

**Tabela 39: Parâmetros do Filtro de Tambor Mo.**

Filtro	
Rotary Drum	
Alim. Total (t/h)	13.7
Alim. Total (lbs/h)	30203
Vazão Sólidos (m <sup>3</sup> /h)	5.1
Alimentação Polpa (m <sup>3</sup> /h)	27.9
Φ (% sólidos)	60%
Eficiência filtragem	95%
V filtrado por h (m <sup>3</sup> /h)	9.1
Produção Tabela (lbs/h)	20460.0
Quantidade	2
Diâmetro (m)	3.0
Comprimento (m)	6.1
Área Filtrante (m <sup>2</sup> )	57.6

#### 17.2.1.4.3. Balanço de massa

Concluindo o dimensionamento dos equipamentos da planta de beneficiamento é possível completar o balanço de massas dos fluxogramas. Em vermelho, sólidos em t/h. Em azul, vazão de água em m<sup>3</sup>/h.

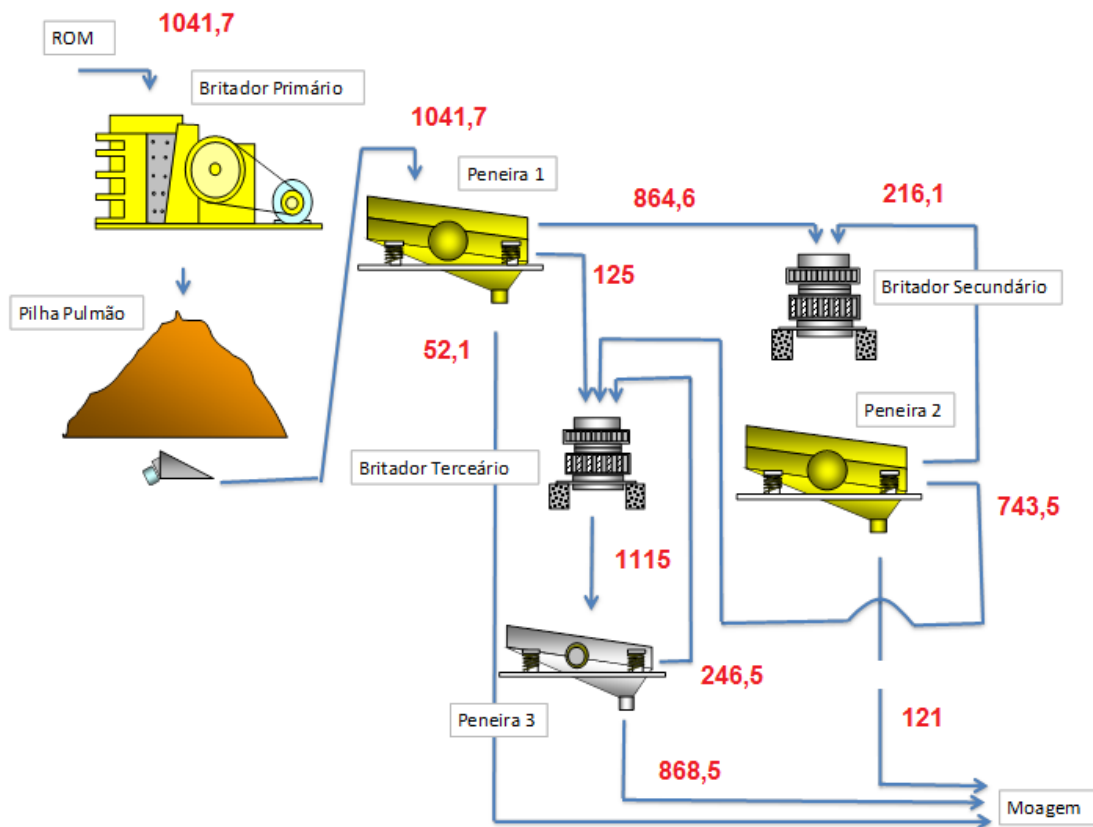


Figura 108: Balanço de Massa da Britagem.

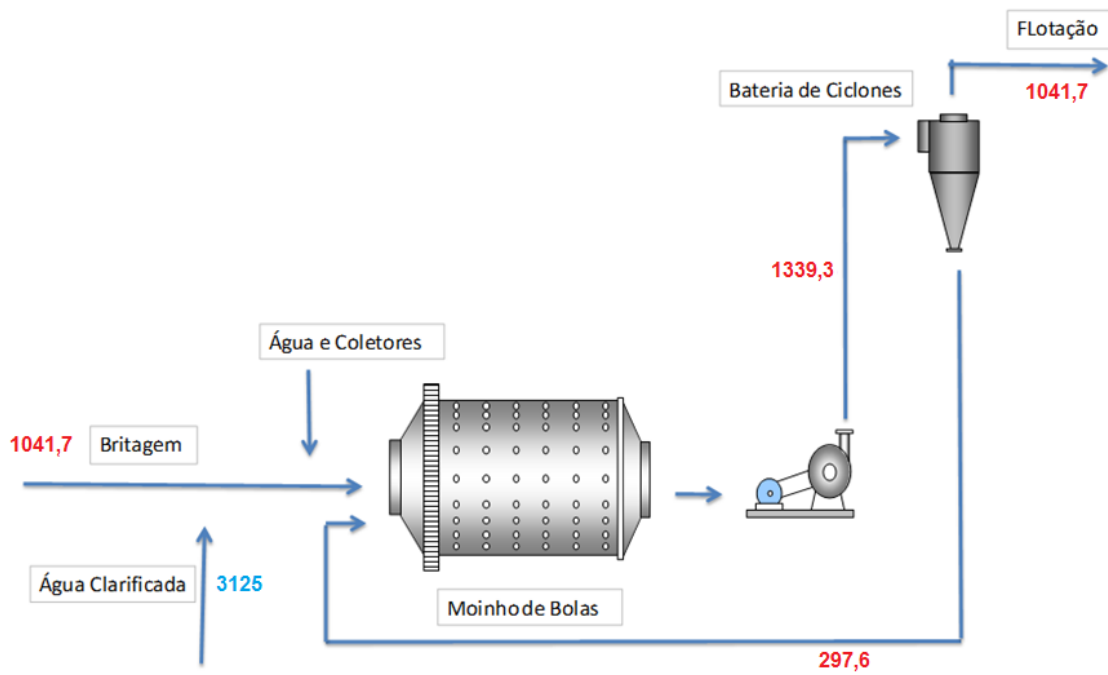


Figura 109: Balanço de Massa da Moagem.

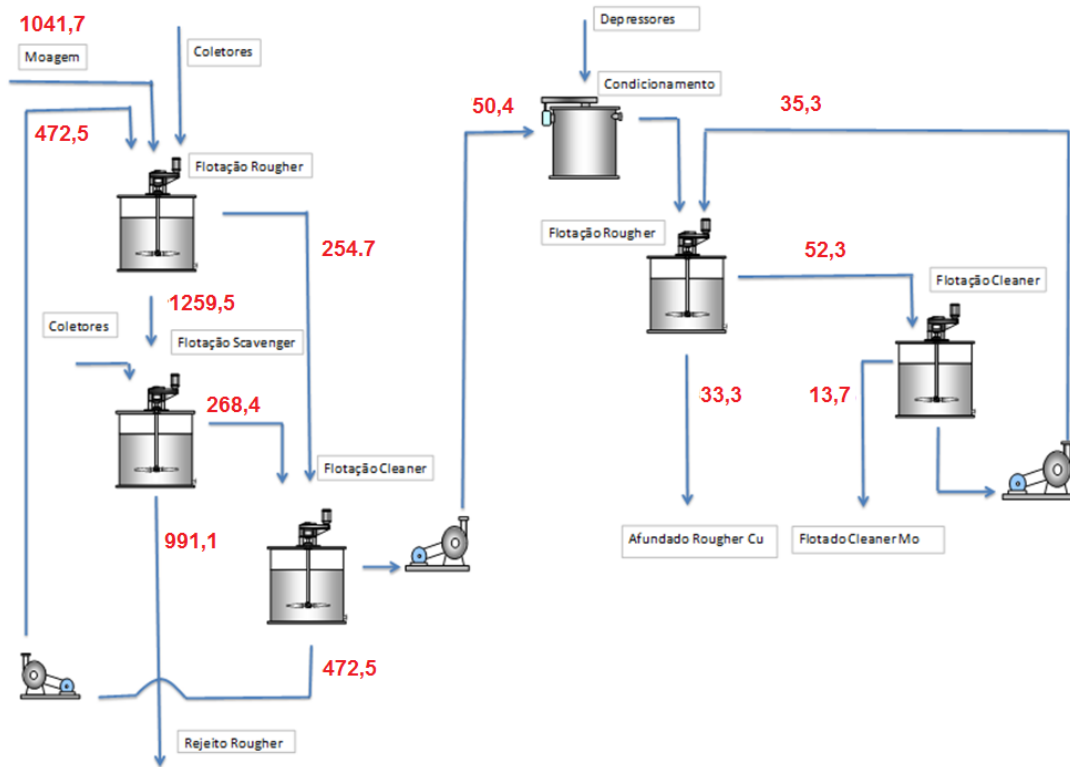


Figura 110: Balanço de Massa da Flotação.

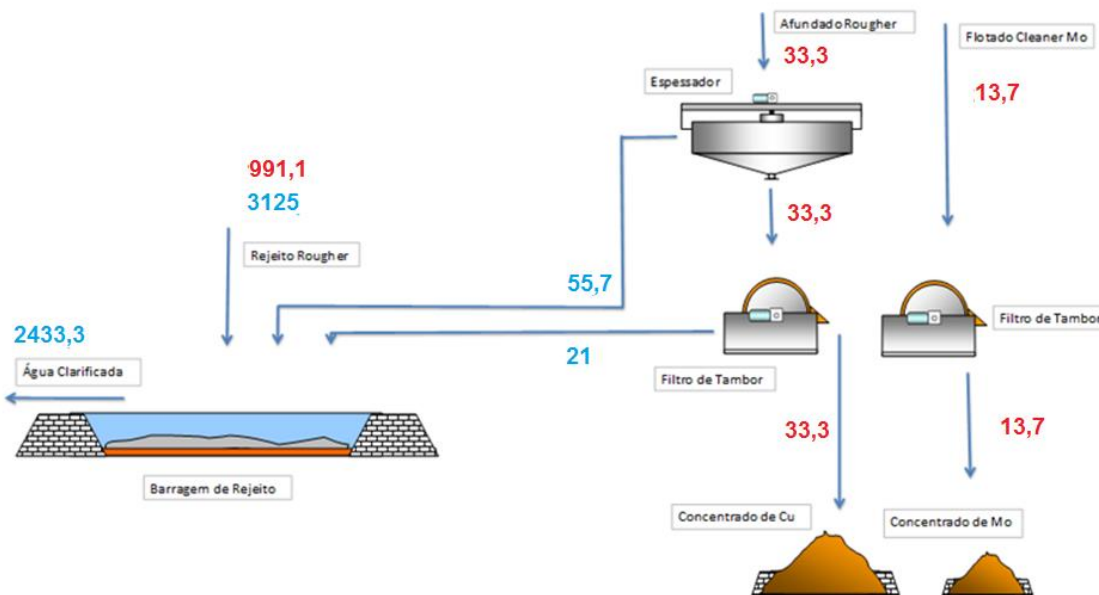


Figura 111: Balanço de Massa do Espessamento e Filtração.

### 17.2.2. Oxidado

O minério de Cu oxidado possui maior teor, 1,40% de Cu, mas possui menor

representatividade mássica ao depósito. Este minério não poderá ser concentrado pelo processo de flotação junto ao minério sulfetado pela dificuldade na seletividade e segregação entre os dois materiais.

Por esse motivo foi decidido que este passaria por um processo de concentração distinto: concentração em pilhas de lixiviação.

#### **17.2.2.1. Britagem**

Primeiramente, a produção de minério oxidado é britada na mesma planta de britagem que o minério sulfetado. Não há produção concomitante de minério sulfetado e oxidado proveniente da lavra, pois uma vez que a produção nos drawpoints chega ao minério oxidado, só se produz minério deste tipo até a exaustão do drawpoint. Por isso, não é problema que ambos tipos de minério sejam processados na mesma planta de britagem.

#### **17.2.2.2. Lixiviação em Pilhas**

O minério britado é disposto em 30 pilhas de lixiviação, cada a qual apresentando seção trapezoidal com 30 metros de altura, 40 m de largura no topo, 144 metros de largura na base e 570 metros de comprimento. O ângulo de repouso da pilha é de 30°.

A área de impermeabilização para a implantação das 30 pilhas atinge 2 quilômetros quadrados, onde será feita a impermeabilização com argila e manta asfáltica e onde serão construídos drenos de captação de licor.

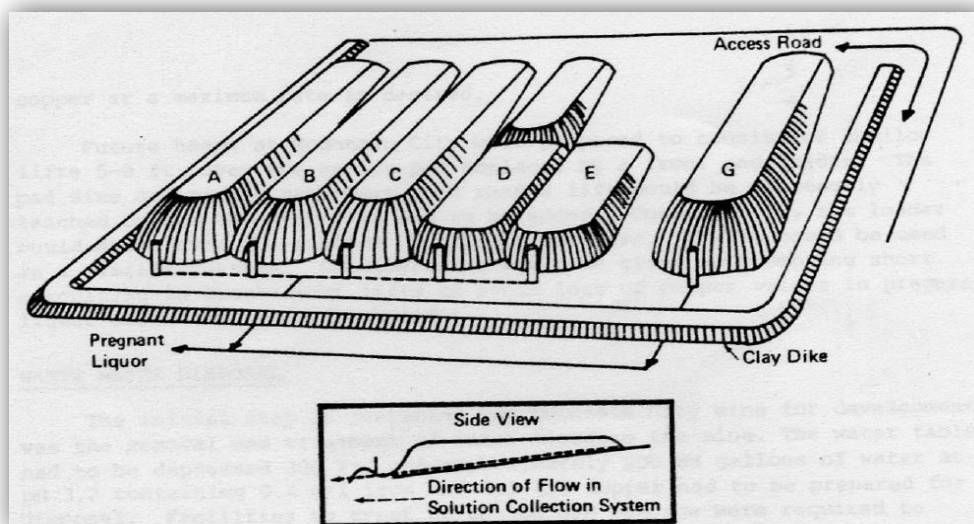


Figura 112: Desenho esquemático do sistema de lixiviação em pilha. (CATANACH, 1976)

A lixiviação é feita através da passagem de ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) pelas pilhas e a recuperação para este método é estimada em 60%. O licor rico em cobre passa posteriormente por processo químico de precipitação de sulfato de cobre, material que será o concentrado final.

## 18. Meio Ambiente

Os tópicos tratados nesta seção incluem o dimensionamento e construção de uma barragem de rejeitos, dimensionamento de pilha de estéril, área de subsidência e gestão ambiental.

### 18.1. Barragem de Contenção

Para a deposição de rejeito em polpa e recuperação de água clarificada foi dimensionada uma barragem de sedimentação.

A construção de um dique semicircular de 5000 metros de comprimento em topografia privilegiada com altura de 30 metros e ângulo de  $30^\circ$ , inundando uma área de  $20 \text{ km}^2$ . O dimensionamento da barragem levou em consideração a máxima precipitação em um dia na história da cidade, que foi de 50 mm, assim como um fator de segurança de 1,3.

O método concebido para construção da barragem é o da linha central, sendo alteados 5 metros a cada 12 anos até atingir 30 metros no fim da vida útil da mina.

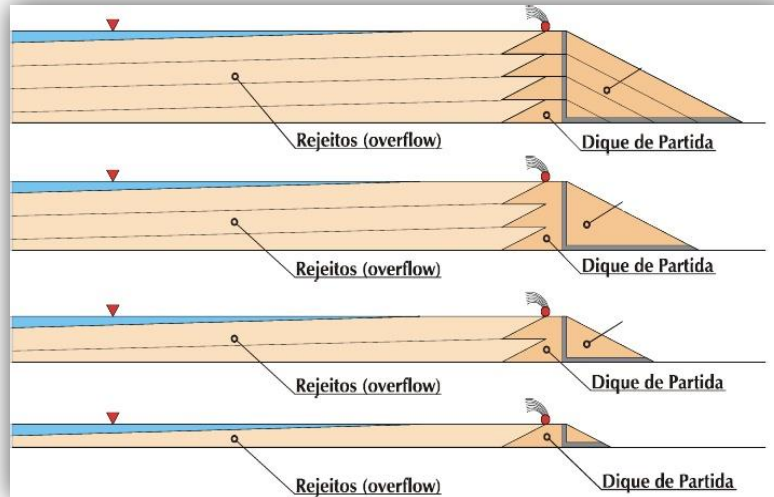


Figura 113: Desenho esquemático do método da linha central.

O material de construção do dique inicial deve ser realizado com estéril direto da mina. Esta operação necessitará de auxílio de escavadeira hidráulica. O rejeito seguirá por bombeamento até uma bateria de hidrociclones no topo do dique que separará o material empregado no alteamento da barragem (underflow) do material depositado na barragem (overflow).

A alimentação da barragem se dá pelo rejeito da primeira etapa de flotação rougher com 991,1 t/h de sólidos que representa 3492 m<sup>3</sup>/h de polpa a 30% de sólidos em peso, pelo overflow do espessador que pode conter finos com uma vazão de polpa de 83,5 m<sup>3</sup>/h e pelo volume de filtrado dos filtros de 31,5 m<sup>3</sup>/h. Esta alimentação se resume a 3125 m<sup>3</sup>/h de água que entram na barragem.

O transporte da água clarificada na saída da barragem será feito por bombeamento e que, descontando 95% de eficiência e 20% de evaporação, contabiliza um volume de água recirculada total de 2433,3 m<sup>3</sup>/h.



## 18.2. Água

Este volume de água proveniente da barragem supre parcialmente o volume de água necessária para alimentação da planta, a qual necessita de 3125 m<sup>3</sup>/h. Portanto, o volume de água nova no sistema deve ser de 691,7 m<sup>3</sup>/h, equivalente a 0,19 m<sup>3</sup>/s.

Esta vazão de água nova será captada da Barragem de Sobradinho, localizada a 30 km da mina. A vazão média do rio São Francisco no ponto da barragem é de aproximadamente 2060 m<sup>3</sup>/s. A vazão da captação representaria pouco mais de 0,009% da vazão do rio, o que não seria dificilmente outorgável junto à Agência Nacional de Águas (ANA).

## 18.3. Pilha de Estéril

A massa total de estéril avaliada e contabilizada foi de 10.189.615 toneladas de rocha. Essa massa normalmente é depositada em pilha de estéril cuja construção é regulamentada pela norma NBR-13029.

Os parâmetros de construção da pilha foram:

- Densidade do material compactado: 2,4 t/m<sup>3</sup>;
- Altura de bancada: 10 metros;
- Ângulo de repouso: 30°;
- Largura de rampa: 10 metros;
- Inclinação de rampa: 10%.

Seguindo estes parâmetros, a pilha cobriu uma área de 211000 m<sup>2</sup>, equivalente a 21,1 hectares. A pilha atingiu uma altura máxima de 11 bancadas, equivalente a 110 metros. O design do projeto de pilha foi desenvolvido no software *Studio 3* e pode ser observado na imagem a seguir.

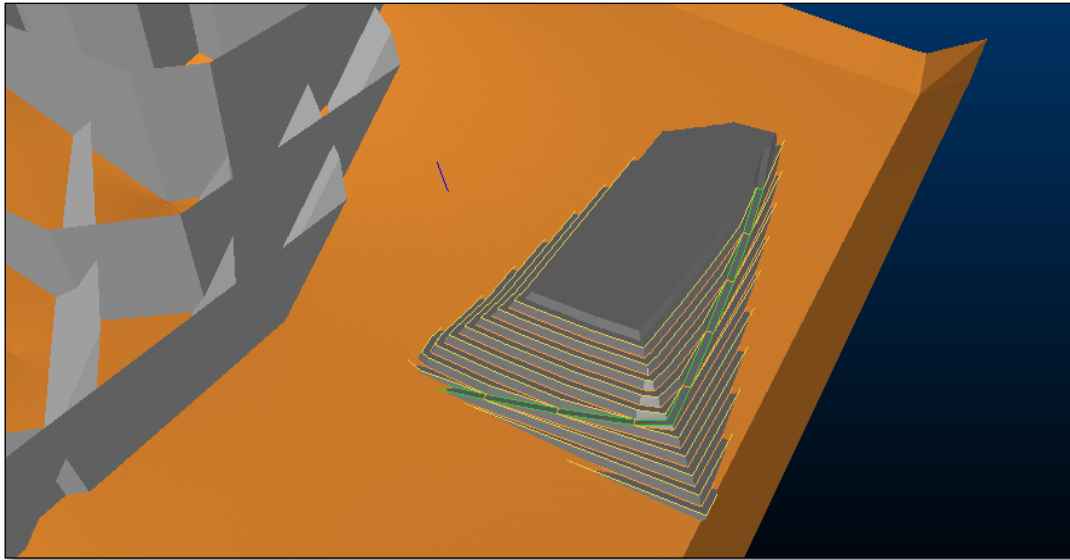


Figura 114: Pilha de estéril.

É possível observar que as restrições de locação da pilha são: proximidade da saída do plano inclinado da mina e locação fora da zona de influência do *caving*; e que a locação da pilha atendeu a estas restrições.

#### 18.4. Subsidiência

Seguindo as premissas do *SME Mining Engineering Handbook* que indica um ângulo de influência de subsidiência preliminar de  $60^\circ$ , foi calculada a área superficial afetada pela subsidiência. Esta área totalizou  $2.237.891 \text{ m}^2$ , equivalente a 223,79 hectares.

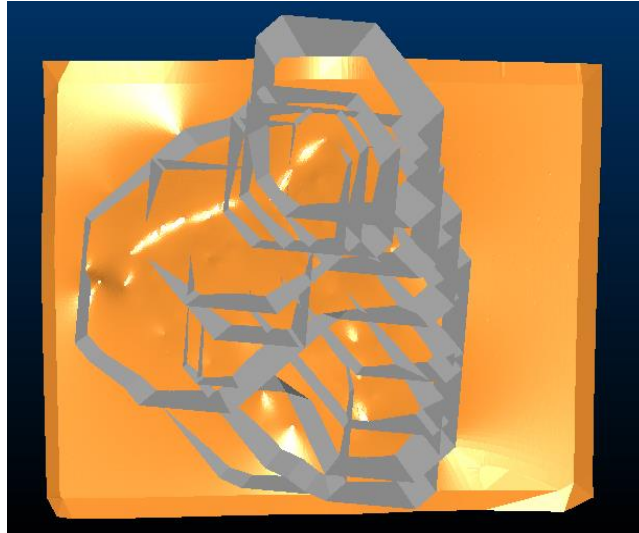


Figura 115: Área de subsidência em planta influenciada por 12 painéis.

## 18.5. Gestão Ambiental

Foram definidas algumas atividades de gestão ambiental e recuperação das atividades mineiras durante a operação e após fechamento da mina.

Durante a operação será realizado o controle e manutenção dos parâmetros ambientais da área em atividade, visando dispensar ou diminuir a ação antrópica futura. Na pilha de estéril será realizado controle de drenagem ácida. Direção preferencial de fluxo das canaletas e drenos de base para o controle do líquido lixiviado. O plantio de gramíneas sobre os taludes e construção de canaletas nas bermas para evitar erosão serão também efetuados. Será visado o acondicionamento correto de resíduos sólidos gerados na mina e instalações de acordo com a Política Nacional de Resíduos Sólidos (Lei nº 12.305/10).

Após fechamento da mina, atividades conforme norma NBR-13030 serão implantadas como a reutilização do solo de cobertura e terra vegetal; reconstrução da conformação topográfica e paisagística; reflorestamento de acordo com condicionantes de licença de operação emitida; e a reabilitação da área envolvendo procedimentos onde se busca os impactos à biota e à flora da região, visando a sustentabilidade e a eco-utilidade da área.

## 19. Economia Mineral

A viabilidade do projeto pode ser confirmada através de ferramentas de matemática financeira aplicadas a um fluxo de caixa estimado. Este fluxo de caixa estimado é composto por custos estimados de capital inicial gastos com equipamentos, instalações e preparações que são conhecidos como CAPEX; custos operacionais de lavra e beneficiamento por tonelada produzida, chamados de OPEX; custos de desenvolvimento de rampa e drifts; custos salariais; e receitas providas de desenvolvimento produtivo e produção.

### 19.1. CAPEX

Primeiramente é preciso contabilizar capital despendido com equipamentos de lavra e equipamentos de beneficiamento. Esta análise de custos foi realizada através do livro *Western Mining*, o qual apresenta tabelas de custos de compra e de manutenção de equipamentos e outros suplementos de operações mineiras. Estes custos tiveram de ser atualizados para 2013, isto foi feito baseando nas taxas de inflação do dólar nos Estados Unidos. Os custos de compra de equipamentos podem ser observados nas tabelas a seguir.

Tabela 40: Relação de custos de equipamento de lavra.

Equipamento	Quantidade	Custo Unitário (\$)	Custo Total (\$)
LHD Produção	14	589,572.00	8,254,008.00
LHD Desenvolvimento	3	370,800.00	1,112,400.00
Truck	14	262,526.40	3,675,369.60
PT	6	185,400.00	1,112,400.00
Jumbo	6	460,533.60	2,763,201.60
Simba	2	921,067.20	1,842,134.40
Esteira	3	1,989,960.00	5,969,880.00
Shaft	1	4,696,800.00	4,696,800.00
Ventilador	2	156,848.40	313,696.80
Vent. Aux	20	18,169.20	363,384.00
Manitu	8	211,356.00	1,690,848.00
Caminhonete	4	61,800.00	247,200.00
Total			32,041,322.40

**Tabela 41: Relação de custos de equipamentos de beneficiamento.**

Equipamento	Quantidade	Custo Unitário (\$)	Custo Total (\$)
Britador 1	1	392,924.40	392,924.40
Peneira 1	2	24,596.40	49,192.80
Britador 2	2	889,920.00	1,779,840.00
Peneira 2	2	24,596.40	49,192.80
Britador 3	4	661,878.00	2,647,512.00
Peneira 3	2	36,462.00	72,924.00
Moinho	5	1,436,232.00	12,926,088.00
Ciclone	24	37,080.00	889,920.00
Flot. Rougher	12	31,888.80	382,665.60
Flot. Scavenger	10	31,888.80	318,888.00
Flot. Cleaner	10	22,989.60	229,896.00
Flot. Rougher Mo	2	22,989.60	45,979.20
Flot. Cleaner Mo	1	19,158.00	19,158.00
Bombas Ciclones	14	46,634.28	652,879.92
Espessador	1	142,140.00	142,140.00
Filtro	6	203,692.80	1,222,156.80
TOTAL			16,076,429.52

Custos de infraestrutura como pilha de estéril, construção da barragem de rejeitos e preparação de terreno para pilha de lixiviação foram baseados na mesma literatura supracitada e também pelo aplicativo *Mafmine*, baseado no Modelo de O'Hara, e podem ser observados na tabela a seguir.

**Tabela 42: Custos de investimento em infraestrutura.**

Cargo	Custo (\$)
Terreno Escritório	61,564.11
Terreno Mecânica	61,564.11
Terreno Pilha Lixi	40,000,000.00
Terreno Pilha Estéril	5,000,000.00
Barragem	20,000,000.00
Terreno Planta	127,436.73
Prédio Escritório	4,247,680.86
Prédio Mecânica	1,991,780.01
Prédio Planta	3,160,782.63
Prédio Vestiário	591,435.27
Prédio Almoxarife	2,149,842.78
Prédio Lab	818,049.69
Instalação Elétrica	7,400,000.00
Água (30 km)	17,300,000.00
Estudo Viabilidade	18,200,000.00
Pré-produção Lavra	3,140,000.00
Supervisão Proj Lavra	5,700,000.00
Estocagem Conc.	1,450,000.00
Pré-prod. Benef	10,050,000.00
Supervisão Proj. Benef	18,100,000.00
Estradas e pontes	2,300,000.00
TOTAL	161,850,136.19

A grande maioria dos custos acima foi investida ao longo dos primeiros 5 anos de fluxo de caixa. O desenvolvimento de rampas de acesso e *drifts* dos painéis de produção foram realizados durante os primeiros sete anos do fluxo de caixa, por isso encontram-se distribuídos ao longo deste período, exceto pelo pré-corte que se dá previamente a cada produção de painel.

**Tabela 43: Custos de investimento em desenvolvimento.**

Operação	Custo (\$/m)	Comprimento (m)	Custo (\$)
Desenvolvimento Rampa	1742.79	10,094	17,592,262.52
Desenvolvimento Drift	1636.42	9,578	15,673,378.66
Drifts Nível Extração	1830.39	74,925	137,141,524.80
Drawpoints	2232.15	77,563	173,131,479.34
Drifts Nível Pré-corte	1442.5	78,636	113,432,954.55
Poços	2124	3,114	6,916,255.68
Pré-corte	155	1,509	16,414,020.97
TOTAL		253,910	480,301,876.53

O salário dos colaboradores é um investimento constante. Este investimento contabilizado anualmente pode ser analisado na tabela abaixo.

Tabela 44: Custos de anual em bonificação de colaboradores.

Cargo	Quantidade	Salário Mensal Unitário (\$)	Salário Anual (\$)
Técnico Mineração	15	2,000.00	360,000.00
Operários Frotas	156	1,000.00	1,872,000.00
Eletricistas	9	1,200.00	129,600.00
Mecânico	24	1,200.00	345,600.00
Auxiliar	36	1,000.00	432,000.00
Blasters	18	1,000.00	216,000.00
Esteira	12	1,000.00	144,000.00
Topógrafo	12	1,200.00	172,800.00
Supervisão	14	1,000.00	168,000.00
Mecânico	4	1,200.00	57,600.00
Eletricista	4	1,200.00	57,600.00
Mecânicos Superfície	12	1,200.00	172,800.00
Soldador	6	1,200.00	86,400.00
Torneiro	6	1,200.00	86,400.00
Pilha	6	1,000.00	72,000.00
Barragem	6	1,000.00	72,000.00
Engenheiros de Minas	6	3,500.00	252,000.00
Geólogos	2	3,000.00	72,000.00
Técnico Segurança	9	1,500.00	162,000.00
Biólogo	1	2,000.00	24,000.00
Almoxarifado	3	800.00	28,800.00
RH	2	1,200.00	28,800.00
Secretária	3	1,200.00	43,200.00
Despacho	6	1,000.00	72,000.00
Portaria	6	800.00	57,600.00
TOTAL	363		5,185,200.00

## 19.2. OPEX

O custo de lavra foi calculado a partir dos custos operacionais retirados do *Western Mining*, incluindo custo de desmonte com explosivos, consumo de diesel, consumo de energia elétrica e gastos de manutenção e peças. Abaixo, é possível visualizar uma tabela listando os custos por tonelada extraída.

Tabela 45: Custo de Lavra.

Custo de Lavra	
Elétrica	\$ 0.80
Op. e Manut. LHD	\$ 1.29
Desmonte	\$ 0.08
Equipamento	\$ 0.10
Op. e Manut. Simba	\$ 0.10
Op. e Manut. Shaft	\$ 0.40
Op. e Manut. Ventilador	\$ 0.04
Op. e Manut. Vent. Aux	\$ 0.07
Op. e Manut. Esteira	\$ 0.63
Diesel LHD	\$ 0.49
TOTAL	\$ 3.99

É preciso considerar que este custo de lavra não inclui custos de desenvolvimento e nem de salários. É um custo puramente relacionado à operação e manutenção dos equipamentos somado ao custo de explosivos. O mesmo serve para o custo de beneficiamento, mostrado na tabela a seguir.

Tabela 46: Custo de Beneficiamento.

Custo de Beneficiamento	
Elétrica	\$ 3.70
Op. e Manut. Ciclone	\$ 0.02
Op. e Manut. Britadores	\$ 0.40
Op. e Manut. Bombas	\$ 0.06
Op. e Manut. Espessador	\$ 0.01
Op. e Manut. Peneiras	\$ 0.03
Op. e Manut. Moinho	\$ 3.51
Op. e Manut. Flotação	\$ 0.07
Op. e Manut. Filtro	\$ 0.06
Bombeamento Captação	\$ 10,00
TOTAL	\$ 16,43

Portanto, os custos de lavra totalizaram US\$ 3,99/t e os custos de beneficiamento totalizaram US\$16,43/t.



### 19.3. Renovação e Revitalização de Frota

Um custo adicional ao longo da vida útil da mina é o *rebuild* e compra de equipamentos. O cálculo deste custo foi feito ao longo dos anos, considerando um custo de 30% do preço original para uma revitalização de mais meia vida útil do equipamento. Foi considerada uma vida útil de 10 anos para os equipamentos novos e 5 anos para os equipamentos revitalizados.

O cálculo de custo com renovação e revitalização de frota foi feito com os equipamentos LHD, perfuratriz de teto, perfuratriz Simba e perfuratriz Jumbo.

### 19.4. Fluxo de Caixa

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

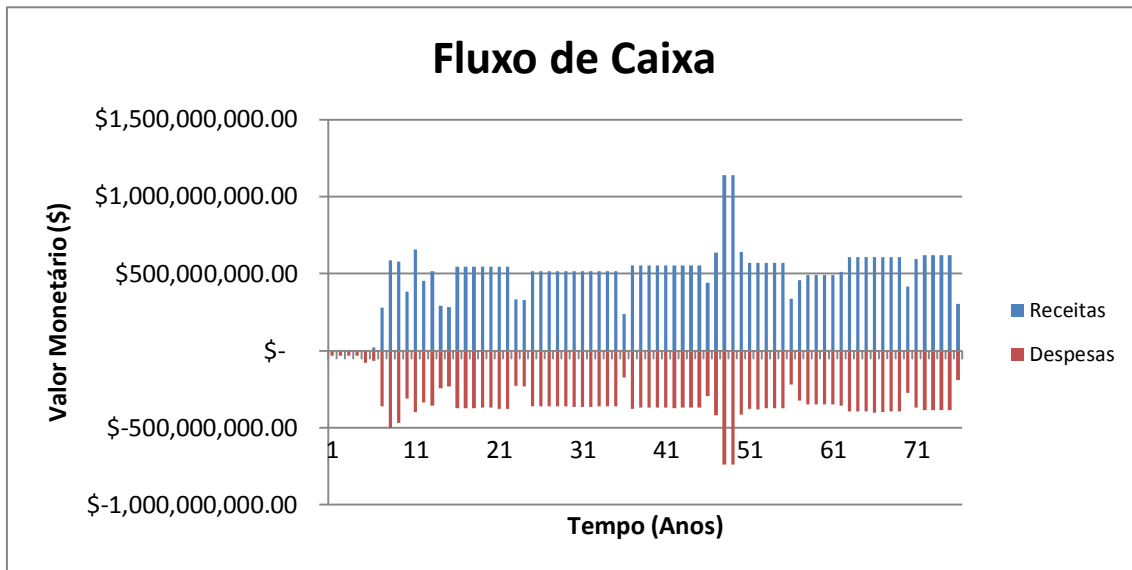
As receitas referentes à produção dependem de parâmetros tais como:

- Recuperação do Sulfetado: 85%
- Recuperação do Oxidado: 60%
- Preço do Cu: US\$ 6500/t
- Preço do Mo: US\$ 18000/t

Os impostos foram calculados em cima da receita anual. O CEFEM é cobrado 2% da receita anual. O PIS e COFINS cobram 7,6% e 1,65% da receita, respectivamente. Finalmente, o ICMS cobra 17% da receita menos o que os impostos anteriores já descontaram.

As atividades realizadas em cada ano de operação da mina podem ser visualizadas na tabela 28, das quais foram calculadas as produções para o fluxo de caixa.

Gráfico 9: Despesas e receita em US\$ por ano, compondo o fluxo de caixa.



## 19.5. Vida Útil

Considerando 5 anos de investimento e preparação inicial somados a 70,49 anos de operação da mina, conclui-se que a mina apresenta uma vida útil de 75,49 anos.

## 19.6. VPL

O valor presente líquido é uma ferramenta para verificar a viabilidade econômica de um projeto ou empreendimento. A soma de todos os valores gastos e ganhos no tempo atualizados para a data de início do projeto deve ser positiva se o empreendimento for viável economicamente.

A taxa mínima de atratividade (TMA) utilizada foi de 10% ao ano.

VPL para 76 anos: US\$ 708.140.467,09

VPL para 30 anos: US\$ 637.356.101,53 (90%)

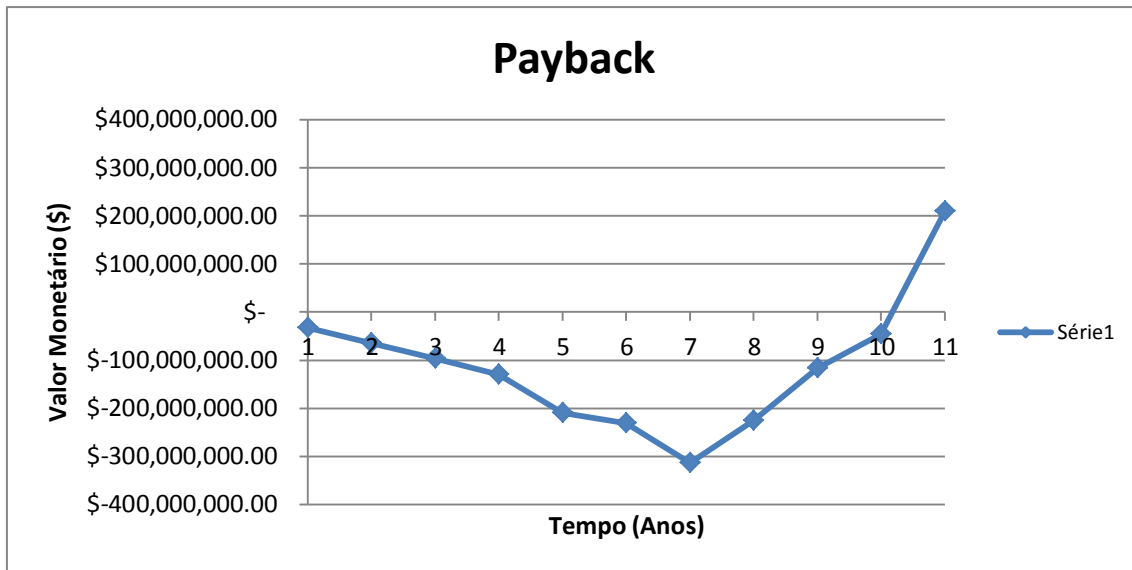
VPL para 15 anos: US\$ 455.098.052,27 (62%)

O valor presente líquido deu um valor positivo e produtivo, o que não inviabiliza o projeto economicamente. O VPL para 30 anos e 15 anos representam 90% e 62% do valor de cálculo total, respectivamente.

## 19.7. Payback

O *payback* mede o tempo em que o investimento é pago, sem taxa de atualização. Podemos observar no gráfico abaixo a análise de *payback*, onde o investimento é pago em 10,18 anos.

Gráfico 10: Payback.



## 19.8. TIR

A taxa interna de retorno, TIR, indica a taxa de atualização que zeraria o valor presente líquido. Para o empreendimento ser viável, esta deve ser maior que a taxa mínima de atratividade (TMA) utilizada no cálculo do VPL.

Neste empreendimento foi constatada uma TIR de 22,20% que é maior que a TMA utilizada de 10%.

## 20. Conclusão

Através dos parâmetros de análise financeira é possível confirmar a viabilidade econômica do projeto. Entretanto, a viabilidade de um projeto não é dependente apenas deste critério, mas sim também de outras infinitas variáveis que podem ser determinantes quanto ao início de um empreendimento rentável.

Dois condições de contorno ao projeto possuem um alto potencial de serem problemáticas. Primeiramente, a questão da captação de água do Rio São Francisco na região da Barragem de Sobradinho que, no entanto, foi provada não ser um problema tão grande como previamente se imaginava. Por segundo, a questão mais ameaçadora à viabilidade do empreendimento é a questão da autorização junto aos órgãos fiscais e ambientais da subsidência proposital e obrigatória que o método de *Block Caving* exige.

Portanto, o projeto é viável economicamente, mas só poderá ser posto em prática se a autorização de subsidência para um método jamais realizado antes no Brasil for concedida e a sua viabilidade socioambiental for confirmada.

## 21. Referências

- ABNT, *NBR 13029 – Elaboração e apresentação de projeto de disposição de estéril, em pilha, em mineração*, Brasil, 1993.
- ABNT, *NBR 13030 – Elaboração e apresentação de projeto de reabilitação de áreas degradadas pela mineração*, Brasil, 1993.
- BIONDI, João Carlos, *Processos metalogenéticos e os depósitos minerais brasileiros*, São Paulo: Oficina de Textos, 2003.
- BRADY, B.H.G, BROWN, E.T., *Rock Mechanics for Underground Mining*, 1993, Second Edition.
- BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. *Balanço Mineral Brasileiro*. Brasília: DNPM, 2001.
- BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. *Economia Mineral do Brasil*. Brasília: DNPM, 2009, p.216.
- BRASIL. Departamento Nacional de Produção Mineral. *Sumário Mineral - Molibdênio*. Brasília: DNPM, 2010.
- CHAVES, A. P., *A Flotação no Brasil*, 2ª edição, 2009.
- CPRM. Mapa geológico do estado da Bahia. Disponível em:  
< <http://geobank.sa.cprm.gov.br/> >. Acesso em: set. 2013.
- DARLING, P., *SME Mining Engineering Handbook*, 2011, 3ª edição, vol.1, cap. 20.3, Block Caving.
- DARLING, P., *SME Mining Engineering Handbook*, 2011, 3ª edição, vol.1, cap. 6.2, p.341.
- DARLING, P., *SME Mining Engineering Handbook*, 2011, 3ª edição, vol.1, cap.4.5, p.203-217
- DARLING, P., *SME Mining Engineering Handbook*, 2011, 3ª edição.
- DE SOUZA, L. E., *Proposição Geoestatística para Quantificação do Erro em Estimativas de Tonelagens e Teores*, PPGEM 2007.
- GUPTA, A., YAN D.S., *Mineral Processing Design and Operation*, 2006, Australia.
- ISAAKS, E.H., SRIVASTAVA, R.M., *Applied Geostatistics*, Oxford University Press, 1989.
- HOEK, E., KAISER, P.K., BAWDEN, W.F., *Support of Underground Excavation in Hard Rock*, 1995.
- HUSTRULID, W.A., BULLOCK, R.L., *Underground Mining Methods*, 2001.
- *Manual de britagem*, 6ª edição, São Paulo: Metso Minerals, 2005.
- McPHERSON, M., *Subsurface Ventilation and Environmental Engineering*.

- NR 22 - Segurança e Saúde Ocupacional na Mineração.

Portaria SIT n.º 70, de 12 de março de 2004 17/03/04

- OLOFSSON, S., *Applied Explosives Technology for Construction and Mining*, Cap. 7, Underground Blasting, p. 131-178.
- Western Mining Engineering Inc., *Mining Cost Service*, 2004.
- WILLS, B.A., NAPIER-MUNN, T.J., *Will's Mineral Processing Technology*, 7ª edição, 2006.